

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

*Материалы научно-технической конференции
«Развитие ресурсосберегающих технологий
во взрывном деле», 2011 г.*

Российская академия наук
Уральское отделение
Институт горного дела

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

*Материалы научно-технической конференции
«Развитие ресурсосберегающих технологий
во взрывном деле», 2011 г.*

Екатеринбург
2012

УДК 622.235/063/

T38

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. – 305 с.

В сборнике представлены доклады и выступления ученых и производственников – специалистов буровзрывного дела Урала, России, Казахстана на проведенной Институтом горного дела Уральского отделения РАН и некоммерческим партнерством «Взрывники Урала» научно-практической конференции, прошедшей в октябре 2011 г. в рамках IV Уральского горнопромышленного форума и региональной специализированной выставки с международным участием «Горное дело: технологии, оборудование, спецтехника».

Ответственный редактор
кандидат технических наук,
исполнительный директор некоммерческого партнерства «Взрывники Урала»
Г.П. Берсенов

© Авторы, 2012

© Институт горного дела УрО РАН, 2012

ПЕРСПЕКТИВЫ И ЗАДАЧИ ВЗРЫВНОГО ДЕЛА НА УРАЛЕ

УДК 622(063)

ХІ УРАЛЬСКИЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЙ СЪЕЗД

г. Асбест 23–26 мая

2011 г.

В деле повышения эффективности использования природно-ресурсного потенциала Урала при сохранении его воспроизводящих возможностей участники съезда первостепенное значение уделили мероприятиям, направленным на оживление горной и связанных с ней наук, а также на рост актуальности научных исследований.

Несмотря на положительные сдвиги в организации сотрудничества научно-исследовательских учреждений с предприятиями горнопромышленного комплекса, добывающие отрасли не стали площадками инновационного развития. Характер и содержание экономических отношений в научном процессе пока не стимулируют в достаточной степени поиски нового. Участники съезда призвали ученых и специалистов горного дела оценивать свой вклад в научно-исследовательские работы не только количеством договоров и суммой освоенных средств, но и патентами, лицензиями и пр.

Участники съезда одобрили стремление научно-исследовательских организаций к сотрудничеству с крупными горными компаниями. Вместе с тем в научно-техническом и технологическом обновлении горного производства нуждаются и небольшие предприятия, в том числе ведущие добычу нерудного сырья. Съезд рекомендовал НП «Горнопромышленная ассоциация Урала» совместно с Уральским отделением Академии горных наук, научными и проектными организациями, представителями малого и среднего бизнеса региона обобщить практику научно-технической и технологической модернизации производства на месторождениях нерудных и общераспространенных полезных ископаемых.



Участники Уральского горнопромышленного съезда, г. Асбест

Съезд обращает внимание властных структур на необходимость:

- сохранять существующие и создавать новые научно-исследовательские и проектные организации, ведущие в первую очередь научную и исследовательскую работу по разработке и внедрению принципиально новых технологий поиска, добычи и переработки полезных ископаемых;

- активнее использовать систему государственных грантов для привлечения к этой деятельности молодых ученых и студентов;

- рекомендовать Совету Горнопромышленной ассоциации Урала совместно с заинтересованными организациями, включая страны СНГ, рассмотреть возможность создания на Урале Международного научно-внедренческого центра инновационных горных технологий.

- в целях развития и модернизации горного дела России, расширения сотрудничества с горными сообществами стран СНГ рекомендовать НП «Горнопромышленники России» и его Высшему горному совету выступить инициаторами проведения Горного конгресса стран СНГ.

В условиях отсутствия в минерально-сырьевом комплексе устойчивой тенденции улучшения профессионального образования, прежде всего инженерного профиля, участники съезда разделяют нарастающую озабоченность горного сообщества России этим обстоятельством. При значительном снижении престижности профессии горного инженера, а также крайне низкой ее популяризации, без обновления подготовки и переподготовки инженерных кадров и активной работы с молодыми учеными невозможно преодолеть растущую зависимость технического перевооружения отечественного горного производства от заимствований зарубежной техники и технологий, монопольного положения в сфере сервиса межнациональных (зарубежных) инновационных корпораций, от дефицита специалистов, способных эффективно руководить крупными организациями горной отрасли.

Горное сообщество выступает за создание комфортных условий для деятельности молодых специалистов и ученых горного профиля. Наряду с решением социальных вопросов, необходимы: государственная поддержка вузов, академических институтов горного профиля в инновационной подготовке специалистов и создании современной технической базы для научных исследований. Съезд призвал ведущих ученых академических и отраслевых НИИ Урала активно участвовать в подготовке горных инженеров и молодых ученых, привлекая их к участию в проектах фундаментальных исследований и к работе по хозяйственным договорам с горными предприятиями, а также обратился к собственникам и руководителям горных

предприятий с предложением поддержать учебные заведения в организации производственной практики студентов-горняков. Уральские горнопромышленники согласны с оценками, выводами и рекомендациями Высшего горного совета, обсудившего 18 марта 2011 г. в Санкт-Петербурге вопросы развития горного профессионального образования как важнейшего фактора ускорения внедрения инновационных технологий, повышения конкурентоспособности продукции отраслей минерально-сырьевого сектора экономики (сайт НП «Горнопромышленники России»: gorprom.giu.ru).

Съезд поддержал деятельность руководителей и специалистов ОАО «Ураласбест» – крупнейшего мирового производителя хризотил-асбеста – в решении технических вопросов эффективного развития предприятия в сложных условиях кризисного и посткризисного периодов. Предприятием широко используется разумный опыт комплексного недропользования, расширяется ассортимент выпускаемой продукции и улучшается ее качество, открываются новые производства с современными перспективными технологиями.

Участники съезда одобряют инициативу ИГД УрО РАН и ОАО «Ураласбест» по созданию на их базе научно-исследовательского центра проведения комплексных испытаний разрушаемых сред для разработки энергоэффективных механизмов самых различных взрывных технологий.

ОАО «Ураласбест», как и многие горнодобывающие предприятия Урала, испытывает острый недостаток финансовых средств для обновления основного горнотранспортного и обогащенного оборудования, что не позволяет предприятию значительно наращивать объемы производства при увеличивающемся спросе. Поэтому строительство Магниевого завода, возводимого по инициативе ОАО «Ураласбест» и администрации г. Асбеста при поддержке правительства Свердловской области, участники съезда оценили как яркий пример модернизации экономики г. Асбеста и градообразующего предприятия, широкого внедрения новых технологий в целях разумного недропользования. Съезд призвал правительство Свердловской области принять дополнительные меры по обеспечению ускоренного строительства и пуска Магниевого завода в г. Асбесте.

Участники съезда выразили признательность руководству и работникам ОАО «Ураласбест» за высокий уровень организации работы съезда.

Учитывая роль и значение минерально-сырьевого комплекса в обеспечении стабильного социально-экономического развития

страны, съезд призвал властные структуры, как федеральные, так и региональные, своевременно принимать взвешенные и продуманные решения, создающие благоприятные условия для горного бизнеса, в том числе для малого и среднего. В связи с взиманием с 1 января 2012 г. повышенной ставки страховых платежей съезд поддержал предложение представителей малого и среднего бизнеса о возвращении к прежней ставке страховых взносов для всех субъектов МСП – плательщиков спецрежимов.

Вместе с тем участники съезда сочли целесообразным обратить внимание властных структур на ряд проблем, мешающих в полной мере реализации планов правительства РФ, и внесли предложения:

1. Привести в соответствие с потребностями недропользователей требования Закона РФ «О недрах», а также Лесного и Водного кодексов:

- определить приоритетным Закон РФ «О недрах» по отношению к Лесному и Водному кодексам. Тогда лицензия, выданная государством на добычу полезных ископаемых, автоматически решала бы вопросы лесо- и водопользования;

- избавить предприятия, ведущие геологоразведочные работы за счет собственных средств, от регулярных платежей за пользование недрами;

- освободить предприятия от налога на добычу полезных ископаемых на период строительства, реконструкции и ввода новых мощностей, направив высвободившиеся денежные средства на строительство или реконструкцию, согласно календарному графику строительства;

- разрешить безаукционное (бесконкурсное) предоставление в пользование участков недр с целью разведки и добычи полезных ископаемых, не имеющих самостоятельного промышленного значения и прилегающих к действующим горным отводам;

- согласовать законодательство о недропользовании с Налоговым кодексом в части исключения двойного налогообложения при производстве попутного продукта (щебень, вода) в процессе горного производства и обогащения;

- вернуть право субъектам РФ выдавать лицензии на право разведки и добычи драгоценных металлов из россыпных и рудных месторождений с запасами до 10 т;

- отрегулировать проблемы трансграничных поверхностных и подземных вод, обеспечивающих Уральский регион качественной питьевой водой за счет кооперации Башкортостана со Средне- и Южно-Уральскими регионами УрФО.

2. В целях повышения эффективности горного производства:

- решить вопрос об отнесении к малому и среднему предпринимательству золотодобывающих предприятий с годовой добычей до 100 кг;

- ограничить монополию РАО «ЕЭС России» и ОАО «РЖД» в части неконтролируемого роста тарифов на электроэнергию и платежей за подключение, тарифов на перевозку грузов железнодорожным транспортом, ведущих к резкому сокращению предприятий малого и среднего бизнеса. Создать региональную транспортную компанию в целях ограничения посреднической деятельности в организации грузоперевозок железнодорожным транспортом;

- законодательно стимулировать переработку отходов горно-металлургического производства на территории РФ и Уральского региона в частности;

- организовать комплексное решение вопросов поддержки затухающих градообразующих предприятий, обеспечивающее их перефилирование или дополнительную полезную загрузку, а также поддержку в реализации мер природоохранного характера;

- принять законодательные меры по выделению дополнительных инвестиций в разработку более прогрессивных систем и средств организации безопасности производственных процессов и охраны труда в горнопромышленном комплексе;

- отметить, что в действующем Федеральном законе «О полиции» от 7 февраля 2011 г. не предусмотрены функции органов внутренних дел в части выдачи заключений о соответствии учета и хранения взрывчатых материалов, а также разрешений на перевозку и хранение ВМ промышленного назначения, что входит в противоречие с действующими правилами, нормами и инструкциями;

- разработать и реализовать в рамках утвержденной технологической платформы «Твердые полезные ископаемые» целевые программы модернизации машиностроительных предприятий для нужд горного производства и геологоразведочных работ, ориентированные на развитие и поддержку отечественного машиностроения по созданию прогрессивного горного оборудования.

Съезд поддержал предложения производителей в адрес властных структур создать дополнительные условия для повышения конкурентоспособности машиностроительных предприятий на внутреннем рынке, – в первую очередь Уральских машиностроительных заводов, осуществляющих комплексные поставки «под ключ», а также одобрил призыв использовать программы кредитования ма-

лого и среднего бизнеса для налаживания выпуска горного оборудования и запасных частей к нему.

Совершенствование экономики, в том числе научно-техническая и технологическая модернизация горного производства, невозможны без участия широких кругов горной общественности. Однако государство недостаточно использует накопленный потенциал действующих объединений предпринимателей. Двадцатилетний опыт деятельности некоммерческого партнерства «Горнопромышленная ассоциация Урала», многих сотен других бизнес-сообществ свидетельствует о значительных возможностях общественных институтов в реализации промышленной политики государства, повышении качества государственного управления. Абсолютное большинство их оценок, предложений и рекомендаций признаются властными структурами, но зачастую не находят отражения в их деятельности.

Съезд поддерживает стремление и готовность НП «Горнопромышленная ассоциация Урала» к активному взаимодействию со всеми ветвями власти в созидательной конструктивной работе, направленной на модернизацию экономики горнопромышленного комплекса Урала, способствующей ее переходу на инновационный путь развития с мобилизацией всех потенциальных ресурсов на основе научно-технической и технологической модернизации.

Учитывая роль и значение горнодобывающего комплекса в обеспечении стабильного социально-экономического развития Свердловской области и с целью ускоренной модернизации горного производства, съезд счел целесообразным:

- обратиться в Министерство промышленности и науки Свердловской области с предложением о создании на его базе Рабочей группы для анализа наиболее острых вопросов функционирования горнодобывающих предприятий, основополагающих проектов управленческих решений по их развитию и выработке соответствующих рекомендаций;

- поручить Совету Горнопромышленной ассоциации подготовить проект положения о деятельности Рабочей группы и предложения по ее составу;

- Совету и президенту Горнопромышленной ассоциации активизировать работу по созданию Горного совета Уральского федерального округа.

Участники съезда призвали властные структуры Уральского региона активнее использовать потенциал, накопленный действующими объединениями горнопромышленников, постоянно расширяя формы сотрудничества с ними.

УДК 622 (063)

IV УРАЛЬСКИЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЙ ФОРУМ

12–14 октября 2011 г.

г. Екатеринбург

С 12 по 14 октября 2011 г. Институтом горного дела УрО РАН (ИГД УрО РАН), Уральским государственным горным университетом (УГГУ), ООО «Компания современных коммуникаций «Экспо-Град» при официальной поддержке аппарата полномочного представителя Президента РФ в УрФО, Российского фонда фундаментальных исследований, Уральского отделения Российской академии наук, департамента по недропользованию по Уральскому федеральному округу, Министерства международных и внешнеэкономических связей и Министерства промышленности и науки Свердловской области, Комитета промышленной политики и развития предпринимательства администрации г. Екатеринбурга, НП «Горнопромышленная ассоциация Урала», Союза машиностроительных предприятий Свердловской области был проведен IV Уральский горнопромышленный форум.



Президиум IV Уральского горнопромышленного форума (слева направо): Сергей Викторович Корнилов, проф., д.т.н., директор Института горного дела УрО РАН, президент НП «Горнопромышленная ассоциация Урала» и НП «Взрывники Урала»; Валерий Николаевич Чарушин, академик РАН, председатель Уральского отделения РАН; Сергей Александрович Рыльков, руководитель Регионального агентства по недропользованию по Уральскому федеральному округу; Виктор Леонтьевич Яковлев, член-корреспондент РАН, председатель Уральского отделения Академии горных наук; Андрей Владимирович Бухмастов, к.т.н., директор НП «Союз машиностроительных предприятий Свердловской области»

Целями форума стали: разработка основных направлений стратегии инновационного развития горнопромышленного комплекса в посткризисный период; демонстрация прогрессивных научно-технических разработок и изделий; содействие техническому перевооружению предприятий современными технологиями и оборудованием.

Форум состоялся как выставочно-конгрессное мероприятие, объединившее научно-технические конференции: «Проблемы карьерного транспорта», «Геомеханика в горном деле», «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле», «Научные основы, практика и перспективы развития информационных методов обогащения минерального и техногенного сырья», «Информационные технологии в горном деле». Прошла специализированная выставка «Горное дело: технологии, оборудование, спецтехника». Были организованы круглые столы и деловые встречи по вопросам комплексного решения проблем недропользователей в области науки, производства, образования, вопросам горного машиностроения, разрушения горных пород, законодательства в области обеспечения промышленной безопасности горного производства, проектирования и карьерного транспорта.

В форуме приняли участие представители различных регионов России (от Кольского полуострова до Хабаровска), гости из Беларуси, Казахстана и других стран СНГ, а также специалисты дальнего зарубежья. Более 350 человек участвовали в научных конференциях и около 120 человек – в деловой программе форума. Экспозицию выставки, участниками которой стали более 70 предприятий и организаций, посетило более 1800 человек.

Горно-металлургические и машиностроительные предприятия Урала были и остаются неотъемлемой частью комплексного обеспечения экономической и сырьевой безопасности Уральского региона и всей страны в целом. Главная цель Уральского сообщества – определение приоритетов горно-металлургического комплекса и содействие разработке стратегии развития добывающей отрасли путем консолидации усилий академических, отраслевых институтов, вузовской науки, проектных организаций и промышленных предприятий. Развитие горнопромышленного комплекса Уральского федерального округа в современных сложных экономических условиях требует решения долгосрочных проблем расширения минерально-сырьевой базы Урало-Сибирского региона и укрепления региональных производственно-хозяйственных комплексов.

Для решения поставленных задач сформулирована технологическая платформа «Твердые полезные ископаемые», инициаторами

которой от Уральского региона, в том числе, стали Институт горного дела и Институт металлургии Уральского отделения РАН и Уральский государственный горный университет.

Проблема воспроизводства минерально-сырьевой базы в Уральском регионе и стране в целом приобретает острое социально-политическое значение. В стране преобладают так называемые регионы-монополисты производства сырья и его переработки. Металлургические предприятия вынуждены завозить типичное сырье из соседних регионов и из-за границы, имея месторождения полезных ископаемых в своем регионе, что при современных тарифах на перевозки существенно удорожает конечную стоимость металла.

Расширение сырьевого потенциала Урала по дефицитным видам минеральных и техногенных ресурсов может быть обеспечено за счет вовлечения в переработку труднообогатяемых, бедных и забалансовых руд, в том числе малых месторождений, при использовании новых (инновационных) информационных методов обогащения.

В качестве общей базы определения баланса потребления и производства минеральных ресурсов, обеспечивающих функционирование металлургического производства на территории Урала, предлагается использовать требования к исходному сырью. Для этого необходимы разработка и реализация программ «Легированные стали», «Машиностроение», «Энергоэффективность горно-металлургического комплекса».

Основным направлением геологоразведочных работ по видам полезных ископаемых остается традиционная для Уральского округа разведка месторождений угля, железа, меди, никеля, редких земель, благородных металлов, урана, на которую финансирование явно недостаточно.

Достигнутый уровень результатов фундаментальных и прикладных исследований в области рационального природопользования позволяет значительно повысить эффективность, экологичность и безопасность горного производства, выявить причины возникновения природно-техногенных катастроф, разрабатывать прогнозные оценки их проявления и технологии снижения риска и тяжести последствий.

Но, к сожалению, существующая нормативная база (1970–1990 гг.) не позволяет, а во многих случаях ограничивает возможность использования передовых технологий и техники при проектировании и разработке месторождений, затрудняет оценку безопасности эксплуатируемых объектов недропользования, проведение экспертизы промышленной безопасности проектов, техниче-

ских решений, эксплуатируемых опасных объектов и т. д. Действующие нормы технологического проектирования не способствуют повышению производительности горнодобывающего предприятия.

Отставание в российской горно-металлургической отрасли может быть преодолено путем интенсификации научных исследований по совершенствованию существующих и созданию новых технологий и оборудования при значительном увеличении их финансирования, а также создания мощных инновационных структур на основе кооперации академической, вузовской и прикладной науки и организации при поддержке государства экспериментальных внедренческих центров.

Машиностроительный комплекс Уральского региона и страны в целом имеет существенный потенциал развития за счет импортозамещения, роста внутреннего потребления в результате осуществления масштабных инфраструктурных преобразований, а также роста производительности труда. Реализации потенциала препятствуют упадок рынка отечественных комплектующих, ограниченный производственный ряд даже у компаний-лидеров, существенный разрыв в технологиях с лидирующими компаниями мира. Принимаемые меры государственного регулирования недостаточны для обеспечения конкурентоспособности отечественного промышленного машиностроения как на внутреннем, так и на международном рынках. Для этого требуется соответствие отечественной машиностроительной продукции таким важнейшим критериям потребительских предпочтений, как надежность, высокий уровень сервиса и адекватная стоимость.

БУРОВАЯ ТЕХНИКА

УДК 622.233.051.78

**ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ШАРОШЕЧНЫХ ДОЛОТ
SANDVIK RR440 С ГЕРМЕТИЗИРОВАННЫМИ ОПОРНЫМИ
ПОДШИПНИКАМИ НА СТАНКЕ PV275
В УСЛОВИЯХ СЕВЕРНОГО КАРЬЕРА ОАО «ЕВРАЗ – КГОК»**

А.М. Захаров

Наряду с широким спектром буровых шарошечных долот с воздушным охлаждением подшипникового узла, предназначенных для открытых горных работ, компанией Sandvik выпускается линейка долот с необслуживаемыми герметизированными опорными подшипниками серии RR440 на основе инновационной технологии подшипников Charger QX2. Для максимального использования преимуществ последней в производстве изделий RR440 разработаны новые технологические схемы, позволяющие долотам этой серии работать в течение продолжительного времени. Создана система взаимодополняющих и взаимозависимых характеристик, которые вобрали в себя последние достижения в области разработки материалов, проектирования и технологий изготовления инструментов.

Запатентованная технология двойной герметизации подшипников Charger QX2 разработана для увеличения срока службы подшипников, выдерживает более высокие осевые нагрузки и скорость вращения и, позволяя бурить дольше и быстрее при меньших общих расходах, поддерживает форму забоя скважины.

Дополнительная защита долот серии RR440 запатентованной технологией «двойного уплотнения» обеспечивает значительный срок службы подшипников долота и большую надежность, чем уплотнительные кольца. Ограждающее уплотнение подшипника с напылением волокна Kevlar защищает основное уплотнение от бурового шлама, что делает систему практически непробиваемой. Кроме того, опорные втулки Phinodal значительно повышают устойчивость к осевым нагрузкам на долото и к высокой скорости вращения.

Система вентиляции опоры для компенсации давления отличается более продолжительным сроком службы уплотнения, повышая общее время работы. Система вентиляции шарнира шарошки для компенсации давления в долотах серии RR440 выравнивает внутреннее давление долота с давлением окружающей среды для предотвращения попадания частиц и утечки смазки. Это конструктивное решение позволяет смазке термически расширяться без обжаривания уплотнения. Как правило, эта система размещается в хвостовой части лапы шарошки для сохранности в жестких условиях бурения взрывной скважины.

Фирменная смазка обеспечивает продолжительный срок службы подшипника и его повышенную надежность.

Оптимизированная система очистки уплотнений – система клапана обратного потока в долотах серии RR440 – разработана для увеличения срока службы уплотнения путем уменьшения закупориваний каналов попадающими во внутреннюю полость долота частицами бурового шлама. Очистка выполняется за счет отвода части воздуха из компрессора на заднюю сторону конуса.

Другие элементы конструкции и системы обеспечивают защиту конуса от износа, в том числе с применением карбидвольфрамового сплава; продумана технология снятия гребней, а также системы ассиметричнойковки лап и обратного разбуривания.

Следует учитывать, что указанные технологии и характеристики синергичны по своей природе, т. е. вместе они дают больший эффект, нежели по отдельности.

В настоящее время на основании достигнутой договоренности между ООО «Сандвик Майнинг энд Констракшн СНГ» и ОАО «Технологическое Бурение» проводятся испытания буровых долот S40 0037407–03, S60 0039020–03, 70QX2 0030081A Ø 251 мм производства «Sandvik Mining and Construction». Цель испытаний – определить работоспособность и эффективность буровых долот в сравнении с базовыми долотами в условиях карьера «Северный» Качканарского ГОКа, отработанными в сопоставимых геологических условиях. Испытания долот проводятся на буровом станке импортного производства PitViper-275.

При несоответствии промежуточных результатов испытаний ожиданиям сторон по проходке долот, механической скорости бурения и иным техническим или технологическим параметрам отработки, стороны имеют право прекратить проведение испытаний в одностороннем порядке.

ОАО «Технологическое бурение» справедливо считает, что затраты на шарошечное долото при бурении скважин являются толь-

ко одной из составляющих общих затрат. А критерий эффективности моточаса работы буровой установки напрямую зависит от развиваемой механической скорости бурения.

Обкатка долот 70QX2 Ø 251 мм производилась при следующих параметрах:

- давление подачи 2000–2200 psi, что соответствует усилию на забой 180–200 кН;
- давление вращения – 1800 psi;
- давление воздуха – 5,4 кг/см²;
- датчик оборотов не работает. Визуально определена скорость 70–80 об/мин.

После обкатки рабочие параметры бурения:

- давление подачи 2800–3400 psi, что соответствует усилию на забой 250–300 кН;
- давление вращения – 2100 psi;
- давление воздуха – 5,4 кг/см²;
- обороты – 90 об/мин;
- категория буримости породы по паспорту XVII.

В процессе бурения шарошечные долота 70QX2 Ø 251 мм показали хорошую скорость бурения – до 0,6 м/мин. Время бурения одной скважины глубиной 17–18 м составило от 30 мин на новом долоте и мягкой породе до 1 ч 20 мин – на крепких породах и изношенном вооружении. Форсунки диаметром 15 мм установлены на всех долотах. Проходка долот: № 1 – 1523 м; № 2 – 1222 м; № 3 – 1126 м. Суммарная проходка трех долот – 3870 м.

Причина выхода долот из строя – износ вооружения. На долоте №1 отмечен предельно допустимый излом зубков. Ресурс подшипников опор ни на одном долоте не был исчерпан. По мнению некоторых машинистов, долото недостаточно хорошо затирает стенки скважин, по сравнению с долотами Atlas Copco. Возможно, этот эффект связан с тем, что использовались форсунки Ø 15 мм, а на Atlas Copco используются форсунки Ø 16 мм.

Выводы и рекомендации: шарошечные долота Sandvik 70QX2 Ø 251 мм признаны работоспособными в условиях карьеров ОАО Качканарский ГОК «Ванадий». Рассматривается возможность их дальнейшего использования на буровой установке PV-275.

**ВЛИЯНИЕ РАССТОЯНИЯ МЕЖДУ ИНДЕНТОРАМИ
БУРОВОГО ИНСТРУМЕНТА НА ЭНЕРГОЕМКОСТЬ
УДАРНОГО РАЗРУШЕНИЯ КРЕПКИХ ПОРОД**

А.С. Реготунов

Наиболее результативным буровым инструментом для ударно-вращательного бурения взрывных скважин в крепких и крепчайших породах является штыревая коронка, разрушающая породу забоя скважины за счет многократного импульсного внедрения инденторов в ее поверхность с определенной частотой. Однако в настоящее время недостаточно изучена взаимосвязь параметров разрушения породы с характеристиками расстановки породоразрушающих инденторов, что не позволяет обоснованно оценить формирование энергозатрат при бурении и выработать рекомендации по их снижению до минимально возможного уровня.

В связи с этим нами выполнены исследования напряженно-деформированного состояния крепкой породы забоя при совместном внедрении инденторов и определено влияние расстояния между их осями на энергоемкость разрушения породы при бурении.

Анализ напряженно-деформированного состояния забоя крепкой породы при внедрении разрушающих элементов коронки штыревого типа проведен методом фотоупругого моделирования. Оптические картины изохром максимальных касательных напряжений, полученные при нормальном просвечивании образца модели, приведены на рис. 1. В результате анализа распределения максимальных касательных напряжений $2\tau_{\max} (\tau_{\max} = (\sigma_1 - \sigma_2)/2)$ в плоскости просвечивания модели забоя (рис. 1) установлены возможные конфигурации зон разрушения нагружаемой породы, зависящие от расстояния между осями внедряемых в нее инденторов (рис. 2). Так, при расстоянии между осями инденторов, равном величине их диаметра (d), разрушение нагружаемой породы начнется под инденторами и завершится образованием общей лунки разрушения (рис. 2).

С увеличением расстояния между осями инденторов (рис. 2б-г) объем разрушения породы между ними снижается. В конечном итоге при некотором критическом расстоянии под каждым из внедряемых инденторов образуются только одиночные лунки (рис. 2г). Таким образом, результаты анализа свидетельствуют, что геометрия возможной зоны разрушения породы определяется межосевым расстоянием инденторов.

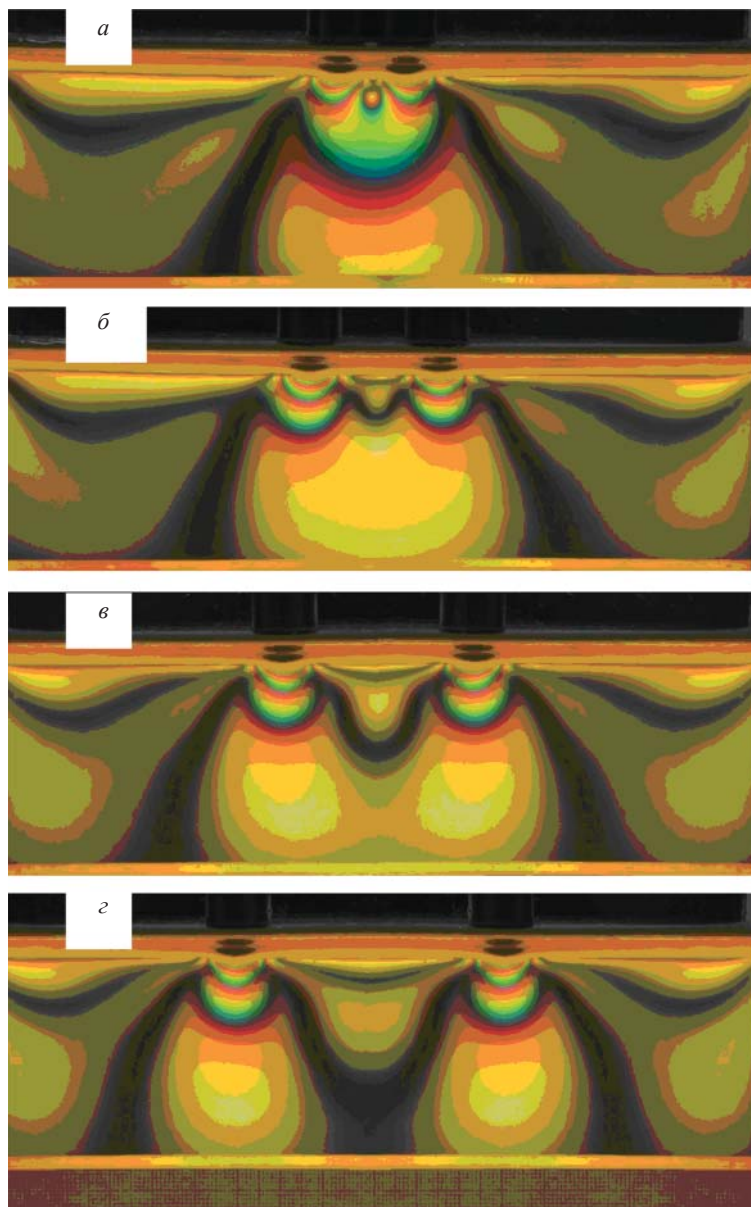


Рис. 1. Оптическая картина изохром максимальных касательных напряжений от внедрения инденторов при различном межосевом расстоянии:
 $a - d$; $б - 2d$; $в - 3d$; $г - 4d$

Рис. 2. Влияние расстановки инденторов на конфигурацию зоны возможного разрушения породы:
 $a - d$; $б - 2d$; $в - 3d$; $г - 4d$

Количественная оценка изменения объема разрушения породы в зависимости от расстояния между инденторами выполнена с помощью коэффициента взаимодействия инденторов $k_{св}$ [1]:

$$k_{св} = \frac{V_n}{nV}, \quad (1)$$

где V_n – объем лунки разрушения, образованной при совместном внедрении в поверхность породы n -го числа инденторов;
 V – объем лунки, полученной от одиночного внедрения индентора, мм³.

Для определения объемов разрушения квазиизотропной крепкой породы при одинаковой удельной энергии удара на индентор применен метод интегрирования. В этом случае контур лунок – это сечение тела вращения вокруг горизонтальной линии раздела (см. рис. 2). Результаты расчета представлены в табл. 1.

Закономерность изменения коэффициента взаимодействия инденторов $k_{св}$, учитывающего эффект совместного скола породы смежными инденторами, от относительного расстояния между их осями L_p приведена на рис. 3.

Эта закономерность в пределах значений (1–4) d имеет вид квадратичной функции

$$k_{ск} = -0,07L_p^2 - 0,9L_p + 5,6. \quad (2)$$

Таблица 1

**Взаимосвязь объема разрушения породы и расстояния между инденторами
 $(d = 10 \text{ мм})$**

Вариант расстановки инденторов	Расстояние между осями инденторов d , мм	Объем разрушения, V , мм ³	Коэффициент взаимодействия инденторов $k_{св}$
Рис. 2а	d	5567,7	4,62
Рис. 2б	$2d$	4481,0	3,72
Рис. 2в	$3d$	2618,9	2,17
Рис. 2г	$4d$	1206,1	1,0

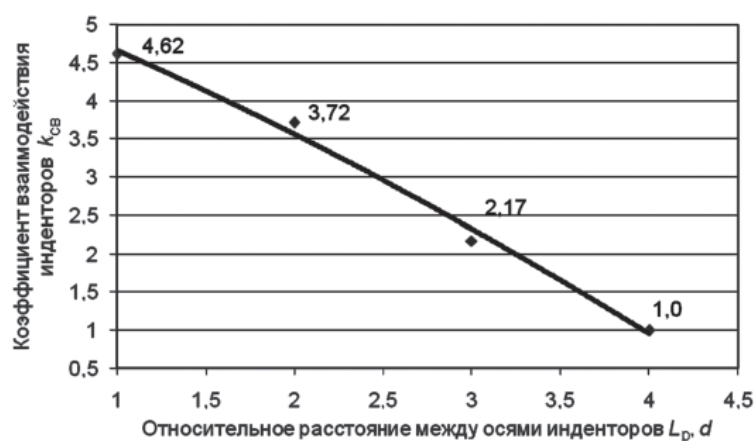


Рис. 3. Зависимость коэффициента взаимодействия инденторов $k_{св}$ от относительного расстояния L_p между ними

Характер зависимости (2) определяется прочностными и структурными свойствами породы, формой и размером поверхности внедряемого индентора. Поэтому в общем виде это выражение можно представить как

$$k_{ск} = -\alpha L_p^2 - \beta L_p + \gamma, \quad (3)$$

где α, β, γ – коэффициенты, учитывающие прочностные и структурные свойства породы, форму и размер поверхности внедряемого индентора.

Разрушение породы в периферийной части скважины происходит в двух смежных плоскостях – в плоскости забоя и плоскости стенки скважины. Следовательно, значительная доля энергозатрат на отделение породы связана с данным участком скважины и оценку влияния расстояния между инденторами на энергоемкость разрушения породы целесообразно определять именно для него. Оценка выполняется на основе анализа профиля разрушенной периферийной области взрывной скважины. Например, рассмотрим четыре конструкции разрушающего ударного инструмента одинакового диаметра с различными схемами расстановки инденторов. При этом удельная энергия единичного удара по исследуемым конструкциям принимается постоянной и достаточной для создания механизма совместного скола с минимальной энергоемкостью (рис. 2а). Оценку

энергоемкости разрушения породы (e , Дж/м³) выполним отдельно по виду механизма ее разрушения:

– для совместного скола породы между инденторами

$$e_{\text{св}} = \frac{a_n}{b_n} = \frac{a_n}{0,5k_{\text{св}}V}, \quad (4)$$

где a_n – удельная энергия на индентор (для различных пород устанавливаются экспериментально), Дж;

b_n – удельный объем разрушения одним индентором, м³;

$k_{\text{св}}$ – коэффициент взаимодействия инденторов, ед.;

V – объем одиночной лунки, м³;

– для последовательного скола

$$e_{\text{св}} = \frac{a_n}{\eta V}, \quad (5)$$

где η – коэффициент эффективности разрушения [2] (принимается наибольшее значение – 3,5 ед.).

Влияние расстановки инденторов в породоразрушающем инструменте на механическую скорость бурения v определяется согласно выражению

$$v = \frac{nk_{\text{св}}V\pi n_{\text{вр}}}{N \arcsin \frac{L_{\text{ск}}}{2R}}, \quad (6)$$

где n – число внедряемых инденторов в поверхность породы;

$n_{\text{вр}}$ – частота вращения бурового инструмента, с⁻¹;

N – количество ударов по участку забоя скважины для полного его разрушения;

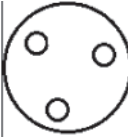
$L_{\text{ск}}$ – относительное расстояние между очередными ударами, обеспечивающее разрушение породы сколом с наименьшими энергозатратами;

R – радиус траектории движения инденторов по периферийному участку скважины, м;

k – коэффициент, учитывающий влияние формы свободных поверхностей на объем скола породы.

Результаты исследования, представленные в табл. 2, показывают, что при некотором числе инденторов, рациональное расстояние между их осями L_p может обеспечивать суперпозицию напряженно-деформированного поля, когда разрушение в нагружаемой поро-

Таблица 2
Влияние расстановки инденторов в инструменте на энергоёмкость и механическую скорость разрушения пород при бурении периферийной области скважины

Наименование рисунка	Расстояние между инденторами	Схема поражения периферийной области забоя пород при единичном ударе	Профиль периферийной области забоя скважины	Количество ударов по периферийной области забоя скважины для полного ее разрушения N	Энергоёмкость разрушения породы периферийной области при бурении по типам механизма разрушения		Объёмная механическая скорость бурения периферийной области забоя, м ³ /с
					совместный скол между инденторами $\epsilon_{\text{об}}$, Дж/м ³	последовательный скол $\epsilon_{\text{ск}}$, Дж/м ³	
<i>a</i>	<i>d</i>			1	$0,44a_n \frac{L_{\text{ск}}}{V}$	нет	$\frac{41,6V\pi n_{\text{пр}} k}{L_{\text{ск}} \arcsin \frac{L_{\text{ск}}}{2R}}$
<i>б</i>	<i>2d</i>			2	$0,54a_n \frac{L_{\text{ск}}}{V}$	$0,29a_n \frac{L_{\text{ск}}}{V}$	$\frac{20,8V\pi n_{\text{пр}} k}{L_{\text{ск}} \arcsin \frac{L_{\text{ск}}}{2R}}$
<i>в</i>	<i>3d</i>			3	$0,74a_n \frac{L_{\text{ск}}}{V}$	$0,29a_n \frac{L_{\text{ск}}}{V}$	$\frac{13,9V\pi n_{\text{пр}} k}{L_{\text{ск}} \arcsin \frac{L_{\text{ск}}}{2R}}$
<i>г</i>	<i>4d</i>			4	$a_n \frac{L_{\text{ск}}}{V}$	$0,29a_n \frac{L_{\text{ск}}}{V}$	$\frac{10,4V\pi n_{\text{пр}} k}{L_{\text{ск}} \arcsin \frac{L_{\text{ск}}}{2R}}$

де от соседних инденторов происходит за счет совместного скола (рис. *a* в табл. 2). При этом требуется единичное воздействие удара для полного поражения периферийного участка породы. В результате обеспечивается наименьшая энергоемкость бурения скважины, а объемная механическая скорость бурения оказывается наибольшей (в сравнении с другими схемами внедрения инденторов). Однако при расстоянии между осями инденторов, не обеспечивающем полный скол объема породы (рис. *б-г* в табл. 2), требуется нанести по периферийному участку скважины дополнительное количество ударов для полного его разрушения. При этом механизм отделения оставшегося объема породы после первого удара будет представлен последовательным сколом. Основным параметром, влияющим на энергоемкость при таком механизме разрушения, является расстояние от ранее образованной лунки до места следующего удара $L_{ск}$ – шаг поражения забоя. Величина этого параметра в первую очередь зависит от физико-механических свойств породы, энергии, подводимой к индентору, его геометрических характеристик. Наименьшее теоретическое значение энергоемкости последовательного скола, соответствующее рациональному шагу поражения, можно принять по данным источника [2].

В целом результаты исследований показали, что расстановка инденторов в инструменте (количество и расстояние между их осями) предопределяет механизм разрушения породы забоя скважины. Он может быть реализован по трем основным видам, существенно отличающимся по энергоемкости отделения породы: совместный скол (полный или неполный), последовательный скол, а также комбинация этих типов. Очевидно, что общая энергоемкость разрушения породы при бурении зависит от типа механизма разрушения и его доли в разрушении породы забоя скважины. Поэтому при определении требуемой энергии и частоты ударов по инструменту необходимо учитывать влияние параметров расположения инденторов в инструменте на реализуемый ими механизм разрушения породы. Учет этого влияния может быть использован при разработке современного штыревого инструмента для ударно-вращательного бурения взрывных скважин в крепких породах.

Литература

1. *Эйгелес Р.М.* Расчет и оптимизация процессов бурения скважин / Р.М. Эйгелес, Р.В. Стрекалова. – М.: Недра, 1977. – 200 с.
2. *Протасов Ю.И.* Теоретические основы механического разрушения горных пород / Ю.И. Протасов. – М.: Недра, 1985. – 242 с.

БУРЕНИЕ ГЛУБОКИХ ТОЧНО НАПРАВЛЕННЫХ СКВАЖИН

А.А. Репин, С.Е. Алексеев, Д.И. Кокаулин

При проведении буровых работ одной из проблем является проходка глубоких (100 и более метров) точно направленных скважин.

На угольных шахтах для эффективной работы комплексно-механизированных забоев важно снизить концентрацию метана в поземной атмосфере. Это обеспечивается методами предварительной дегазации и интенсивным проветриванием как горных выработок, так и выработанного пространства. Наиболее результативным методом предварительной дегазации является метод обуривания очистного блока сеткой подземных дегазационных скважин из оконтуривающих выработок.

На рудниках достаточно глубокие скважины используются для проведения закладочных работ, пропуска воды, вентиляции, прокладки коммуникаций. Для менее глубоких взрывных скважин прямолинейность также имеет значение, поскольку влияет на равномерность закладки заряда и, как следствие, на качество дробления породы. Прямолинейность скважин важна и в геологоразведке – как на открытых работах, так и в подземных условиях. Довольно часто глубокие скважины не попадают в нужную выработку, что приводит к их потере и значительно снижает производительность буровых работ.

Причин отклонения скважин достаточно много. Это и неоднородность буримой породы по крепости и трещиноватости, наличие слоев в породе и их направление, наличие различных включений. Есть и технические причины, к которым можно отнести способ бурения и технические характеристики бурового оборудования.

В зависимости от физико-механических свойств буримых пород и производственных условий используются различные способы проходки скважин. Применяется вращательное, ударно-поворотное, ударно-вращательное, шарошечное бурение [1], а также другие виды бурения и комбинации способов.

Относительно невысокая крепость угля и включающих пород позволяет разрушать их резанием. Однако вращательный способ бурения предполагает значительный крутящий момент и большое осевое усилие на забой, что при большой глубине бурения приводит к изгибу бурового става и искривлению скважины. Шарошечный способ бурения также требует большого осевого нажатия на став и име-

ет те же недостатки. Следует отметить, что станки для такого бурения имеют значительные габариты и массу, что увеличивает трудоемкость их использования.

Ударный способ бурения обладает наименьшей энергоемкостью разрушения породы и позволяет снизить энергозатраты, обеспечивая достаточно высокую производительность. Данным способом осуществляют проходку по породам средней и высокой крепости, т.к. он дает возможность применять более легкое оборудование.

Машины ударного действия давно и успешно используются для проведения буровых работ. Для проходки скважин малого диаметра применяются преимущественно выносные (расположенные вне скважины) ударные устройства – перфораторы, как пневматические, так и гидравлические. Они обеспечивают достаточно высокую скорость проходки, но не позволяют бурить глубокие скважины из-за потерь энергии удара в ставе штаг при ее передаче к забою. Кроме того, передаваемая через буровой став энергия деформирует его и приводит к искривлению скважины. Поэтому данная техника используется для проходки относительно коротких шпуров.

В середине прошлого века в России были разработаны первые конструкции и изготовлены первые образцы пневматических машин ударного действия, устанавливаемых непосредственно у забоя буримой скважины, – погружные пневмоударники. Такое расположение обеспечивает наилучшую передачу энергии удара на забой, позволяет увеличить скорость бурения и глубину скважины. Сжатый воздух используется как энергоноситель и очистной агент, что делает технологию бурения более рациональной.

Эти обстоятельства, а также простота и относительная дешевизна данной техники делает привлекательным ее применение как в подземных условиях, так и на открытых горных работах. Кроме того, в подземных условиях стала возможна отбойка руды глубокими скважинами.

Метод бурения с погружным пневмоударником обеспечивает надежное бурение в породах разной крепости и трещиноватости. Станки отличаются производительностью, надежностью, а также простотой обслуживания. Скорость бурения не зависит от глубины скважины. Высокоэффективная система продувки работает адекватно скорости бурения. Погружное оборудование имеет низкий уровень шума и незначительное отклонение скважин.

Важным обстоятельством является то, что при работе пневмоударника основные силы, участвующие в разрушении породы, замыкаются в системе *ударник – инструмент – забой скважины*, а осевое усилие, передаваемое буровым ставом, необходимо лишь



Рис. 1. Опытный образец малогабаритного пневмоударника АШ45

для уравнивания сил реакции и отдачи и может быть минимальным. Возможность уменьшения осевого нажатия на забой позволяет уменьшить деформацию бурового става и обеспечить более прямолинейное бурение.

Для еще большего снижения нагрузки на буровой став рационально использовать погружные пневмоударники минимального для данного бурового станка диаметра. Это уменьшает силы реакции, возникающие на забое скважины при ударном взаимодействии, и изгибающие моменты, передаваемые на буровой став. Для получения скважины необходимого диаметра можно использовать метод расширения данной передовой точно направленной скважины.

В Институте горного дела СО РАН осуществляется поиск решения по созданию малогабаритных погружных пневмоударников и, в частности, был разработан малогабаритный пневмоударник АШ45 [2] (рис. 1), предназначенный для бурения вертикальных и горизонтальных скважин по углю и породам крепостью до $f=16$. В качестве бурового инструмента используются серийно выпускаемые, а также специально разработанные лезвийные коронки. Тип используемых коронок определяется условиями эксплуатации.

Техническая характеристика пневмоударника АШ45:

Диаметр буримой скважины, мм	45
Глубина скважин, м	20 и более
Диаметр корпуса пневмоударника, мм	39
Длина пневмоударника, мм	737
Рабочее давление, МПа	0,5 – 0,7
Энергия единичного удара, Дж (при 0,5 МПа)	12
Частота ударов, с ⁻¹ (при 0,5 МПа)	20
Ударная мощность, Вт (при 0,5 МПа)	240
Расход воздуха, м ³ /мин (при 0,5 МПа)	0,4

На полигоне ИГД СО РАН опытным образцом пневмоударника было произведено пробное бурение по гранитному блоку крепостью $f = 12 - 14$. Для мокрого пылеподавления работа осуществлялась на воздушно-водяной смеси. Давление сжатого воздуха поддерживалось на уровне 0,5 МПа. Использовалась лезвийная буровая коронка [3]. Пневмоударник имел надежный запуск, блокировку и устойчивый режим работы. Скорость бурения по граниту составила 90 мм/мин. При работе с пневмоударником отмечен также меньший износ коронки.

Для работы малогабаритного пневмоударника в ИГД СО РАН разработан легкий буровой станок – СБП (станок буровой породный) со скоростью вращения штанги 250 об/мин, крутящим моментом 163 Н·м и усилием подачи до 700 Н, предназначенный для бурения специальных и технических скважин с диаметром 45 – 80 мм и глубиной бурения до 100 м. Станок способен бурить в крепких породах [4], а при необходимости способен обеспечить и комбинированный вращательно-ударный способ бурения.

Станок (рис. 2а) устанавливается в горной выработке (например, штреке) на двух раздвижных стойках 1 и распирается опорами 2 с помощью винтов. Неподвижные нижние стойки соединяются жестко между собой кронштейнами 3 и 4. Одновременно нижние стойки являются направляющими для редуктора-вращателя 5. На кронштейне жестко закреплены два пневмоцилиндра 6, штоки которых проходят через отверстия в кронштейне 3 и при помощи пальцев крепятся к коромыслу 7. Коромысло, в свою очередь, шарнирно соединяется двумя тягами 8 с корпусом редуктора-вращателя. При втянутых штоках пневмоцилиндров последний находится в нижнем положении. В переходник редуктора вставляется штанга 9, а на ее забойный конец устанавливается погружной пневмоударник 11. После этого включается редуктор-вращатель и подается команда пневмоцилиндрам на выдвижение штоков. При этом буровой став вместе с редуктором-вращателем подается на забой, включается пневмоударник и начинается процесс бурения. После окончания бурения вращение штанги останавливается, прекращается подача воздуха в пневмоударник и штанга закрепляется на кронштейне рычагами 10. Затем пневмоцилиндры переключаются на втягивание штока, редуктор отделяется от штанги и устанавливается в нижнее исходное положение, после чего производится установка очередной штанги, которая одним концом вставляется в переходник редуктора, а другим прикручивается к первой штанге, и процесс бурения продолжается. По окончании бурения на полную глубину скважины буровой став разбирается с помощью перехватывающего зажимного устройства на кронштейне с рычагами.

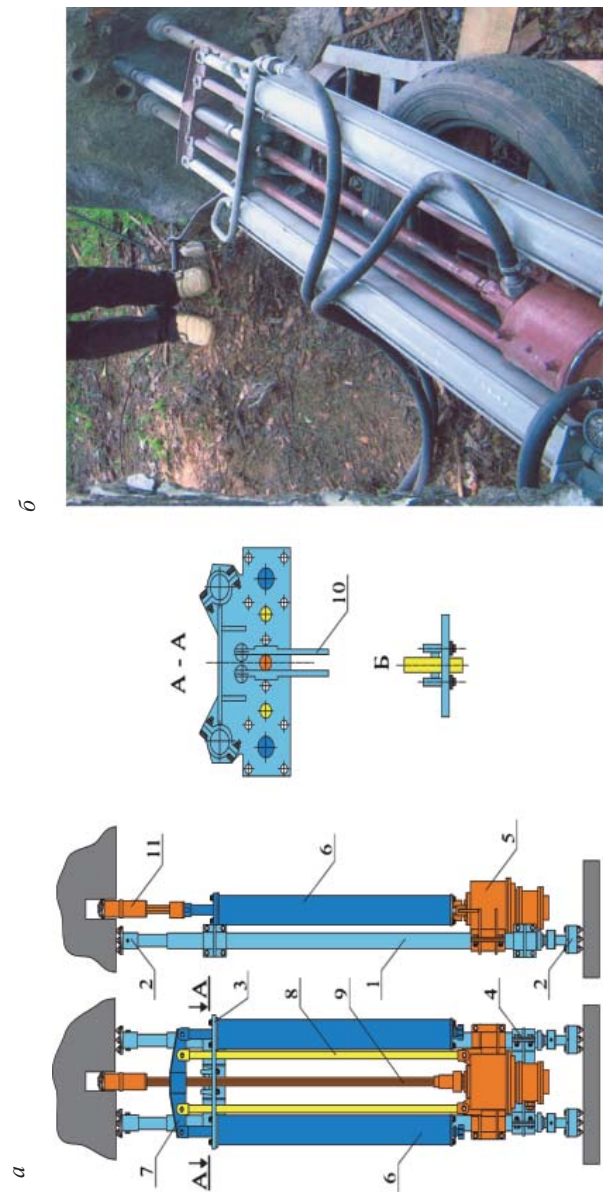


Рис. 2. Станок буровой породный СБП:
а) общий вид станка, б) опытный образец на испытании

Станок буровой породный (рис. 2б) испытан на натурном стенде, результаты замеров подтвердили эффективность нового принципа бурения. Дальнейшая эксплуатация пневмоударника и станка проводилась на шахтах Кузбасского угольного бассейна.

Опыт создания малогабаритного погружного пневмоударника для проходки глубоких шпуров показал перспективность данного направления, позволяющего и в данной области использовать преимущества пневмоударного способа бурения. Наращивание энергетических параметров малогабаритных пневмоударников может осуществляться при использовании энергоносителя высокого давления – 1,8 – 2,0 МПа, что позволит значительно увеличить скорость проходки скважин в крепких породах.

Сегодня ставится задача создания малогабаритных погружных пневмоударников не только для вновь создаваемых, но и для существующих станков. В России и странах СНГ большое распространение получил буровой станок НКР100. Наименьшим диаметром корпуса пневмоударника для этого станка может быть диаметр, равный диаметру буровых штанг (63,5 мм). Диаметр буримой скважины при этом составит 76 мм. С учетом приведенных выше соображений был спроектирован пневмоударник ПНБ76, схема которого представлена на рис. 3.

Для проходки глубоких прямолинейно направленных скважин также имеет значение конфигурация забойной части бурового инструмента.

На горных предприятиях России наибольшее распространение получили буровые коронки с плоским забойным торцом, армированные инденторами сферической формы. Данный тип коронок технологически прост в исполнении и достаточно универсален в производственных условиях при проходке монолитных, раздробленных и трещиноватых пород высокой крепости, однако не способен одинаково качественно соответствовать всем производственным требо-

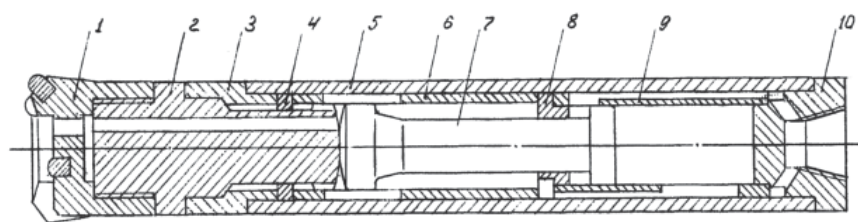


Рис. 3. Малогабаритный погружной пневмоударник направленного бурения ПНБ76:

1 – коронка буровая съёмная; 2 – скалка; 3 – буска; 4 – кольцо разрезное переднее; 5 – корпус; 6 – гильза передняя; 7 – ударник; 8 – кольцо разрезное заднее; 9 – гильза задняя; 10 – переходник

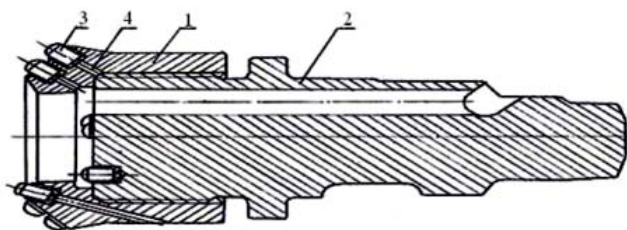


Рис. 4. Буровая коронка с глубоким керном

ваниям. В частности, при проходке скважин на глубину 50 – 70 м отклонение бурового става может составлять более 1 м. При бурении глубоких разведочных скважин, где требования к центровке ствола особенно высоки, данный тип коронок менее пригоден.

Опыт создания буровых коронок в странах дальнего зарубежья и России показал, что высокую точность бурения скважин обеспечивают коронки с глубоким керном забойной части. На рис. 4 представлен специальный буровой инструмент разработанный в ИГД СО РАН [5] и прошедший успешные испытания в производственных условиях. Инструмент предназначен для бурения скважин по породам средней и высокой крепости, а также в условиях уплотненных грунтов средней абразивности. В его состав входит сменная кольцевая коронка 1 с двухрядным кассетным армированием и использованием твердосплавных инденторов 3, хвостовик 2, канал 4 предназначен для замены инденторов. Буровая коронка имеет пять фронтальных канавок, обеспечивающих качественное удаление бурового шлама. Кольцевое пространство, образуемое буровой коронкой и хвостовиком, обеспечивает максимальную прямолинейность буримых скважин. Конструкция данного бурового инструмента позволяет эффективно решать производственные трудности, возникающие при бурении глубоких скважин. К примеру, армирование коронки может производиться инденторами различной формы, в зависимости от горногеологических условий. Как известно, износ твердого сплава происходит от периферии к центру, в коронке данной конструкции замена двух периферийных рядов может производиться 2 – 3 раза, что значительно увеличивает срок службы коронки и расширяет область применения инструмента в целом.

Составная конструкция бурового инструмента позволяет использовать буровые коронки различных типов. На рис. 5 показан образец буровой коронки. Для проходки глубоких прямолинейных скважин хвостовик (б) оснащается кольцевой коронкой с глубоким керном забойной части (а).

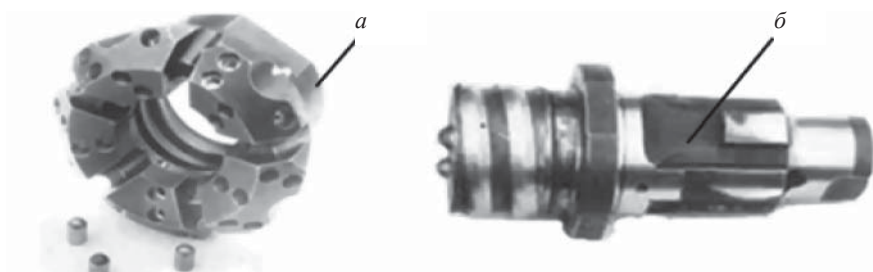


Рис. 5. Составные части буровой коронки с глубоким керном:
а) кольцевая коронка; б) хвостовик

Выводы

Приведенные в данной работе результаты исследований позволяют заключить:

1. Увеличение точности бурения глубоких скважин возможно путем корректировки технической характеристики бурового оборудования, в частности – снижением осевого усилия на буровой став за счет использования погружных пневмоударников максимально малого диаметра.
2. Для получения скважин необходимых размеров пригоден метод расширения передовой точно направленной скважины малого диаметра.
3. Использование бурового инструмента с глубоким керном забойной части позволяет осуществлять лучшую фиксацию инструмента на забое, что также увеличивает прямолинейную направленность бурения.
4. Разработка конструкций погружных пневмоударников и бурового инструмента с учетом изложенных принципов возможна как для вновь создаваемых, так и для существующих буровых станков.

Литература

1. Медведев И.Ф. Режимы бурения и выбор буровых машин. – М.:Недра, 1968.
2. Пат. РФ № 2311521. Погружной пневмоударник /А.А. Репин и др. Оpubл. 27.11.2007. Бюл. № 33
3. Алексеев С.Е., Репин А.А., Пятнин Г.А. Перспективы создания техники для комбинированного вращательно-ударного способа бурения шпуров // Сб. Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды / Труды конференции. – Новосибирск, 2007.
4. Клишин В.И., Кокоулин Д.И., Фокин Ю.С., Репин А.А. Развитие бурового оборудования для угольных шахт // Сб. Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды / Труды конференции. – Новосибирск, 2007.
5. Пат. РФ № 2086748. Буровая коронка /С.Е. Алексеев, Г.А. Пятнин. Оpubл. 10.08.1997. Бюл. № 22.

ТЕХНОЛОГИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ГОРНОРУДНЫХ И НЕРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

УДК 622.233/.235.06

КРИТЕРИИ ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ БВР

С.Н. Жариков, В.Г. Шеменев

В статье изложен анализ, проведенный в рамках работы по гранту ориентированных фундаментальных исследований УрО РАН № 11-5-16-УГМК.

Эффективность ресурсосбережения определяется затратами на технологический процесс с учетом качества произведенных работ. С одной стороны, соотношение *затрата – качество* является наиболее информативным показателем для принятия решений и с этой точки зрения можно оценивать наименее ресурсоемкие технологии с целью выбора и применения какой-либо из них, при этом каждая технология характеризуется своим качеством, которое для нее является стабильным. С другой стороны, если технология уже применяется, то сокращение потребляемых ресурсов может привести к потере стабильного качества и, следовательно, к неудовлетворительным результатам производственной деятельности. Поэтому важным вопросом ресурсосбережения в каждом отдельном процессе производства продукции является чувствительность общей технологии к отдельным принимаемым решениям и прогноз их последствий. Ввиду этого особое внимание следует уделить взаимосвязям процессов горного производства, что позволит определить индикаторы и критерии эффективности ресурсосбережения – как в целом для открытых горных работ, так и для БВР в частности.

Требования к качеству подготовки горной массы к выемке формируются в следующей последовательности. Исходя из необходимого объема добычи полезного ископаемого и принятой в связи с этим схемы комплексной механизации горных работ подбираются типоразмеры

выемочной техники и соответствующего бурового оборудования. При известных ежегодных объемах отбойки и диаметрах скважин определяются подходящие к данным условиям типы ВВ и оборудование для механизированного заряжения взрывных скважин. При этом для обеспечения соответствующего качества взрывов решается комплекс задач типового проекта БВР, элементы которого с развитием горной выработки могут изменяться. Это касается как ширины рабочих площадок, так и параметров уступов. В результате изменяется напряженное состояние прибортового массива и, соответственно, устойчивость бортов карьера. Таким образом, требования к БВР повышаются по следующим направлениям: снижение воздействия взрыва на законтурный массив, обеспечение компактного развала и заданного качества дробления, учет свойств ВВ и конструкций зарядов. Решение задач производства БВР по этим направлениям подразумевает научные исследования. Поэтому в ИГД УрО РАН проводятся соответствующие работы как прикладного, так и фундаментального характера, по результатам которых можно отметить следующее.

Установлено, что длина заряда ЭВВ, сенсibilизированного химическим способом, ввиду гидростатического давления в скважине влияет на скорость детонации [1]. Поэтому для предотвращения отказов особого внимания заслуживает начальная плотность эмульсии. Учитывая, что параметры зарядов могут изменяться по технологическим потребностям, экспрессное исследование детонационных характеристик ВВ, изготавливаемых в местах потребления, имеет важное значение для безопасности работ.

Обосновано, что путем выбора для конкретных условий интервалов замедления и направления отбойки можно управлять формой зоны дробления пород при взрыве скважинных зарядов [2–3]. Таким образом, имеется возможность, с одной стороны, обеспечивать компактный развал, а с другой – уменьшить влияние взрыва на законтурный массив, что важно при постановке уступов карьера в предельное положение.

Доказано, что под воздействием предыдущих взрывов развивается техногенная нарушенность: при тыльном действии взрыва в скальном крупноблочном массиве на глубину не менее 4–5,5 м; в зоне перебура на глубину (0,35–0,6) высоты уступа [4–5]. Полученные результаты имеют значение для определения рациональных конструкций скважинных зарядов.

Все элементы взрывного разрушения массива горных пород (схемы взрывания, свойства ВВ, конструкции зарядов) взаимосвязаны между собой. Технические решения в конечном счете направлены на снижение затрат по переделу при стабильном качестве дроб-

бления. Следовательно, должен быть некоторый общий показатель, характеризующий взрывные работы, который может быть взаимосвязан с элементами системы разработки. Важнейшей характеристикой взрыва является количество выделяемой энергии. Планирование и организация БВР заключаются в эффективном использовании этой энергии при разрушении горных пород. При этом для принятия технических решений особое значение имеет информация о свойствах разрушаемого массива. Как правило, при расчетах параметров БВР породы характеризуются показателями свойств при их упругой деформации. Это является вполне логичным, т. к. необходимо определить разрушающую нагрузку. Однако немаловажное значение имеет взаимодействие продуктов взрыва с горной породой, особенно когда речь идет об устойчивости выработки. В работе [6] представлен анализ влияния технологических взрывов на активизацию геодинамических движений в районах недропользования. Установлено, что действие взрыва в горной породе обусловлено распространением электромагнитных колебаний. В процессе химической реакции возникает электрическое поле. Взаимодействие продуктов взрыва с химическим и структурным составом пород способствуют проникновению этого поля вглубь массива. Более того, в источнике [7] указано, что возмущения электрического поля наблюдается не только после детонации заряда ВВ, но продолжает существовать до 50–70 с. Учитывая высокие давления и скорость продуктов взрыва, следует отметить, что электромагнитные волны могут распространяться в массиве на достаточно большие расстояния. Следствием этого может быть изменение напряженного состояния горных пород. Данное направление пока недостаточно исследовано, однако, согласно [8], в прибортовом массиве особенно глубоких карьеров имеют место весьма значительные напряжения. При установлении их величин можно приблизительно вычислить количество концентрируемой энергии. Таким образом, с одной стороны, имеет место горный массив и его внутренняя энергия, а с другой стороны – энергия взрыва. Взаимосвязь между этими энергиями – предмет будущих исследований, однако уже сейчас становится понятным, что действие взрыва в массиве горных пород должно характеризоваться энергетическим показателем, которым является удельная энергия взрыва A (Дж/м³):

$$A = q_{\text{пр}} Q_{\text{уд}} = \frac{Q_{\text{уд}} m_{\text{ВВ}}}{V}, \quad (1)$$

где $q_{\text{пр}}$ – проектный удельный расход ВВ, кг/м³;
 $Q_{\text{уд}}$ – удельная теплота взрыва на 1 кг ВВ, Дж/кг;

$m_{\text{ВВ}}$ – масса ВВ, кг;

V – объем взрываваемой горной массы, м^3 .

При изучении взаимосвязей между технологическими процессами горного производства следует отметить исследования И.А. Тангаева [9], согласно которым эффективность процесса горного производства целесообразно оценивать по удельному энергопотреблению (энергоёмкости). Указанный подход имеет ряд преимуществ. Во-первых, в каждом процессе потребляется энергия (электрическая, тепловая – сгорания топлива в двигателях машин, химического разложения при взрыве) – соответственно, эффективность разных процессов может быть оценена единым критерием. Во-вторых, удельное энергопотребление является стабильной характеристикой технологического процесса и не зависит от конъюнктуры рынка. В-третьих, потребляемую энергию в любой момент можно пересчитать в деньги. Поэтому универсальность оценки эффективности технологических процессов по их энергоёмкости не вызывает сомнений. Кроме того, эффективность данного подхода подтверждается практически [10].

Таким образом, в качестве критерия эффективности технологического процесса следует использовать показатель его энергоёмкости, тогда ресурсосбережение будет характеризоваться снижением этого показателя во времени.

Следует обратить внимание на зависимость энергозатрат по технологическим процессам от физико-технических и технологических факторов. В [9] указано следующее.

Бурение. Удельные энергозатраты при бурении зависят от двух факторов – свойств буримой породы и технологических параметров расположения сетки скважины. Прочностные свойства пород относятся к категории независимых природных факторов, поэтому снижение удельных энергозатрат на бурение возможно, в основном, только за счет расширения сетки скважин.

Взрывание. Энергозатраты при взрывном разрушении руд и пород зависят от их взрываемости (независимый природный фактор) и требований к качеству дробления, определяемых параметрами погрузочного, транспортного и дробильного оборудования (требования к качеству конечного продукта процесса буровзрывных работ). При постоянных параметрах оборудования последующих технологических процессов снижение энергозатрат на буровзрывные работы возможно за счет объективной оценки взрываемости пород и учета этого фактора при планировании и задании параметров сетки скважин и удельной энергии взрыва.

Эксплуатация. Удельные энергозатраты при эксплуатации горной массы в основном определяются качеством ее взрывной подготовки (качеством исходного продукта). Из категории природных факторов на величину энергоемкости эксплуатации наибольшее влияние оказывает объемная масса добываемой руды или породы. Таким образом, удельная энергоемкость эксплуатации функционально связана с энергозатратами на буровзрывные работы.

Транспорт. Затраты энергии на транспортирование горной массы зависят только от расстояния перевозки (на равнинных месторождениях) и высоты подъема или спуска на месторождениях заглубленного и нагорного типов.

Дробление. Энергоемкость дробления на всех стадиях определяется прочностными свойствами полезного ископаемого, качеством исходного продукта, поступающего в голову процесса, и качеством конечного продукта. Снижение затрат энергии на дробление возможно за счет улучшения качества исходного продукта, т. е. путем увеличения энергозатрат на взрывную подготовку руды.

Измельчение. Качество исходного продукта, поступающего на измельчение, задано на последней стадии дробления, поэтому этот фактор можно считать постоянным. Энергоемкость измельчения зависит от физико-механических свойств перерабатываемой руды и требований к качеству конечного продукта. В связи с тем, что первый фактор независим, а второй – технологически задан, снижение энергоемкости измельчения возможно только за счет оптимизации параметров процесса.

Самоизмельчение. Энергоемкость самоизмельчения определяется тремя факторами: физико-механическими свойствами руды, качеством исходного продукта (гранулометрическим составом руды, поступающей из забоя в переработку) и качеством конечного продукта. Снижение удельных затрат энергии на этот процесс зависит от возможности регулирования кусковатости руды, т. к. крупные куски являются измельчающей средой.

Таким образом, буровзрывные работы оказывают значительное влияние на энергоемкость технологических процессов как добычи, так и переработки полезных ископаемых. Поэтому исследование энергозатрат при взрывном разрушении горных пород имеет первостепенное значение. Величина удельной энергии взрывного разрушения зависит от упругих свойств разрушаемого массива. Значение этих свойств можно в приближении установить по параметрам процесса технологического бурения. Следовательно, имеется возможность определять и корректировать массу зарядов в скважинах и более рационально использовать энергию взрыва при пер-

вичном разрушении пород. При этом нельзя упускать из виду вопрос разделки негабаритов, т. е. вторичного дробления. Как показывает практика, основной объем негабарита исходит из участков массива, имеющих скопление трещин, а также подвергнутых техногенному воздействию предыдущих взрывов. При наличии трещин в массиве происходит их раскрытие в момент взрыва. Поэтому горная масса меньше дробится и больше раскалывается по естественным нарушениям.

Таким образом, при проектировании взрыва особо важной является информация о структуре горного массива (направление и количество трещин, изменение зернистости, материал заполнения пустот). Способы получения такой информации в границах выемочных блоков пока не достаточно развиты. Однако, если по данным технологического бурения можно определить упругие свойства массива, то целесообразно изучение структуры пород построить на этой же базе. Для этого можно использовать методику моделирования крепости пород по высоте уступа [5], а при наличии достаточного массива данных исследовать взаимосвязь энергозат на бурение и трещиноватости массива.

Представленный материал позволяет сделать следующий основной вывод. Критерием эффективности ресурсосбережения при производстве буровзрывных работ является соотношение удельных энергозатрат по процессам во взаимосвязи с физико-механическими свойствами и структурой горного массива.

Литература

1. Изучение структурных особенностей и механических свойств локальных массивов горных пород и разработка основ ресурсосберегающей технологии при их взрывном разрушении: отчет о НИР/ИГД УрО РАН; рук. В.Г. Шеменев. – Екатеринбург, 2006. – 103 с.
2. Разработка и внедрение рекомендаций по корректировке проектов БВР на основе исследований взрывного воздействия зарядов эмульсионных ВВ на массивы горных пород карьеров ОАО «Ванадий»: отчет о НИР/ИГД УрО РАН; рук. С.В. Корнилков, А.В. Яковлев. – Екатеринбург, 2007. – 23 с.
3. Исследование прибортовых массивов и оптимизация углов погашения бортов карьеров: отчет о НИР/ИГД УрО РАН; рук. С.В. Корнилков, А.В. Яковлев. – Екатеринбург, 2009. – 88 с.
4. Создание физической модели разрушения высоких уступов карьеров крупномасштабными взрывами: отчет о НИР/ИГД УрО РАН; рук. С.В. Корнилков, В.Г. Шеменев. – Екатеринбург, 2009. – 95 с.
5. Жариков С.Н. Взаимосвязь удельных энергетических характеристик процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород: дис. ... канд. техн. наук / С.Н. Жариков; ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2011. – 139 с.
6. Жариков С.Н. О влиянии технологических взрывов на активизацию современных геодинамических движений в районах недропользования / С.Н. Жариков,

В.Г. Шеменев // Проблемы недропользования: материалы V Всероссийской молодежной научно-практической конференции (с участием иностранных ученых) 8–11 февраля 2011 г. / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: УрО РАН, 2011. – С. 415–425.

7. Адушкин В.В. Генерация электрического и магнитного поля при воздушных, наземных и подземных взрывах / В.В. Адушкин, С.П. Соловьев // Физика горения и взрыва. – 2004. – Т. 40. – № 6. – С. 42–51.

8. Зубков А.В. Геомеханика и геотехнология / А.В. Зубков. – Екатеринбург: УрО РАН, 2001. – 335 с.

9. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых / И.А. Тангаев. – М.: Недра, 1986. – 231 с.

10. Курленя М.В. Энергетический подход к анализу и управлению открытым способом разработки крутопадающих рудных месторождений / М.В. Курленя, М.Л. Медведев // Изв. вузов. Горный журнал. – 2008. – № 1. – С. 18–28.

УДК 622.235.5:622.023.623

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ КАЧЕСТВА ДРОБЛЕНИЯ ТРЕЩИНОВАТЫХ ГОРНЫХ МАССИВОВ ПРИ МНОГОРЯДНОМ ВЗРЫВАНИИ ЗАРЯДОВ

В.Н. Рождественский

Одним из основных показателей, определяющих экономическую эффективность предприятия, является качество дробления горной породы при производстве взрывных работ. Однако отсутствие общепризнанной методики прогнозирования качества дробления трещиноватых массивов, а также необходимых параметров буровзрывных работ обусловили появление большого количества формул и методик расчета скважинных зарядов при многорядном их расположении. Например, В.К. Рубцов [1] предложил описывать качество дробления пород линейной зависимостью, предполагая при этом, что для достижения требуемого качества дробления в трещиноватых породах необходимо подобрать такой удельный расход ВВ, при котором выход негабаритных фракций будет равен нулю. Другие авторы [2, 3, 4] установили, что выход этих фракций и диаметр среднего куска взорванной горной массы от удельного расхода ВВ определяется гиперболической зависимостью. Авторы [5] предложили для карьеров медной промышленности описывать влияние удельного расхода ВВ на диаметр среднего куска, применяя квадратный трехчлен. В работе [6], учитывая многозначность процесса разрушения трещиноватых массивов при взрывах скважинных зарядов, описывается характер изменения диаметра среднего

куска взорванной массы от удельного расхода ВВ двумя пересекающимися прямыми.

Указанные зависимости, по нашему мнению, могут быть выражены в более общем виде, позволяющем при минимальном количестве экспериментальных исследований повысить точность прогнозирования качества дробления. Рассмотрим процесс разрушения трещиноватого горного массива под действием взрыва. В качестве первоначальной характеристики взрываемого массива примем диаметр среднего куска массива до взрыва (d_0), после взрыва диаметр среднего куска взорванной горной массы (d_i). Дробление трещиноватого массива происходит за счет изменения удельного расхода ВВ (q_i).

Исследования большинства авторов показывают, что зависимость диаметра среднего куска взорванной горной массы от удельного расхода ВВ непрерывна и имеет криволинейный характер. С увеличением удельного расхода ВВ от достигнутого происходит снижение диаметра среднего куска взорванной горной массы, а при снижении – диаметр среднего куска, напротив, увеличивается.

Таким образом, увеличение удельного расхода ВВ на $q_i + \Delta q_i$ приводит к изменению диаметра среднего куска взорванной горной массы на величину $d_i - \Delta d_i$ по сравнению с ранее достигнутым при q_i . При уменьшении удельного расхода ВВ $q_i - \Delta q_i$ происходит увеличение $d_i + \Delta d_i$. Если эффективность использования удельного расхода ВВ на дробление характеризовать отношением $\Delta d_i / \Delta q_i$, то, на основании экспериментальных данных [2–5], можно принять в пределах изменения величин d_i и q_i на малые величины Δd_i и Δq_i , что производная dd_i/dq_i в первом приближении является линейной функцией от d_i . С учетом вышеизложенного получим дифференциальное уравнение изменения диаметра среднего куска взорванной горной массы в зависимости от удельного расхода ВВ

$$dd_i/dq_i = -\alpha d_i(m), \quad (1)$$

где α – коэффициент, учитывающий использование удельного расхода ВВ на дробление трещиноватого горного массива с начальной характеристикой взорванного массива, d_0 .

Решением данного дифференциального уравнения (1) при заданных условиях дробления трещиноватого массива будет зависимость

$$d_i = d_0 \exp(-\alpha q_i), \text{ м.} \quad (2)$$

Учитывая опыт ведения буровзрывных работ, можно прогнозировать, что величина коэффициента α будет зависеть от применяемых схем и интервалов замедления многорядного взрывания зарядов, их конструкции в скважинах и диаметра, а также от свойств ВВ и т. д.

Анализ выведенной зависимости (2) показывает, что с увеличением удельного расхода ВВ происходит снижение диаметра среднего куска взорванной горной массы. При уменьшении удельного расхода ВВ $q_i \rightarrow 0$ и качество дробления ухудшается, при $q_i = 0$ (отсутствие зарядов ВВ в скважинах) зависимость (2) приводится к первоначальной характеристике разрушаемой среды диаметром среднего куска до взрыва d_0 , т. е. уровню, с которого начинается дробление горного массива. Таким образом, внутренних противоречий в зависимости (2) нет.

Аналогичную зависимость можно вывести и для изменения выхода негабаритных фракций определенных размеров от удельного расхода ВВ. Опыт наших исследований показал, что данная экспоненциальная зависимость подтверждается при размерах негабаритных фракций (более 600–700 мм). Замеры грансостава проводились методом косоугольной фотопланиметрии, разработанной в ИГД УрО РАН [7].

$$N_i = N_0 \exp(-\alpha q_i), \quad (3)$$

где N_0 – выход негабаритных фракций до взрыва, %;

N_i – выход негабаритных фракций после взрыва, %.

Разлагая экспоненту в ряд с необходимой точностью вычислений, можно получить зависимости первой, второй и т. д. степени, т. е. частные решения, которые были получены вышеупомянутыми исследователями,

$$N_i = N_0 \left(1 - \frac{\alpha q_i}{1} + \frac{(\alpha q_i)^2}{2} + \dots \right). \quad (4)$$

При применении различных ВВ их удельный расход приводит к единообразию с помощью коэффициента, учитывающего действие ВВ по идеальной работе аммонита № 6 ЖВ и граммонта 79/21.

Неизвестной величиной в зависимостях (2), (3) является коэффициент α , который можно определить как по литературным данным, так и опытным путем при производстве эксперименталь-

ных взрывов. Для этого в условиях одинаковых по структурным и физико-механическим свойствам породах при постоянных параметрах буровзрывных работ проводится 3–5 экспериментальных взрывов (или замеров), по которым определяют качество дробления пород, а именно диаметр среднего куска или выход негабарита. Логарифмируя формулу (2), получаем значение коэффициента α в зависимости от результатов действия взрыва при дроблении трещиноватых пород в конкретных условиях

$$\alpha = \frac{1}{q_i} (\ln d_0 - \ln d_i). \quad (5)$$

Для определения коэффициента α необходимо иметь данные диаметра среднего куска до и после взрыва, который достигнут при применяемом постоянном удельном расходе ВВ. Воспользуемся данными вышеупомянутых исследований [1, 4, 5], приведенными в таблице.

Из таблицы видно, что расчетные данные, полученные по предложенной зависимости, достаточно близки к экспериментальным при удельных расходах ВВ, применяемых в настоящее время. Предложенные зависимости [1, 5] имеют ограниченный характер применения при прогнозировании качества дробления от удельного расхода ВВ.

Предлагаемая экспоненциальная зависимость позволяет при минимальном числе экспериментов или принятых на карьере параметрах буровзрывных работ получить зависимости, необходимые для определения качества дробления трещиноватых пород при многорядном взрывании скважинных зарядов на карьерах.

Литература

1. Рубцов В.К. Исследование дробимости горных пород взрывами на карьерах: дис. ... докт. техн. наук / В.К. Рубцов; МГИ. – М., 1971. – 412 с.
2. Дубинин Н.Г. Отбойка руды зарядами скважин различного диаметра / Н.Г. Дубинин, Е.П. Рябченко. – Новосибирск: Наука, 1972. – 136 с.
3. Терентьев В.И. Управление кусковатостью при поточной технологии добычи руд подземным способом / В.И. Терентьев. – М.: Наука, 1972. – 200 с.
4. Кузнецов В.А. Обоснование буровзрывных работ в карьерах и открытых горно-строительных выработках, на основе деформационного онирования взрывааемых уступов: автореф. дис. ... докт. техн. наук / В.А. Кузнецов; МГГУ. – М., 2010. – 44 с.
5. Кузнецов Г.В. Влияние горнотехнических условий на дробление горных пород / Г.В. Кузнецов, А.А. Батманова, В.А. Малых // Взрывное дело. – № 77/34. – М.: Недра, 1970. – С. 241–246.

Зависимости выхода негабарита и диаметра среднего куска взорванной горной массы от удельного расхода ВВ, рассчитанные по литературным данным (а) и предлагаемой зависимости (б)

№ п/п	Зависимости	Ед. измерения	Показатели трещиноватости до взрыва	Удельный расход ВВ, кг/м ³				
				0	0,5	1,0	1,5	2,0
				Качество дробления				
1а	$N_i = 42 - 36q_i [1, 6]$	%	Содержание негабарита	42,0	24,0	6,0	2,0	0
1б	$N_i = 42 \exp(-1,95q_i)$			42,0	16,0	5,9	2,2	0,8
2а	$d_i = 1,86q_i^2 - 3,93q_i + 2,35 [5]$	м	Диаметр среднего куска $d_0 = 1,65$	2,35	0,85	0,28	0,64	2,77
2б	$d_i = 1,65 \exp(-1,77q_i)$			1,65	0,68	0,29	0,12	0,06
3а	$d_i = 0,407q_i^{-0,98} [4]$	м	III – IV категория трещиноватости, диаметр среднего куска $d_0 = 1,1$	0	0,80	0,41	0,27	0,21
3б	$d_i = 1,1 \exp(-0,91q_i)$			1,1	0,70	0,44	0,28	0,17

6. Крюков Г.М. Модель взрывного рыхления горных пород на карьерах. Выход негабарита. Средний размер кусков в развале / Г.М. Крюков. – М.: Изд-во МГГУ, 2006. – 30 с.

7. Временная классификация горных пород по степени трещиноватости в массиве. – М.: ИГД АН СССР, 1968. – 29 с.

УДК 622.235:622.023.623

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КЛАССИФИКАЦИЙ ПОРОД ПО ТРЕЩИНОВАТОСТИ И ВЗРЫВАЕМОСТИ ДЛЯ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

В.Н. Рождественский

В статье [1] для прогнозирования качества дробления выводится зависимость выхода негабаритных фракций размером более 600 мм от удельного расхода ВВ, описываемая общим уравнением

$$d_i = d_0 \exp(-\alpha q_i), \quad (1)$$

где d_0 – диаметр среднего куска до взрыва, м;

d_i – диаметр среднего куска взорванной горной массы, м;

q_i – удельный расход ВВ на дробление, кг/м³;

μ – коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление, м³/кг.

Прологарифмировав выражение (1), получим зависимость для определения удельного расхода ВВ при заданной степени дробления в породах определенного класса трещиноватости

$$q_i = \frac{1}{\alpha} (\ln d_0 - \ln d_i) = \frac{1}{\alpha} \ln \frac{d_0}{d_i}. \quad (2)$$

Удельный расход ВВ, связывающий массу заряда ВВ и разрушаемый объем породы, определяется выражением

$$q_i = \frac{Pl_{\text{зар}}}{abH_y}, \quad (3)$$

где P – вместимость ВВ в 1 м скважины конкретного ВВ, кг/м;

a и b – параметры сетки скважин, м;
 $l_{\text{зар}}$ – высота заряда ВВ в скважинах, м;
 H_y – высота взрывающегося уступа, м.

Приравнивая зависимости (2) и (3), получим формулы для определения параметров сетки скважин (a , b , м) с учетом заданной степени дробления

$$a = b = \sqrt{\frac{Pl_{\text{зар}}}{H_y q}} = \sqrt{\frac{Pl_{\text{зар}}}{H_y \frac{1}{\alpha} \ln \frac{d_0}{d_i}}} \quad (4)$$

и высоты заряда ВВ ($l_{\text{зар}}$, м) с учетом заданной степени дробления

$$l_{\text{зар}} = \frac{abH_y q}{P} = \frac{abH_y}{P} \frac{1}{\alpha} \ln \frac{d_0}{d_i}. \quad (5)$$

Неизвестными величинами в зависимостях (1)–(5) являются коэффициент α , удельный расход ВВ q_i и получаемый при взрыве диаметр среднего куска d_i . Начальную трещиноватость пород рекомендуется определять по одной из классификаций, при этом будет соблюдаться большая точность прогноза.

Рассмотрим наиболее распространенные классификации пород. Так, В.К. Рубцовым [2] предложена классификация пород по трещиноватости, согласно которой горные породы разделены на 5 категорий: I – сильнотрещиноватые (мелкоблочные); II – сильнотрещиноватые (среднеблочные); III – среднетрещиноватые (крупноблочные); IV – малотрещиноватые (весьма крупноблочные); V – практически монолитные (исключительно крупноблочные). Породы, встречающиеся на месторождениях полезных ископаемых, отличаются друг от друга средним диаметром отдельностей (от 0,1 до 1,5 м и более). В этой классификации было также определено содержание в массиве отдельностей размером +300, +700 и +1000 мм. Классификация из-за сравнительной простоты нашла широкое применение на горных предприятиях при ведении буровзрывных работ.

В дальнейшем классификация была усовершенствована Б.Н. Кутузовым [3], распределившим породы месторождения на 10 классов в зависимости от расстояния между естественными трещинами всех систем в массиве*. Основным отличием этой

* Классификация рекомендована Междугосударственной комиссией по взрывному делу (МКВД) к практическому использованию при ведении БВР на горных предприятиях.

классификации от предшествующей было то, что для каждой категории пород, на основании обобщенного опыта эксплуатации месторождений, определен оптимальный удельный расход ВВ, при котором в процессе многорядного взрывания зарядов в стандартных условиях «достигаются наименьшие затраты труда и материальных средств на выемку 1 м³ взорванной горной массы». Этот удельный расход ВВ является объективной характеристикой, интегрально учитывающей свойства пород в разрушаемом массиве.

Под стандартными условиями взрывания скважинных зарядов в современных карьерах принимаются: высота уступа – 15 м, угол откоса уступа – 60–75°, диаметр скважинных зарядов – 0,250 м, зарядание скважин производится эмульсионными ВВ, число рядов скважин – 4–6. Применяется диагональная схема взрывания с использованием неэлектрических систем инициирования (НСИ) с интервалами 42 мс в скважинах первого и последующих рядов. Отработка взорванной горной массы производится экскаватором ЭКГ-8И.

От качества дробления пород в первую очередь зависит производительность экскаватора и всех последующих процессов, поэтому определим необходимый и достаточный средний размер куска взорванной горной массы. В соответствии с исследованиями, приведенными большим числом институтов и организаций, было установлено, что в различных горнотехнических условиях оптимальный размер куска взорванной горной массы для производительной работы экскаватора определяется общей зависимостью [4]

$$d_i^3 = 0,15\sqrt[3]{E\eta_n K_1 K_2 K_t}, \quad (6)$$

где d_i^3 – оптимальный диаметр среднего куска взорванной горной массы для производительной работы экскаватора, м;

E – вместимость ковша экскаватора, м³;

η_n – коэффициент, учитывающий плотность пород;

K_1 – коэффициент, учитывающий тип экскаватора и категорию трещиноватости пород в разрушаемом массиве;

K_2 – коэффициент, учитывающий технологическую схему работы карьера;

K_t – коэффициент, учитывающий влияние отрицательных температур на оптимальный размер куска взорванной горной массы.

Для экскаватора ЭКГ-8И при нормальных (комфортных) температурах с учетом коэффициентов для различных категорий по-

род по трещиноватости рассчитаны оптимальные размеры диаметра среднего куска взорванной горной массы:

I категория	0,19 м
II категория.....	0,24 м
III категория	0,27 м
IV категория	0,32 м
V категория	0,40 м

Учитывая большую востребованность классификации В.К. Рубцова [2], для практических расчетов в нее дополнительно были введены величины удельного расхода ВВ и достигаемый при этом размер диаметра среднего куска взорванной горной массы. При этих условиях обеспечивается оптимальная производительность экскаватора ЭКГ-8И.

В соответствии со средним диаметром отдельности породы до взрыва и рекомендуемым удельным расходом ВВ, при котором достигается высокое качество дробления для последующей экскавации, определим значение коэффициента α (м³/кг)

$$\alpha = \frac{1}{q_i} \ln \frac{d_0}{d_i} \quad (7)$$

и рассчитаем параметры буровзрывных работ для оптимальной степени дробления пород различных категорий трещиноватости для экскаватора ЭКГ-8И (табл. 1). Данные действительны для взрывания уступов высотой 15 м скважинными зарядами диаметром 0,250 м.

Как видно из данных, представленных в табл. 2, расчетные и применяемые на карьерах параметры БВР достаточно близко совпадают, что подтверждает правильность установленной зависимости и возможность использования ее и классификаций пород по трещиноватости и взрываемости для подобных расчетов.

Литература

1. *Рожественский В.Н.* Прогнозирование качества дробления трещиноватых горных массивов при многорядном взрывании зарядов // сб. «Технология и безопасность взрывных работ» / В.Н. Рожественский / – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – С. 38–43.
2. Временная классификация горных пород по степени трещиноватости в массиве. (Применительно к взрывной отбойке на карьерах): Вып. В-199 / ИГД АН СССР. – М.: Межведомственная комиссия по взрывному делу, 1968. – 19 с.
3. *Кутузов Б.Н.* Разрушение горных пород взрывом: ч. 2 Взрывные технологии в промышленности: учебник для вузов / Б.Н. Кутузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 1994. – 448 с.
4. *Беляков Ю.И.* Проектирование экскаваторных работ / Ю. И. Беляков. – М.: Недра, 1983. – 439 с.

Таблица 1

Расширенная классификация пород по трещиноватости и взрываемости с учетом оптимальной степени дробления

Категория пород по трещиноватости	Удельная трещиноватость, м ⁻¹	Максимальный диаметр отдельности, м	Содержание в массиве отдельностей с размерами, %			Удельный расход ВВ для качественного дробления, кг/м ³		Оптимальный диаметр куска взорванной массы для экскаватора ЭКГ-8И, м
			+300 мм	+700 мм	+1000 мм	граммонита 78/21	эмульсионных ВВ	
I	>10	0,2	До 10	≈0	Нет	0,18	0,22	0,19
II	2-10	0,5	10-70	До 30	До 5	0,38	0,46	0,24
III	1-2	1,0	70-100	30-80	5-40	1,1	1,32	0,27
IV	1,0-0,65	1,5	100	80-100	40-100	1,68	2,02	0,32
V	<0,65	>2,0	100	100	100	2,03	2,54	0,40

Таблица 2

Расчетные и применяемые параметры БВР на карьерах

Категория пород по трещиноватости	Зависимость изменения диаметра среднего куска от удельного расхода ВВ	Высота заряда, м	Расстояние между скважинами, м		Удельный расход эмульсионных ВВ, кг/м³
			в ряду	между рядами	
I	Минимальный удельный расход, обеспечение проработки подошвы				
II	$0,5\exp(-1,60q_i)$	$\frac{7}{6-8}$	$\frac{7-8}{7-8}$	$\frac{7-8}{7-8}$	$\frac{0,46}{0,3-0,5}$
II	$1,0\exp(-0,99q_i)$	$\frac{10}{8-10}$	$\frac{6,0}{6,0-6,5}$	$\frac{6,0}{6,0-6,5}$	$\frac{1,32}{1,2-1,4}$
IV	$1,5\exp(-0,76q_i)$	$\frac{12}{10-12}$	$\frac{5,0}{5,0-5,5}$	$\frac{5,0}{5,0-5,5}$	$\frac{2,02}{1,6-2,0}$
V	$2,0\exp(-0,68q_i)$	$\frac{13}{12-14}$	$\frac{4,6}{4,5-5,0}$	$\frac{4,6}{4,5-5,0}$	$\frac{2,54}{2,2-2,6}$

Примечание: в числителе расчетные, в знаменателе применяемые параметры БВР.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАТРАТ ЭНЕРГИИ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЗАДАННОЙ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ ПОРОД

П.С. Симонов

В настоящее время определение проектного удельного расхода взрывчатых веществ осуществляется по методикам, учитывающим требуемую степень дробления пород и целый ряд поправочных коэффициентов, характеризующих условия взрывания зарядов.

Выполним расчет проектного расхода ВВ при взрывании известняков с коэффициентом крепости $f = 8$ (III категория трещиноватости – средний диаметр естественной отдельности $D_e = 0,75$ м) для условий Агаповского месторождения известняков (высота уступа $H = 10$ м, ВВ – граммолит 79/21, скважины вертикальные, диаметр долота 244,5 мм, взрывание производится на свободный откос).

На рис. 1 представлены результаты расчета проектного удельного расхода взрывчатых веществ по методикам В.В. Ржевского и Гипроруды. Из графиков видно, что расчет дает различные результаты, причем с увеличением требуемой степени взрывного дробления пород проектный удельный расход по методике В.В. Ржевского растет быстрее, чем по методике Гипроруды. Разница же между значениями удельного расхода при требуемой степени $i \leq 2,5$ – более 25 %.

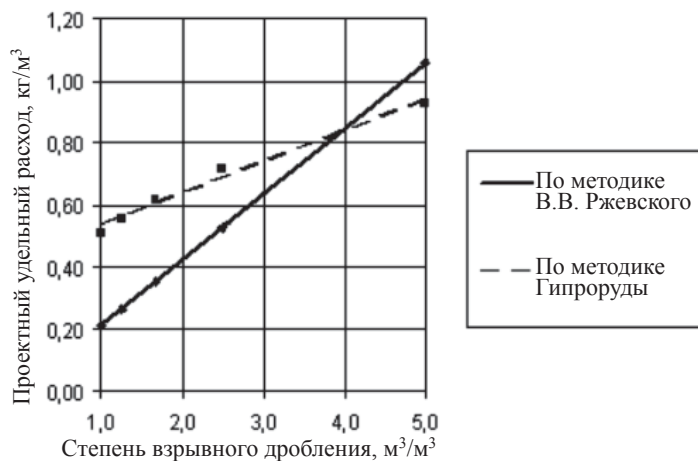


Рис. 1. Зависимость проектного удельного расхода ВВ от требуемой степени дробления

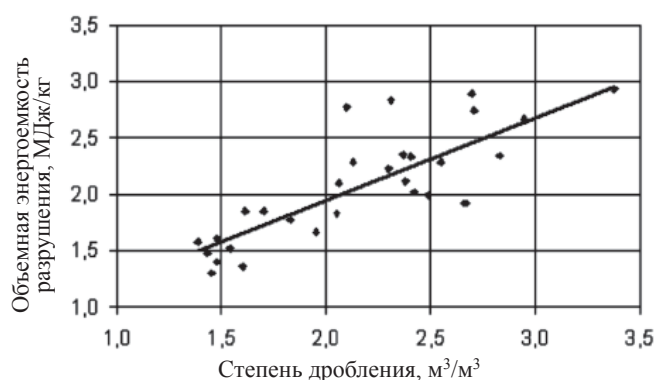


Рис. 2. Зависимость объемной энергоемкости разрушения от степени дробления

Неоднозначность оценки проектного удельного расхода от качества взрывного дробления требует от горных предприятий проведения дополнительных исследований и уточнения зависимости $q_{\text{пр}} = f(i)$. Для этого необходимо прежде всего определять природную разрушаемость горных пород, не зависящую от технологии производства взрывных работ, т. е. трещиноватость и дробимость взрываеваемого массива.

Оценка дробимости известняков Агаповского месторождения производилась в лаборатории на вертикальном копре. Масса груза 10 кг, высота падения груза 0,4–0,8 м. Образцы представляли собой кусочки известняка массой 50–150 г, плотность известняка принималась равной 2650 кг/м³. После разрушения кусков производился ситовой анализ дробленого продукта на ситах с отверстиями размером 30, 20, 10, 7, 5, 3, 2, 1, 0,5 и 0,25 мм.

В результате проведенных исследований получена зависимость объемной энергоемкости разрушения от степени дробления (рис. 2).

Полученная кривая в первом приближении аппроксимируется уравнением прямой

$$\frac{Q}{V} = 0,7276i + 0,4910,$$

где $\frac{Q}{V}$ – объемная энергоемкость разрушения, МДж/м³;

i – степень дробления, м³/м³.

Очевидно, что если обобщать полученные результаты для расчета энергии дробления других пород, можно получить универсальную формулу

$$Q = (Ai + B)V, \quad (1)$$

где A и B – коэффициенты, зависящие от свойств горных пород.

Так как процесс дробления пород связан с вновь образующейся поверхностью, формула (1) обобщает гипотезы дробления В.Л. Кирпичева и П.Р. Риттингера.

По данным лабораторных исследований дробимости образцов горных пород неправильной формы, а также основываясь на аналогии результатов разрушения горных пород ударом и взрывом, определен удельный расход взрывчатого вещества, обеспечивающий требуемую степень дробления для известняков Агаповского месторождения. Для граммонита 79/21 с удельной теплотой взрыва, равной 4291 кДж/кг, зависимость удельного расхода ВВ от требуемой степени дробления примет вид

$$q_{\text{пр}} = 0,1696i + 0,1144.$$

Полученный в результате лабораторных исследований удельный расход ВВ хорошо согласуется с величиной удельного расхода, рассчитанной по методике В.В. Ржевского (рис. 3).

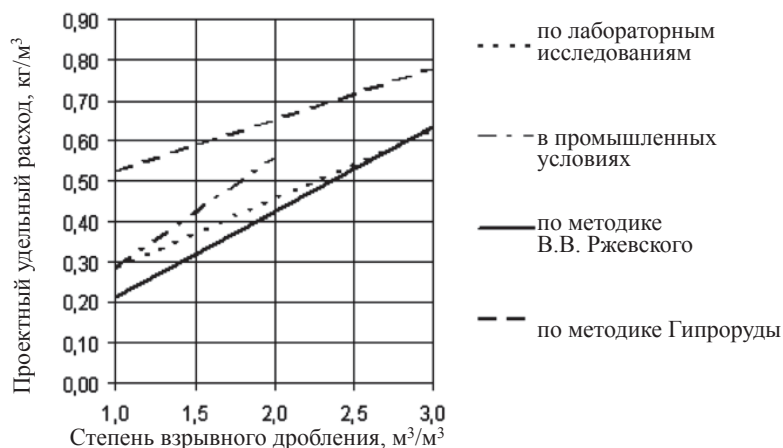


Рис. 3. Зависимость проектного удельного расхода ВВ от требуемой степени дробления

Однако удельный расход ВВ, помимо свойств пород и теплоты взрыва, зависит от ряда факторов, определяющих условия взрывания, – наличия свободных поверхностей (типа вруба), ступеней замедления и пр. Поэтому удельный расход, рассчитанный по результатам исследования пород на дробимость, показывает лишь тенденцию изменения удельного расхода ВВ при изменении требуемой степени дробления.

В этой связи необходимо определять степень дробления пород после контрольного взрыва и проводить расчет по формуле

$$q = q_k + 0,1696 (i - i_k),$$

где q_k – фактический удельный расход ВВ при контрольном взрыве, кг/м³;

i_k – степень дробления пород при контрольном взрыве;

i – требуемая степень дробления.

Исследованием промышленных взрывов при применении граммонта 79/21 установлено, что максимально возможная степень дробления, достигаемая увеличением удельного расхода граммонта 79/21 в условиях Агаповского месторождения, составляет $i_{\max} = 2,1$ при $q = 0,61$ кг/м³. Дальнейшее увеличение удельного расхода ВВ не приводит к повышению степени дробления, а лишь увеличивает разлет и развал взорванной породы. Для большего повышения степени дробления необходимо изменять технологию буровзрывных работ – тип применяемого ВВ, диаметр скважин, схемы взрывания и пр.

УДК 622.233/.235

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ БУРОВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ИЗВЛЕЧЕНИИ СЫРЬЯ

В.Д. Кантемиров

Инновационное развитие горнодобывающих предприятий предполагает в том числе расширение номенклатуры выпускаемых изделий за счет широкого вовлечения в производство сопутствующих ценных пород и создания на их базе новых видов производств. Освоение новой продукции может способствовать разработке в

одном карьерном пространстве нескольких видов сырья, отличающегося предъявляемыми к нему исходными требованиями, связанными с различными подходами к буровзрывной подготовке.

Выпуск высококачественного щебня из вскрышных пород на действующих рудных карьерах становится все более популярным и востребованным способом повышения эффективности предприятий. При изготовлении кубовидного щебня требуется максимально возможное сохранение прочности исходного материала для повышения качества продукции.

Одним из направлений сокращения затрат на производство щебня и повышения его качества является сокращение стадий дробления за счет усиленного взрывного рыхления пород в карьере. Для производства щебня, как правило, используют три стадии дробления: 1) крупное – исходный кусок до $1000 \div 1300$ мм, кусок на выходе $100 \div 350$ мм; 2) среднее – исходный кусок $100 \div 350$ мм, кусок на выходе $30 \div 100$ мм; 3) мелкое – исходный кусок $30 \div 100$ мм, кусок на выходе $5 \div 30$ мм. В схемах производства кубовидного щебня иногда используют четвертую стадию дробления материала в дробилках-кубизаторах типа ДЦ-1,6, ДЦ-1,25 или Титан Д-125, Д-160, Д-250 (российского производства).

Наиболее энергоемкой и затратной является стадия крупного дробления, капитальные затраты на которое составляют 30–50 % от общих затрат, а эксплуатационные могут превышать 85 % [1]. Удельные энергозатраты на крупное дробление достигают 0,3–0,5 кВтч/т. Крупность кусков питания в значительной степени определяет производительность дробильных установок. Производительность экскаваторов также напрямую зависит от качества буровзрывной подготовки массива. С увеличением степени дробления и коэффициента разрыхления горной массы в забое сокращается удельное сопротивление пород копанию и возрастает эффективность работы экскаваторов.

Более качественная буровзрывная подготовка пород за счет усиленного рыхления позволит полностью или частично исключить стадию крупного дробления при изготовлении щебня. Для обеспечения в карьере усиленного рыхления массива необходимо скорректировать параметры буровзрывных работ с соблюдением следующих требований [2, 3, 4]:

- 1) диаметр скважин (D) не должен превышать 160 мм;
- 2) расчетная линия сопротивления по подошве (W) относительно диаметра скважин не должна превышать значений $W_0 \approx 24 \div 27D$;
- 3) расстояние между скважинами $a \approx 27 \div 31D$;
- 4) коэффициент сближения скважин $m_0 = a/W = 1,15$;

5) перебур скважины (L_p) не должен превышать значений $\approx 8\div 10D$;

6) форма сетки расположения скважин – шахматная равностоянная;

7) взрывание многорядное (свыше трех рядов);

8) размещение заряда по высоте – равномерное (за счет создания по длине заряда воздушных или иных промежутков).

Для конкретного предприятия эти параметры уточняются в проекте БВР. Перечисленные требования основаны на результатах многочисленных исследований и практике горных работ. Так, изучение кусковатости по высоте развала на карьерах показало, что диаметр среднего куска на уровне заряда составляет 100–150 мм, а на уровне забойки 300–500 мм, что указывает на необходимость рассредоточения заряда по высоте скважины. Большое влияние на качество взрыва оказывает четкое соблюдение сетки расположения скважин. Отклонение от среднего размера сетки (Δa), достигающее $\pm 5D$, увеличивает выход негабарита в $\sim (1 + \Delta a/a)$ раз [3].

Влияние основных параметров взрывания на регулирование степени дробления разделяют по значимости на 2 группы:

1) расчетный удельный расход ВВ, диаметр заряда, размер и сетка расположения зарядов – регулируется от 10 до 100 % сокращения выхода крупных кусков и негабаритов;

2) тип ВВ, конструкция зарядов и их длина, число рядов, высота уступа, последовательность взрывания, схема и интервал замедления, качество забойки, направление инициирования – регулируется от 1 до 10 % сокращения выхода крупных кусков и негабаритов.

С увеличением диаметра заряда процент выхода крупных фракций увеличивается. На открытых горных работах в крупноблочных массивах V категории рекомендуется принимать диаметр зарядов 100–160 мм. В крепких породах оправдано использование более мощных ВВ, улучшающих качество дробления, таких как: акватолы М-15, 65/35С, МГ, АВ; гранулиты АС-8, АС-4, С-2,М; граммониты, алюмотол, гранулотол, граммоналы А-45, А-50, игданит и др.

Указанные мероприятия особенно эффективны при разработке крепких пород (гранитов, базальтов, габбро и др.), подходящих для производства высококачественного кубовидного щебня I, II категории по ГОСТ 8267–93.

Таким образом, существует технологическая и техническая возможность усиленного взрывного рыхления пород в карьере перед подачей их на следующие стадии переработки. Особенно востребована эта технология для небольших предприятий (с объемами добычи в $1\div 1,5$ млн m^3), а также при попутном производстве щебня,

т. к. позволяет исключить крупную стадию дробления сырья, значительно сократить капитальные и эксплуатационные расходы и тем самым поднять эффективность предприятия.

Негативным фактором при реализации усиленного взрывного рыхления пород является увеличение затрат на работы по бурению, заряджанию и взрыванию скважин. Для оценки влияния параметров БВР (удельного расхода ВВ, расстояния между скважинами и др.) на экономические показатели выполнены расчеты с использованием данных предприятий и специально разработанных программ для ЭВМ, некоторые результаты которых представлены на рис. 1 и 2.

Результаты расчетов свидетельствуют о росте себестоимости БВР при переходе на усиление взрывного рыхления пород, что может оказаться неприемлемым для крупных карьеров из-за увеличения затрат и усложнения организации работ. Однако для небольших предприятий экономия от сокращения затрат на экскавацию и дробление позволит получать стабильный экономический эффект.

При комплексной разработке месторождений может возникнуть необходимость максимально уберечь от негативного воздействия БВР в массиве природные свойства одного из видов сырья. В качестве примера можно рассмотреть планируемую отработку Ельничного месторождения магнезита (ОАО «Комбинат Магнезит»). Кроме магнезита марок ММШ, ММИ, ММП и вмещающих пород в составе доломитов Северо-восточный борт предполагаемого карьера граничит с Бердяушским массивом высококачественных грани-

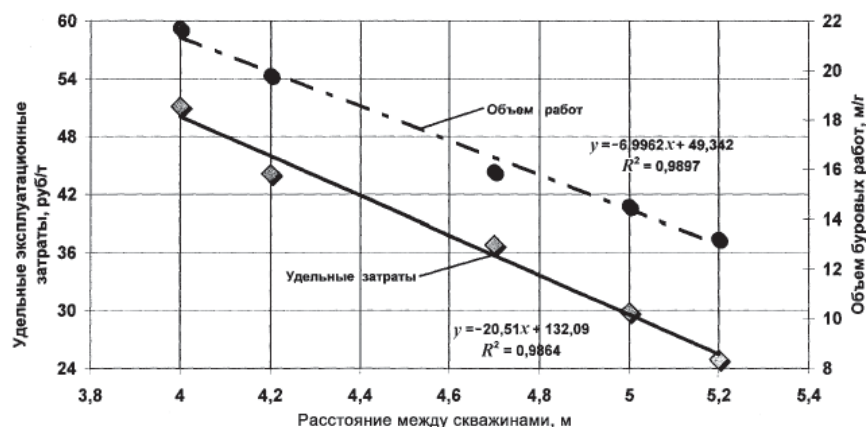


Рис. 1. Зависимость объемов буровых работ и удельных эксплуатационных издержек на БВР от расстояния между скважинами

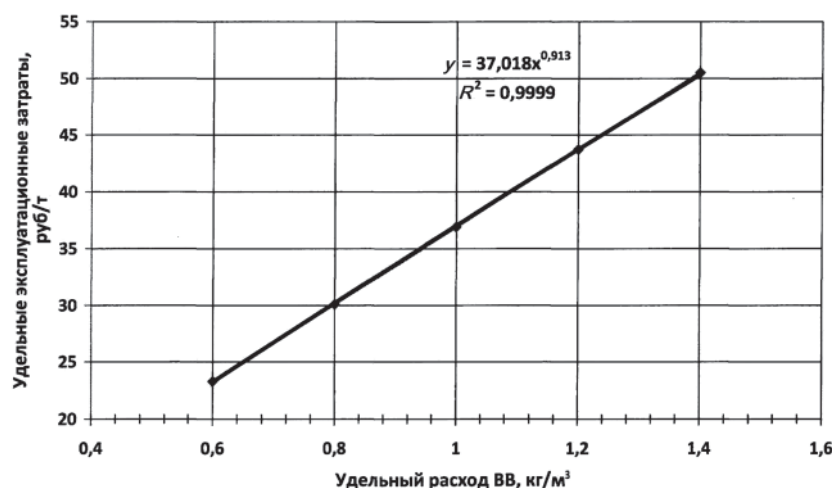


Рис. 2. Зависимость удельных эксплуатационных расходов на БВР от удельного расхода ВВ

тов типа Карельских рапакиви. Общая площадь гранитного массива – 35 км², он простирается на 9–10 км в длину и 3–4 км в ширину, разведанная глубина – около 200 м. Геологические изыскания свидетельствуют о пригодности массива с глубин 50÷60 м для добычи гранитных блоков. Однако добыча в карьере магнезита сопровождается интенсивным сейсмическим воздействием от буровзрывных работ, которое способствует разрушению гранитного массива и его непригодности для производства блоков.

Выход может быть найден с помощью специальных технических и технологических решений, таких как:

- организация специализированных участков по добыче второго вида сырья в пределах действующего карьера и качественная до-разведка сопутствующего сырья;
- использование сейсмических экранов (щели предварительного откола) для защиты специализированного участка по добыче блочного камня от сейсмического воздействия взрывных работ;
- опережающая выемка вмещающих пород;
- использование буровых станков с меньшим диаметром долота (105÷160 мм);
- сокращение количества одновременно взрываемых скважин на одну ступень замедления за счет применения специальных схем взрывания;

– использование шпуровой отбойки при добыче магнезита в приконтактной зоне с гранитным массивом, а также для уборки верхнего слоя выветрелых гранитов;

– использование защитных целиков.

Для комплексного освоения Ельничного месторождения предложено вовлечь в разработку дополнительные объемы гранитных пород за счет прирезки Северо-восточного борта карьера в объеме 7005 тыс. м³ и организации двух специализированных участков: по разработке гранита на кубовидный щебень, соответствующий ГОСТ 8267–93, и по добыче гранитных блоков, соответствующих ГОСТ 9479–98.

Граниты в объеме 8385 тыс. м³ (22 640 тыс. т) предусмотрено использовать для производства кубовидного щебня на полустационарной дробильно-сортировочной установке (ДСУ) с использованием на последней стадии специальной дробилки кубизатора производства ОАО «Уралмаш» – типа КМД-1750Гр-Д. При исходной горной массе 350 тыс. м³/год объем производства товарного щебня составит до 730 тыс. т/год. При этом срок службы карьера возрастет с 7 до 25 лет, а средний коэффициент вскрыши (в отвал) уменьшится с 5,07 м³/т до 0,38 м³/т.

Кроме того, в карьере предложено организовать три взаимодействующих друг с другом участка добычи:

– магнезита – 300 тыс. т/год (103 тыс. м³/год), вмещающих пород – 1350 тыс. м³/год, срок службы участка – 7 лет;

– гранита на щебень – 350 тыс. м³/год, срок службы участка ~25 лет;

– гранита на блоки по 25–30 тыс. м³/год, срок службы участка 10–12 лет, с начала эксплуатации карьера – 14–16 лет.

Наиболее сложной задачей является предохранение гранитного массива от БВР. Участок по добыче гранитных блоков предполагается оконтуривать отрезными щелями по периметру границы участка. Длина отрезной щели должна быть на 10–15 м больше, чем протяженность охраняемого участка. Устройство отрезной щели производится по известной технологии: по контуру охраняемого участка забуривается ряд сближенных скважин, которые заряжаются либо гирляндными зарядами, сформированными из патронированного ВВ – аммонита 6ЖВ, либо специальными гирляндными зарядами типа ЗКВГ-40 и ЗКВГ-60. При этом глубина отрезной щели должна быть в 1,3÷1,7 раза превышать длину взрывных скважин. Экспериментальные исследования на карьере «Мурунтау» (Узбекистан) [5] показали, что наиболее эффективным способом защиты массива от сейсмического воздействия взрыва является сочета-

ние отрезной щели со слоем взорванной горной массы, его эффективность в 1,2÷1,7 раза превышает эффективность щели.

Разрушения массива не происходит при скорости смещения грунта (v) до 20 см/с, а при значениях v от 20 до 50 см/с возможны незначительные разрушения с развитием уже существующих трещин [6].

Если задана допустимая скорость колебания грунта (v_d), то сейсмобезопасную массу заряда (Q_6) можно найти по формуле [7]

$$Q_6 = \left[\left(\frac{v_d}{K\sqrt{\beta}} \right)^{1/2} r \right]^3,$$

где K – коэффициент, характеризующий удельный сейсмический эффект (коэффициент сейсмичности);

β – коэффициент, учитывающий степень экранизации сейсмических волн, при взрывании без сейсмического экрана, $\beta = 1$;

r – расстояние до предохраняемого объекта, м.

На рис. 3 представлены расчетные допустимые массы единичного взрывающего заряда (на одну группу замедления) в зависимости от расстояния между взрываемым блоком и охраняемым

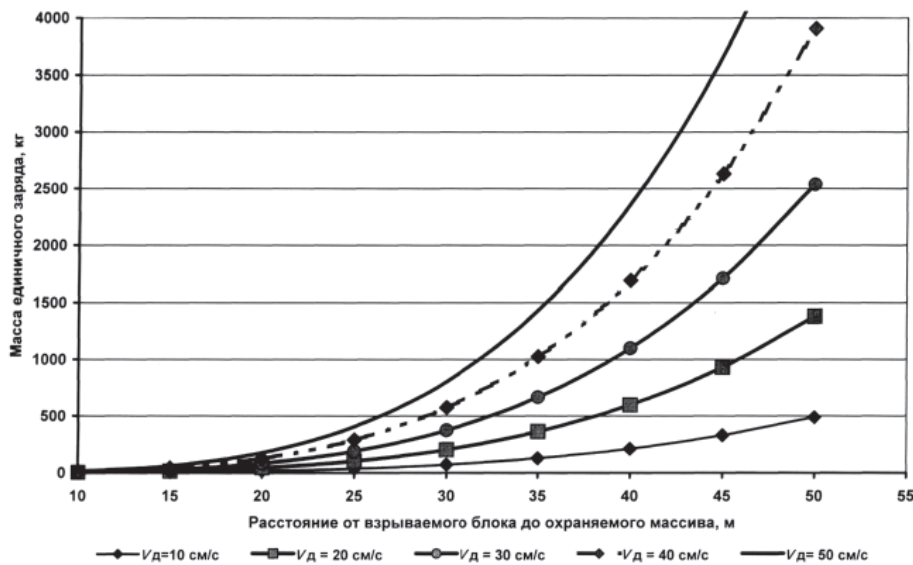


Рис. 3. Зависимость допустимой массы единичного заряда от расстояния между взрываемым блоком и охраняемым массивом для заданной скорости смещения грунта $v_d = 10 \div 50$ см/с

массивом для заданной допустимой скорости смещения грунта v_d (10÷50 см/с) и условий Ельничного карьера.

Подготовку горной массы к выемке на пусковом комплексе Ельничного карьера планируется производить буровзрывным способом. Бурение шпуров Ø 32 мм – гидравлическими станками типа Sandvik DC300R, Sandvik DQ100 (Liner 100) (Швеция), которые впоследствии будут использованы на добыче блоков, глубина шпуров 4,5÷5,5 м. Шпуры заряжаются зарядами мягкого взрывания типа ЗМВ-10-3 производства завода ФГУП «Искра» (г. Новосибирск). Выемка горной массы производится экскаватором с погрузкой горной массы в технологический автотранспорт, при необходимости производится рыхление пород бульдозером типа ДЗ-94С (на базе трактора Т-330). Горная масса вывозится на дробильно-сортировочную установку.

Добычу гранитных блоков предполагается вести по комбинированной технологии – буровзрывной и клиновой. Принята двустадийная технологическая схема, включающей отделение монолитов свыше 8 м³ (буровзрывным шпуровым способом), завалку их на подшву уступа и последующую разделку на товарные блоки (механизированным буроклиновым способом). Планируемый средний выход блоков II–IV категории до 20 %. Высота уступов для добычи блоков 6–7 м с подступами высотой 3–3,5 м.

Таким образом, реализация инновационных технологических подходов к буровзрывным работам в карьерах может поднять уровень и эффективность комплексного освоения недр.

Литература

1. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. – 380 с.
2. Влияние дробления пород на эффективность технологических процессов открытой разработки // М.Ф. Друкованый, Б.Н. Тартаковский, В.С. Вишняков, Э.И. Ефремов – Киев: Наук. думка, 1974. – 268 с.
3. Михайлов А.Г. Проектирование параметров взрывных работ на карьерах. – Якутск: ЯФ Изд-ва СО РАН, 2002. – 268 с.
4. Комащенко В.И., Носков В.Ф., Лебедев Ю.А. Буровзрывные работы: учебник для вузов. – М.: Недра, 1995. – 413 с.
5. Мосинец В.Н., Рубцов В.К. Уменьшение вредного воздействия массовых взрывов на приконтурную зону карьера «Мурунтау». – Горный журнал. – 2002. – Специальный выпуск. – С. 100–104.
6. Методы ведения взрывных работ. Специальные взрывные работы: учеб. пособие / под ред. проф. В.А. Белина. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2007. – 563 с.
7. Методические указания по проектированию и производству массовых взрывов при возведении подземных сооружений // Ю.А. Епимахов, В.В. Гушин, Г.Н. Сиротюк и др. – Апатиты: Издательство КНЦ АН СССР, 1990.

**ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РАЗУПРОЧНЯЮЩЕГО ЗАРЯДА
В КОМПЕНСАЦИОННОЙ СКВАЖИНЕ КАК СПОСОБ
ПОВЫШЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ
ШПУРА ПРИ ПРОХОДКЕ ВЫРАБОТОК ДЛИННЫМИ
ЗАХОДКАМИ В МЯГКИХ И ВЯЗКИХ ПОРОДАХ**

В.М. Доильницын, Ю.В. Ковтун

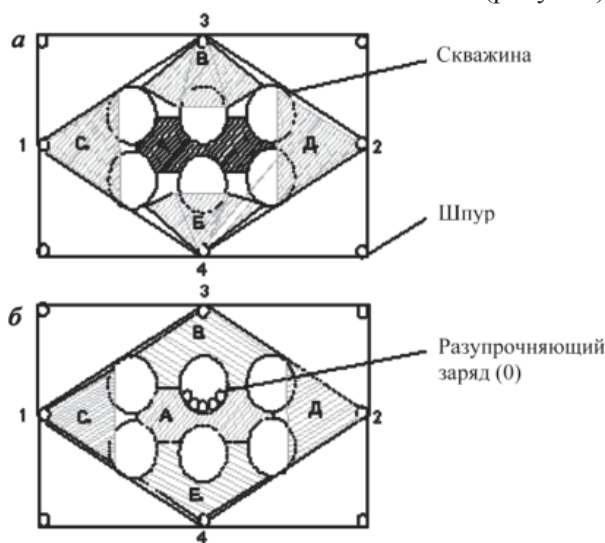
Проходка горных выработок в мягких и вязких породах имеет свои особенности. Мягкие породы легче бурятся, но хуже взрываются. С использованием современных буровых установок не составляет сложности быстро обурить забой на глубину 6 и более метров. Основной проблемой становится гарантия качественного взрывания. При этом, чем больше длина заходки, тем выше должен быть коэффициент использования шпура (КИШ), являющийся основным показателем качества взрыва. В справочной литературе удовлетворительным считается КИШ, равный 0,82–0,85. Но при длине заходки – 6,5 м и КИШ – 0,85 глубина «стаканов» становится недопустимо высокой – до 1 м, что приводит к сбою цикличности работ, увеличивается заколообразование, а значит, и уровень опасности, возрастают трудозатраты на выравнивание груди забоя. Таким образом, проходка забоя длинными (более 6 м) заходками становится эффективной только при гарантированно высоком, приближающемся к 0,98 КИШ.

Не требует доказательств, что высокое значение коэффициента в целом по забою невозможно без максимально высокого КИШ в зоне комплекта врубовых шпуров, где в идеале он должен быть равен 1. Добиться последнего возможно только за счет соблюдения отработанных и проверенных практикой параметров БВР. Безусловно, каждое горное предприятие, осуществляющее проходку горных выработок, имеет собственные наработки, максимально учитывающие особенности и свойства горных пород, а также характеристики используемого горнопроходческого оборудования. Именно с учетом этих особенностей рассчитываются параметры буровзрывных работ и разрабатываются паспорта БВР. Для длинных заходок и особенно для врубовых зарядов, работа которых происходит на одну свободную поверхность в условиях максимального зажима, практическое соблюдение расчетных параметров крайне важно, но и реализовать их становится сложно. В первую очередь это вызвано сложностью обеспечить точность бурения комплекта длинных врубовых шпуров. Не ставя под сомнение правильность

существующих на горном предприятии параметров паспортов БВР (тип ВВ, плотность заряжания, расстояние между шпурами, объем компенсации и т. д.), предлагается к рассмотрению один из возможных способов повышения КИШ для врубового комплекта шпуров.

Как правило, для мягких и вязких пород для обеспечения удовлетворительных результатов взрывания бурится комплект компенсационных скважин большого диаметра. В некоторых случаях это единственный способ поддержания высокого КИШ для длинных заходок. Но чем длиннее заходка и чем больше компенсационных скважин, тем выше вероятность отклонения врубовых шпуров от заданного направления. Особенно это проявляется при предварительном обурировании компенсационных скважин другим типом оборудования. В случае когда первый врубовый шпур отделяется от компенсационной скважины, результаты взрыва резко ухудшаются. Сгладить этот негативный фактор предлагается за счет предварительного разрушения породных перемычек между компенсационными скважинами взрывом малого разупрочняющего заряда, размещаемого в центральную компенсационную скважину.

Для наглядности рассмотрим данный способ на примере вруба с шестью компенсационными скважинами, применяемого на предприятии ОАО «КНАУФ ГИПС Новомосковск» (рисунок).



Вруб на предприятии ООО «КНАУФ ГИПС Новомосковск»:
a – традиционная схема взрывания; *б* – предлагаемая схема; 0 – разупрочняющий заряд; 1–4 – врубовые шпуры диаметр – 43 мм; А₀, В₃, С₁, Д₂, Е₄ – разрушаемые зоны при взрыве соответствующих зарядов; желтым цветом обозначены зоны разрушения

При взрыве разупрочняющего заряда (0) произойдет разрушение породных межскважинных перемычек, что, в свою очередь, вызовет резкое увеличение площади свободной поверхности и компенсационного объема в самой зажатой и потому трудноразрушаемой зоне (A_0) в центре вруба. Данное действие обеспечит улучшение работы первых врубовых зарядов (1, 2) в груди забоя, а значит, и увеличит КИШ в зоне вруба. Учитывая значительный диаметр компенсационной скважины (270 мм) по отношению к диаметру и навеске разупрочняющего заряда (патроны аммонита № 6ЖВ Ø – 32 мм), работу последнего можно оценивать как работу наружного (накладного) заряда. Его действие будет локализовано окружающими компенсационными скважинами и не окажет негативного влияния на прилегающие шпуровые заряды. Интервал замедления между взрывом разупрочняющего заряда (0) и первого шпурового заряда (1) должен быть достаточным для смещения и выброса раздробленной породы из компенсационных скважин. Форма разупрочняющего заряда может быть как специальной, так и произвольной, сформированной на месте зарядания, например из 3–5 патронов малого диаметра в полиэтиленовом пакете. Обязательное условие – досылка заряда до груди забоя скважины. Проверить эффективность работы разупрочняющего заряда, уточнить его навеску, конструкцию, способ установки для конкретных условий не сложно, т. к. все можно дорабатывать и оценивать визуально в натуральных условиях в процессе опытных взрываний.

Выводы

1. Применение разупрочняющего заряда, взрываемого первым в забое компенсационной скважины, не противоречит правилам ведения взрывных работ. Заряд прост в исполнении и способен улучшить КИШ при проходке горных выработок.
2. Параметры разупрочняющего заряда (навеска, форма, способ размещения) должны быть экспериментально отработаны с учетом конкретных особенностей и условий взрывания.

АКУСТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СОСТОЯНИЯ И СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД И МАССИВОВ*

*О.Г. Латышев, К.С. Мартюшов, К.А. Карасев,
В.В. Соколов, О.О. Анохина*

Эффективным средством изучения свойств и состояния массивов горных пород является скважинный акустический каротаж. В частности, такие исследования проведены при инженерно-геологическом изучении Юбилейного месторождения (Башкортостан) [1]. Получены подробные данные по скорости распространения продольной упругой волны по профилю разведочных скважин. Ранее на основе установленных корреляционных связей была разработана методика косвенного определения свойств горных пород, где в качестве критерия также был использован показатель скорости продольной волны [2]. Однако свойства, между которыми найдены взаимосвязи, определялись на образцах в виде кернов, извлекаемых из разведочных скважин. При извлечении эти образцы разгружались. Тогда для корректного использования установленных зависимостей необходимо исследовать и в дальнейшем учитывать влияние напряжений массива на свойства горных пород.

Изменение свойств пород под действием горного давления, связанного с увеличением глубины отработки месторождений, обусловлено изменением структуры пород. С одной стороны, действие горного давления заключается в уменьшении пористости, увеличении площади контактов минеральных зерен, залечивании микротрещин и других дефектов структуры, что сопровождается увеличением прочности и упругости горных пород. С другой стороны, при превышении предела упругости данной породы возникает пластическая деформация, сопровождающаяся зарождением и ростом трещин, их объединение в локальные очаги нарушений, которые в конечном итоге приводят к разрушению пород – образованию зон дробления. В таких зонах (они на месторождении определены) скорость волны падает практически до нуля и УЗК-каротаж полезной информации не несет. Поэтому задачей данных исследований является изучение влияния горного давления в пределах упругости горных пород.

С этой целью проведена серия экспериментальных исследований. Образцы горных пород ступенчато нагружались на прессе с параллель-

* Работа выполнена в рамках реализации ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009–2012 гг.»

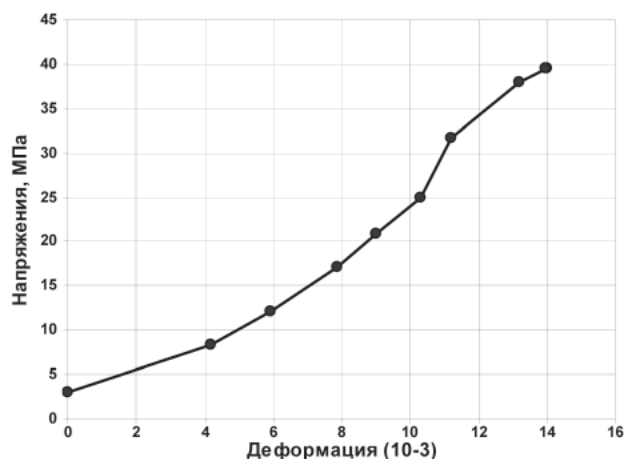


Рис. 1. Типичный график деформации горной породы

ным замером их деформации и скорости продольной упругой волны. Типичный график деформации горных пород представлен на рис. 1, где четко выделяются зоны упругой и пластической деформации. Причем график упругой деформации имеет положительную кривизну, что свидетельствует об уплотнении породы на данном этапе.

При анализе закономерностей изменения скорости упругой волны в ходе нагружения пород установлено следующее. На начальном этапе наблюдается резкое возрастание скорости волны, что обусловлено смыканием трещин и уплотнением горной породы. При дальнейшем росте нагрузки начинаются процессы зарождения и развития трещин, сопровождающиеся разуплотнением (дилатансией) пород. На величину скорости волны действуют два разнонаправленных фактора: увеличение трещиноватости и продолжающееся смыкание ранее существовавших трещин. В зависимости от того, какой фактор будет на данном этапе преобладать, скорость волны может возрастать или уменьшаться. Но в любом случае это изменение будет незначительным в силу взаимного погашения результатов действия этих двух тенденций. Наконец, при нагрузках, близких к предельным, активно формируются очаги разрушения, и скорость упругой волны в горной породе снижается. Эти три этапа нагружения отчетливо проявляются на графике (рис. 2). Такая стадийность процесса подтверждается исследованиями акустической эмиссии горных пород в процессе их нагружения и деформации [3].

Различные образцы исследованных пород имеют свои значения показателя скорости волны. Для установления общей закономерности все

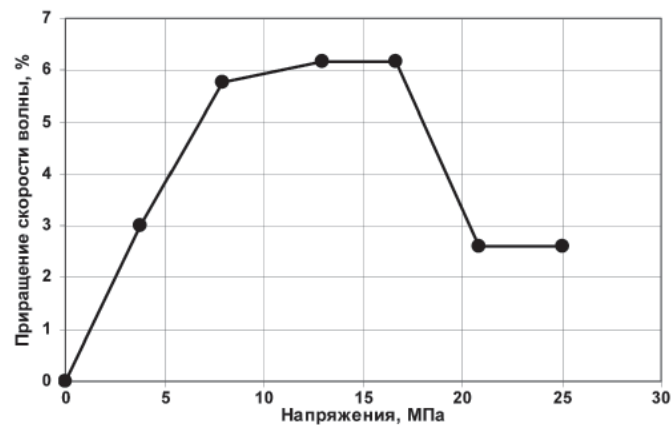


Рис. 2. Приращение скорости упругой волны в ходе нагружения образца

напряжения были приведены к относительной величине $\sigma/\sigma_{сж} \cdot 100\%$, т. е. к доле напряжений от прочности породы при сжатии (рис. 3).

Анализ графиков показывает, что при различном поведении пород за пределом зоны упругости в начальной части нагружения графики практически совпадают. Темп приращения скорости упругой волны в зоне упругости может быть описан уравнением

$$\delta C = \Delta C/C_0 \cdot 100\% = 0,25(\sigma/\sigma_{сж} \cdot 100\%).$$

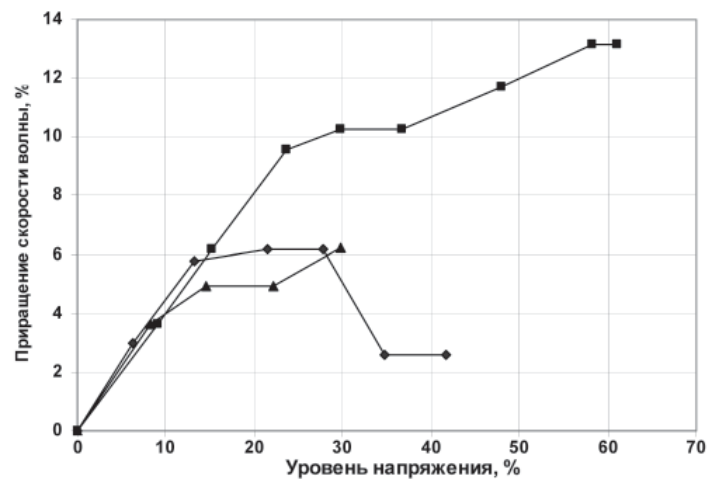


Рис. 3. Изменение скорости волны при нагружении горных пород

Полученные результаты могут быть использованы при анализе акустических каротажных диаграмм, т. е. результатов определения скорости упругой волны в массиве C_m . По установленным уравнениям связи [2] оцениваются свойства массива в естественном напряженном состоянии. Однако при вскрытии породного массива выработками горные породы разгружаются. Тогда для прогноза свойств пород в разгруженном состоянии в полученные уравнения связи следует вводить поправку в виде $C_p = C/(1 + \delta C)$.

Литература

1. Прогноз устойчивости вертикальных горных выработок по материалам инженерно-геологических изысканий / О.М. Гуман и др. // Геориск. – 2009. – № 4. – С. 46–49.
2. Латышев О.Г. Информационное обеспечение проектирования процессов горного производства / О.Г. Латышев, О.О. Анохина // Изв. вузов. Горный журнал. – 2003. – № 2. – С. 104–108.
3. Дьяур Н.И. Влияние деформирования на скорости продольных волн в образцах горных пород при высоком давлении / Н.И. Дьяур // Науки о земле: Физика и механика геоматериалов. – М.: Вузовская книга, 2002. – С. 48–72.

УДК 622.023.623»313»

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ УПРУГИХ ХАРАКТЕРИСТИК ТРЕЩИНОВАТОГО ПОРОДНОГО МАССИВА*

А.А. Матвеев, А.Н. Еремизин, К.С. Мартюшов

Устойчивость подземных выработок во многом обусловлена деформационными характеристиками породного массива. Определяемые в лабораторных условиях упругие свойства горных пород не отражают реальное строение массива, в частности его трещиноватость, которая в природе, как правило, не является хаотичной, а образует иерархическую систему, разделяющую массив на отдельные блоки.

Исследователями предлагаются разные модели трещиноватого массива. Так, Р. Гудман [1] рассматривает массив как упругое полупространство, рассеченное системой параллельных трещин. Соотношение модулей деформации пород и массива определяется нормальной жесткостью трещин и средним расстоянием между ними. М.Г. Зерцаловым [2] предлагается выделять элементарные блоки

* Работа выполнена в рамках реализации ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009–2012 гг.»

массива с единичной трещиной, представленной как единичный разрез конечной длины с заданной величиной раскрытия. Путем обобщения (интегрирования) характеристик всех элементов определяется эффективный модуль упругости всего массива. К.В. Руппенейтом [3] породный массив рассматривается в качестве среды, в которой горные породы и трещины воспринимаются как отдельные слои с различными свойствами. Причем свойства трещины как отдельного слоя определяются с учетом относительной площади контакта берегов трещины η . Для зияющих (незаполненных) трещин

$$\eta_i = \frac{\delta_i}{l_i \xi_i}, \quad (1)$$

где δ_i – средняя ширина раскрытия трещин i -й системы;
 l_i – среднее расстояние между трещинами;
 ξ_i – относительная площадь скальных контактов берегов трещин.
 Для трещин, заполненных материалом с модулем деформации E_1 ,

$$\eta_i = \frac{\delta_i E}{l_i E_1}. \quad (2)$$

На основании данного показателя предлагается система оценок упругих констант породного массива. Модули упругости по вертикальному E_v и горизонтальному E_h направлениям определяются следующим образом:

$$E_v = \frac{E}{1 + \sum_{i=1}^n \eta_i (1 - \sin^4 \theta_i)}, \quad E_h = \frac{E}{1 + \sum_{i=1}^n \eta_i (1 - \cos^4 \theta_i)}. \quad (3)$$

Коэффициент Пуассона:

$$\nu_{v,h} = \nu + \sum_{i=1}^n \eta_i \sin^2 \theta_i \cos^2 \theta_i, \quad (4)$$

где θ_i – угол наклона к горизонтальной плоскости системы трещин i -го порядка;

E и ν – модуль упругости и коэффициент Пуассона слагающих массив горных пород.

Характеристики трещиноватости массива определяются на обнажениях массива или путем скважинного каротажа. Ключевым является показатель η , вычисляемый по формулам (1) или (2). Вместе

с тем если расстояние между трещинами отдельностей l_i и ширину их зияния δ_i можно получить усреднением натурных замеров, то более сложной в определении является относительная площадь скальных контактов берегов трещин ξ_i . По оценкам Л.И. Барона, в истинный контакт даже «гладких» трещин вступает лишь 1/10 000 часть площади их берегов. На основании этого в формуле (1) рекомендуется принимать $\xi_i = 3 \cdot 10^{-4}$ как некоторую константу. Однако совершенно очевидно, что эта величина будет существенно различаться для реальных трещин массива. Следовательно, данный вопрос нуждается в специальных исследованиях.

В общем случае характерный размер деформируемого массива L можно представить суммарной длиной монолитных блоков L_0 и суммарной величиной раскрытия трещин L_T , приходящихся на длину L ,

$$L = L_0 + L_T. \quad (5)$$

Величину L_0 можно принять постоянной, но под действием нагрузки величина раскрытия трещин L_T будет непрерывно меняться за счет смятия контактов соприкасающихся поверхностей трещин. В общем случае этот процесс можно описать функцией [5]:

$$\Delta L_T = \sigma L_0 (1/E_m - 1/E_0) \sin \Theta, \quad (6)$$

где L_0 – среднее расстояние между трещинами (или размер блоков массива);

Θ – угол наклона системы трещин по отношению к линии действия главного напряжения;

E_m и E_0 – модуль упругости трещиноватого массива и слагающих его пород.

Модуль упругости горных пород E_0 определяется лабораторными исследованиями образцов. Для оценки поведения породных массивов необходимы натурные испытания. Наиболее распространенными являются компрессионные испытания, которые заключаются в нагружении стенок участка скважины возрастающим давлением с одновременным замером деформации пород в поперечном направлении. Такие испытания с помощью дилатометров были проведены в массиве порфиритов строящегося Екатеринбургского метрополитена [5]. Деформацию (изменение диаметра скважины) измеряли тремя сенсорными датчиками, ориентированными друг относительно друга под углом 120° и расположенными в центральной части дилатометра. Расчет модулей деформации по результатам скважинных испытаний производился по формуле (уравнение Лямэ)

$$E = r(1 + \nu) \Delta p / \Delta \epsilon, \quad (7)$$

где r – радиус скважины;
 ν – коэффициент Пуассона пород;
 Δp – изменение давления;
 $\Delta \varepsilon$ – изменение смещения.

С учетом анализа полученных результатов обоснована методика определения модуля упругости трещиноватого массива E_m , базирующаяся на оценке изменения модуля деформации массива в зависимости от уровня приложенных напряжений σ [5]. Тогда, принимая, что при некотором давлении σ практически все трещины оказываются сомкнутыми, по формуле (6) можно найти их среднюю ширину зияния в исходном массиве. Например, при $L_0 = 1$ м $E_m = 5$ ГПа, $E_0 = 50$ ГПа, $\Theta = 30^\circ$, и, считая, что при $\sigma = 5$ МПа все трещины оказались закрытыми, расчет дает величину раскрытия трещин в исходном массиве $\Delta L_T = 0,45$ мм.

Поскольку при компрессионных испытаниях реального массива смыкание трещин происходит не только за счет сближения их берегов, но и включает смятие скальных контактов, в расчетах устойчивости пород по методике К.В. Руппенейта формулы (1)–(4) можно принимать в качестве оценки $\eta_i \sim \Delta L_T / L_0$.

Литература

1. Гудман Р. Механика скальных пород / Р. Гудман. – М.: Стройиздат, 1987. – 232 с.
2. Зерцалов М.Г. Механика скальных грунтов и скальных массивов / М.Г. Зерцалов. – М.: ИД «Юриспруденция», 2003. – 184 с.
3. Руппенейт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород / К.В. Руппенейт. – М.: Недра, 1975. – 223 с.
4. Газиев Э.Г. Механика скальных пород в строительстве / Э.Г. Газиев. – М.: Стройиздат, 1973. – 177 с.
5. Оценка деформационных характеристик породного массива для прогноза устойчивости горных выработок / О.Г. Латышев и др. // Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений, 19–21 мая 2010 г. – Труды III Междунар. конф. / УГТУ. – Екатеринбург, 2010. – С. 223–228.

УДК 622.026.5

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ДЛЯ ОЦЕНКИ ВЗРЫВАЕМОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Ю.Ю. Пиленков

Ряд исследований [1–4], а также личный опыт автора говорят о том, что разрушение массива при взрывной отбойке происходит преимущественно в форме его разделения на естественные отдельные по существующим поверхностям ослабления (тектоническим трещинам). Трещины являются теми поверхностями ослабления, вдоль которых происходит разрушение породы с наименьшими энергетическими затратами. В частности, в работе [1] отмечается, что «... от 70 до 100 % граничных плоскостей в кусках более 500 мм в поперечнике представлено плоскостями тектонических трещин; в кусках размером менее 500 мм этот показатель снижается до 50–60 %».

С этой точки зрения весьма значимы результаты экспериментов Л.И. Барона и Г.П. Личели [3], которые в лабораторных условиях взрывали пять типов моделей размером 300×300×300 мм каждая. Модели первого типа представляли собой сплошные бетонные кубы. Модели остальных типов были сложены из бетонных кубиков с длиной ребра соответственно 100, 60, 43 и 33 мм. Установлено, что при густой решетке с размером ребер 43 и 33 мм взрыв не меняет кусковатости материала – модели разваливались только по имитирующим трещины плоскостям. При меньших размерах отдельных (длина ребер 100 и 60 мм) наблюдалось частичное дробление элементарных блоков. Значительное дробление материал претерпевал только при взрывании монолитной модели. Эксперимент показал, что изменение массы заряда весьма незначительно сказывается на степени дробления модели в целом и составляющих ее блоков.

Таким образом, собственно дроблению взрывом с образованием поверхностей новых трещин подвергается только небольшая часть массива вокруг зарядной полости (скважины или шпура) радиусом, равным двум-трем диаметрам заряда. Следовательно, резервом для сокращения удельного расхода ВВ является более детальный учет трещиноватости и обводненности горных пород. В свою очередь, заданного качества дробления можно достичь, не повышая удельный расход взрывчатых веществ, как это обычно делается на практике.

В зависимости от механических свойств скальных массивов В.Н. Мосинец и А.В. Абрамов предложили классификацию [5], в основу которой положен характер процесса разрушения взрывающей среды. Однако при определении удельного расхода ВВ как ключевой характеристики взрывающей среды используются только два геологических параметра: прочность образца разрушаемой среды (выражается через коэффициент крепости f) и структурное ослабление массива, связанное со скоростью прохождения продольной волны C_s . Существующие методики определения удельного расхода ВВ учитывают структурное ослабление только одним геологическим фактором – интенсивностью трещиноватости, разделяющей массив на естественные отдельные. Обычно при оценке взрывающей среды горные породы с учетом трещиноватости классифицируются на пять категорий – от чрезвычайно трещиноватых (мелкоблочных) до практически монолитных (исключительно крупноблочных). В связи с этим подразумевается, что два массива горных пород, имея одинаковые кубиковую прочность и модуль трещиноватости, но различающиеся заполнителем трещин (в частности, в первом случае – кварц или кальцит, а во втором – хлорит, серицит, глина трения и тому подобные), характеризуются одинаковой способностью противостоять нагрузкам, иначе говоря, одинаковой прочностью.

В действительности, на прочность и, следовательно, на разрушаемость геологической среды оказывают влияние как сцепление по швам трещин, определяемое прочностью заполнителя и геометрией поверхностей берегов трещин, так и наличие подземных вод, – обычно обводненные породы имеют гораздо меньшую энергоемкость разрушения, чем сухие.

Наиболее полно прочность и структурную неоднородность скальных массивов учитывают многопараметровые классификационные системы (Терцаги, З.Т. Биньявски, Н. Бартона и др.), особое место среди которых занимает геомеханическая классификация Д. Лаубшера [6]. Последняя позволяет определить коэффициент структурного ослабления массива с учетом поправочных коэффициентов, учитывающих состояние швов трещин при различной обводненности пород.

Приняв во внимание эти характеристики, при определении взрывающей среды предлагается пользоваться представленной в табл. 1 и дополненной показателем трещиноватости Π_t классификацией В.Н. Мосинца и А.В. Абрамова. Указанный показатель определяется следующим образом:

$$\Pi_t = \Pi_n + 40(A \cdot B \cdot C \cdot D),$$

где Π_n – показатель, учитывающий интенсивность трещиноватости (табл. 2);

Таблица 1

Классификация взрываемости массива горных пород

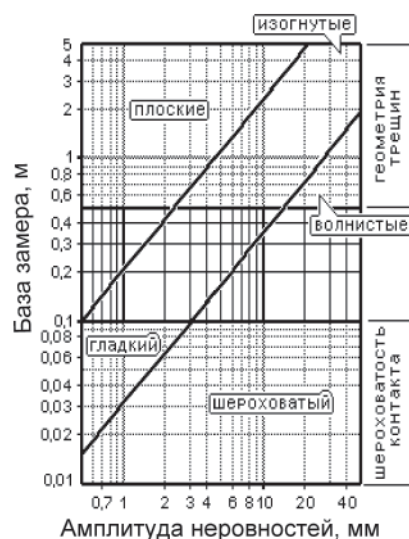
Класс пород	Характеристика трещиноватости (блочности) пород	Характеристика процесса разрушения	Показатель трещиноватости P_T	Скорость продольных волн в массиве, км/с
Весьма трудновзрываемые	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	Среда разрушается хрупко в направлении от открытой поверхности к заряду под действием напряжений растяжения	более 70	5...3,5
Трудновзрываемые	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	Среда разрушается квазихрупко как в направлении от заряда к открытой поверхности, так и в обратном направлении, под действием волн сжатия и растяжения	70...56	3,5...3
Средней взрываемости	Трещиноватые (крупноблочные)		55...36	3...2,5
Легковзрываемые	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	Среда разрушается пластично в направлении от заряда к открытой поверхности под действием усилий сжатия на фронте прямой волны	35...20	2,5...1,5
Весьма легковзрываемые	Чрезвычайно трещиноватые, нарушенные (мелкоблочные)		менее 20	менее 1,5

Таблица 2

**Значения показателя, учитывающего интенсивность трещиноватости при
различном числе систем трещин [6]**

Число трещин на 1 м	Число систем трещин			Число трещин на 1 м	Число систем трещин		
	одна	две	три		одна	две	три
0,25	40	38	36	3	24	21	18
0,3	38	36	34	5	21	18	15
0,5	36	34	31	8	18	15	12
0,8	34	31	28	10	15	12	12
1	31	28	26	15	12	10	10
1,5	28	26	24	20	10	7	7
2	26	24	21	30	7	5	5
				40	5	2	2

A , B , C и D – поправочные коэффициенты, учитывающие состояние швов трещин при различной обводненности пород и отражающие соответственно: геометрию шва и шероховатость контактов трещин (рисунок), степень измененности пород в зоне контак-



та и характеристику заполнителя шва трещины, определяемые по табл. 3.

Опираясь на эту методику и упоминавшуюся выше работу [5], можно (исходя из предела прочности образца на одноосное сжатие и величины показателя трещиноватости) рассчитать энергоемкость разрушения массива для достижения заданной степени дробления. В качестве примера в табл. 4 представлены расчетные величины проектного удельного расхода аммонита № 6ЖВ, необходимого для получения средних кусков 150 и 200 мм

Номограмма для определения кривизны трещины (параметр A , табл. 3) и шероховатости контакта (параметр B , табл. 3)[7]

Таблица 3

Оценка состояния швов трещин с учетом обводненности пород [6]

Параметр	Описание	Сухой контакт	Обводненный контакт		
			влажный	капкеж	приток струями
<i>A</i> – геометрия трещины (см. верхнюю часть (рис. 1)	волнистые трещины;	0,97	0,95	0,90	0,85
	изогнутые трещины;	0,82	0,80	0,75	0,62
	плоские трещины	0,75	0,70	0,65	0,60
<i>B</i> – шероховатость контакта (см. нижнюю часть рис. 1)	волнистые трещины	0,95	0,90	0,85	0,80
	контакт	гладкий	0,85	0,80	0,75
		шероховатый	0,80	0,75	0,65
		гладкий	0,70	0,65	0,55
		гладкий	0,65	0,60	0,50
<i>C</i> – изменение пород в зоне контакта	плоские трещины	0,55	0,50	0,45	0,40
	неизменный	1	0,99	0,97	0,95
	присутствуют признаки измененности	0,75	0,70	0,65	0,60
<i>D</i> –заполнитель трещин	без заполнителя	1	1	1	1
	кварц, кальцит, эпидот или гематит	0,99	0,98	0,98	0,97
	гематит, сланец или песок	крупность заполнителя	грубый	0,80	0,75
			мелкий	0,70	0,65
			грубый	0,60	0,55
	хлорит, серицит, глина трения		мелкий	0,40	0,35
	шов заполнен разбухающими минералами		менее 5мм	0,35	0,30
			более 5 мм	0,15	0,10

Таблица 4

Проектный удельный расход аммонита № 6ЖВ для получения средних

Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Показатель трещиноватости P_T				
	более 70	70...51	50...36	35...21	менее 20
Средние куски Ø 150 мм					
200...141	2,8	2,6	2,1	1,1	0,5
140...91	2,2	2,1	1,9	0,9	0,4
90...51	1,8	1,7	1,5	0,7	0,3
50...31	1,4	1,4	1,3	0,5	0,2
менее 30	1,1	0,9	0,9	0,3	0,1
Средние куски Ø 200 мм					
200...141	2,6	2,4	2	0,9	0,3
140...91	2,1	2	1,7	0,8	0,2
90...51	1,7	1,4	1,3	0,5	0,2
50...31	1,3	1,2	1,1	0,4	0,1
менее 30	0,9	0,8	0,7	0,2	0,1

при отбойке руды веерами кусков 150 и 200 мм скважин диаметром 75 мм.

Рассмотренная методика определения взрываемости горных пород рекомендована к применению при отработке Нижней Залежи Сибайского месторождения и использована при составлении «Типового проекта производства массовых взрывов на Молодежном подземном руднике Учалинского ГОКа».

Литература

1. Слепцов М.Н., Азимов Р.Ш., Мосинец В.Н. Подземная разработка месторождений цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1986.
2. Рац М.В. Неоднородность горных пород и их физических свойств. – М.: Недра, 1968.
3. Барон Л.И., Личели Г.П. Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке. – М.: Недра, 1966.
4. Дон Лит Л. Сейсмическое действие взрыва. – М.: Госгортехиздат, 1963.
5. Мосинец В. Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород – М.: Недра, 1982.
6. Laubscher D. H. Geomechanistics classification system for rating of rock mass in mine design // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1990, V. 90, No. 10, p. 257–273.
7. Barton, N.R., Bandis, S.C. Effects of block size on the the shear behaviour of jointed rock // 23rd U.S. symp. on rock mechanics, Berkeley, 1982, P. 739–760.

УДК 622.023.623

ОЦЕНКА НЕОДНОРОДНОСТИ ТРЕЩИННОЙ СТРУКТУРЫ В ПРОЦЕССАХ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД*

О.Г. Латышев, И.С. Осипов, А.Н. Еремизин, А.А. Матвеев

Трещинная структура пород играет исключительно важную роль в решении многих задач горного производства. Она определяет прочность и устойчивость горных пород, тип и прочные размеры крепи подземных сооружений, эффективность фильтрации различных флюидов и др. Характер и степень трещиноватости горных пород определяют энергетические показатели процесса их разрушения.

В.Н. Мосинец [1] предложил оценивать разрушающие напряжения при взрыве трещиноватой среды следующим выражением:

$$[\sigma] = \sigma_p - C\sqrt{kA}, \quad (1)$$

где σ_p – прочность однородной бездефектной породы;

C – эмпирический коэффициент (константа материала);

k – коэффициент неоднородности, зависящий от распределения микротрещин в горной породе;

A – удельная работа по деформации единицы объема породы.

При динамическом (взрывном) разрушении пластическое течение пород заметной роли не играет. Тогда можно принять $A = \sigma_p^2/2E$, где E – модуль упругости пород, и уравнение (1) преобразуется в выражение [2]

$$[\sigma] = \sigma_p \left(1 - C\sqrt{\frac{k}{2E}} \right). \quad (2)$$

Коэффициент k предлагается оценивать косвенно – по отношению работы по деформации трещиноватой породы A_1 к работе по деформации идеально однородной породы A_0 : $k = (A_1/A_0 - 1)/3$. Однако экспериментальное определение работы деформирования возможно лишь в статическом режиме нагружения, что не соответствует физике разрушения пород взрывом. Поэтому более адекватной представляется непосредственная оценка показателя k как меры неоднородности трещинной структуры горных пород. Такой мерой

* Работа выполнена в рамках реализации ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009–2012 гг.

по своей сути может служить корреляционная размерность [3], которая основывается на оценке расстояния между парами точек дискретного множества N с координатами $r_1, r_2, \dots, r_N$ [4]. Оценкой служит *корреляционный интеграл* $C(\varepsilon)$, численно равный отношению числу пар точек, расстояние между которыми не превышает заданную величину ε .

$$C(\varepsilon) = \lim_{N \rightarrow \infty} \sum_{i,j=1; i \neq j}^N \chi(\varepsilon - |r_i - r_j|), \quad (3)$$

где χ – функция Хевисайда, принимающая значения $\chi(x) = 0$ при $x < 0$ и $\chi(x) = 1$ при $x \geq 0$.

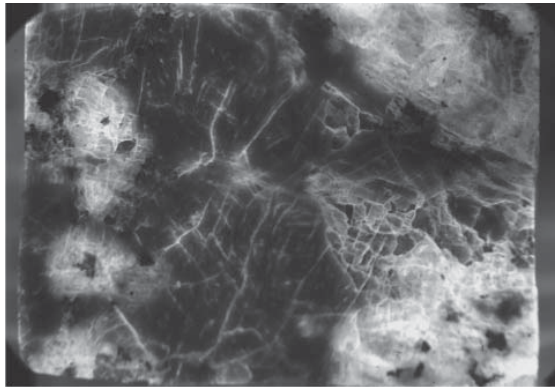
Для фрактального множества

$$\lim_{\varepsilon \rightarrow 0} C(\varepsilon) \sim \varepsilon^{d_2}, \quad (4)$$

где d_2 – положительный показатель степени, который называется *корреляционной размерностью*,

$$d_2 = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{\log C(\varepsilon)}{\log \varepsilon}. \quad (5)$$

Для оценки степени неоднородности распределения трещин по поверхности образцов горных пород проведена серия экспериментальных исследований гранитов Мансуровского месторождения (Республика Башкортостан). В качестве меры неоднородности принята корреляционная размерность, определение которой и служило конечной целью исследования.



Выделение трещин на поверхности образцов (рис. 1) осуществлялось адаптированным применительно к горным породам методом люминесцентной дефектоскопии [5].

Рис. 1. Поверхность гранита с системой трещин Мансуровского месторождения

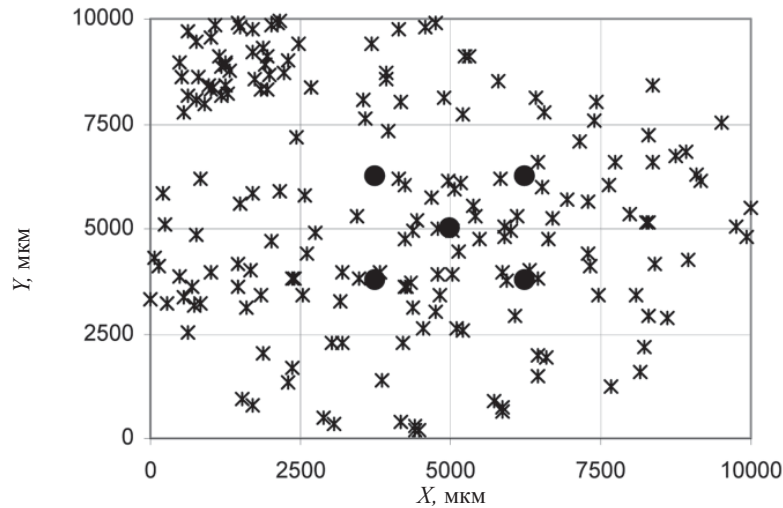


Рис. 2. Макет поверхности образца гранита с вершинами первых 100 трещин (x – вершины трещин; • – референтные точки)

По полученным координатам всех вершин трещин на поверхности образцов были определены значения корреляционной размерности.

Разработанный алгоритм определения данного показателя заключается в следующем. На плоскости выбирается несколько референтных точек $N_{\text{ref}(i)}$, вокруг каждой проводится окружность радиусом ε_{i1} и подсчитывается число точек, попавших внутрь этой окружности n_1 . В качестве точек принимаются координаты вершин трещин (рис. 2). Затем проводится окружность радиусом $\varepsilon_{i2} > \varepsilon_{i1}$ и определяется n_2 . Повторяя эту процедуру, получаем ряд парных значений для каждой референтной точки $N_{\text{ref}(i)}$: $\varepsilon_j - n_j$.

По полученным парам значений строим график функции $\log C(\varepsilon_j) = f(\log \varepsilon_j)$ и способом наименьших квадратов определяем угловой коэффициент прямой, значение которого соответствует корреляционной размерности d_2 (рис. 3).

Экспериментальное изучение корреляционной размерности в сопоставлении с деформационными характеристиками горных пород показывает [6], что коэффициент неоднородности в уравнении (2) можно представить в виде

$$k = 1/3(d_2 - 1). \quad (6)$$

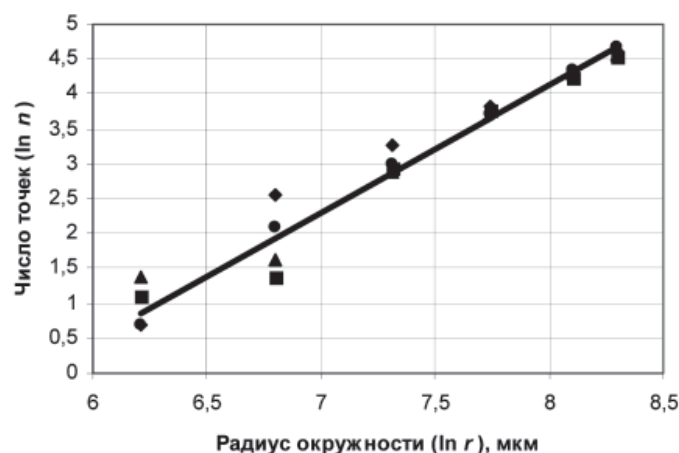


Рис. 3. График числа точек в окружностях с центром в референтных точках (•)

Это позволяет оценивать разрушающие напряжения при взрывании трещиноватых горных пород. Решающая роль трещиноватости в развитии активируемых взрывом нарушений отмечается Г.П. Берсеневым [7]. Это, в свою очередь, определяет качество дробления горных пород взрывом.

Таким образом, разработанные процедуры позволяют экспериментально определять неоднородность трещинной структуры горных пород и оценивать разрушающие напряжения при взрыве трещиноватой среды. Полученные результаты могут служить основой для проектирования рациональных параметров буровзрывных работ при разработке скальных пород.

Литература

1. Мосинец В.Н. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения пород взрывом / В.Н. Мосинец. – Фрунзе: Изд-во АН КиргССР, 1963. – 233 с.
2. Латышев О.Г. Разрушение горных пород / О.Г. Латышев. – М.: Теплотехник, 2007. – 672 с.
3. Латышев О.Г. Основные направления и перспективы развития исследований горных пород и массивов с фрактальных позиций / О.Г. Латышев, И.С. Осипов // Изв. вузов. Горный журнал. – 2010. – № 7. – С. 115–123.
4. Мандельброт Б. Фрактальная геометрия природы: пер. с нем. / Б. Мандельброт. – М.: Изд-во: ИКИ, 2002. – 656 с.
5. Латышев О.Г. Методика изучения фрактальных характеристик трещиноватых горных пород / О.Г. Латышев, В.В. Сынбулатов, И.С. Осипов // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. / МГТУ. – Магнитогорск, 2008. – С. 217–227.

6. Прогноз деформационных характеристик трещиноватых горных пород и массивов / О.Г. Латышев и др. // Изв. вузов. Горный журнал. – 2011. – № 7. – С. 92–97.

7. Оценка активируемых взрывом нарушений как критерия прогноза качества дробления горных пород / О.Г. Латышев и др. // Изв. вузов. Горный журнал. – 2010. – № 2. – С. 49–53.

УДК 622.235.3

ПРИМЕНЕНИЕ СМЕСИТЕЛЬНО-ЗАРЯДНЫХ МАШИН ТИПА «УНИВЕРСАЛ» ТС-4 НА ШАССИ SCANIA НА КАРЬЕРАХ УРАЛА

*В.С. Котяшов, С.Е. Синцов, С.Л. Мальберг, В.А. Федосеев
В.Г. Шеменев, В.А. Сеницын, В.С. Соколов*

Одним из достижений в области разработки промышленных взрывчатых веществ для открытых горных работ является создание эмульсионных ВВ на основе обратных эмульсий высококонцентрированных растворов окислителей (аммиачной, натриевой или калиевой селитры) и нефтепродуктов (мазута, индустриального масла, дизельного топлива) в присутствии эмульгатора. ЭВВ – эффективные заменители штатных промышленных ВВ за счет доступности сырья (аммиачная селитра и нефтепродукты), безопасности и экологической чистоты при изготовлении и применении, высокой водоустойчивости и эффективности взрывания, меньшей себестоимости.

В середине 80-х гг. перед головными институтами в области промышленных ВВ – ГосНИИ «Кристалл» и Красноармейским НИИ механизации была поставлена задача в кратчайшие сроки создать в России рецептуры эмульсионных ВВ, технологию и оборудование для их изготовления и смесительно-зарядные машины для заряжания обводненных скважин по технологии «под столб воды».

Машины СЗМ типа «Универсал» ТС-4 изготовлены International Explosives Equipment (Австралия). Общий вид СЗМ «Универсал» и доставщика эмульсии ДК-25Пл представлен на рис. 1 и 2.

СЗМ типа «Универсал» предназначены для раздельной транспортировки к месту производства взрывных работ невзрывчатых компонентов (эмульсии, аммиачной селитры, дизельного топлива и газогенерирующей добавки, загружаемых на заводе или стационарном пункте), изготовления из них на месте применения взрывчатых



Рис. 1. Смесительно-зарядные машины «Универсал»



Рис. 2. Доставщик эмульсии ДК-25Пл

веществ и механизированного заряжания ими сухих и обводненных скважин диаметром не менее 90 мм на открытых горных разработках при температуре окружающей среды от -40 до $+40$ °С.

Машины оснащены тремя основными резервуарами: бункером для аммиачной селитры, резервуаром для эмульсии, топливным резервуаром, а также резервуарами для гидравлической жидкости и технологической воды.

Однокамерный бункер для аммиачной селитры имеет проектную вместимость 4500 кг и изготовлен из нержавеющей стали марки 304 (толщина стенки 3 мм). Сверху бункер оборудован раздвижным алюминиевым люком, обеспечивающим как равномерную загрузку аммиачной селитры по всему объему, так и безопасный доступ персонала для обслуживания и чистки; съемной сеткой 110 мм из нержавеющей стали; трапом с рифленой поверхностью и поручнями безопасности. В нижней части бункера расположен дозирующий шнек аммиачной селитры.

Резервуар эмульсии имеет проектную вместимость 10 885 кг, также изготовлен из нержавеющей стали (толщина стенки 4 мм). Резервуар оборудован люком с вентиляционным отверстием, оснащен перегородкой, его наружная часть изолирована (толщина материала 50 мм) и имеет высокую прочность. Имеется защита от опрокидывания. Заполнение эмульсионного резервуара выполняется с помощью наружного насоса. Труба для внутреннего наполнения обеспечивает поступление продукта на верхнюю часть уже имеющегося продукта.

Вместимость топливного резервуара 380 л, он изготовлен из листовой низкоуглеродистой стали (толщина стенки 4 мм). Внутри есть перегородки, вентиляционное отверстие на случай опрокидывания (машины ТС-4), крышка вентиляционного отверстия, зафиксированная болтами, и наливной пункт с эксцентриковым затвором. Также имеется защита от опрокидывания. Разгрузка производится через донные соединения, оснащенные клапаном. Топливный резервуар оснащен трубкой уровня, на обоих концах которой стопорные клапаны.

Два шнека – донный и смесительный, – предназначенные для смешивания продукта, изготовлены из нержавеющей стали и оснащены уплотнениями и подшипниками. Все подшипники расположены снаружи концевой диска шнека и снабжены устройством предотвращения затекания в них продукта в случае выхода уплотнения из строя. Насос Napco подает эмульсию в смесительный шнек для смешивания. В данной машине используются невзрывчатые эмульсии, поэтому насос оснащен датчиками высокого и низкого давления.

Насос Mono (скважинный насос) используется для подачи смешанного продукта в скважину с помощью выгрузного шланга, крепится к шасси установки, оснащен датчиком уровня, с помощью которого начинается или останавливается процесс смешивания в шнеках, а также датчиками высокого и низкого давления. Насос оборудован линией промыва водой, регулируемой клапаном вручную.

Водный резервуар емкостью 600 л предназначен для технологической и промывочной воды. Насос марки Cat используется для перекачивания технологической воды в одно из оросительных колец, расположенных в начале выгрузного шланга. Резервуар подключен непосредственно к скважинному насосу для промыва, оснащен донным штуцером наполнения.

Имеется шланговый барабан, на котором находится выгружной шланг. Барабан оснащен гидравлическим двигателем с цепным приводом, а также верхней подвижной стрелой для помещения выгрузного шланга в скважину. Входное отверстие шлангового барабана подключено к скважинному насосу, и продукт подается из насоса в шланг. Шланговый барабан управляется ручными рычагами, расположенными в гидравлическом шкафу в левой задней части установки.

Система газогенерирующих добавок (ГГД) включает два отдельных контура подачи растворов. Каждый контур состоит из бака газогенерирующей добавки вместимостью 150 л, патрубка с шаровым краном, фильтра, лопастного насоса-дозатора Procon, расходомера, обратного клапана, шлангов и фитингов. Емкости изготовлены из нержавеющей стали толщиной 3 мм, оснащены наливными дренажными отверстиями и измерителями уровня. Насосы-дозаторы приводятся в действие гидравлическими моторами Char-Lynn. Выход насоса оснащен ротаметром. Изменение расхода ГГД осуществляется ручными гидравлическими клапанами, расположенными в гидравлическом шкафу, контроль – визуальный по показаниям расходомера. Точка впрыска первого контура – на входе эмульсионного насоса, второго – на входе винтового продуктового насоса. Обогрев емкостей ГГД осуществляется нагретой рабочей жидкостью системы охлаждения двигателя шасси.

Все компоненты установлены на подрамнике, прикрепленном к шасси с помощью комбинации жестких или пружинных кронштейнов.

Работа навесного оборудования контролируется электромагнитными гидравлическими клапанами, которые вместе с коллекторами находятся в двух гидравлических шкафах, расположенных с левой стороны машины – спереди и сзади.

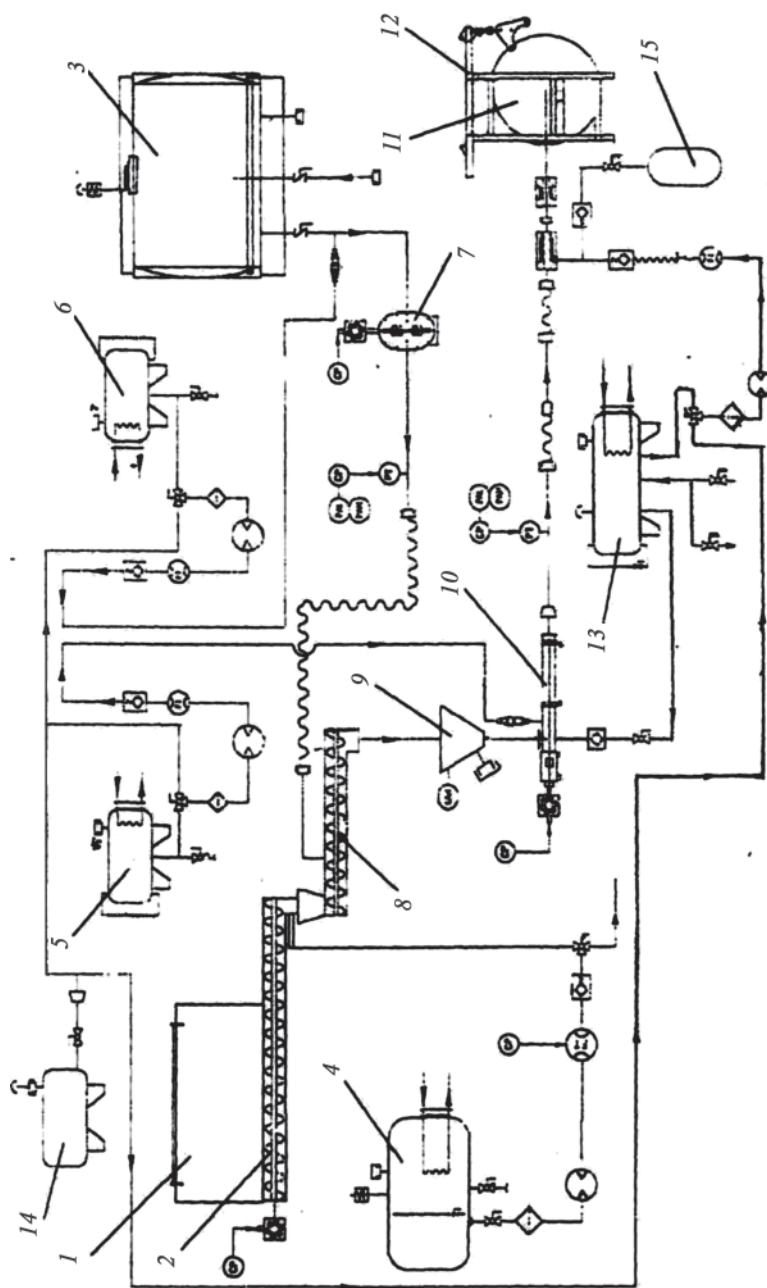


Рис. 3. Технологическая схема смешанно-зарядной машины «Универсал» ТС-4:
 1 – бункер для аммиачной селитры; 2 – дозирующий шнек аммиачной селитры; 3 – емкость для дизельного топлива; 4 – емкость для эмульсии; 5 – емкость для газо-генерирующей добавки 1; 6 – емкость для газо-генерирующей добавки 2; 7 – эмульсионный насос; 8 – перемешивающий шнек; 9 – приемный бункер продуктового насоса; 10 – винтовой насос готового продукта (ЗВВ); 11 – барабан с зарядным шлангом; 12 – выдвижная стрела с направляющим роликом; 13 – емкость для технологической воды; 14 – емкость для гликоля; 15 – ресивер

**Сравнительная характеристика отечественных и импортных
смесительно-зарядных машин**

Тип машины	Фирма	Марка ВВ	Грузо-подъемность по ВВ	Производительность зарядания, кг/мин	Вид зарядной системы, насоса
СЗМ-10	КНИИМ, Россия	Порэммит	10,0	300	Винтовой
СЗМ-1-Г	КНИИМ, Россия	Гранэммит И-70	10,0	400	Шнековый
СЗМ-10ГВ	КНИИМ, Россия	Гранэммит И-30	10,0	300	Винтовой
СЗМ-8Э	КНИИМ, Россия	Порэммит	8,0	200	Винтовой
МЗГ-10	НИПИГормаш, Россия	Гранэммит	10,0		Шнековый
МЗВ-8	НИПИГормаш, Россия	Пормит	8,0	300	Винтовой
МЗВ-20	НИПИГормаш, Россия	Порэммит	20,0	300	Винтовой
ТСЗМ-30ПГ	Гормаш, Россия	Порэммит	28,0	300	Винтовой
ТСЗМ-30ПГ-А	Гормаш, Россия	Гранэммит 50/50	28,0	300	Шнековый
ETI	Канада	Тован (до 45 % АНФО)	20,0	400	Винтовой спаренный
ETI	Канада	Тован (до 30–70 % АНФО)	20,0	500	Винтовой спаренный, шнековый
ERT	Испания	Эмулит (до 25 % АНФО)	8,0	290	Винтовой
IREKO	США	Иремекс (до 40 % АНФО)	18,0	400	Шнековый
IREKO («Завод на колесах»)	США	Эмульсионное (до 25 % АНФО)	15,9	200	Винтовой
IREKO	США	Эмульсионное (до 25 % АНФО)	7,5	250	Винтовой
Нитро-Нобель	Швеция	Эмулит	8,0	250	Винтовой
MSI, RIK	США, Австралия	Эмульсионное	15,0	430	Шнековый
MSI, RIK	США, Австралия	Эмульсионное	20,0	350	Винтовой, Шнековый
Кемира	Финляндия	Кемит-500	9,0	150	Винтовой
Нитро-Сибирь	Россия	Сибирит	8,0	300	Винтовой
Нитро-Сибирь	Россия	Сибирит	20,0	300	Винтовой
Универсал ТС-4	Австралия	Эмульсионное	14,0	300	Шнековый

Электрическое управление располагается в кабине машины. Установка оснащена двумя системами аварийного выключения (одна в кабине, другая в гидравлическом шкафу, расположенном слева на передней стороне установки). Гидравлический шкаф оборудован внешним контроллером партии и станцией *стоп/старт*, позволяющей управлять установкой сзади. Машина имеет ручной выбор передач. Механизм отбора мощности, расположенный в кабине, управляется с помощью коробки передач.

Система управления машиной спроектирована на основе электронной системы, которая управляет гидравлической системой. В зависимости от процентного соотношения необходимых ингредиентов оператор имеет возможность регулировать скорость двигателя из кабины с помощью цифровых потенциометров, расположенных на панели управления. Датчики предоставляют оператору возможность получать информацию о состоянии скорости различных двигателей и аспектах безопасности.

Технологическая схема смесительно-зарядной машины представлена на рис. 3.

Анализ технико-экономических показателей, полученных в процессе эксплуатации этих машин на карьерах Урала, позволяет поставить их в один ряд с лучшими зарубежными СЗМ (таблица).

УДК 622.235.213

ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ МОЩНОСТИ ПО ИЗГОТОВЛЕНИЮ ЭВВ И ЗАРЯЖАНИЮ ИМИ СКВАЖИН НА ОАО «ЕВРАЗ КГОК»

*В.С. Котяшов, С.Е. Синцов, С.Л. Мальберг, В.В. Шамин,
В.А. Синицын, В.Г. Шеменев, В.С. Соколов*

В ноябре 2000 г. в ОАО «Евраз КГОК» введен в эксплуатацию завод по производству эмульсионного ВВ «Порэмит». К настоящему времени полностью освоена его проектная мощность – 25 тыс. т эмульсии в год. Кроме существенного снижения себестоимости взрывных работ, улучшена экологическая обстановка на карьерах и прилегающих территориях за счет снижения вредных выбросов в атмосферу. Целенаправленно осуществлена замена дорогостоящих тротилсодержащих ВВ составами местного приготовления. Комплекс мероприятий по внедрению эмульсионного ВВ – гранэмита

И-30 позволил выйти на уровень 95 %-го потребления ВВ местного приготовления, а с применением гранэмита ОМ-70 и нитронита Э-70 и до 99 % и 99,5 %-го уровня соответственно.

Важнейшая роль в переходе на новый уровень техники и технологии взрывных работ принадлежит человеческому фактору. Персонал, занятый на взрывных работах, проходил обучение или повышал свою квалификацию на Высших курсах взрывных работ. Многолетний опыт позволяет сделать вывод, что только комплексный подход к решению проблем по каждому из обозначенных направлений взрывного дела может привести к конкретным положительным результатам.

Титаномагнетитовые руды, разрабатываемые Евраз КГОК, обладают повышенной вязкостью и блочностью, что существенно ухудшает их взрываемость. Эффективное взрывание таких пород можно обеспечить только при высоком качестве ЭВВ, зависящем от качества исходного сырья и параметров технологического оборудования. Важным звеном в технологии производства ЭВВ является смесительно-зарядная машина (СЗМ), где оно производится в процессе зарядки скважин. Наличие четырех крупных карьеров и большие объемы заряжаемых ЭВВ определяют необходимость применения значительного количества машин. С целью уменьшения их числа была выбрана технологическая зарядная установка на базе шасси БелАЗ-7548А производства Пекинской горно-металлургической корпорации (КНР) с полезной нагрузкой 25 т.

Приготовление эмульсионной матрицы осуществляется по технологии ФГУП «ГосНИИ «Кристалл», требующей адаптировать некоторые узлы и агрегаты зарядной установки к физическим параметрам матрицы, а также, с учетом климатических условий эксплуатации, изменить исполнение отдельных элементов установки для уменьшения потерь тепла и снижения температуры компонентов ЭВВ.

В декабре 2008 г. в ООО «АВТ-Урал» началось внедрение производства нитронита, который отличается от гранэмита свойствами компонентов и использованием в производстве эмульсионной матрицы передовых видов сырья, таких как синтетический эмульгатор лубризол и пористая аммиачная селитра. Лубризол позволяет получить эмульсионную матрицу с малым размером глобул, что повышает устойчивость и стабильность эмульсии, делая практически невозможным ее расслоение. Кроме того, малый размер глобул эмульсии повышает ее реакционную способность и, соответственно, энергоемкость. Использование пористой аммиачной селитры в качестве сухой фазы за счет увеличения площади химической реак-

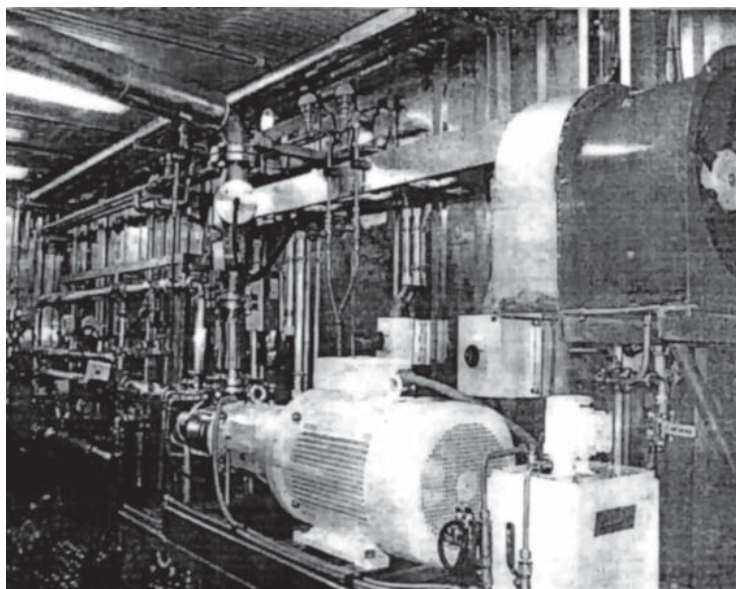


Рис. 1. Новый эмульсионный модуль установки СЭМП на заводе эмульсионных ВВ ООО «АВТ-Урал»



Рис. 2. Смесительно-зарядная машина BCZH-25

ции селитры делает нитронит более реакционноспособным, повышает энергию взрыва, увеличивает скорость детонации. В ходе испытаний установлено, что скорость детонации гранэмита составляла около 5 км/с, а скорость детонации нитронита, в свою очередь, составляет около 5,8 км/с.

В июне – августе 2009 г. в ООО «АВТ-Урал» начались строительно-монтажные работы, а в октябре осуществлен шефмонтаж и пуск нового эмульсионного модуля (рис. 1), который в конце 2009 г. введен в эксплуатацию. С помощью нового эмульсионного стола закрытого типа стал возможным выпуск тонкодисперсной эмульсионной матрицы с размером глобул около 10 мкм.

В настоящее время для изготовления нитронита используется две смесительно-зарядные машины BCZH-25 (рис. 2).

Техническая характеристика СЗМ BCZH-25:

Грузоподъемность, т	25,65
Производительность заряжания, кг/мин	250–300
Бак для эмульсоида:	
вместимость, м ³	12,5
массовая вместимость, т	17,5
Бункер для аммиачной селитры:	
вместимость, м ³	9,2
массовая вместимость, т	7,5
Бак для топлива:	
вместимость, м ³	0,6
массовая вместимость, т	0,5
Бак для газогенерирующей добавки:	
вместимость, м ³	0,15
массовая вместимость, т	0,15
Отклонение дозировки, %	±2
Шасси машины: БелАЗ 7548 А	
Габариты: длина × ширина × высота, мм	9280 × 4400 × 4400

В 2009 г. приобретены принципиально новые СЗМ типа «Универсал» на базе автомобиля «Скания», позволяющие, в зависимости от условий взрывания и крепости пород, изготавливать и применять различные составы ЭВВ на месте производства взрывных работ.

В технологическую схему приготовления эмульсии внесены изменения: установлена дополнительная емкость для раствора окислителя с целью использования технологического задела, более ритмичной работы на стадии приготовления раствора окислителя. Введен в эксплуатацию узел загрузки непосредственно на стационар-

ном пункте завода для организации механизированной загрузки СЗМ гранулированной аммиачной селитрой.

С 2005 г. специалистами ООО «АВТ-Урал» совместно с ЗАО «Азот-Взрыв» прорабатывается вопрос о переходе на более высокий, безопасный и эффективный уровень производства и применения ЭВВ, ведущий к улучшению экологической обстановки, т. к. компоненты данных ВВ имеют нулевой кислородный баланс, обеспечивающий максимально возможный выход энергии и минимальный выброс вредных газов.

Механически компоненты ВВ могут быть смешаны в любой пропорции. В эмульсионном столе используется современная конструкция эмульсионного миксера с противодавлением внутри камеры смешения (элемент ноу-хау). Давление в миксере всегда является избыточным по отношению к атмосферному. Это обеспечивает безопасность благодаря отсутствию подсоса воздуха и несанкционированной сенсibilизации эмульсии, а также позволяет получать готовую эмульсию с размером частиц не более 10 мкм. Такой размер частиц обеспечивает высокую площадь контакта окислителя и горючего и, как следствие, высокие детонационные характеристики и стабильность ЭВВ.

Эмульсия после изготовления содержится в трубах под давлением, что делает невозможным проникновение туда сенсibilизирующего воздуха. Диаметр труб намного меньше критического диаметра эмульсии, что предотвращает передачу детонации по трубам. Кроме того, производственная линия оборудована разрывными дисками и гибкими соединениями на случай передачи детонации.

Конструкция как эмульсионного стола, так и смесительно-зарядных машин соответствует новейшим зарубежным разработкам в данной области. Блок эмульгирования (эмульсионный стол) управляется одним оператором. СЗМ может управляться водителем из кабины или с выносного пульта.

Для обеспечения безопасности технологического процесса предусматриваются программы тестирования. Особые элементы безопасности интегрированы в производственный процесс: для формовки и перемещения эмульсии используется миксер с противодавлением; до окончательного формирования эмульсия не требует никакой дополнительной прокачки или рециркуляции; низкое номинальное рабочее давление.

На случай возникновения сбоев предусмотрена система блокировки (пневматическая или электрическая), обеспечивающая сигнал тревоги или остановку завода. Эта система включает:

- температурный контроль на всех технологических и эмульсионных насосах;

- системы защиты от избыточного давления в каждой интегрированной линии с помощью приспособлений автоматического наблюдения, подключенных к системе полной остановки комплекса и оснащенных предохранительными клапанами;

- системы защиты от избыточного давления в потоке готового продукта с помощью автоматического мониторинга, подключенного к системе полной остановки комплекса и оснащенного размыкающим щитком или предохранительным клапаном;

- современные элементы управления процессом, обеспечивающие безопасность путем отклонения в случае возникновения проблем;

- шкаф электроавтоматики пылеводонепроницаемый, оснащенный системой принудительной вентиляции внешним воздухом.

Модернизация существующего производства и совершенствование технологии изготовления и применения ЭВВ на основе тонкодисперсной эмульсии предусматривает выпуск фасованных ЭВВ: в патронах диаметром 36–120 мм, мягких контейнерах или мешках, т. е. дает возможность полностью отказаться от применения ВВ промышленного изготовления, включая и промежуточные детонаторы.

СЗМ последнего поколения типа «Универсал» снабжена принципиально новой электроникой контроля, обеспечивающей автоматическую корректировку дозирования компонентов при производстве нитронита и зарядке скважин, что значительно повышает результативность процесса.

Таким образом, можно констатировать, что при осуществлении технического перевооружения в виде пуска нового эмульсионного модуля закрытого типа и новых СЗМ типа «Универсал» можно ожидать, при полном соблюдении параметров БВР, 100 %-й комплексной механизации взрывных работ, повышения их безопасности за счет отсутствия непосредственного контакта человека с ВВ, а также роста производительности труда. Улучшение качества получаемого взрывчатого вещества – это повышение удельной концентрации энергии и эффективности взрыва, сохранение стабильности состава в заряде и, как следствие, хорошие результаты взрывных работ.

ВЗРЫВЧАТЫЕ МАТЕРИАЛЫ

УДК 662.1

СОЗДАНИЕ И ПРОИЗВОДСТВО НОВЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ ФКП «БИЙСКИЙ ОЛЕУМНЫЙ ЗАВОД»

*П.П. Переведенцев, О.М. Власов, А.А. Хрулев,
А.Г. Сергеев, Д.А. Левушкин*

ФКП «Бийский олеумный завод» выпускает широкий перечень взрывчатых материалов (ВМ). Совместно со специалистами ВостНИИ был разработан гранулированный взрывчатый материал граммонит Т-5, содержащий 5 % тротила, для открытых работ (ТУ 727600–046–00173769–98). Разрешение получено на постоянное применение граммонита Т-5 в РФ и Республике Казахстан.

Совместно со специалистами ГосНИИ «Кристалл», АО «Взрывпром Юга Кузбасса» и ЗАО «Взрывиспытания» разработаны, испытаны и выпускаются граммониты ТК-10, ТК-15 без загустителя, применяемые для открытых работ в сухих и осушенных скважинах, а также граммониты с загустителем ТКЗ-10, ТКЗ-15 (ТУ 7276–055–07511608–2002) для рукавного заряжания обводненных скважин (цифра в марках обозначает содержание тротила в составах). Из граммонита К (ТУ 7276–054–0754608–2004) в ОАО «Взрывпром Юга Кузбасса» изготавливаются ТК-10, ТК-15.

Для использования в обводненных скважинах специалистами Бийского олеумного завода разработан граммонит П (ТУ 7276–049–07511608–2002). Он выпускается в патронированном виде диаметрами 120, 160 и 180 мм, имеет полипропиленовую оболочку, полиэтиленовый вкладыш, состав аналогичен граммониту 79/21. Граммонит П разрешен в РФ и Республике Казахстан для постоянного применения в обводненных скважинах на открытых работах.

Разработан, прошел испытания, получил разрешение Ростехнадзора на постоянное применение и уже выпускается граммонит

М21 (ТУ 7276–039–07511608–2000), предназначенный для подземных работ в шахтах, не опасных по пыли или газу. Испытания проводились совместно со специалистами ВостНИИ, ВостНИГРИ, Казского рудника, ОАО «Гайский ГОК» и ОАО «Апатит». Граммонит М21 заменил граммонит 79/21 при зарядке в подземных условиях и успешно замещает гранулиты АС-8 и АФ-8. Граммонит М21 состоит из гранулированной аммиачной селитры (79 %) и гранулированного тротила (21 %) с регламентированным дисперсным составом [1, 2].

Гранулированный тротил регламентированного дисперсного состава (гранулотол М) выпускается по ТУ 7276–045–07511608. В отличие от других ВМ, применяемых для подземных работ, граммонит М21 не содержит жидкого нефтяного компонента, что обеспечивает его пневмотранспортирование без налипания на внутреннюю поверхность пневмотрубы, запаха нефтепродуктов и «вываливания» из восходящей скважины, при этом наблюдается продолжительная эксплуатация полиэтиленовых трубопроводов.

Во время пневмотранспортирования для снижения электризации в зарядные трубопроводы подается вода в количестве 4–6 %. Критическая плотность граммонита М21 – 1,5 г/см³. Рекомендуемая плотность заряжения от 0,85 до 1,25 г/см³ [2]. Свои преимущества граммонит М21 показал при заряжении восходящих обводненных скважин в ОАО «Апатит».

В настоящее время ФКП «Бийский олеумный завод» поставляет граммонит М21 в ОАО «Приаргунское ПГХО», ОАО «Евразруда», ООО «Бакальское рудоуправление», ОАО «Апатит» [3].

В производственной практике взрывных работ большое внимание уделяется инициированию взрывчатых материалов, т. к. от надежности возбуждения детонации зарядов зависит не только эффективность отбойки и дробления горной массы, но и безопасность ведения работ, в частности образование ядовитых газов в продуктах взрыва и наличие отказавших скважинных зарядов, разборка которых сопряжена с большой опасностью.

Ранее скважинные заряды инициировали в основном при помощи детонирующего шнура (ДШ) и промежуточного детонатора, в качестве которого чаще всего использовали прессованные тротильные пашки Т-400Г. В связи с широким внедрением в технологию взрывных работ неэлектрических систем инициирования (НЭСИ) назрела необходимость в разработке универсальных шашек-детонаторов (Ш-Д).

Испытания универсальной Ш-Д ТГФ-850Э показали их надежную восприимчивость к детонации как от ДШ, так и от НЭСИ в

скважинах любой обводненности. Однако опыт использования шашек ТГФ-850Э на предприятиях выявил их повышенную хрупкость при низких температурах и низкую термостойкость при 80–85 °С. Указанный недостаток проявился в нарушении целостности шашки при работе с горячелюющими ВМ в зимних условиях [4].

Учитывая отмеченные недостатки этих изделий, сотрудниками Бийского олеумного завода были проведены научно-исследовательские работы, разработана техническая документация, а с 2000 г. налажено производство и внедрение на рынок шашек-детонаторов в полимерном корпусе тротилгексогеновых ТГ-П, ТГФ-П и пентолитовых ПТ-П (буква П обозначает, что шашка-детонатор помещена в полимерный корпус).

Проведенные промышленные испытания показали высокую восприимчивость к детонации от всех существующих систем инициирования и высокую инициирующую способность тротилгексогеновых ТГ-П300, ТГ-П500, ТГ-П600, ТГ-П750, ТГ-П850, ТГ-П1000, ТГ-П1700, ТГ-П450-2, ТГ-П550-2, ТГ-П700-2, ТГ-П800-2 (ТУ 7288–035–07511608–99), ТГФ-850П (ТУ 7288–070–07511608–2005) и зарядов подрывных (шашек-детонаторов литых) ПТ-П300, ПТ-П500, ПТ-П750, ПТ-П800, ПТ-П850 (ТУ 7288–036–07511608–2009) в полимерном корпусе при передаче детонации ВМ. В качестве ВМ использовались гранулиты УП-1, НП, сибирит, порэммит, граммониты 79/21, ТК, ТКЗ, П и М21.

Технические характеристики шашек-детонаторов ТГ-П и ПТ-П, по оценкам потребителей, имеют существенные преимущества:

- высокую чувствительность к импульсу и универсальность (возможность применения с детонирующими шнурами, электрическими и неэлектрическими системами взрывания);
- высокую механическую прочность (наличие полимерного корпуса исключает разрушение их при транспортировке и зарядке);
- пониженную чувствительность к механическим воздействиям (проверка шашек на чувствительность к скользящему удару с энергией 500 и 1000 Дж путем сбрасывания на нее груза 5 и 10 кг с высоты 10 м – груз имитировал зуб ковша экскаватора – показала отсутствие загораний или взрыва);
- высокую водостойчивость;
- удобство обращения (отсутствие непосредственного контакта взрывника с ВМ);
- хороший эстетический вид.

С целью расширения ассортимента выпускаемых ВМ ФКП разрабатывает эмульсионные взрывчатые материалы. Среди них эмигран П25 – патронированное промышленное эмульсионное взрывчатое

вещество I класса – для ведения взрывных работ на земной поверхности скважинными зарядами в породах любой крепости при ручном зарядании сухих, осушенных и обводненных скважин различной степени прочности, диаметром не менее 100 мм, при температуре окружающей среды от –50 до +50 °С. Гарантийное время пребывания в скважине эмигранта П25 с надрезанной полимерной оболочкой, в том числе в проточной воде, до 10 суток. Эмигрант П25 выпускается в патронах в полимерной оболочке номинальными диаметрами 90, 120, 160 и 180 мм по ТУ 7276–076–07511608–2009. Гарантийный срок хранения эмигрантов П25 – 12 месяцев.

Эмигрант П25 содержит 25 % аммиачной селитры в виде частиц. На применение данного ВВ в патронах диаметром 90, 120, 160 и 180 мм (ТУ 7276–076–07511608–2009) Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору выдано разрешение № ВМ-0183 от 13.10.2010.

Литая тротиловая шашка ТлВ-П разрабатывается с использованием пентолитового вкладыша в зоне действия электродетонатора. Шашка (заряд) изготавливается путем установки вертикального вкладыша с каналом под детонатор. Вкладыш весом 75 г выполнен из литой смеси тротила и ТЭНа в пропорции 50/50. Далее устанавливается полимерный корпус на оснастку и заливается расплавом тротила с подачей гранулолита в количестве 20–40 %. Изготовленные шашки ТлВ-П были подвергнуты испытаниям на полноту детонации. Полученные результаты свидетельствуют, что наличие пентолитового вкладыша обеспечивает устойчивую и полную детонацию шашки ТлВ-П как в сухом виде, так и после гидроиспытаний в течение 30 суток при давлении 0,5 МПа (равносильно водяному столбу высотой 50 м).

На основании проведенных стендовых исследований подготовлен проект технических условий ТУ 7288–071–07511608–2010 и успешно проведены приемочные испытания в промышленных условиях. Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору РФ на основании представленной технической документации, заключения экспертизы промышленной безопасности и результатов приемочных испытаний выдано разрешение № ВМ-0202 от 13.04.2011 на применение взрывчатых материалов (шашки-детонаторы литые тротиловые марок ТлВ-П1-70, ТлВ-П1,5-70, ТлВ-П2-70).

Выводы

1. Предприятием разработаны, испытаны и получены разрешения Ростехнадзора на постоянное применение граммонитов Т-5,

ТК, ТКЗ, М21 и П, шашек-детонаторов ПТ-П, ТГ-П, ТГФ-850П, ТлВ-П в полимерном корпусе и эмигранов П25.

2. На граммониты Т-5, К, КЗ, ТК, ТКЗ, М21 и П, шашки-детонаторы ПТ-П, ТГ-П, ТГФ-850П, ТлВ-П гранулотол М, патрон эмигран П25 ФКП «Бийский олеумный завод» получены патенты, обеспечивающие правовую защиту выпуска этой продукции.

Литература

1. Жуков Ю.Н. Ассортимент взрывчатых веществ для механизированного заряжения при подземных горных работах [Текст] / Ю.Н. Жуков, В.М. Янкилевич, А.Г. Сергеев, Д.А. Левушкин, И.В. Машуков, В.Н. Никитин, С.А. Корочкин, А.А. Кудряшов // Информационный бюллетень Национальной организации инженеров-взрывников. – 2002. – № 3. – С. 37–39.

2. Переведенцев П.П. Применение граммонита М21 для механизированного заряжения скважин и шпуров [Текст] / П.П. Переведенцев, Ю.Н. Жуков, В.М. Янкилевич, Е.В. Соколов, А.Г. Сергеев // Взрывное дело. Выпуск № 100/57. М.: ЗАО «МВК по взрывному делу». – 2008. – С. 214–218.

3. Жуков Ю.Н. Разработка и опыт применения граммонита М21 для механизированного пневмозаряжения скважин и шпуров [Текст] / Ю.Н. Жуков, П.П. Переведенцев, В.Н. Аникеев, В.М. Янкилевич, А.Г. Сергеев // Горный журнал Казахстана. – 2010. – № 1. – С. 28–29.

4. Феодоритов М.И. Новые системы инициирования скважинных зарядов снаряжаемых механизированным способом. Опыт и проблемы / М.И. Феодоритов и др. // Взрывное дело № 92/49. – М.: МВК по взрывному делу при Акад. горн. наук, 1999. – С. 138–140.

УДК 662.2

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ РАЗРАБОТКИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ НА КАЛИНОВСКОМ ХИМИЧЕСКОМ ЗАВОДЕ

С.А. Образцов

Калиновский химический завод – один из лидеров в производстве промышленных ВВ. На заводе работают линии по производству промежуточных детонаторов, смесевых и эмульсионных ВВ (ЭВВ). Завод выпускает более десяти видов продукции, имеет шесть патентов, в том числе один евразийский. В последние годы завод взял направление на расширение и модернизацию производства эмульсионных взрывчатых веществ.

ЭВВ – это вещества, не содержащие в своем составе каких-либо штатных взрывчатых веществ, что делает их экологически безопас-

ными. На заводе совместно со шведской компанией «Яра АБ» внедрена новая линия по производству эмульсионных ВВ, впервые в России освоен промышленный выпуск патронов из ЭВВ малого диаметра (32–45 мм) и получено разрешение Ростехнадзора на применение данной продукции.

Высокий уровень автоматизации и контроль всего технологического процесса на модуле «Яра» позволяют производить эмульсию высокого качества. Эмульгирование осуществляется в специальном миксере с трехфазной смесительной камерой. Трехсекционное смешивание дает возможность получать низкодисперсную систему с размером частиц до 0,7 мкм равномерного измельчения. Автоматизация процесса и системы контроля обеспечивает четкое регулирование газификации эмульсии.

Для изготовления патронов ярит-М используется трехслойная полимерная пленка типа Valeron. Пленка данного типа является биориентированной и не подвержена растяжению в процессе патронирования. Поскольку пленка не растягивается, внутренний объем патрона остается постоянным, что также оказывает положительное влияние на процесс газификации. В качестве заменителя импортной пленки был найден отечественный аналог. Все вышеперечисленные факторы позволяют предприятию изготавливать патроны диаметром до 28 мм (табл. 1). Также было испытано 30 т патронов диаметром 32 мм. Приемочные промышленные испытания проводились на объектах ОАО «СУБР».

Кроме того, завод осуществляет доставку компонентов и изготовление ЭВВ в смесительно-зарядных машинах непосредственно на месте их применения. В зависимости от крепости пород и реологии при помощи СЗМ можно изготовить и зарядить 5 различных рецептур. В настоящее время завершены промышленные испытания и оформляется разрешение на применение.

В целях увеличения номенклатуры бестротиловых взрывчатых веществ II класса специалистами завода совместно с ВостНИИ был

Таблица 1

Взрывчатые характеристики патронов ярит-М и аммонита № 6ЖВ

Показатель	Ярит-М	Аммонит № 6ЖВ
Критический диаметр, мм	22–24	4–6
Бризантность, мм	не менее 15	не менее 14
Скорость детонации, м/сек	не менее 4500	3600–4800

разработан гранулит ЭМ-6. Как известно, применяющиеся граммонит-М, граммонит ТМ и граммотолы Т-5, Т-10, Т-15, Т-18 и Т-20 являются тротилосодержащими ВВ, более опасными при обращении, хранении, транспортировании и применении, а также более дорогостоящими по сравнению с бестротилловыми.

Положение с применением перечисленных и других, имеющих в своем составе жидкие нефтепродукты – индустриальные масла, дизельное топливо в свободном виде, – взрывчатых веществ усложняется тем, что все они являются диэлектриками, способствующими накоплению зарядов статического электричества при механизированном и особенно пневматическом зарядании шпуров и скважин.

Наличие вязкого нефтепродукта в совокупности с мелкодисперсными горючими добавками и окислителями в составе ВВ способствует его налипанию на внутренних поверхностях зарядных шлангов и других исполнительных органов зарядных механизмов.

Кроме того, пыление взрывчатых веществ и их компонентов при механизированном зарядании шпуров и скважин приводит к потерям экономического характера, связанным с изменением массовой доли компонентов в составе взрывчатого вещества, его кислородного баланса, а следовательно, к снижению эффективности взрывных работ.

Все перечисленные отрицательные явления также способствуют возникновению аварийных ситуаций и профессиональных заболеваний персонала горнодобывающих предприятий. Решить многие из проблем можно применением в условиях II класса эмульсионных ВВ. Однако это невозможно из-за отсутствия допущенных к постоянному применению в данных условиях специализированных зарядных механизмов и самих ВВ эмульсионного типа в классическом понимании.

Разработанный гранулит ЭМ-6 представляет собой стехиометрическую смесь из равномерно покрытых эмульсионной матрицей гранул аммиачной селитры с последующим их опудриванием горючими порошкообразными добавками из каменного угля и алюминия (гранулы сыпучие от светло-серого до темно-серого цвета).

В гранулите ЭМ-6 мелкодисперсные горючие добавки находятся в связанном состоянии, обусловленном перекристаллизацией аммиачной селитры и карбамида эмульсионной матрицы. При этом в межкристаллическом пространстве находятся не только порошкообразные материалы, но и индустриальное масло с эмульгатором. Разрушение эмульсионной матрицы происходит в процессе смешения за счет сил трения о поверхность смешивающего

Сравнительная характеристика взрывчатых веществ

Таблица 2

Показатель	ЭМ-6	6ЖВ	АС-8	Т-18
Теплота взрыва, ккал/кг	983	1030	1248	953
Тротиловый эквивалент по теплоте взрыва	1,0	1,03	1,25	0,95
Скорость детонации, км/с	3,2–3,6	3,6–4,8	3,0–3,6	3,1–3,2
Бризантность в кольце по ГОСТ 5984, мм, не менее	24–26	–	24–28	20–25
Критический диаметр, мм	25	4–6	18–25	20

механизма. Проведенная таким образом гомогенизация состава гранулита ЭМ-6 и стехиометрическое соотношение компонентов в его составе предполагает максимальное выделение энергии взрывчатого превращения.

Эффективность действия взрыва гранулита ЭМ-6 сопоставима с эффективностью действия взрыва штатных гранулитов АС-4, АС-8 (ГОСТ 21987–76), аммонита № 6ЖВ (ГОСТ 21984–6). По взрывчатым показателям, а также по расчетным характеристикам и свойствам безопасности гранулит ЭМ-6 не уступает, а по большинству показателей превосходит применяющиеся в настоящее время граммониты М, ТМ, граммотолы Т-5, Т-10, Т-18 и Т-20 (табл. 2).

Количество токсичных газообразных продуктов, образующихся при взрыве гранулита ЭМ-6, составляет от 30 до 40 л/кг при взрывании заряда естественной влажности и насыпной плотности.

Промышленные испытания гранулита ЭМ-6 проводились на объектах ОАО «Высокогорский горно-обогатительный комбинат» и ООО «СПБВР «Уралвзрыв»: ОАО «Сухоложский цемент», ООО «Бобровский карьер камня» и ЗАО «Гора хрустальная».

Помимо развития производства ЭВВ, завод также совершенствует производство штатных ВВ. Так, в этом году был освоен выпуск граммонита марки 21ТМЗ для подземных работ, на него получен патент.

Взрывчатые вещества II класса, применяющиеся в настоящее время для заряжания шпуров, скважин и камер в подземных условиях рудников и шахт, не опасных по газу или пыли, – граммониты М марок 5, 10, 15, 21, граммонит ТМ и граммотолы Т-5, Т-10, Т-15, Т-18 и Т-20 – содержат в своем составе либо жидкий нефтепродукт в свободном виде, либо угольный порошок, которые явля-

ются диэлектриками и способствуют накоплению зарядов статического электричества при механизированном и пневматическом зарядании. Наличие вязкого нефтепродукта в совокупности с мелкодисперсными горючими добавками, а также пыление – являются существенными недостатками, что было отмечено выше.

Применяемые в настоящее время бестроилловые ВВ, как правило, имеют низкий тротилловый эквивалент (от 0,75 до 0,93).

В условиях взрывания крепких и скальных пород (до 20 по шкале проф. М.М. Протоdjяконова) работоспособность таких ВВ является явно недостаточной, что приводит к повышенному образованию негабаритов, неудовлетворительному дроблению горной массы и непроработке подошв уступов взрывааемых блоков при ведении взрывных работ.

Из вышеизложенного очевидно, что не следует пренебрегать разработками новых граммонитов, в которых бы недостатки классического ВВ данного класса – граммонита 79/21, ГОСТ 21988–76 (или по ТУ 84–08628424–814–2005) были бы ликвидированы.

Граммонит 21ТМЗ ТУ изготавливается с применением оптимальных фракций гранулолола и гранулированной аммиачной селитры и представляет собой их механическую смесь. В процессе производства применяется фракция гранулолола марок А и Б с размером гранул:

проход через сито № 3,5 по ГОСТ 3826–82, %, не менее 100,

а также фракция гранулированной аммиачной селитры с характеристиками гранулометрического состава:

остаток на сите с сеткой № 4 по ГОСТ 3826–82, %, не более 3

остаток на сите с сеткой № 2,5 по ГОСТ 3826–82, %, не менее 95.

Калибровка по размеру применяемых для изготовления гранул α -тринитротолуола и аммиачной селитры позволяет исключить абразивное трение гранулолола о внутренние поверхности зарядных шлангов и исполнительных органов зарядных машин и механизмов за счет их меньшего размера (по сравнению с гранулами аммиачной селитры), меньшей массы гранул гранулолола по сравнению с суммарной массой четырех гранул АС (соотношение масс компонентов в составе 1 α -ТНТ : 4АС) и вследствие нахождения гранул гранулолола в межгранульном пространстве общей массы аммиачной селитры.

Калибровка по размеру гранулированной аммиачной селитры позволяет избежать дополнительного переизмельчения ее гранул малого диаметра и, соответственно, пыления компонента в процессе механизированной зарядки.

При этом до минимума снижается вероятность истирания гранул гранулозола, электризация гранул α -ТНТ, пыление истертого тротила и гранул аммиачной селитры, налипание подплавленного α -тринитротолуола в смеси с пылью измельченной аммиачной селитры на трущиеся и вращающиеся поверхности исполнительных органов смесительного и зарядного оборудования, а также налипание продукта на внутренние поверхности зарядных шлангов.

Возможность применения при изготовлении ВВ пористых марок гранулированной аммиачной селитры или их смеси с гранулированной АС по ГОСТ 2–85 (при необходимости) позволит использовать граммонит 21ТМЗ для взрывного дробления скальных руд и пород практически любой крепости.

Калиновский химический завод закончил проведение всех приемочных испытаний и приступает к крупнотоннажному выпуску эмульсионных патронов малого диаметра ярит-М и граммонита марки 21ТМЗ, предназначенного для ведения взрывных работ в забоях подземных выработок.

УДК 622.235.2

ГЕЛЬПОР – ИНСТРУМЕНТ РЕВОЛЮЦИОННОГО ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БВР

*В.А. Белин, В.М. Мытарев, В.А., Стариков, В.Г. Мозговой,
Н.П. Смагин, С.А. Краснов, С.И. Дорошенко, В.С. Борачук,
И.В. Бригадин, В.М. Губайдуллин*

Основные характеристики гелепоров

Из всего многообразия промышленных взрывчатых веществ (ПВВ), изготовленных по конверсионным технологиям, особый интерес представляют гелепоры ГП-2 и промежуточные детонаторы гексогенсодержащие водонаполненные (ПДГВ), разработанные специалистами Российского химико-технологического университета им. Д.И. Менделеева [1].

Гелепоры – водосодержащие ВВ, представляющие собой композицию зернистых или трубчатых артиллерийских пироксилиновых порохов и гелеобразного раствора окислителей. С целью улучшения экологических показателей при взрывах в подземных рудниках хром в составе гелепора заменен на трехвалентное железо.

ПДГВ – это механическая смесь геляпора (до 70 % от общей массы) и шашек гексогеносодержащих составов типа А-ХІ-2. Для оценки взрывчатых свойств ПВВ на гелевой основе были проведены экспериментальные исследования параметров их детонации и работоспособности. Кроме того, с целью определения чувствительности и степени опасности ПВВ в обращении их заряды испытывались в пожарах, на электростатическую безопасность, а также на воздействие пуль стрелкового оружия.

Компонентный состав геляпоров марок ГП-2У и ГП-2Д [2] приведен в табл. 1, основные характеристики испытываемых ПВВ – в табл. 2.

В дальнейшем был разработан модифицированный состав ГП-Т [5].

Таблица 1

Компонентный состав геляпоров

Основные компоненты	Содержание компонента, %		
	ГП-2У	ГП-2Д	ГП-Т
Порох пироксилиновый	35	48	40
Селитра аммиачная	46	34	38
Натрий азотнокислый	5,5	5,0	5
Карбамид	3,5	3,0	3
Вода	10	10	10
Алюминиевая пудра	0	0	4
Гелеобразующая добавка – полиакриламид, сверх 100 %	0,5	0,5	0,5
Структурирующий элемент, сверх 100 %	0,15	0,15	0,15

Таблица 2

Основные характеристики испытываемых ВВ

Характеристика	Тип ВВ			
	ПДГВ	ГП-2У	ГП-2Д	ГП-Т
Теплота взрыва, кДж/кг	4620	3790	3580	4150
Объем газов, л/кг	820	878	844	853
Кислородный баланс, %	–14,0	–9	–9	–9
Скорость детонации, км/с	7,0	4,9–5,0	5,6	6,2–6,6
Критический диаметр, мм	–	18–20	8–10	12–14
Плотность, г/см ³	1,55	1,45	1,45	1,46

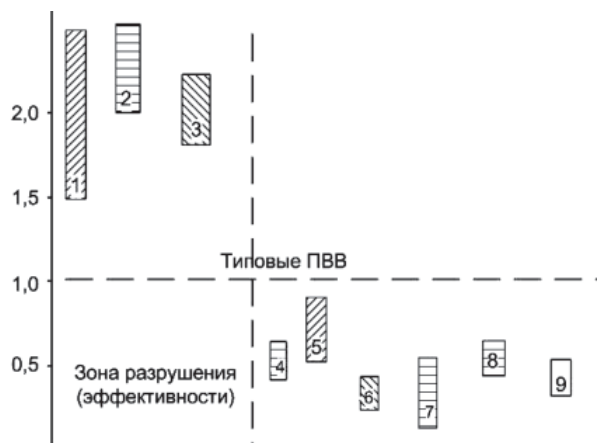
Таблица 3

Сравнительные характеристика безопасности эталонных и гелевых ВВ

Характеристика	ТНТ	6 ЖВ	ГП-Т	ГП-2У	ГП-2ДП
Чувствительность к импульсу	ЭД, ДШ	ЭД, ДШ	ЭД	ДШ	ЭД, ДШ
Чувствительность к удару, %	20–24	16–32	–	–	–
Температура вспышки, С°	300	330	175	175	175
Переход горения в детонацию	–	–	нет	нет	нет
Электростатичность	–	–	–	нет	нет
Прострел пульей, м	–	–	–	25	25
Пыление	среднее	высокое	нет	нет	нет
Токсичность	высокая	высокая	нет	нет	нет
Водоустойчивость	высокая	средняя	высокая	высокая	высокая

Сравнительная характеристика эталонных и гелевых ПВВ по параметрам безопасности представлена в табл. 3.

Сравнительный характер воздействия взрывов зарядов типовых и гелевых ПВВ в зонах разрушения и негативного действия показан на рисунке [1–4].



Сравнительное воздействие взрывов зарядов гелевых и типовых ПВВ:

1 – разрушение негабарита; 2 – местное действие под водой; 3 – местное действие; 4 – ударно-воздушная волна (ВУВ), ΔP_{Φ} ; 5 – гидроударная волна (ГУВ), ΔP_{Φ} ; 6 – импульс ВУВ; 7 – разлет осколков (металл, бетон, грунт); 8 – разлет камней (массовый взрыв); 9 – пылевая фракция

Сооружение траншей под газонефтепроводы в скальных грунтах с применением гелевых ПВВ

Методы ведения взрывных работ при строительстве нефтегазопроводов в наиболее общем виде описаны в монографии Б.Н. Кутузова [6].

Наибольший объем БВР необходим при строительстве в скальных породах, где другие виды работ (расчистка полосы, валка деревьев, экскавация грунта и др.) составляют значительно меньшую долю.

Для условий основных видов гранитов Карельского перешейка при проходке траншеи под вторую нитку Североевропейского газопровода дана оценка относительной эффективности применения типовых и гелевых ПВВ (табл. 4). За основу принята одноразовая проходка участка длиной 500 м и объемом 2800 м³.

В качестве типовых, как наиболее распространенные и предпочтительные, приняты в рассматриваемом случае эмульсионный ярит и порошковый аммонит. Под эффективностью в данном случае в основном понимается производительность БВР.

В расчетах принято условие, что типовые ПВВ применяются в патронированном виде, а гелевые – методом налива. В общей оценке эффективности учитываются также затраты на снаряжение скважин. Расчетные экономические показатели представлены в табл. 5. Экономические показатели оценивались исходя из диапазона цен для рассматриваемого региона: ЭВВ ярит – 35–40 руб/кг, ПВВ ам-

Таблица 4

Расчетные значения основных параметров БВР

Тип ВВ	Удельный расход, кг/м ³	Масса ПВВ, кг	Диаметр скважин, мм	Количество скважин, шт.	Относительная эффективность
Ярит	3,5	9750	70	1300	1
Аммонит	3,5	9750	70	1300	1
Гельпор	2,0	5600	70	330	4,1
Гельпор	1,9	5320	60	430	3,2
Гельпор	1,8	5040	50	590	2,5

Таблица 5

Расчетные экономические показатели

Вариант	1	2	3	4	5
Стоимость БВР, руб/м ³	280	300	240	230	220

монит – 50–70 руб/кг, ПВВ гельпор – 100–120 руб/кг, скважина Ø 70 мм – 120–140 руб/п.м, Ø 60 мм – 90–100 руб/п.м, Ø 50 мм – 60–80 руб/п.м.

Выводы

1. Применение гелевых ПВВ позволяет в 2,5–4,1 раза повысить эффективность БВР, что следует признать революционным.
2. Даже при достаточно высокой стоимости гельпора экономическая выгода от его применения составляет до 50 руб/м³ разрабатываемого скального массива.

Литература

1. Пат. № 2183209, Российская Федерация. Водосодержащий пороховой состав / В.Э. Анников и др. (от 26.12.2000 г.).
2. Эффективность применения ПВМ на гелевой основе в инженерном деле / С.И. Дорошенко и др. // Физические проблемы разрушения горных пород: V Междунар. науч. конф. (Записки Горного института. – Т. 171) – СПб.: СПГИ (ТУ), 2007. – С. 150–152.
3. Физические основы, технологические схемы и экономические показатели применения гелевых ПВВ / В.А. Белин и др. // Комплексная утилизация обычных видов боеприпасов: сб. докл. – М.: Издательский дом «Оружие и технологии», 2007. – С. 216–220.
4. Сравнительные расчеты сейсмического действия взрывов зарядов ТНТ и гелевых ПВВ / С.И. Дорошенко и др. // Комплексная утилизация обычных видов боеприпасов: сб. докл. – М.: Издательский дом «Оружие и технологии», 2007. – С. 268–272.
5. Заявка 2011109392 Российская Федерация. Водосодержащий пороховой взрывчатый состав / С.И. Дорошенко и др. (от 14.03.2011 г.).
6. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ: в двух частях: Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности / Б.Н. Кутузов. – М.: Изд-во МГТУ, 2008. – С. 299–332.

УДК 622.235.213.7

ОСВОЕНИЕ НОВЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

В.М. Мытарев, Т.В. Рычкова, В.А. Стариков

На предприятии «Гефест-М» проведены подготовительные работы по освоению новых промышленных ВВ – гельпоров ГПС. Это водосодержащие промышленные ВВ, представляющие собой композицию из зерен или частиц пироксилинового пороха или смеси

пироксилиновых и баллиститных порохов, аммиачной селитры и гелеобразного раствора окислителей.

Гельпоры ГПС трех марок выпускаются в патронированном виде:

1. Гельпор марки ГПС-1 – водоустойчивый, I класса, применяется в качестве промежуточного детонатора в скважинах; для дробления негабаритной горной массы и разрушения строительных конструкций накладными зарядами, а также для зарядов в геофизической сейсморазведке. Температурный диапазон применения от –30 до +80 °С. Выпускается в полимерных патронах диаметром 36, 45, 60, 90 мм и плоских пакетах.

2. Гельпор марки ГПС-2 – водоустойчивый, II класса, применяется в качестве промежуточного детонатора в скважинах шпуровых зарядов для дробления негабарита горных пород и строительных конструкций на открытых взрывных работах; для скважинных зарядов на подземных взрывных работах при температуре окружающей среды от –30 до +50 °С. Выпускается в патронах диаметром 36, 45, 60 и 90 мм.

3. Гельпор марки ГПС-3 – водоустойчивый повышенной мощности, I класса, применяется в качестве скважинных зарядов на открытых взрывных работах при температуре окружающей среды от –30 до +50 °С. Выпускается в патронах диаметром 60 и 90 мм.

Для изготовления гельпоров используется следующее сырье:

- порошок пироксилиновый ОСТ В84–2232–85;
- порошок баллиститный ОСТ В84–1943–81;
- баллиститное твердое ракетное топливо ОСТ В84–439–82;
- селитра аммиачная марки А или Б по ГОСТ 2–85;
- гель ВИА ТУ 0254–001–11327508–07;
- алюминий серноокислый по ГОСТ 12966–85 или хромокалиевые квасцы по ГОСТ 4162–79;
- песок перлитовый фильтровальный по ГОСТ 10832–91;
- пудра алюминиевая марки ПАП-1 или ПАП-2 по ГОСТ 5494.

Трубочатые пороха и шашки баллиститного твердого ракетного топлива измельчаются в крошку, стружку или трубочатые элементы размерами не более 2 мм. По ОСТ В84–439–82 не допускается использование магнийсодержащих составов.

Массовая доля компонентов гельпора в процентах соответствует нормам (табл. 1).

Гельпоры патронируют в оболочки из полимерных композиций на основе полиамида. Допускается использование оболочек из других полимерных материалов. Концы корпуса патрона должны быть заварены термическим способом. Заряжание гельпорами осуществляется только ручным способом.

Состав гелъпоров

Таблица 1

Наименование компонента	Норма, %		
	ГПС-1	ГПС-2	ГПС-3
Порох	50,0±1,0	17,0±1,0	20,0±1,0
Тротил	–	–	15,0±0,5
Селитра аммиачная	10,0±2,0	39,0±1,0	21,0±1,0
Гель ВИА	40,0±1,0	40,0±2,0	40,0±1,0
Пудра алюминиевая	–	4,0±0,2	4,0±0,2
Алюминий сернокислый или хромокалиевые квас- цы (сверх 100 %)	0,2±0,02	0,2±0,02	0,2±0,02

Гелъпоры марок ГПС-2 и ГПС-3 инициируются от электродетонаторов ЭД-8 по ГОСТ 9089–75 и ЭДС-1 по ТУ 84–1139–87, неэлектрических систем взрывания типа «Нонель», СИНВ, ЭДИЛИН, четырех витков детонирующего шнура по ГОСТ6196–78 с навеской ВВ не менее 12 г/мм.

Гелъпор марки ГПС-1 инициируется от электродетонаторов ЭД-8 и капсюлей-детонаторов типа СИНВ, промежуточных детонаторов массой не менее 0,2 кг или других детонаторов аналогичной мощности.

Основные физико-механические и взрывчатые характеристики гелъпоров отражены в табл. 2.

Основные физико-механические и взрывчатые характеристики гелъпоров

Таблица 2

Наименование характеристик	Величина		
	ГПС-1	ГПС-2	ГПС-3
Кислородный баланс, %	–16,5	–1,13	–11,4
Теплота взрыва, кДж/кг	3580	4340	4160
Удельный объем газов, л/кг	885	855	920
Удельный объем ядовитых газов, л/кг (в пересчете на СО), л/кг	60–85	18–22	97–105
Плотность, г/см ³ , не менее	1,48	1,45	1,55
Скорость детонации, км/с,	5,6±0,2	4,8±0,2	5,5±0,3
Критический диаметр детонации, мм	12–14	12–14	14–16

Гельпоры являются взрывоопасными и малотоксичными веществами. По степени опасности при хранении и перевозке, согласно «Единым правилам безопасности при взрывных работах», утвержденным Ростехнадзором, гельпоры относятся к группе совместимости D.

Для ликвидации очагов пожара, в котором находятся гельпоры, применяют распыленную воду, пенные и углекислотные огнетушители.

Уничтожение не соответствующих требованиям безопасности гильз следует производить растворением их в воде, остатки пороха сжигать в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах». Одновременно разрешается сжигать не более 20 кг.

УДК 622.235.43

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ СРЕДСТВА ВЗРЫВАНИЯ

В.В. Андреев, И.В. Найгеборин

В настоящее время перспективными системами инициирования массовых взрывов являются электронная и неэлектрическая. В данной статье рассматриваются некоторые составляющие этих систем с максимально качественными параметрами конструкций безопасных устройств коммутации, инициирования, разводки и передачи детонации с необходимой высокоточной временной задержкой.

Существует три типа систем взрыва с электронным замедлением: двухпроводные, многопроводные и гибридные. Все три имеют близкие технические характеристики, но ввиду сравнительно высокой цены пока не нашли широкого распространения. Программирование капсулей таких систем также значительно увеличивает сложность работы взрывника. Многопроводные системы взрыва не позволяют использовать обычные электрические капсули с пиротехническим замедлением. Гибридные системы наиболее удобны для применения, т. к. не нарушают технологии взрывных работ и на их основе возможно выполнять смешанные системы с использованием как электронных, так и пиротехнических замедлителей.

В настоящее время специалистами Новосибирского механического завода ОАО «Искра» разработаны и допущены к применению

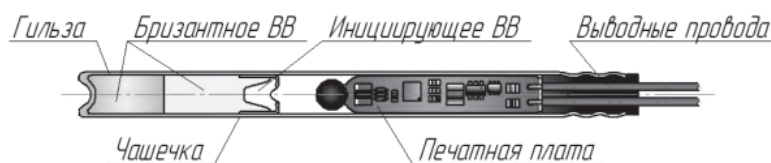


Рис. 1. Электронный электродетонатор с замедлением

российские системы цифрового взрывания – электронные электродетонаторы с замедлением ЭДЭЗ [2] (рис. 1) для работ на дневной поверхности совместно с неэлектрическими системами с нулевым замедлением. Проводятся приемочные испытания для допуска их к взрыванию в шпурах и скважинах по принятой Ростехнадзором схеме для их зарубежных аналогов.

ОАО НМЗ «Искра» ведет работы по созданию программного и аппаратного продукта, обеспечивающего простое и надежное взрывание создаваемых цифровых систем. Одна из таких разработок, осуществляющая дистанционное программирование и взрывание ЭДЭЗ по системам радиомодемной связи, уже вышла на стадию приемочных испытаний и в ближайшее время будет поставляться производителям взрывных работ.

Практика взрывания скважинных зарядов системами с нулевым замедлением и задержкой взрыва с помощью ЭДЭЗ или пиротехническими реле [3, 4, 5] дала основание для разработки нешумящих систем замедления и разводки детонации на основе ударно-воздушной трубки (УВТ).

Разводку детонации в неэлектрической системе с применением УВТ возможно реализовать по предложенной авторами схеме устройства РД-УВТ [6], соединяющего в один пучок несколько ударно-волновых трубок (рис. 2). Ударная волна от одной из трубок,

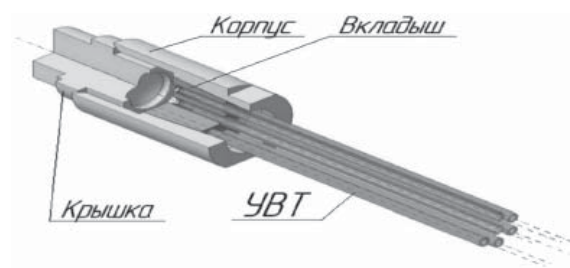


Рис. 2. Устройство РД-УВТ

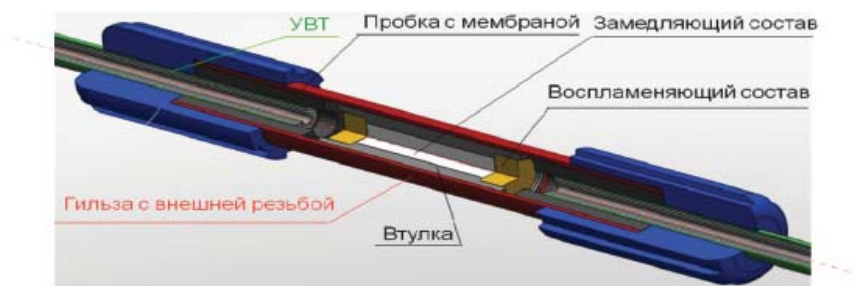


Рис. 3. Малошумящее пиротехническое реле РП-В

инициируемой любым способом, воздействует потоком продуктов реакции в УВТ на другие трубки. Это достигается за счет того, что поток продуктов от инициирующей УВТ истекает в замкнутое пространство с воздушным промежутком к ударно-волновому отражателю, отразившись от которого, приобретает давление, более чем в 2 раза превосходящее падающее, и формирует волну, инициирующую оставшиеся трубки. При этом инициируемые УВТ также дают увеличение давления при возникновении и распространении ударно-волнового процесса. Таким образом, предложенная система разводки детонации в УВТ позволяет при размещении на свободном конце капсюля-детонатора реализовать типовые схемы неэлектрического взрывания, аналогичные схемам с пиротехническими реле и детонирующим шнуром, исключая при этом выгорание ВМ.

Для замедления передачи детонации через УВТ в ряды скважин нами предложено двухстороннее малошумящее пиротехническое реле для волновода (РП-В) [7] (рис. 3), в котором ударно-волновой импульс от одной УВТ зажигает воспламенительный состав, возбуждающий горение замедляющего состава. Последнее дает требуемое время замедления и, в свою очередь, воспламеняет состав, инициирующий ударно-волновой процесс в другом отрезке УВТ. Такое неограниченное по размерам реле позволяет применять высокоточные быстрогорящие пиротехнические составы, а отсутствие в нем ВВ допускает существенное снижение требований безопасности при перевозке, хранении и применении.

Дальнейшее повышение точности возможно достичь переходом на гибридную цифровую схему замедления. С этой целью нами разработан модуль программируемой цифровой задержки системы неэлектрического взрывания (МЦЗ СИНВ) [8], схема устройства которого приведена на рис. 4. Принципиальное его отличие от известных устройств [9–11] в том, что источник питания цифровой

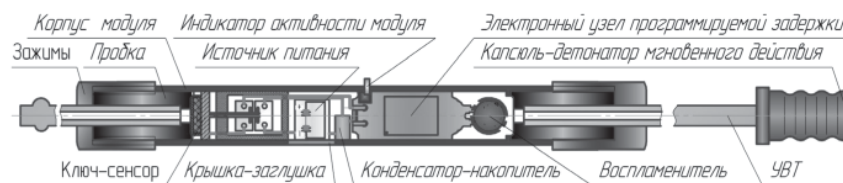


Рис. 4. Модуль цифровой задержки МЦЗ СИНВ

задержки размещается в модуле непосредственно перед взрыванием. Перед использованием модуля, при открытой крышке, производится программирование электронного узла задержки, затем через ввод с помощью герметизирующей пробки фиксируется стартовый отрезок УВТ. Непосредственно перед взрыванием в модуле размещается соединяемый гальванической связью через открытый ключ источник питания, о подключении которого свидетельствует индикатор активности. Далее крышка-фиксатор закрывается и подсоединяется второй отрезок УВТ с мгновенным капсюлем-детонатором. При инициировании стартового отрезка трубки срабатывает ключ-сенсор, запуская с помощью электронного ключа узел программируемой задержки, работа которого завершается запуском воспламенителя, вызывающего инициирование УВТ и капсюля-детонатора, чем и завершается работа устройства системы неэлектрического взрывания.

Выполнение модуля отдельным узлом позволяет обезопасить проведение взрывных работ, а также облегчает условия хранения и транспортировки, т. к. даже с источником питания он эквивалентен по степени опасности единичной спичечной головке. Возможность программирования времени замедления при открытой крышке позволяет оперативно вносить коррективы в схему взрывания забоя или блока при изменяющихся горно-геологических и иных условиях. Размещение в модуле источника питания непосредственно перед взрывом существенно повышает надежность работы системы, исключая появление разряженных источников при долговременном их хранении в неразборных модулях. Кратковременность эксплуатации источников питания позволяет применять одноразовые дешевые элементы, при этом не исключается и возможность использования ионистора, магнитоиндукционных, пьезоэлектрических и иных источников тока, применяемых в прототипах.

Следует заметить, что такие реле ограничивают область применения систем неэлектрического взрывания с УВТ, заставляя потребителя применять равной длины отрезки УВТ при многоточеч-

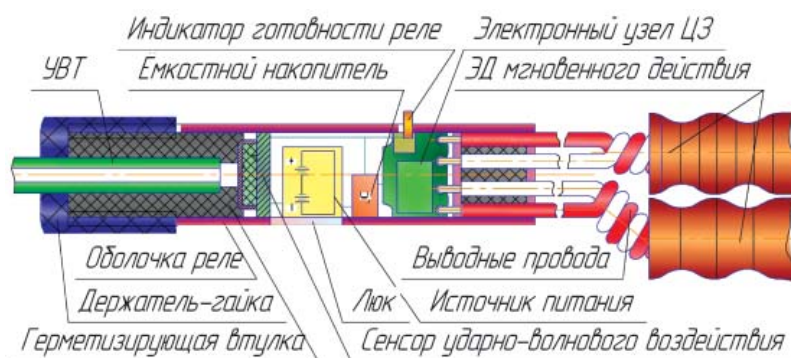


Рис. 5. Электронное реле РЭ

ном инициировании скважинных зарядов. Однако этого можно избежать, применяя в сочетании с цифровым реле узел коммутации [12] (рис. 5). Устройство безопасной коммутации и инициирования электрического задержителя обеспечивает инициирование n -го числа электродетонаторов, где n определяется гарантийной величиной импульса тока, формируемого во взрывной цепи. Перед использованием реле, при открытом люке, производится программирование электронного узла задержки, затем через держатель-гайку с помощью герметизирующей втулки фиксируется отрезок волновода. Непосредственно перед взрыванием в модуле размещается соединяемый гальванической связью через сенсор источник питания, о подключении которого свидетельствует индикатор готовности. Люк закрывается и подсоединяются отрезки выводных проводов с мгновенными электродетонаторами. При инициировании стартового отрезка волновода срабатывает сенсор, запускающий узел программируемой задержки, по истечении времени замедления которого создается передача инициирования электродетонаторам.

Применение безопасной системы высокой точности инициирования с заданной временной задержкой действия устройства и разводкой инициирующего импульса представляется своевременным перспективным шагом в совершенствовании как самих средств взрывания, так и условий ведения взрывных работ. Реализация устройства возможна в горнодобывающих отраслях, где уже давно используется УВТ. Реле высокой точности с применением n -го числа одновременно инициируемых мгновенных электрических капсулей-детонаторов позволяет осуществлять многоточечное экономичное инициирование заряда.

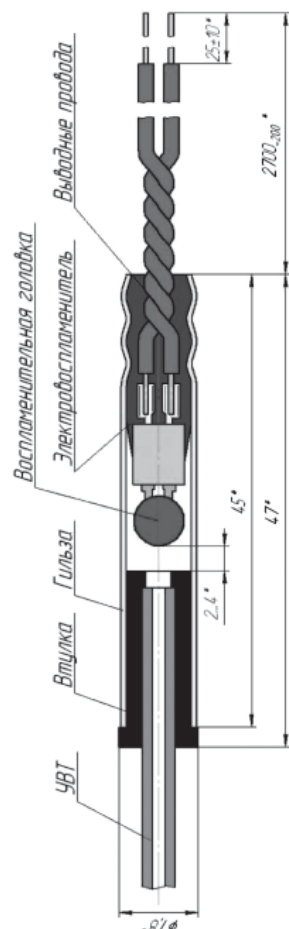


Рис. 6. Пусковой элемент ЭП-УВТ

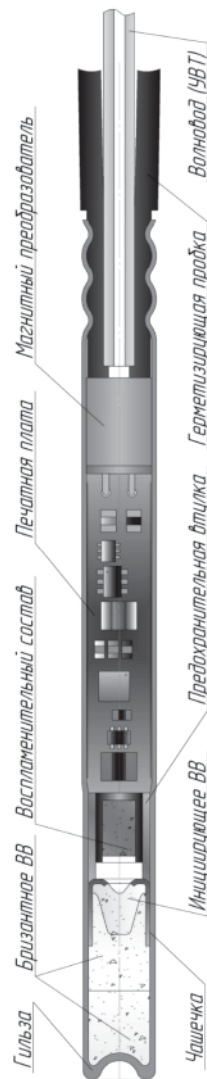


Рис. 7. Устройство «Искра-Т»

Другими заслуживающими интереса разработками ОАО НМЗ «Искра» являются:

– элемент пусковой УВТ (ЭП-УВТ) (рис. 6), предназначен для инициирования одного волновода, особенно удобен в массовом взрывании.

– устройство «Искра-Т» (рис. 7), предназначено для инициирования с высокой точностью замедления боевиков скважинных и шпуровых зарядов при проведении взрывных работ на земной поверхности и в подземных выработках шахт и рудников. Однако из-за высокой стоимости (9–10 долл. США) оно пока не нашло большого интереса у производителей.

Таким образом, потребителям предлагаются разные варианты моделей и конструкций, из которых рассмотрены самые перспективные выносные элементы инициирующих устройств средств массового взрывания по параметрам экономичности, безопасности, потребности, надежности, герметичности, экологичности, удобства и оперативности.

Литература

1. Обзор существующих систем управления взрывом промышленных ВВ / Е.В. Колганов и др. // Взрывное дело. – № 104/61. – М.: ЗАО МБК по взрывному делу при АГН, 2010. – С. 157–174.
2. Пат. 2211435 Российская Федерация. Детонирующее устройство / В.В. Андреев, А.Г. Игнатенко, А.Г. Неклюдов, В.И. Нифонтов, Ю.М. Прокопьев, С.Г. Тягунов (27.08.2003 г.)
3. Зыков А.В. Опыт применения СИНВ и ЭДЭЗ в ОАО «Взрывпром» Юга Кубасса / А.В. Зыков, В.Н. Таекин, И. В. Тимошин // Взрывное дело. – № 101/58. – М.: ЗАО МБК по взрывному делу при АГН, 2009.
4. Андреев В.В. Особенности применения систем взрывания с электронным замедлением / В.В. Андреев // Взрывное дело. – №104/61. – М.: ЗАО МБК по взрывному делу при АГН, 2010. – С. 229–234.
5. Андреев В.В. Особенности взрывания скважинных зарядов современными системами инициирования / В.В. Андреев, Ю.И. Тятюшкин, Е.Н. Шер // Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле: докл. Всерос. науч. конф. / ИГД УрО РАН; отв. ред. В.Г. Шеменев. – Екатеринбург: УрО РАН, 2009. – С. 165–175.
6. Пат. 2396509, Российская Федерация. Разветвитель детонации в ударно-волновых трубках (УВТ) / В.В. Андреев, В.А. Зыков, А.С. Иванов, И.В. Найгеборин, И.Д. Поникарев (10.08.2010 г.).
7. Пат. 2431110, Российская Федерация. Пиротехническое реле (РП) двухстороннего действия для ударно-волновых трубок (УВТ) / В.В. Андреев, И.В. Найгеборин, А.С. Садовников (30.04.2008 г.).
8. Заявка 2011134919, Российская Федерация. Устройство модуля программируемой цифровой задержки системы неэлектрического взрывания и способ его применения / В.В. Андреев, И.В. Найгеборин, А.Ю. Ульянов (19.08.2011 г.).
9. Пат. 2349867, Российская Федерация. Капсюль-детонатор с электронной задержкой / В.В. Андреев, И.В. Гашев, А.С. Иванов, А.Г. Игнатенко, И.В. Краси-

ков, И.А. Лысых, А.Г. Неклюдов, В.И. Нифонтов, А.В. Пеньков, С.М. Пищенко, Ю.М. Прокопьев, В.В. Саяпин, С.Г. Тягунов (20.04.2006 г.).

10. Pat. US 5,942,718, Electronic delay detonator патент на изобретение / Marco Antonio Falquete, Reginaldo Jose Pellin. (24.08.1999).

11. Pat. US 5,173,569. Digital delay detonator / Robert G. Pallanck, Kenneth A. Rode (22.12.1992).

12. Андреев В.В., Найгеборин И.В. Реле высокой точности для задержки взрывных процессов // Заявка на изобретение RU 2011 (12.2011 г.)

УДК 622.235.213.42

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ИГДАНИТОВ И ANFO

Ю.В. Ковтун

Для добычи полезных ископаемых созданы и используются сотни промышленных взрывчатых веществ. Правильный выбор базового ВВ повышает уровень безопасности взрывных работ и положительно влияет на экономические показатели горного предприятия. Основные критерии выбора ВВ: возможность использования в конкретных горно-геологических условиях, максимальная безопасность и технологичность, оптимальная стоимость.

Статистика свидетельствует о сохраняющейся мировой тенденции роста объемов применения современных водоустойчивых (в первую очередь, эмульсионных) ВВ, но абсолютным лидером по-прежнему остаются простейшие аммиачно-селитренные ВВ (ANFO). Следует отметить, что данная статистика в большей мере справедлива для дальнего зарубежья. В России и странах СНГ аналоги ANFO – игданиты и гранулиты – не заняли той ниши и тех пропорциональных объемов применения, которые достигнуты за рубежом. Причина здесь не только в более сложных горногеологических и гидрологических условиях (эти показатели довольно условны, их сложно объективно оценить и проверить). Очевидны другие причины. Отечественные игданиты и гранулиты уступают зарубежным ANFO в качестве и стабильности взрывчатых характеристик, а смешительная и зарядная техника – в технологических возможностях. Решив эти проблемы на государственном уровне, многие средние и мелкие горные предприятия, для которых строительство эмульсионных заводов слишком дорого, смогли бы перейти на использование собственных качественных простейших ВВ. При этом, помимо

снижения затрат на ВВ, решилась бы проблема снижения огромных объемов перевозки опасных грузов – «штатных» ВВ.

И все-таки, в чем причина успеха и лидерства ANFO? Почему они часто предпочтительнее самых современных эмульсионных ВВ? Почему российские игданиты и ANFO, имея идентичную химическую формулу, далеко не одно и то же? Почему за границей ANFO является эталонным ВВ, его свойства изучены, характеристики стабильны и многократно проверены, с ними сравниваются другие ВВ? И почему результаты использования российских игданитов не удовлетворяют потребителей в полной мере?

В данной работе акцентируется внимание на факторах, особенностях и требованиях, строгое соблюдение которых приблизит игданиты к ANFO не только на основании одинакового химического состава, но и по взрывчатым характеристикам и эффективности взрывания. Основу статьи составляют выдержки (выделено курсивом) из Руководства по применению ANFO (Швеция, 2004 г.), которые дополняются краткими комментариями автора и ссылками на опыт использования игданитов и гранулитов на предприятиях России.

1. Оптимальные взрывчатые характеристики ANFO можно достичь только при обязательном соблюдении основных правил и требований, а именно:

– *компоненты, из которых изготавливается ANFO (окислитель, горючее, энергетические и иные добавки), должны быть качественными и обладать специальными свойствами;*

– *соотношение окислителя и горючего в составе ANFO должно быть оптимальным (по горючему – 5,5–5,6 %) в любой максимальной малой отдельности заряда и на протяжении всего времени от изготовления ВВ до взрыва. Последнее уточнение крайне важно, но и выполнить его не просто.*

2. Основное сырье для ANFO – нитрат аммония (окислитель). Для лучшего понимания требований к окислителю рассмотрим увеличенное изображение двух гранул аммиачной селитры (АС).

На рис. 1 пористая АС с закрытыми порами, аналогичная выпускаемой в России. Для низкокачественных гранул нитрата аммония с большими порами кратерной формы характерно удовлетворительное, но не быстрое поглощение дизельного топлива при смешивании. За счет наличия на поверхности гранулы плотной, непористой пленки горючее дольше проникает в поры гранул АС. Как ни странно, но это свойство, в совокупности с несовершенными струйными устройствами подачи дизельного топлива в поток АС, позво-

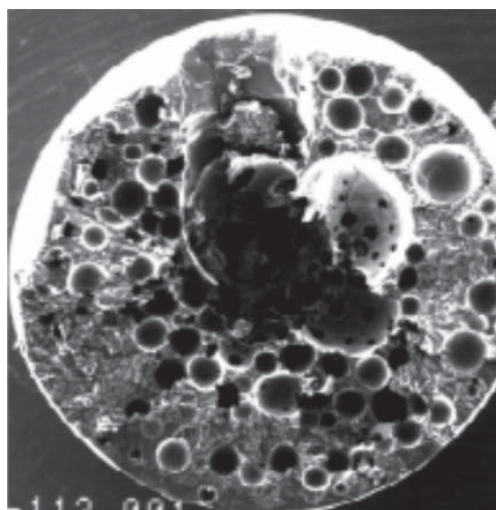


Рис. 1. Гранула пористой АС, используемой для приготовления российских игданитов

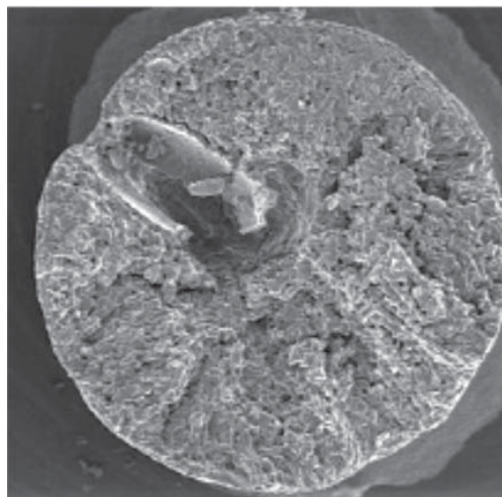
ляет делать смешивание равномерным. Однако со временем, из-за отсутствия капиллярных сил и низкой удерживающей способности гранул, возможно расслоение горючего и окислителя в упаковке при хранении или в заряде насыпной плотности. Чем больше времени пройдет с момента изготовления ВВ до его взрыва, тем негативнее будут последствия: снижение

чувствительности к детонации, низкая скорость детонации, увеличение критического диаметра, незавершение взрывной реакции. Если рассматривать гранулу АС как малую отдельность заряда, то по рис. 1 видно, что в разных частях этой отдельности окислитель и горючее не будут оптимально распределены. Требования, изложенные в п. 1.2., не выполняются. Эти негативные факторы несколько сглаживаются в зарядах большого диаметра, а также при пневмозарядании (за счет разрушения части гранул и получения мелкодисперсного заряда увеличенной плотности).

Гранулированная плотная АС ГОСТ 2–85 без предварительной подготовки обладает худшими взрывчатыми характеристиками и в настоящей статье не рассматривается, хотя в России на ее основе продолжают изготавливать игданиты и гранулиты, в том числе – для использования в зарядах малого диаметра.

Высококачественные гранулы нитрата аммония с многочисленными микроскопическими открытыми порами (рис. 2) отличаются высокой степенью и скоростью поглощения дизельного топлива, а также высокой удерживающей способностью. При открытых порах за счет капиллярных сил происходит быстрое и равномерное распределение окислителя и горючего в грануле АС. Следствием является возможность длительного хранения, хорошая чувствительность к детонационному импульсу, высокая скорость детонации.

Рис. 2. Гранула пористой АС, рекомендуемой для изготовления ANFO



В России АС такого качества не производится. Для изготовления качественного ANFO на ее основе должно применяться смесительное оборудование, обеспечивающее мелкодисперсную подачу ДТ в поток гранул АС (форсунки, распыление ДТ). Иначе, при струйной подаче ДТ и высокой поглотительной и удерживающей способности, часть гранул сразу способна впитать и удерживать в себе горючее сверх оптимальной пропорции, а другая часть будет обеднена горючим. Диспропорция сохранится в процессе дальнейшего перемешивания и хранения. Расслоения заряда не произойдет, но и оптимального распределения горючего с окислителем в малой отдельности заряда не получим.

Первый опыт опробования такого класса АС в промышленных масштабах приобретен в ОАО «Апатит» при производстве гранулитов (сентябрь, 2008 г.). Изготовитель «Яра АБ», Швеция. Официальных результатов опробования нет.

Окислитель – высококачественный нитрат аммония, приллированный, пористый (AN-PP) должен обладать следующими характеристиками:

– *маслопоглощение и удерживающая способность более 7 %.* Высококачественный AN-PP при эффективном смешивании способен поглотить, распределить по пустотам и удержать одно и то же количество масла (дизельного топлива).

– *прочность гранулы – более 0,3 кг.* Гранулы испытывают механические воздействия в процессе транспортировки и могут частично разрушаться. Этот процесс ускоряется под действием влажности и циклических изменений внешней температуры. Разрушению в большей мере подвержен внешний, периферический слой АС в упаковке. Процент разрушенных гранул для одних и тех же условий доставки и хранения будет меньшим, если АС перевозится и хра-

нится в больших объемных контейнерах (в сравнении с фасовкой в мешки). Показатель прочности важен, т. к. даже частично разрушенные гранулы АС снижают технологичность процесса изготовления ANFO и усложняют процесс формирования заряда, особенно при пневмозаряжении.

– *влажность – ниже 0,25 %*. Вода в порах АС препятствует проникновению туда оптимальному количеству ДТ. Часть не попавшего во внутрь гранулы ДТ будет сначала распределяться по ее наружной поверхности, а далее может стечь в нижнюю часть заряда. Вода снижает прочность и ускоряет разрушение гранул, резко увеличивая слеживаемость АС при плюсовой температуре. Продукт становится непригоден к дальнейшим технологическим операциям. При хранении влажной АС при низких температурах возможна выкристаллизация воды из гранул АС в виде мельчайшей ледяной пыли, которая при определенных неблагоприятных условиях способна концентрироваться и создать опасные условия при прямом контакте с мелкой фракцией алюминия (реакция окисления, протекающая с разогревом и выделением водорода).

– *рассыпчатость после хранения* – важный технологический показатель, особенно для предприятий, не имеющих возможности циклических поставок и быстрого расходования АС. На влажность, рассыпчатость, сохранение прочности гранул существенно влияет правильный выбор тары, способа доставки и хранения АС. Для сравнения: пористая АС фирмы «Яра», поставленная в мешках по 35 кг в ОАО «Апатит», сохранила свою первоначальную рассыпчатость спустя два года после поставки. В то же время отдельные партии АС российских поставщиков теряют свою рассыпчатость еще по пути к потребителю.

– *насыпной вес ниже 0,85 кг/см³*. Это косвенный показатель пористости. Примечательно, что импортная пористая АС может изготавливаться с заданной, фиксированной пористостью (низкоплотная – 0,76 г/см³, средней плотности – 0,85 г/см³; плотная пористая – 0,90 г/см³).

– *низкое содержание инертного покрытия гранул (или его отсутствие)*. Данное покрытие применяется производителем для снижения слеживаемости и повышения технологичности операций с АС. Для приготовления ANFO малое количество инертных покрытий не существенно. В то же время за рубежом действуют ограничения по органическим добавкам (0,02 %), выше чего АС классифицируется как ВВ. В зависимости от применяемой на горном предприятии технологии переработки АС, инертные добавки могут влиять на применяемое оборудование, т. е. засорять линии транспортировки, резко сокращать «живучесть» эмульсии.

– *постоянство гранулометрического состава.* Для изготовления ANFO следует применять гранулы малого (1 мм) и среднего (2 мм) диаметра, имеющие к тому же открытые поры. Доказано, что гранулы указанных размеров имеют наилучшие показания скорости детонации. Гранулы с той же качественной структурой, но большего диаметра (4–5 мм) снижат плотность заряда и удельную концентрацию энергии.

Последствия использования низкокачественных пористых гранул нитрата аммония:

– *возможность стекания дизельного топлива вниз*, при этом нарушается гомогенность заряда по высоте скважины (излишки ДТ скапливаются у дна скважины, вызывая его дефицит в верхней части скважины).

– *риск недостаточного инициирования* (импульс от стандартного ПД, установленного в нижнюю часть флегматизированного заряда, будет недостаточен).

– *скорость детонации и выделение энергии изменится по всей колонке заряда*, что повлечет неполное выделение энергии и, как следствие, затухание детонации.

– *увеличенное выделение ядовитых газов.* Нарушение кислородного баланса: со дна скважины поднимется облако СО и сажи; верхняя часть заряда образует облако NO_x – облако желтого дыма.

3. Требования к горючему (маслопродукту). Тип маслопродукта (минерального масла, дизельного топлива) влияет на качество приготовления и условия использования ANFO.

– *температура вспышки должна быть не ниже 60 °С.* Этот показатель является критерием безопасности технологий, применяемых при изготовлении и использовании ANFO.

– *вязкость маслопродукта имеет наибольшее значение при изготовлении ANFO.* При повышении вязкости снижается поглощательная способность со стороны пористого гранулированного нитрата аммония. Требуется более длительное и тщательное перемешивание АС и маслопродукта. Существует вероятность, что оптимальное соотношение горючего и окислителя не будет достигнуто в каждой малой отдельности заряда. При низкой вязкости маслопродукта увеличивается поглощающая способность пористого гранулированного нитрата аммония, что положительно сказывается на взрывчатых характеристиках состава. Однако нежелательным становится появление летучей фракции ДТ и снижение температуры вспышки. Ухудшается сцепление твердых горючих добавок с сухой поверхностью гранулы АС. При определенных условиях (вибрация при транспортировке, частые перегрузки) возможно гравитаци-

онное разделение, перемещение алюминиевой горючей добавки и концентрация ее в нижнем объеме тары. Кроме того, увеличивается процент выноса алюминия при пневмозаряжении. При использовании ANFO в ограниченных пространствах подземных выработок, при прочих равных условиях, предпочтение следует отдать нефтепродукту с минимальными летучими фракциями.

– *рекомендуется использование окрашенного маслопродукта*, поскольку это простой тест, обеспечивающий визуальный контроль качества смешения ANFO. Существуют специальные добавки для окрашивания маслопродукта. Они помогают отличить чистые приллы (гранулы) нитрата аммония пористого (AN-PP) от гранул уже пропитанных маслопродуктом, т. е. собственно ANFO. Концентрация окрашивающей добавки может варьироваться, но обычно составляет 5–10 ppm (ppm – одна часть на тысячу частей).

– *тип масла (дизтоплива) изменяет взрывчатые свойства ANFO* (чувствительность к детонации, ее скорость, количество и состав выделяющихся продуктов взрыва).

Требования к качеству смешивания ANFO. Смешивание нитрата аммония (AN) и маслопродукта должно быть качественным. Оно может выполняться несколькими способами, но рекомендуется механическое смешивание. Высокая масловпитывающая способность нитрата аммония пористого приллированного (AN-PP) и необходимость равномерного распределения маслопродукта предъявляют более строгие требования к смесительному оборудованию. Теоретически смешивание в шнеках различной конструкции предпочтительнее смешивания в потоке или в «бетономешалке». Оборудование должно обеспечивать равномерность и достаточность перемешивания не только основных компонентов, но и малого количества энергетических и иных добавок. ANFO дает хорошую отдачу в сухих скважинах большого диаметра. В скважинах малого диаметра его использование также возможно, но при этом требования к качеству должны быть максимально высокими. Смешивание на стационарных установках предпочтительнее смешивания в смесительно-зарядных машинах.

Плохое смешивание может привести к непредсказуемому инициированию, уменьшенной мощности взрыва (рис. 3 и 4) и повышенному выделению ядовитых газов.

4. Способы увеличения энергии взрыва ANFO:

– *использование алюминиевого порошка или гранул.* Увеличение энергии прямо пропорционально содержанию алюминия (до 10 % содержания). В то же время в Швеции законодательно, по условиям безопасности, ограничивается процент применения алюминия в составе ANFO (до 3 %).

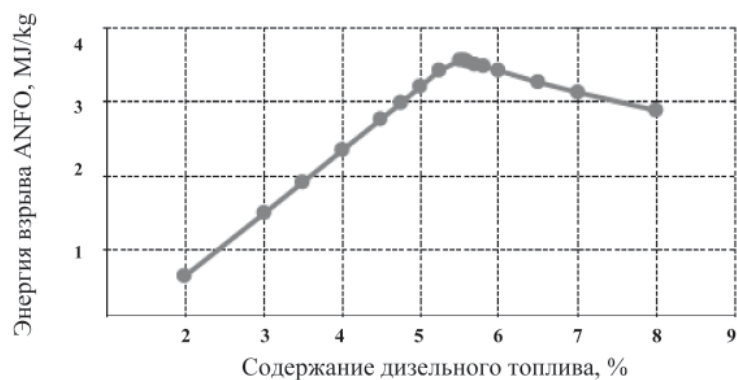


Рис. 3. Качество смешивания ANFO (график иллюстрирует теоретические вычисления)

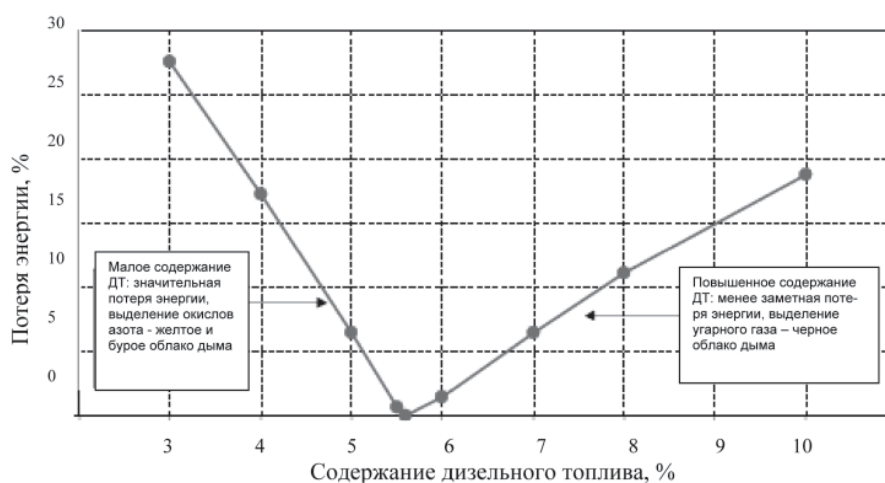


Рис. 4. Потеря энергии взрыва при различных вариантах дозирования дизельного топлива (график иллюстрирует теоретические вычисления)

– взрывание ANFO с алюминием в очень твердых, нетрециноватых породах очень выгодно, т. к. увеличивает ударную (бризантную) составляющую энергии взрыва.

– качественный, с точки зрения взрывных свойств и безопасности обращения, порошок алюминия характеризуется: средним размером частиц 60–150 мкм; отсутствием частиц меньше 40 мкм и бо-

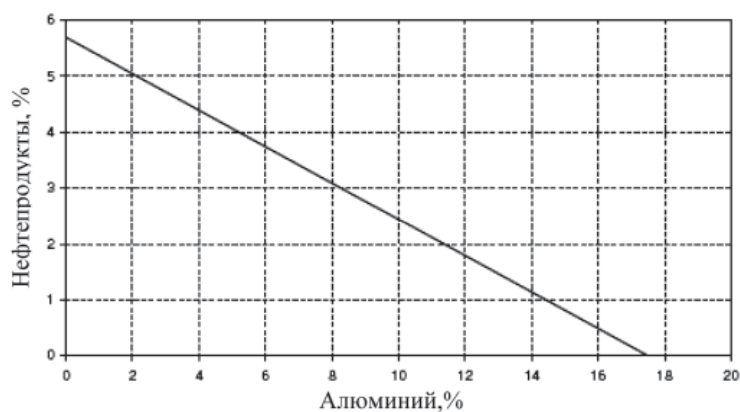


Рис. 5. Количество нефтепродукта в алюминизированном ANFO

лее 300 мкм; взрывчатое вещество, покрытое Al-порошком, лучше смешивается, а также частично предотвращает взаимодействие аммиачной селитры с сырыми стенками скважин (рис. 5).

Факторы, которые следует учитывать при использовании алюминизированного ANFO: размер частиц алюминиевого порошка влияет на свойства взрыва смеси AL-ANFO; добавка алюминия увеличивает объемный вес смеси AN-PP и уменьшает его критический диаметр; частицы с размером меньше среднего увеличивают чувствительность ВВ и скорость детонации.

Испытания алюминизированного ANFO (Al-ANFO) выявили следующие свойства:

- чувствительность к удару и трению незначительно изменяются в зависимости от количества и дисперсности алюминия;
- минимальная энергия инициирования Al-ANFO не отличается от чистого ANFO;
- Al-ANFO менее подвержен воздействию статического электричества, чем обычный ANFO при пневмозарядании. Последнее утверждение справедливо для самого состава ВВ, но следует учитывать факт образования диэлектрического слоя на внутренней стенке зарядного шланга от омасленного мелкодисперсного алюминия.

Предотвращение расслаивания ANFO и Al:

- корректность выбора порошка алюминия;
- гомогенное смешение компонентов и отсутствие их разделения во время работы со смесью.

Содержание алюминия в составе должно быть выгодно, т. е. давать возможность его увеличивать или уменьшать в зависимости от условий взрывания. Порошок алюминия с чрезвычайно маленькими частицами (пыль) может представлять опасность.

5. ANFO в сравнении с другими взрывчатыми веществами.
Стоимость заряда ANFO приведенная к единице энергии в два раза ниже в сравнении с эмульсионными и тротилосодержащими ВВ.

Выводы

1. Применение ANFO в сухих породах экономически выгодно – как на открытых, так и на подземных горных работах.

2. Организация производства ANFO на горном предприятии требует меньших затрат в сравнении с организацией производства любых других видов ВВ.

3. В мягких породах оправдано применение «чистого» ANFO, в средних и более крепких – алюминизированные составы ANFO.

4. Получение высококачественных ANFO возможно только из качественных компонентов и при наличии качественного смесительного и зарядного оборудования. Особенно это важно, если ANFO планируется использовать в подземных условиях в шпурах и скважинах малого диаметра с применением пневматических зарядчиков.

5. ANFO менее вредный для здоровья человека и менее опасный в обращении продукт в сравнении с тротилосодержащими ВВ.

6. Персонал, задействованный в изготовлении и применении ANFO, должен обладать высокой квалификацией, хорошо знать его свойства, условия и особенности безопасного применения.

УДК 622.235.213

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЗРЫВАНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ЭМУЛЬСИОННЫМИ ВВ

*М.Б. Тогунов, Е.М. Сапронов, Ю.Г. Шукин, И.А. Коломинов,
Р.В. Семочкин, В.А. Фокин*

В связи со значительным ростом стоимости энергообеспечения в общем балансе использования минерального сырья все актуальнее становится вопрос снижения затрат обогащательного комплекса,

т. е. существенного увеличения степени измельчения горной массы при ее взрывной отбойке.

Как показали исследования ФБУ «Московский государственный горный университет» и АНО «Национальная организация инженеров-взрывников», проведенные на ОАО «Карельский окатыш», ввиду физической неоднородности скважинного заряда, процесс детонации может прерваться или развиваться в режиме горения, что существенно снижает эффективность взрывной отбойки. Затухание детонации на отдельных блоках достигает 30 %. Оно наблюдается при использовании всех штатных боевиков, в любых диаметрах скважин, чаще в скважинах малого диаметра. Наибольшее число затуханий происходит в донной (подошвенной) части скважины.

Факторы, обуславливающие неэффективность работы скважинных зарядов ЭВВ [1]:

- нарушение технологии зарядки смесительно-зарядной машины, т. е. нарушение однородности физических свойств ЭВВ;
- нарушение рецептуры ЭВВ и применение некачественного сырья (большое количество противослеживающихся присадок, наличие механических примесей, высокой влажности селитры);
- сильная обводненность взрываемых массивов, в том числе с проточной водой;
- высокие показатели pH воды и особенности химического состава горных пород (сульфидные руды);
- высокая трещиноватость горных пород;
- схлопывание пузырьков газа в ЭВВ под воздействием многократного избыточного давления ударной волны. В результате инициируемое ЭВВ приобретает монолитную структуру, и эффект действия газогенерирующей добавки сводится к нулевому.

С целью минимизации влияния горно-геологических, антропогенных и технологических факторов ОАО «НТЦ «Росвзрывобезопасность» совместно с ОАО «Карельский окатыш» и ОАО «Ковдорский ГОК» разработали технологию инициирования скважинных зарядов ЭВВ с применением линейных инициаторов ТУ 7276–56466532–25–2007 и зарядов для проработки подошвы уступа ЗСПП ТУ 7276–023–56466532–2007.

Применение линейных инициаторов на карьерах ОАО «Ковдорский ГОК» и ОАО «Карельский окатыш»

Анализ результатов проведенных опытно-промышленных взрывов показал, что использование линейных инициаторов восьмиме-

Таблица 1

**Сравнительная характеристика среднего куска рудной массы
при различных видах взрывания**

Показатели	Взрывание зарядами Ø 250,8 мм	Взрывание с ПД из ЗКВ-Б в скважинах Ø 250,8 мм	Взрывание зарядами Ø 200,0 мм	Взрывание с ПД из ЗКВ-Б в скважинах Ø 200,0 мм
Средний размер куска, см	33,68	21,76	23,39	21,68
Выход фракции ≥1300 мм, %	2,05	0,17	0,47	0,23

тровой длины дает значительное увеличение выхода мелких фракций и уменьшение выхода негабарита.

В табл. 1 приведено сравнение значений среднего размера куска взорванной рудной массы и выхода фракции ≥1300 мм при обычном взрывании и при взрывании с использованием в качестве промежуточного детонатора (ПД) отрезков ЗКВ-Б в скважинах разного диаметра (на примере ОАО «Ковдорский ГОК»).

В табл. 2 сравнивается выход каждого класса крупности, сгруппированного по интервалам при взрывании рудных блоков скважинными зарядами из эмульсионных ВВ при обычном взрывании и при взрывании с использованием ЗКВ-Б в качестве линейных инициаторов.

Таблица 2

**Классы крупности кусков взорванной рудной массы при различных видах
взрывания**

Класс крупности, см	Выход классов крупности, %			
	Обычное взрывание		Взрывание с ЗКВ-Б	
	Ø заряда 250,8 мм	Ø заряда 200,0 мм	Ø заряда 250,8 мм	Ø заряда 200,0мм
0–20	53,11	60,33	63,99	63,24
21–40	20,07	24,86	21,68	22,81
41–60	11,75	9,03	7,96	8,64
61–80	5,42	3,13	3,86	3,28
81–100	4,68	1,60	1,62	0,98
101–129	3,77	0,59	0,72	0,82
≥130	2,05	0,47	0,17	0,23

Таблица 3

Показатели качества дробления по данным замера грансостава

Условия	Параметры	$d_{\text{ср}}$, см	Φ 200, ед.	Φ +1300, ед.	K_3
Руда – Ø скважин 250,8 мм, 2 ПД-ПТП 750		35,58	0,4386	0,0292	0,0119
Руда – Ø скважин 200 мм, 2 ПД-ПТП 750		23,43	0,5986	0,0059	0,1848
Руда – Ø скважин 250,8 мм, 1 ПД-ЗКВБ		21,76	0,6399	0,0017	0,7950
Руда – Ø скважин 200 мм, 1 ПД-ЗКВБ		21,68	0,6324	0,0023	0,5850

Оценка качества дробления руды с разными конструкциями скважинных зарядов производится по следующим критериям:

$$K_3 = 1/d_{\text{ср}}^2 \cdot \Phi 200/\Phi + 1300.$$

Показатели качества дробления, выполненные по данным замеров грансостава, приведены в табл. 3.

Наилучшее качество дробления руды взрывом достигается при диаметре скважины 250,8 мм и использовании ПД-линейного инициатора ЗКВ-Б длиной 8 м. При этом средний размер куса руды уменьшается на 13,82 см, значительно увеличивается выход класса крупности 0–20 см (выход класса 0–40 см составляет более 85 %).

Кроме улучшения фрагментации взорванной горной массы, применение линейных инициаторов позволяет получить эффект предварительного разупрочнения руды на стадии подготовки взрывом. Предварительное разупрочнение является важным условием для обеспечения раскрытия сростков минералов, в результате которого резко увеличивается эффективность процессов дробления и измельчения, причем раскалывание руды идет уже по ослабленным местам, преимущественно по плоскостям срастания минералов.

Для оценки степени раскрытия сростков полезных минералов были проведены ситовый и минералогический анализы.

Минералогический анализ руды, измельченной до одинаковой крупности, показал, что раскрытие минеральных сростков более выражено при взрывании руды с использованием в качестве ПД отрезков ЗКВ-Б в зарядах Ø 200,0 мм. Содержание свободных зерен апатита и магнетита в классе –0,56+0,20 мм при взрывании руды с использованием в качестве ПД отрезков ЗКВ-Б в скважинах Ø 200,0 мм составило 71,9 и 69,5 % соответственно, в то время как при взрывании руды зарядами Ø 200 мм (без отрезков ЗКВ-Б) оно составля-

Результаты минералогического анализа руды

Таблица 4

Параметры	Способ взрывания		
	Штатный инициатор	Взрывание с ЗКВ-Б	
	ø заряда 200 мм	ø заряда 250,8 мм	ø заряда 200 мм
Класс крупности, мм	–0,56+0,20		
Степень раскрытия апатита, %	27,8	13,1	71,9
Степень раскрытия магнетита, %	10,0	31,6	69,5

ло до 27,8 и 10 %. Подобная тенденция наблюдается и для других классов крупности минералов. На обогатительный комплекс поступают раскрытые частицы, легко поддающиеся обогащению, что позволяет улучшить показатели обогатительного передела.

Результаты анализа представлены в табл. 4.

Внедрение в практику взрывных работ линейных промежуточных детонаторов, изготовленных из высокоэнергетичных компонентов, может явиться основой ресурсосберегающей технологии переработки рудного сырья – от выемки и транспортировки руды, стадии крупного дробления до стадии извлечения полезных минералов.

Работы по замеру скорости детонации эмулита ВЭТ-700 плотностью 1,11 г/см³ и ЗКВ-Б

Для выполнения измерений скорости детонации использовался комплект оборудования фирмы MREL (Канада), включающий собственно измерительный прибор HandiTrap II, высокоомный измерительный провод Probescable-NT и соединительный коаксиальный кабель RG-58/U, программное обеспечение для первичной обработки результатов измерений.

Измерение производилось при взрыве блока гор. +25 м в скважине № 30 диаметром 250,8 мм и глубиной 16,5 м (забойка 5,0 м; скважина сухая). Взрывчатое вещество – эмулит ВЭТ-700 (750 кг без рукава). Время инициирования по монтажной схеме – 42 мс. Измерительный провод был привязан к камню, который помещался в забое скважины. В качестве промежуточного детонатора – заряд ЗКВ-Б длиной 8 м (нижнее инициирование).

Общий вид записи измерений представлен на рис. 1, полезная часть записи – на рис. 2. Как видно, запись достаточно чистая, без каких-либо существенных «шумов». Нижняя отметка начала записи по длине измерительного провода $\approx 0,5$ м, верхняя $\approx 13,5$ м. На отметке около 8,0 м наблюдается явно выраженная точка излома, отделяющая нижнюю часть записи (участок ЗКВ-Б) от верхней (эмулит ВЭТ-700).

Результаты первичного анализа приведены на рис. 3. Оценка выполнялась методами двух крайних точек (2 pts) и линейной регрессии (LR) после удаления так называемых bad-точек (удаления «шума»). На участке от 0,63 до 7,93 м скорость детонации составила примерно 7175,3–7177,4 м/с (среднее – 7176,4 м/с или 7,176 км/с); на участке от 8,02 до 13,45 м скорость детонации составила примерно 5229,4 – 5234,8 м/с (среднее – 5232,1 м/с или 5,232 км/с).

Физические предпосылки эффективности применения линейных инициаторов

Результаты полученного замера подтвердили факт детонации эмулита ВЭТ-700 с линейным инициатором со скоростью, существенно превышающей скорость детонации эмулита ВЭТ-700 на участке скважины без линейного инициатора, что дает основание рассмотреть физические предпосылки применения линейных инициаторов вдоль всей колонки скважинного заряда.

Рассмотрим следующую расчетную схему (рис. 4): если принять в качестве начального положения точку A колонки скважинного заряда, то за некоторый промежуток времени фронт детонации пройдет путь AB по линейному инициатору со скоростью детонации $D_{ЗКВ-Б}$. За это же время фронт детонации эмулита ВЭТ-700 может пройти лишь путь AC со скоростью детонации $D_{ЭВВ}$. Исходя из принципа Гюйгенса линия BC и вектор AC образуют угол 90° . В прямоугольном треугольнике ABC угол β определяется через стороны треугольника как $\beta = \arccos(D_{ЭВВ}/D_{ЗКВ-Б})$. При этом линия BC соответствует положению фронта детонации эмулита ВЭТ-700.

Как видим, появляется компонент основного вектора давления скоростного напора $P_{сн}$ (действующего по нормали к фронту волны детонации), который действует по нормали к стенке скважины и определяется как $P_{\perp} = P_{сн} \cdot \sin\beta$. Из тригонометрии известно, что $\sin[\arccos(x)] = (1 - x^2)^{0,5}$. Соответственно получаем: $P_{\perp} = P_{сн} \cdot [1 - (D_{ЭВВ}/D_{ЗКВ-Б})^2]^{0,5}$.

Эффективность применения линейного инициатора с точки зрения энерговыделения при взрыве колонки скважинного заряда эмулита ВЭТ-700 может быть оценена следующим образом. Поскольку

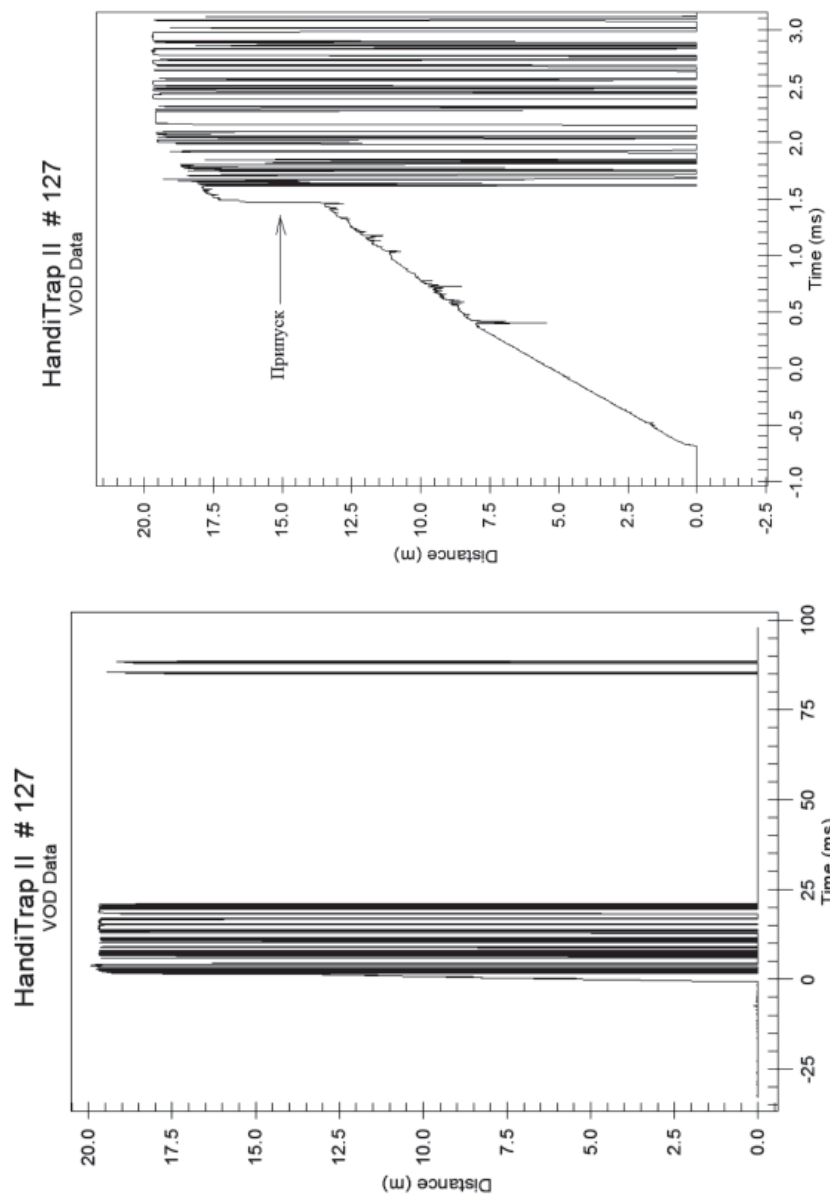


Рис. 1. Общий вид записи скорости детонации

Рис. 2. Полезная часть записи скорости детонации

HandiTrap II # 127

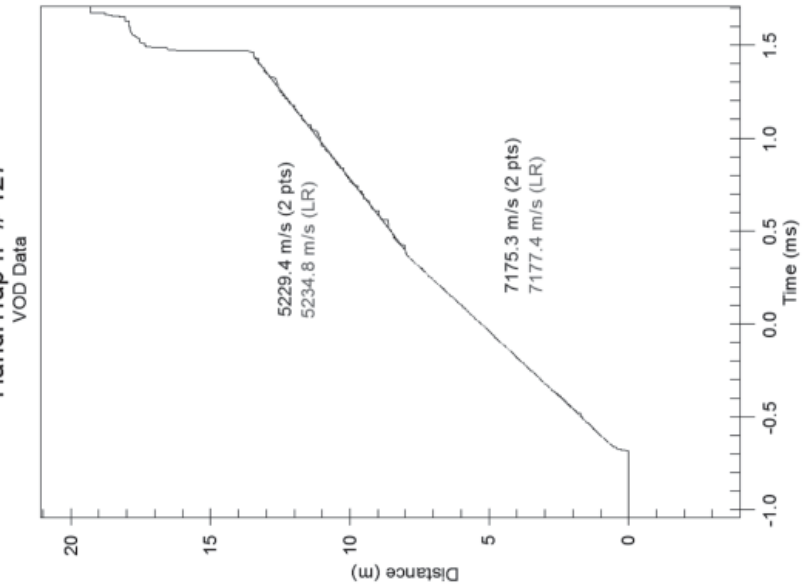


Рис. 3. Результаты обработки в отрезках от 3,16 до 15,12 м

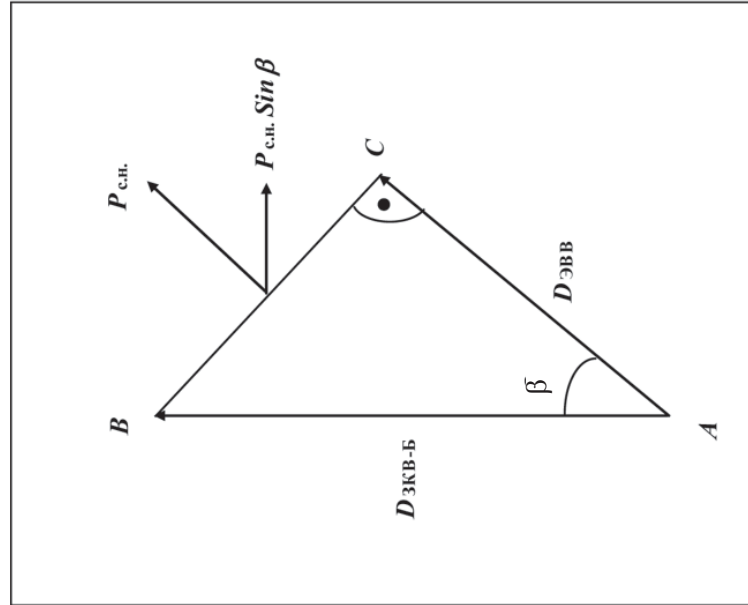


Рис. 4. Расчетная схема

ку между детонационным давлением и удельной энергией взрывчатого вещества существует прямая пропорциональность ($P_{\text{дет}} \sim U_{\text{уд}}$), используем это соотношение для двух случаев:

- нижнее инициирование (обычные ПД): $P_{\text{дет}} \sim U_{\text{уд}}$;
- нижнее инициирование (линейный инициатор – ПД): $P_{\text{дет}} + P_{\perp} \sim U'_{\text{уд}}$.

Соответственно коэффициент энергетической эффективности, определяемый в общем случае как $k_{U_{\text{уд}}} = U'_{\text{уд}}/U_{\text{уд}}$, можно представить как $k_{U_{\text{уд}}} = 1 + P_{\perp}/P_{\text{дет}}$. Давление скоростного напора определяется по формуле $P_{\perp} = \rho \cdot v^2$, где ρ – плотность ударно сжатых продуктов детонации на фронте детонационной волны; v – скорость их смещения. В рамках существующей теории детонационных волн [5] соотношения между параметрами детонационной волны определяются следующим образом: $\rho = \rho_0 \cdot (\gamma_0 + 1)/\gamma_0$, $v = D/(\gamma_0 + 1)$, где ρ_0 – начальная плотность взрывчатого вещества; D – скорость детонации; γ_0 – показатель политропы продуктов детонации. Соответственно

получаем: $\rho \cdot v^2 = \frac{1}{\gamma_0} \cdot \frac{\rho_0 \cdot D^2}{\gamma_0 + 1}$. Но второй сомножитель пра-

вой части этого равенства – ни что иное, как детонационное давление $P_{\text{дет}}$. Соответственно: $\rho \cdot v^2 = P_{\text{дет}}/\gamma_0$. С учетом этого компонент

$P_{\perp}$ определится как $P_{\perp} = P_{\text{дет}} \cdot \frac{1}{\gamma_0} \cdot \sqrt{1 - \left(\frac{D_{\text{ЭВВ}}}{D_{\text{ЗКВ-Б}}} \right)^2}$, что позволяет пре-

образовать формулу коэффициента энергетической эффективности

к виду $k_{U_{\text{уд}}} = 1 + \frac{1}{\gamma_0} \cdot \sqrt{1 - \left(\frac{D_{\text{ЭВВ}}}{D_{\text{ЗКВ-Б}}} \right)^2}$.

Результаты расчетов коэффициента энергетической эффективности применительно к фактическим данным приведены в табл. 5 (параметр γ_0 рассчитывался по ранее полученной формуле).

Таблица 5

Расчеты коэффициента энергетической эффективности

Параметры	$D_{\text{ЭВВ}}$, км/с	$D_{\text{ЗКВ-Б}}$, км/с	ρ_0 , кг/м ³	γ_0 , ед.	$k_{U_{\text{уд}}}$
По первичной оценке	5,232	7,176	1110	2,133801	1,320747
По дополнительному анализу	5,255	7,166	1110	2,133801	1,318624

Как видно, на участке размещения линейного инициатора ЗКВ-Б коэффициент энергетической эффективности составляет примерно 1,32. Это эквивалентно увеличению расчетного (на единицу длины скважинного заряда) удельного расхода соответственно в 1,32 раза (или примерно на 32 %). Если принять во внимание, что размер среднего куска взорванной горной массы $d_{\text{ср}} \sim 1/\sqrt{q_{\text{расч}}}$, то размер среднего куска на участке размещения линейного инициатора может быть уменьшен в $\sqrt{1,32}$ раза или примерно на 15 %. Вместе с

тем следует иметь в виду, что полученные выводы касаются лишь той части скважинного заряда, на которой размещен линейный инициатор, остальная часть колонки заряда будет «работать» в обычном энергетическом режиме.

Для обеспечения оптимального размера куска необходимо увеличение данных инициаторов до значения 0,9–0,95 длины скважин.

С целью снижения величины перебура и выхода негабарита при взрывании донной части скважин в ОАО «Карельский окатыш» применяются заряды ЗСПП массой 28–30 кг с плотностью ВВ 1,6 г/см³ (скорость детонации 7,2 км/с). Применение ЗСПП позволяет уменьшить величину перебура и выход негабарита, повышает производительность экскавации при выемке массы подошвенной части на 14–16 %.

ЭВВ за счет меньшей плотности, скорости детонации, а также своих энергетических характеристик позволяет заряду ЗСПП полностью сдетонировать и распределить значительную часть своей полезной работы на приуступную часть массива (проработку подошвы). Одновременно мощный первоначальный импульс ЗСПП обеспечивает стабильную высокоскоростную детонацию основного (штатного, в том числе эмульсионного) ВВ, что увеличивает КПД взрыва, минимизируя выделение СО, NO₂ и других вредных веществ. Качественная проработка подошвы уступа достигается при воздействии мощного импульса от детонации заряда ЗСПП. Заряд ЗСПП также может быть использован при заряжении скважин нижних ярусов, в пределах оформляемых ими берм, где перебур исключается полностью.

Выводы

1. Применение линейных инициаторов зарядов ЗКН-Б для скважинных зарядов ЭВВ позволяет обеспечить равноскоростное ини-

цирование скважинного заряда, обеспечивая скорость его детонации, близкую к скорости детонации ВВ инициатора, что существенно уменьшает размер среднего куска породы на 14–16 %.

2. Применение новой конструкции зарядов позволяет обеспечить разрушение руды и существенно снизить фабричные затраты для дробления полезных минералов.

3. Применение в подошвенной части скважных зарядов ЗСПП высокой энергетики улучшает качество отработки горной массы и повышает производительность экскавации на 14–16 %.

Литература

1. Кутузов Б.Н. Физико-технические основы создания эмульсионных и гранулированных ВВ и средств инициирования / Б.Н. Кутузов, С.А. Горинов // Горный информационно-аналитический бюл. – 2011. – № 7. – С. 34–52.
2. Аттенов А.В. О возможности разложения гетерогенных ВВ во фронте слабой ударной волны / А.В. Аттенов, В.С. Соловьев // Физика горения и взрыва. – 1987. – № 4. – Т. 23. – С. 113–115.
3. Даниленко В.А. Особенности детонации крупногабаритных зарядов смесевых ВВ / В. А. Даниленко, В.М. Кудинов // Физика горения и взрыва. – 1980. – Т. 16. – № 5. – С. 56–63.
4. Даниленко В.А. Особенности потери устойчивости детонации в удлиненных зарядах / В.А. Даниленко, В.М. Кудинов // Физика горения и взрыва. – 1983. – Т. 19. – № 4. – С. 86–93.
5. Баум Ф.А. Физика взрыва / Ф.А. Баум, К.П. Станюкович, Б.И. Шехтер. – М.: Физматгиз, 1959. – 800 с.

УДК 622.235.213.42

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕРМИЧЕСКОЙ СТОЙКОСТИ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ ФОРТИС ЕКЛИПС В КОНТАКТЕ С СУЛЬФИДСОДЕРЖАЩИМИ ПОРОДАМИ И РУДАМИ

П.Н. Столяров, М.И. Феодоритов, В.Г. Шеменев, Х. Лохни

Для определения термической стойкости взрывчатых материалов, в том числе аммиачно-селитренных промышленных ВВ, в контакте с сульфидсодержащими породами на протяжении ряда лет использовали традиционные методы определения стойкости типа пробы Вьеля. Количественные характеристики разложения веществ устанавливались при исследовании кинетики разложения с использованием термогравиметрии и приборов типа манометра

Бурдона, дериватографов и др. Однако экспериментальные кривые обрабатываются на начальных участках разложения и их можно использовать только для определения кинетических параметров начальной стадии разложения.

Для исследования закономерности разложения взрывчатых веществ используют расчетно-экспериментальный метод оценки параметров воспламенения изделий, снаряженных энергоемкими материалами. Метод основан на изучении кинетики тепловыделения в заданных условиях и дальнейшей обработке экспериментальных кривых.

Обработка кривых основана на использовании метода элементарного баланса тепла – система уравнений (1). Имеется несколько модификаций приборов и методов обработки.

$$\begin{cases} (c_1 m_1 + c_2 m_2) dT/dt = Q d\eta/dt - \alpha_s (T - T_n) \\ d\eta/dt = f(E, \eta), \end{cases} \quad (1)$$

где c_1, m_1, c_2, m_2 – теплоемкость (c) и масса (m) вещества и материала ячейки;

T – текущая температура ячейки;

t – время воздействия;

Q – тепловой эффект реакции;

η – безразмерная глубина разложения;

α_s – коэффициент теплоотдачи с поверхности ячейки (определяется экспериментально);

T_n – температура калориметра;

E – энергия активации.

Расчет теплового состояния модели проводится по специально разработанной программе, основанной на решении системы уравнений теплопроводности, кинетики разложения вещества, граничных и начальных условий

$$\begin{cases} c\rho dT/dt = \lambda(d^2T/dx^2 + m/x \cdot dT/dx) + Q \cdot d\eta/dt, \\ d\eta/dt = f(E, \eta), \\ x = 0 \quad dT/dx = 0, \\ x = x_0 - \lambda \cdot dT/dx = a \cdot (T - T_0), \\ t = 0 \quad T = T_n(x), \end{cases} \quad (2)$$

где c – теплоемкость, ρ – плотность, λ – теплопроводность слоев изделия;

m – форма модели (плоскость = 0, цилиндр = 1, шар = 2);

x – текущая координата модели;

x_0 – характерный размер модели.

Такой подход реализован в области спецхимии, он позволяет количественно учесть особенности разложения веществ, совместимость их с материалами, многослойность модели, сложный характер температурного воздействия, выработать критерии сохранности или разрушения модели.

На рис. 1 представлен комплекс приборов «Катран» для исследования кинетики разложения энергоемких веществ. С его помощью было проведено исследование термической стойкости эмульсионных ВВ Фортис во взаимодействии с образцами сульфидсодержащих руд Западно-Озерного медноколчеданного месторождения.

Необходимо отметить, что, учитывая специфику взаимодействия аммиачно-селитренных ВВ с сульфидсодержащими рудами, на основе эмульсионных ВВ Фортис была разработана марка Еклипс, в основную эмульсионную матрицу которой вводится добавка карбамида. Согласно ранее проведенным исследованиям, карбамид стабилизирует процессы автокатализа реакции разложения аммиачной селитры при наличии образцов сульфидных руд (рис. 2).

С целью определения элементного состава руд поверхность скола образцов была исследована в отраженных электронах. На рис. 3–6 представлена поверхность скола во вторичных и в отраженных электронах.

Результаты исследования позволили получить карты распределения основных элементов на поверхности образцов руд, представленные на рис. 7 и 8.

Приведенные данные свидетельствуют, что в представленных образцах руд наблюдается большое количество сернистых соединений.

Исследование термической стойкости эмульсионных ВВ в смеси с образцом руды проводилось следующим образом. В одну из двух ампул помещался исследуемый образец, ампула герметизировалась и устанавливалась в специальный блок с дифференциальной термопарой. Туда же помещалась пустая ампула сравнения. Задавался температурный график нагрева (линейный, статический, смешанный) и записывалась разность выделяемых мощностей из ампулы с образцом и ампулы сравнения.

Образец смеси с рудой готовился следующим образом: кусок породы размельчался до зерен размером 0,5–1 мм, перемешивался с выбранным образцом эмульсионного ВВ и смесь помещалась в ампулу.



Рис. 1. Комплекс приборов для термических исследований

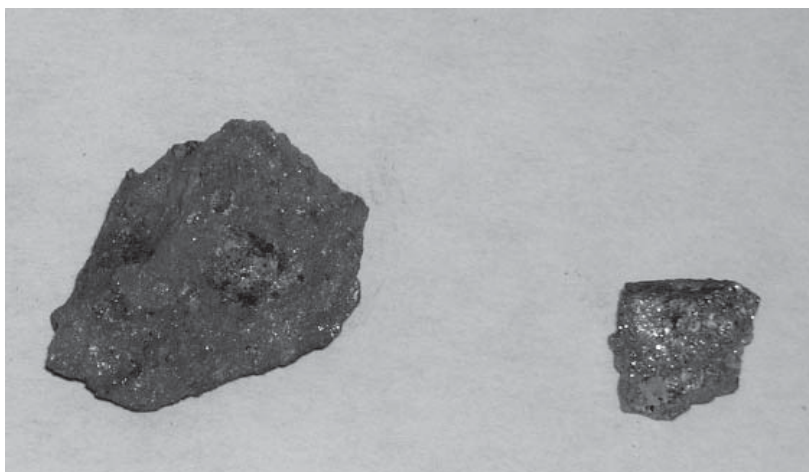


Рис. 2. Образцы сульфидных руд, образцы 1 и 2

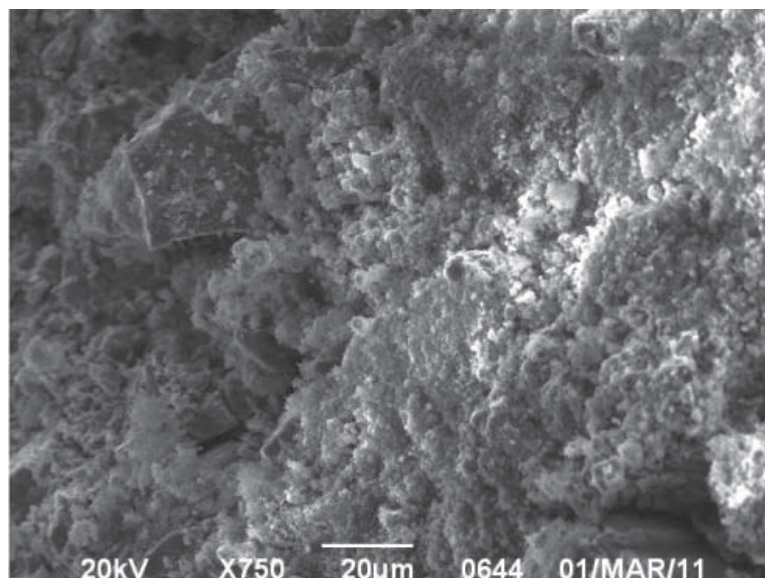


Рис. 3. Поверхность скола образца 1 во вторичных электронах

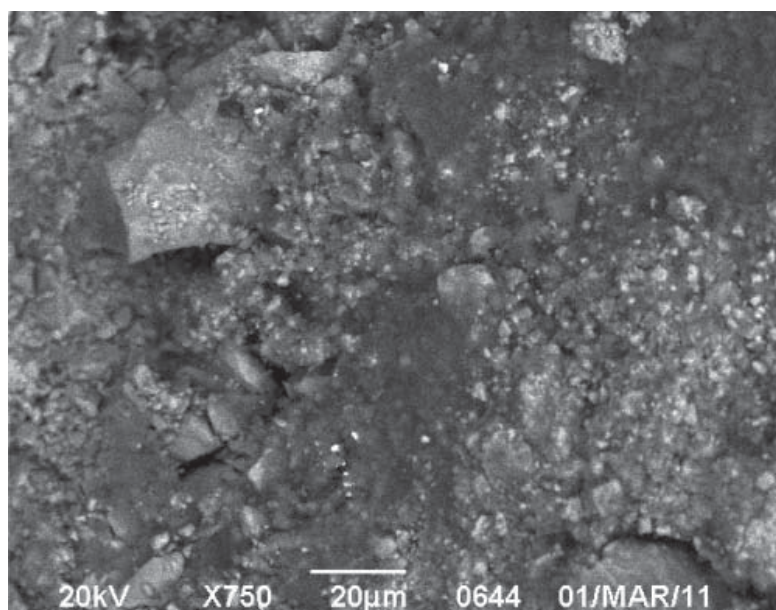


Рис. 4. Поверхность скола образца 1 в отраженных электронах

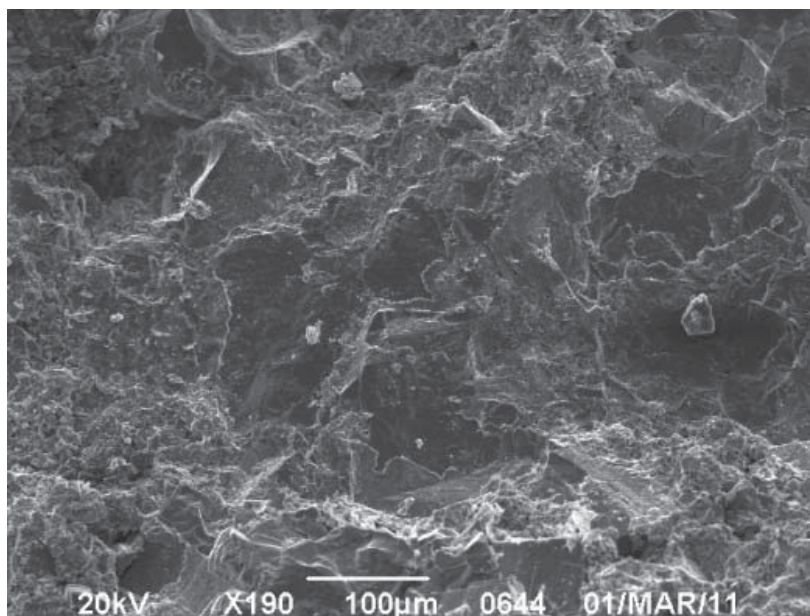


Рис. 5. Поверхность скола образца 2 во вторичных электронах

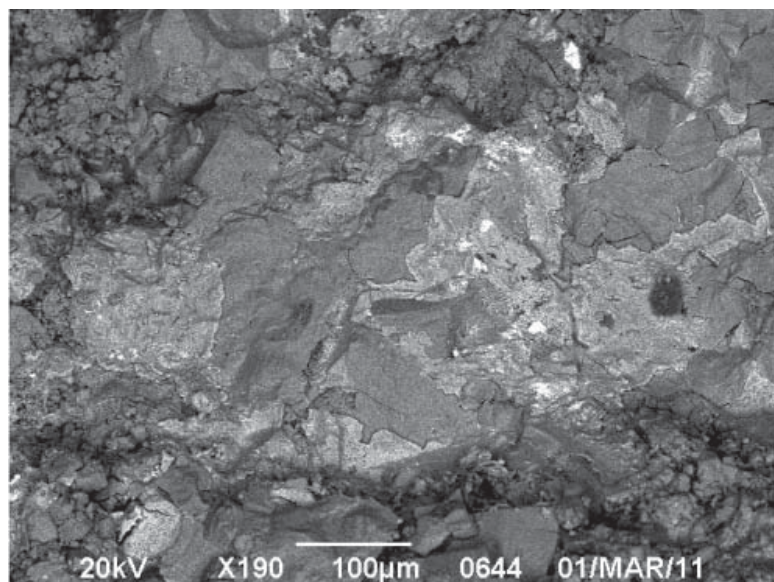


Рис. 6. Поверхность скола образца 2 в отраженных электронах

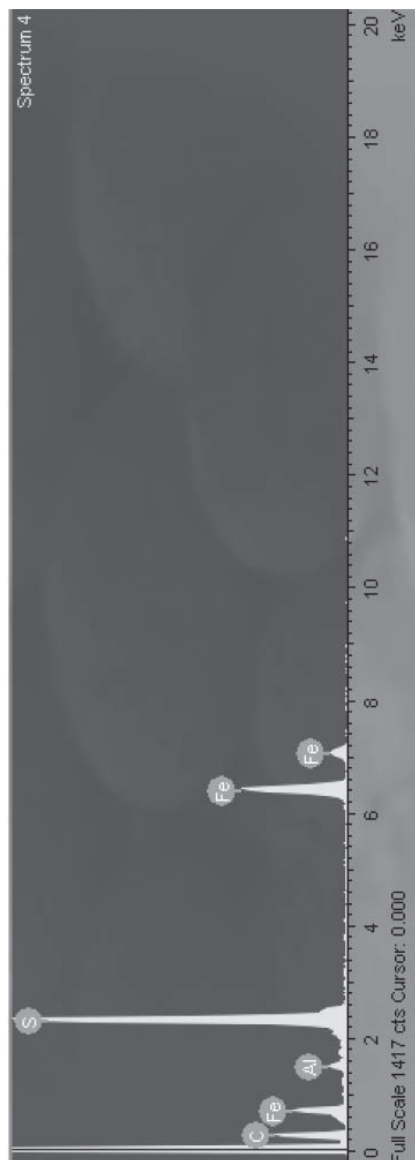


Рис. 7. Спектр основных соединений на поверхности образца 1

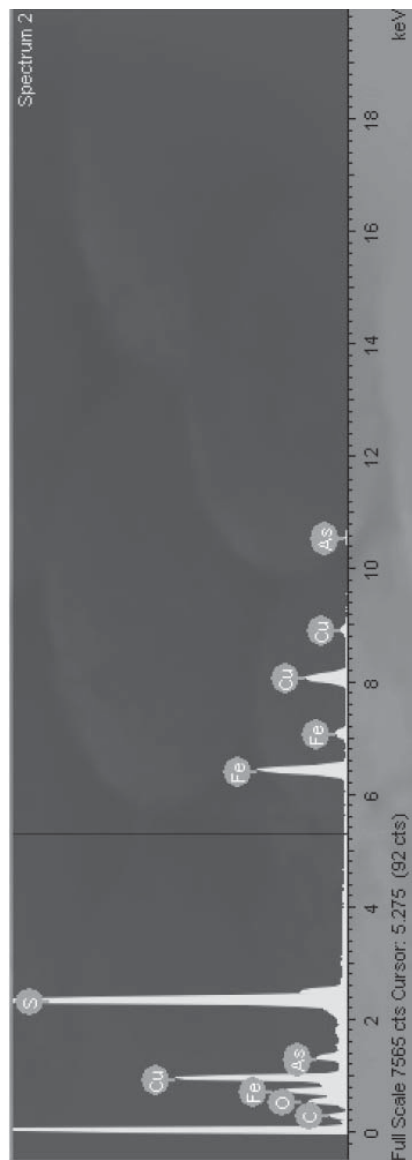


Рис. 8. Спектр основных соединений на поверхности образца 2

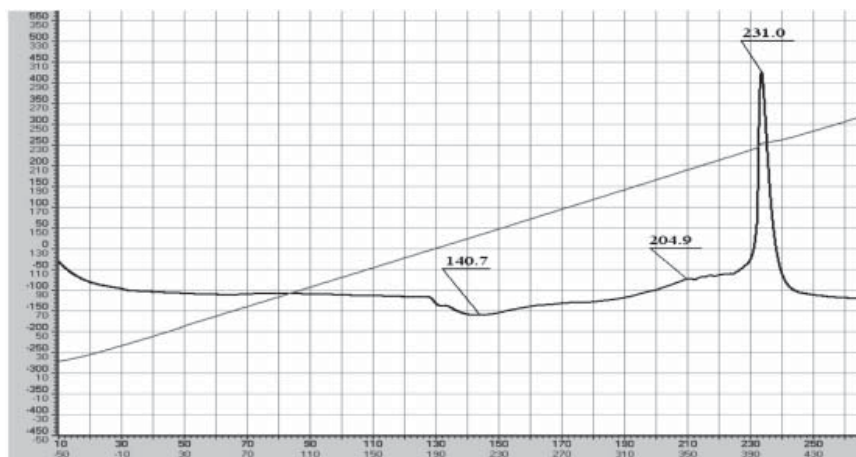


Рис. 9. Экспериментальные кривые разложения смеси эмульсионных ВВ Фортис Еклипс-100 с образцом 1

На рис. 9 и 10 представлены экспериментальные кривые разложения эмульсионных ВВ Фортис Еклипс-100 в смеси с образцами руд, где по оси абсцисс приведена мощность тепловыделения в мВт, а по оси ординат температура начала разложения).

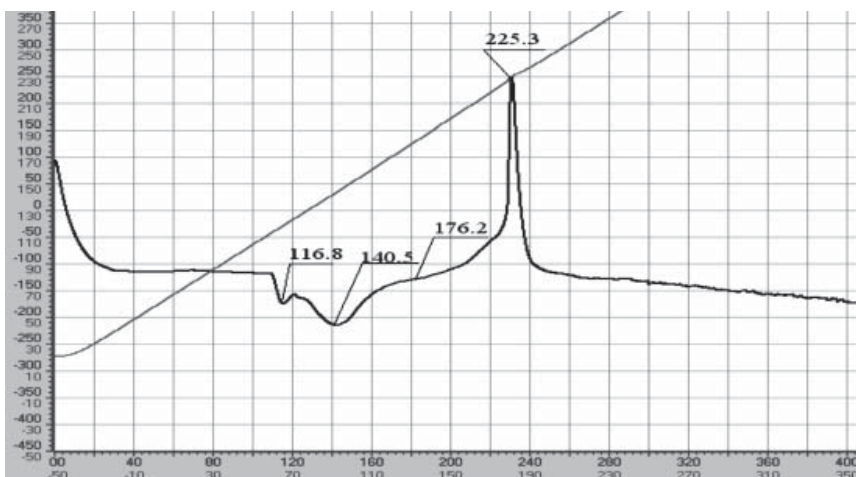


Рис. 10. Экспериментальные кривые разложения смеси эмульсионных ВВ Фортис Еклипс-100 с образцом 2

Кинетика разложения смеси эмульсионной матрицы Фортис Еклипс-100 с образцами 1 и 2 удовлетворительно подчиняется закономерностям автокатализа второго порядка:

$$d\eta/d\tau = 10^{10,95} \exp(-40\,000/R/T)(1 - \eta) + 10^{8,0} \exp(-25\,000/R/T)(1 - \eta)\eta^2, \quad (3)$$

$$d\eta/d\tau = 10^{11,8} \exp(-40\,000/R/T)(1 - \eta) + 10^{8,0} \exp(-25\,000/R/T)(1 - \eta)\eta^2. \quad (4)$$

Принимая во внимание, что в составах Фортис Еклипс (за исключением марки Фортис Еклипс-100), наряду с эмульсионной матрицей, присутствует аммиачная селитра, проводилось исследование кинетики разложения эмульсионной смеси *матрица – АС – руда* (образец 1). Соотношение ЭМ/АС принималось как для марки Фортис Еклипс-65.

Кинетика разложения смеси ЭМ-АС с рудой удовлетворительно подчиняется закономерностям автокатализа второго порядка:

$$d\eta/d\tau = 10^{16,7} \exp(-40\,000/R/T)(1 - \eta) + 10^{11,2} \exp(-25\,000/R/T)(1 - \eta)\eta^2.$$

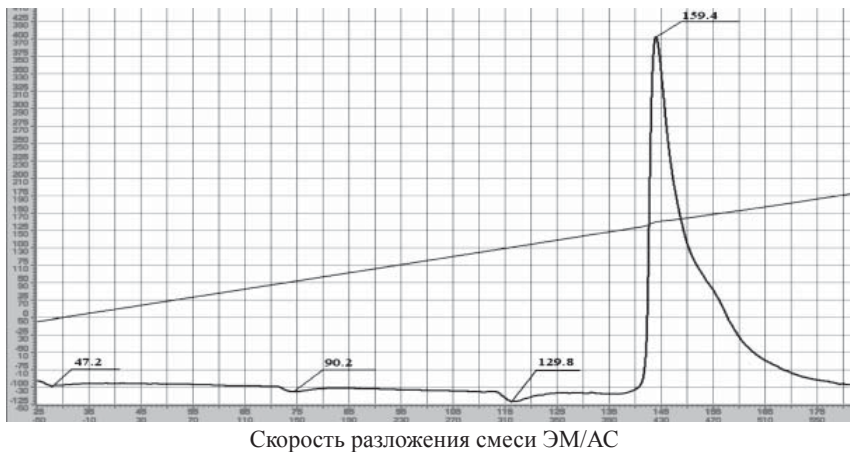


Рис. 11. Экспериментальные кривые разложения смеси эмульсионной матрицы Фортис Еклипс-65 с рудой образец 1

Видно, что в этом случае снижение стойкости (увеличение скорости разложения) достигает почти 10^6 (миллион) раз.

Анализируя полученные результаты, можно отметить следующее: образцы сульфидсодержащих руд практически одинаково снижают стойкость эмульсионной матрицы (начало разложения при T около $176\text{ }^{\circ}\text{C}$ с первым максимумом скорости разложения в районе $220\text{ }^{\circ}\text{C}$), однако расчеты показывают, что наступление теплового взрыва в реальных скважинных зарядах диаметром 250 мм и длиной 20 м при температурах до $100\text{ }^{\circ}\text{C}$ невозможно. Тогда как введение в состав эмульсионной матрицы Фортис Еклипс аммиачной селитры, находящейся в твердой фазе, в контакте с рудой приводит к существенному снижению стабильности.

УДК 622.235.213.5

**ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ
ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ ИХ В СМЕСИТЕЛЬНО-ЗАРЯДНЫХ
МАШИНАХ В ПРОЦЕССЕ ЗАРЯЖАНИЯ СКВАЖИН
В УСЛОВИЯХ КАРЬЕРОВ ОАО «УРАЛАСБЕСТ»**

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

Исследование и оценка свойств эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ), изготавливаемых в смесительно-зарядных машинах (СЗМ) в карьерных условиях, и параметров заряжения ими скважин с целью повышения качества подготовки горной массы к выемке и транспортированию является актуальной задачей при проведении буровзрывных работ.

Взрывное воздействие на массив горных пород относится к наиболее сложным физическим процессам из-за быстроты и нестационарности разложения взрывчатых веществ как заводского, так и местного изготовления. На большинстве горных предприятий страны в настоящее время применяются малочувствительные водосодержащие эмульсионные взрывчатые смеси. В связи с этим основное внимание при проектировании и подготовке массовых взрывов на карьерах уделяется системам инициирования, контролю замкнутости продуктов детонации скважинных зарядов и выбору их диаметра – как факторам, обеспечивающим в совокупности полное завершение реакций взрывчатого превращения.

Результаты взрывного разрушения локальных массивов горных пород определяются также геометрическими параметрами уступа, от которых зависит минимальная ширина рабочей площадки, обеспечивающей стабильность и эффективность добычных и транспортных работ на горнодобывающих предприятиях.

Другим не менее важным фактором являются свойства горных пород, а именно: плотность и прочность, величина которых значительно варьирует по площади и глубине разрабатываемого месторождения.

Все массивы при взрывной подготовке горной массы к выемочно-погрузочным работам разрыхляются. При этом каждый тип пород имеет свой коэффициент разрыхления, который необходимо учитывать при выборе схемы замедлений инициируемых зарядов ВВ, взрывааемых за один прием.

При фронтальном взрывании массивов увеличение объема горных пород происходит в двух направлениях, в то время как при наличии двух боковых свободных поверхностей – по трем направлениям.

Структурные особенности пород и руд, уровень обводненности горных массивов и скорость распространения в них энергии также влияют на параметры буровзрывных работ. Так, трещины в локальных массивах поглощают и рассеивают напряжения, создаваемые при взрыве, и тем самым значительно ослабляют их воздействие. Они служат естественными каналами для утечки энергии взрыва, поэтому при проектировании должна обеспечиваться максимальная замкнутость продуктов детонации зарядов ВВ с целью увеличения периода их воздействия на взрывааемый массив.

Следующим фактором, определяющим необходимую степень дробления горных пород, являются взрывчатые вещества. Их тип и свойства должны максимально соответствовать параметрам и особенностям разрушаемой среды для достижения минимальных затрат на подготовку горной массы к выемке и транспортированию. Мощность взрывчатых веществ – определяющий фактор БВР, но следует помнить, что давление, развиваемое при взрыве зарядов ВВ, является функцией от плотности заряжания и скорости детонации заряда.

Таким образом, в условиях практического применения ВВ, – все эти факторы требуют особого внимания.

При подготовке технологических взрывов на карьерах чаще всего используют показатель – плотность заряжания (кг на 1 м длины заряда), поскольку он позволяет рассчитать вес ВВ при любой длине и конструкции заряда. Для разрушения единицы объема или веса по-

роды необходим определенный заряд взрывчатого вещества, поэтому плотность заряжения также существенно влияет и на выбор диаметра заряда.

В ряде конкретных случаев, при большой линии сопротивления по подошве (ЛСПП), для размещения расчетного заряда возникает необходимость увеличить диаметр скважин, а иногда приходится снижать плотность заряжения путем рассредоточения заряда по высоте скважины.

У большинства ВВ промышленного назначения плотность варьирует в пределах $0,8\text{--}1,6\text{ г/см}^3$, что в конечном счете определяет высоту колонки скважинного заряда и качество подготовки горной массы к выемке.

В связи с этим при проведении исследований была поставлена задача получить первичную информацию о плотности и параметрах заряжения скважин ЭВВ – порэмитом 1А, изготовленным в СЗМ в условиях карьеров ОАО «Ураласбест», а также разработать рекомендации по стабилизации колонки скважинных зарядов для повышения качества дробления горных пород.

В последнее десятилетие, как за рубежом, так и в отечественной практике, четко прослеживается тенденция к переходу от штатных ВВ заводского производства к эмульсионным взрывчатым веществам местного изготовления, что резко снижает затраты и повышает безопасность производства взрывных работ на карьерах. Вместе с тем с переходом на использование ЭВВ требуются специфические знания технологических особенностей их применения, а именно: физических свойств, взрывчатых характеристик и характера распределения энергетических параметров по высоте колонки заряда.

Основной задачей при заряжении скважин является определение необходимой исходной плотности ЭВВ, обеспечивающей надежную детонацию заряда, размещенного в нижней части скважины [1].

Эмульсия – это смесь двух не растворяющихся друг в друге жидкостей. Все эмульсионные ВВ по своей структуре представляют конденсированные дисперсии водных растворов солей-окислителей в среде углеводородов, содержащих добавку эмульгатора. Технологически процесс производства эмульсии заключается в приготовлении на отдельных линиях водного раствора окислителя и раствора эмульгатора в углеводородном горючем, доставке их в необходимом соотношении в блок эмульгирования и подаче матричной эмульсии в бункер СЗМ, которая доставляет эмульсию на подготовленный в карьере блок. В процессе заряжения скважин производится ввод в эмульсию компонента, обеспечивающего образование в ней газовых пузырьков. Это делается для придания эмульсионной матрице детона-

ционных свойств, т. е. для превращения ее во взрывчатое вещество. Обычно для этой цели используется водный раствор нитрита натрия, который в результате взаимодействия с раствором аммиачной селитры образует нитрат аммония, разлагающийся в кислой среде при повышенной температуре смеси с образованием воды и газообразного азота. Введение раствора газогенерирующей добавки в эмульсию осуществляется с помощью специального насоса. Эмульсия проходит через турболизатор, способствующий равномерному распределению в ней капелек раствора газогенерирующей добавки (ГГД), после чего поступает по зарядному шлангу в скважину под столб воды, где и происходит ее сенсibilизация, характеризующаяся образованием газовых пузырьков. Плотность ЭВВ варьирует по высоте столба скважинного заряда. В верхней части скважины плотность заряда будет минимальной, а в нижней (донной) – максимальной. Если при изготовлении эмульсионной матрицы снижение плотности обуславливает риск непредвиденного взрыва, то при зарядании скважин чрезмерное повышение плотности заряда в нижней части, где располагается промежуточный детонатор (боевик), чревато возникновением отказа. Заряжать скважины необходимо эмульсионными ВВ с такой плотностью, при которой в донной части заряда плотность будет ниже критической величины. Так, при глубине скважины 17 м не следует заряжать ее взрывчатым веществом с расчетной плотностью больше 1,25 г/см³.

При производстве взрывных работ на горнодобывающих предприятиях чаще всего стремятся увеличивать исходную плотность ЭВВ с целью повышения объемной концентрации энергии, но не всегда учитывают то, что превышение критического диаметра детонации может привести к отказам.

Газовые пузырьки, распределенные в эмульсии и выполняющие функцию «горячих точек», сжимаются под воздействием гидростатического давления колонки заряда, приводя к увеличению плотности ЭВВ по мере возрастания глубины скважин. В связи с этим необходимая исходная плотность при зарядании скважин зависит от их глубины.

Плотность ЭВВ теоретически, после завершения процесса газификации, может быть определена по формуле [2]

$$\rho_{\text{ЭВВ}} = \alpha \rho_{\text{г}} + (1 - \alpha) \rho_{\text{матр}}, \quad (1)$$

где α – объемная концентрация газа, м³/м³;

$\rho_{\text{г}}$ – плотность газа, кг/м³;

$\rho_{\text{матр}}$ – плотность матрицы, кг/м³.

Массовая концентрация газа (β , кг/м³) при исходной плотности ЭВВ определяется в общем случае как $\beta = \alpha \rho_{\text{атм}}$, а с учетом равенства (1) – по формуле

$$\beta = \rho_{\text{матр}} - \rho_{\text{ЭВВ(исх)}} / \rho_{\text{матр}} - \rho_{\text{Г(атм)}} \rho_{\text{Г(атм)}}; \quad (2)$$

где $\rho_{\text{Г(атм)}}$ – плотность газа при атмосферном давлении, кг/м³;

$\rho_{\text{ЭВВ(исх)}}$ – исходная плотность ЭВВ.

Принимая состояние газа идеальным, можно записать известное равенство как

$$PV = mTR_m / \mu, \quad (3)$$

где P – давление газа, кг/м²;

V – объем газа, м³;

m – масса газа, кг;

R_m – универсальная газовая постоянная, кгм/(кмоль·К);

μ – молекулярная масса газа, кг/кмоль;

T – абсолютная температура газа, К.

Поскольку $m/V_0 = \beta$, то после ряда преобразований получим равенство

$$\rho_{\text{ЭВВ}(h)} = [1 - \beta R_m T / \mu P_h] \cdot \rho_{\text{матр}} + \beta, \quad (4)$$

из которого видно, что основным методом управления плотностью $\rho_{\text{ЭВВ}(h)}$ является изменение параметров β , T и μ (увеличение β и T и уменьшение μ приводит к снижению плотности ЭВВ).

Реально же регулируемым параметром при конкретной компоненте ГГД является только параметр β , поскольку T в скважине постепенно снижается до T окружающей породы.

В период с июля по сентябрь 2011 г. нами были проведены экспериментальные исследования по определению параметров и плотности заряжения скважин порэмитом 1А на карьерах ОАО «Ураласбест». В проведении экспериментальных исследований были задействованы пять видов смесительно-зарядных машин: три МЗВ-8, одна СЗМ-8 и одна МЗВ-10, краткие данные о которых приведены в табл. 1.

Для определения плотности заряжения ЭВВ использованы следующие приборы и мерные емкости:

- стаканы из нержавеющей стали высотой 300 и диаметром 90 мм;
- весы технические с погрешностью взвешивания не более 1 г;
- штангенциркуль по ГОСТ 166–89 с отсчетом по нониусу 0,1 мм.

Краткие сведения о смесительно-зарядных машинах

Таблица 1

Название СЗМ	Завод изготовитель	Модель шасси для СЗМ	Год выпуска	Гос. номер СЗМ
МЗВ-8	ОАО НИПИГормаш	КрАЗ-256Б	1992	X936 хр 66
МЗВ-8	—»—	КрАЗ-256Б	1990	X932 хр 66
МЗВ-8	—»—	КрАЗ-256 Б1	1990	X935 хр 66
СЗМ-8	Абаканский комбинат «Сибирь»	КрАЗ-256 Б	1991	M617 хс 66
МЗВ-10	ОАО НИПИГормаш	КрАЗ-65053	2004	T513 ex 66

Подготовка к проведению замеров заключалась в измерении штангенциркулем внутреннего диаметра (d) и высоты стакана (h) с последующим вычислением его внутреннего объема (V , см³) по формуле

$$V = 0,785d^2h. \quad (5)$$

Далее пустой стакан взвешивался на весах и результат взвешивания до целых единиц записывался в журнал наблюдений.

Проведение опытных замеров проводилось в следующем порядке:

- мерный стакан, прогретый до 60–70 °С, наполнялся непосредственно из зарядного шланга СЗМ при опускании его в скважину;
- производилось осторожное встряхивание стакана, чтобы порэммит 1А равномерно занял весь объем мерной емкости;
- наполненный стакан устанавливался на весы, и производилось взвешивание с записью результата в журнал наблюдений;
- по истечении 30 мин (согласно ТУ) выступающая часть ЭВВ удалялась шпателем с выравниванием поверхности по срезу стакана;
- производилось повторное взвешивание стакана, заполненного ЭВВ;
- результаты взвешивания записывались в журнал наблюдений.

Для взвешивания проб были использованы переносные весы, технические характеристики которых приведены ниже:

Размеры215×150×15 мм
 Диапазон измеренияот 3 до 5000 г (1/8 унции – 11 фунтов)
 Мерная шкала1 г (1/8 унции)
 Электропитание.....1 литиевая батарейка 3В CR2032
 Показание весас точностью до 1 г.
 Весы соответствуют директиве ЕС 2004/108 и изменениям к ней.

Контрольное взвешивание отобранных в карьере проб проводилось на стационарных весах в лаборатории завода Порэммит. Отклонений в показаниях не установлено.

Определение плотности ЭВВ (ρ , кг/м³) производилось по следующей формуле:

$$\rho = m_1 - m_2/V, \quad (6)$$

где m_1 – масса мерного стакана, заполненного ЭВВ, г;

m_2 – масса мерного пустого стакана, г;

V – внутренний объем мерного стакана, см³.

При замерах использовались 10 мерных стаканов массой от 971,74 до 980,44 г и объемом от 1492,37 до 1511,91 см³.

Результаты определения плотности порэммита 1А в процессе зарядки скважин в карьерных условиях представлены в табл. 2.

а) на Центральном карьере Рудоуправления 01.07.11 г. на горизонте –28 м, Восточный борт, блок № 130, экскаватор № 288; 05.07.11 г. на горизонте 122 м, Западный борт, блок № 113, экскаватор № 329; 26.07.11 г. на горизонте – 28 м, Восточный борт, блок № 108 П, экскаватор № 294.

б) на Южном карьере Рудоуправления 07.07.11 г. на горизонте 47 м, Восточный борт, блок № 90-2, экскаватор № 334; 28.07.11 г. на горизонте 107 м, Западного борта, блок № 124-2, экскаватор № 262;

На рис. 1 приведены зависимости величины колонки заряда от исходной плотности порэммита 1А при диаметре скважин 215,9 мм и расчетной величине скважинного заряда 505 (1) и 560 кг (2) при исходной плотности зарядания соответственно 1,28 и 1,15 г/см³.

Оптимальная величина интервала (h) определялась по формуле [3]

$$h = 1,32 - 1,02/1 + 3,2\lg 1 \quad (7)$$

и принята равной 0,10 г/см³. Следовательно, принимаем следующие интервалы: 1,00–1,10; 1,10–1,20; 1,20–1,30; 1,30–1,40. Строим рабо-

Таблица 2

**Результаты экспериментальных замеров плотности порэмита 1А,
изготовленного СЗМ в процессе зарядания скважин**

X932хр	X935хр	X936хр	M617хс	T513ex
1,11	1,14	1,06	1,02	1,28
1,14	1,16	1,24	1,29	1,08
1,16	1,12	1,24	1,15	1,29
1,17	1,13	1,19	1,12	1,16
1,17	1,12	1,25	1,18	1,16
1,18	1,21	1,17	1,28	1,26
1,18	1,24	1,17	1,12	1,27
1,20	1,11	1,23	1,13	1,19
1,22	1,21	1,20	1,29	1,17
1,24	1,14	1,26	1,29	1,18
1,24	1,14	1,22	1,27	1,17
1,28	1,24	1,23	1,27	1,19
1,30	1,13	1,22	1,27	1,19
—	—	—	1,26	1,19
—	—	—	1,32	1,20
—	—	—	—	1,19
—	—	—	—	1,19
Количество замеров				
13	13	13	15	17

Таблица 3

Количество измерений плотности по интервалу

Интервалы измерений	Количество измерений плотности в каждом интервале
1,00–1,10	***
1,10–1,20	*****
1,20–1,30	*****
1,30–1,40	*

Таблица 4

Величина плотности порэмита 1А (1-я группировка)

Плотность ЭВВ, г/см ³	Количество измерений плотности (частоты)	Центр интервала
1,00–1,10	3	1,05
1,10–1,20	38	1,15
1,20–1,30	29	1,25
1,30–1,40	1	1,35
Итого	71	—

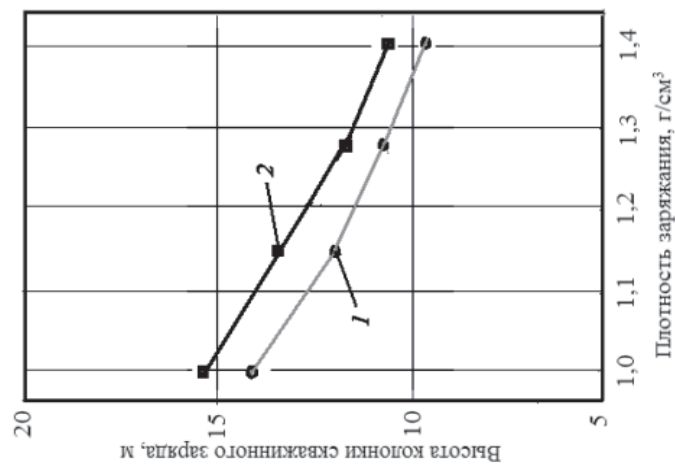


Рис. 1. Зависимость величины колонки заряда от плотности порэмита 1А ($d_{\text{св}} = 215,9$ мм):
1 – расчетная величина скважинного заряда 505 и 2 – 560 кг при исходной плотности заряда соответственно 1,28 и 1,15 г/см³

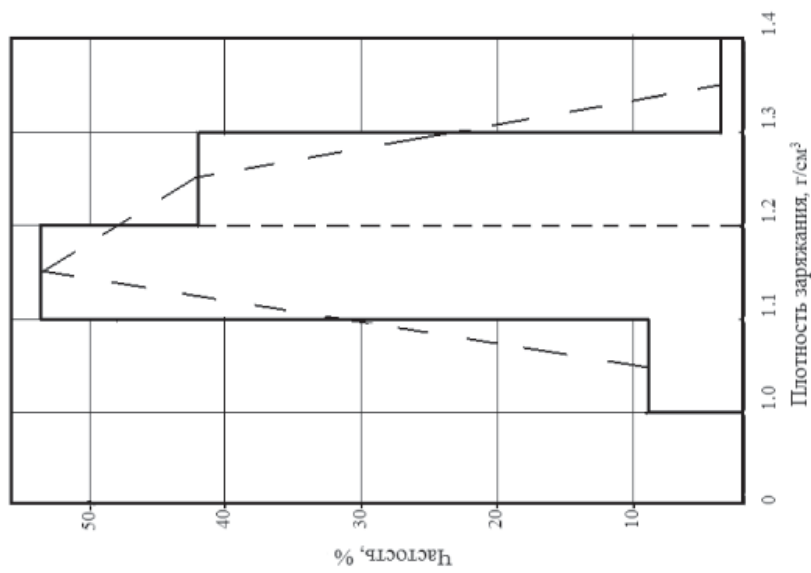


Рис. 2. Гистограмма распределения ЭВВ, г/см³ (порэмита 1А):
----- эмпирическая кривая распределения плотности заряда порэмита 1А; ---- математическое ожидание плотности заряда скважин порэмитом 1А

чую табл. 3, в которой размещаем данные из табл. 2. На основании рабочей таблицы получаем вариационный ряд (табл. 4).

Полученный вариационный ряд графически изображен на рис. 2. Соединив точки середин верхней стороны каждого прямоугольника линией, получаем эмпирическую кривую. Площадь, ограниченная этой кривой, равна единице. Это не что иное, как *эмпирическая кривая плотности распределения случайной величины*, а именно – плотности порэмита.

Далее определяем численные характеристики распределения:

а) математическое ожидание измеряемого параметра

$$M(X) = \sum X_i P_i = 1,2 \text{ г/см}^3; \quad (8)$$

б) размах варьирования измеряемого параметра, в нашем случае – плотности заряжания порэмита 1А

$$R = X_{\max} - X_{\min}, \quad (9)$$

$$R = 1,32 - 1,02 = 0,30 \text{ г/см}^3;$$

в) дисперсию

$$D(\sigma^2) = \sum (X_i - X_{\text{cp}})^2 / n, \quad (10)$$

$$D = 0,38/71 = 0,005;$$

г) среднее квадратичное отклонение

$$\sigma = \sqrt{D}, \sigma = \sqrt{0,005} = 0,07; \quad (11)$$

д) коэффициент вариации по среднеквадратичному отклонению

$$V_{\sigma} = \sigma / X_{\text{cp}} \cdot 100 \%, \quad (12)$$

$$V_{\sigma} = 0,07/1,2 \cdot 100 \% = 5,9 \%.$$

Параметры одного из опытно-промышленных взрывов, проведенного 07.07.2011 г. на карьере «Южный» (Восточный борт, горизонт 47 м, блок № 00-2, экскаватор № 334), представлены в табл. 5 и на рис. 3 и 4.

Результаты опытно-промышленного взрыва на Южном карьере Рудоуправления ОАО «Ураласбест» приведены на рис. 5.

Итак, в результате выполненных исследований:

а) экспериментальным путем в карьерных условиях определены реальные величины исходной плотности ЭВВ в процессе изготовления порэмита 1А в СЗМ и заряжания им скважин;

Таблица 5

Параметры опытно-промышленного взрыва

H_y , м	n , шт.	h_3	$d_{\text{скв}}$, мм	По проекту			Экспериментальные данные			
				$L_{\text{скв}}$, м	$h_{\text{пер}}$, м	$h_{\text{зар}}$, м	$L_{\text{скв}}$, м	$h_{\text{пер}}$, м	$h_{\text{зар1}}$, м	$h_{\text{зар2}}$, м
15	21	0,706	215,9	17	2	12	20	3	16	16
				17	2	12	20	3	16	16
				17	2	12	19	2	15,5	16
				17	2	12	18	1	14,5	15
				17	2	12	18	1	14	15
				17	2	12	18	1	14	13,5
				17	2	12	17	0	14	14
				17	2	12	17	0	13	14
				17	2	12	17	0	13	14
				17	2	12	17	0	13	13
				17	2	12	16	-1	11	11,5
				17	2	12	16	-1	12	12
				17	2	12	17	0	13	14
				17	2	12	16	-1	11.5	12
				17	2	12	17	0	12.5	13
				17	2	12	18	1	13	14
				17	2	12	17	0	13	13
				17	2	12	19	2	14	14,5
				17	2	12	17	0	12.5	13
				17	2	12	16	-1	12	13
				17	2	12	18	1	14	14,5
Среднее значение				17	2	12	17,5	+11	13,4	13,9

Примечание: $X_{\text{срл}} = 17$ м; $R_{\text{вар1}} = 16 - 11 = 5$ м; $R_{\text{заб1}} = 5 - 3 = 2$ м;
 $X_{\text{срф}} = 17,5$ м; $R_{\text{зар2}} = 16,5 - 11,5 = 5$ м; $R_{\text{заб2}} = 4,5 - 3 = 1,5$ м,
где H_y – высота уступа; n – количество скважин;
 $d_{\text{скв}}$ – диаметр скважин;
 h_3 – коэффициент заполнения скважин ВВ;
 $h_{\text{пер}}$ – величина перебура;
 $L_{\text{скв}}$ – глубина скважин;
 $h_{\text{зар}}$ – высота скважинного заряда;
 $h_{\text{зар1}}$ – высота колонки заряда после заряжения скважины;
 $h_{\text{зар2}}$ – высота колонки заряда в скважине перед взрыванием блока;
 $R_{\text{зар1}}$ и $R_{\text{зар2}}$ – размах варьирования колонки заряда после заряжения и перед взрыванием скважин соответственно;
 $R_{\text{заб1}}$ и $R_{\text{заб2}}$ – размах варьирования забойки после заряжения и перед взрыванием скважин соответственно.

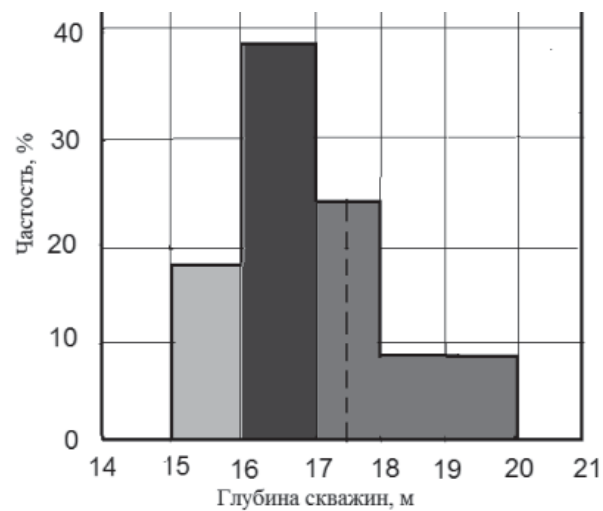


Рис. 3. Гистограмма распределения глубины скважин перед заряджанием:
 15–16 м – недобур скважин; 17–20 – перебур скважин;
 ----- средняя фактическая глубина скважин, м

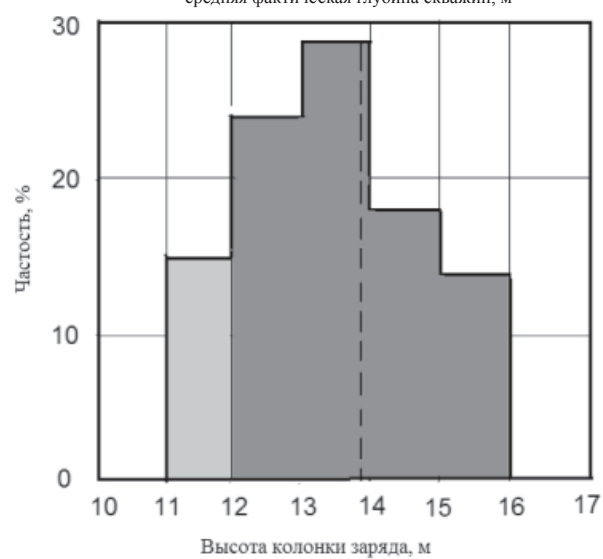


Рис. 4. Гистограмма распределения колонки заряда перед взрыванием:
 12–16 м – превышение проектной величины колонки заряда,
 ----- средняя фактическая высота колонки заряда, м



Рис. 5. Результат опытно-промышленного взрыва на карьере Южный ОАО «Ураласбест»

б) установлены закономерности изменения величины колонки скважинных зарядов от плотности заряжения и диаметра скважин;

в) установлены причины варьирования величины колонки зарядов при подготовке массовых взрывов на карьерах Рудоуправления, в частности:

- отклонения параметров скважин от проектных данных при обушивании локальных массивов до 50 % от общего количества скважин;
- варьирование исходной плотности порэмита 1А в процессе заряжения скважин на подготовленных для взрывания блоках;
- влияние человеческого фактора как при обушивании локальных массивов, так и при заряжении скважин взрывчатыми веществами;
- проведены опытно-промышленные взрывы при диаметре скважин 244,5 и 215,9 мм и получены удовлетворительные результаты по качеству дробления пород локальных массивов;
- установлено, что качество подготовки горной массы к выемке и сокращение затрат на производство взрывных работ на карьерах может быть достигнуто за счет устранения варьирования плотности ЭВВ и выявленных отклонений от проекта параметров скважин, определяющих нестабильность величины колонки зарядов перед производством технологических взрывов.

Литература

1. Дубнов Л.В. Промышленные взрывчатые вещества / Л.В. Дубнов, Н.С. Бахаревич, А.И. Романов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1982. – 327 с.
2. Фокин В.А. Распределение плотности ЭВВ по высоте колонки скважинного заряда В.А. Фокин // Изв. вузов. Горный журнал. – 2007. – № 3. – С. 89–94.
3. Дружинин Н.К. Выборочное наблюдение и эксперимент / Н.К. Дружинин. – М.: «Статистика», 1977.

УДК 622.235.213.4(571.56)

ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ В УСЛОВИЯХ КИМБЕРЛИТОВЫХ КАРЬЕРОВ АК «АЛРОСА»

И.Ф. Бондаренко, В.И. Хон, Р.Я. Никитин

В АК «АЛРОСА» технология применения эмульсионных ВВ (ЭВВ) освоена с середины 90-х гг. прошлого столетия. В настоящее время на наиболее крупных алмазодобывающих карьерах «Удачный» (с 1995 г.) и «Юбилейный» (с 2000 г.) для отбойки кимберлитов и вскрышных пород используются эмульсионные ВВ местного приготовления. Поставщиком технологии применения ЭВВ является фирма Dino Nobel (США).

Основные преимущества применения данной технологии – механизация процессов производства и заряжания ЭВВ, снижение расходов на БВР и сравнительная безопасность в обращении. При этом само взрывчатое вещество получается непосредственно в процессе заряжания взрывных скважин, что намного упрощает схему его транспортировки.

Механизированный комплекс подготовки и обеспечения зарядки ЭВВ состоит из стационарного пункта приготовления компонентов (СППК) и смесительно-зарядных машин (СЗМ) типа SMS и ТТТ на базе автомобилей Peterbilt. Согласно технологической схеме, на СППК ЭВВ производится растаривание аммиачной селитры, приготовление компонентов взрывчатого вещества и их загрузка в СЗМ (рис. 1).

Выходными продуктами (компонентами) на СППК являются: окислительный раствор, топливная смесь, газогенерирующая добавка, эмульсия. Для их приготовления используются пористая аммиачная селитра, техническая вода, тиомочевина, дизельное топливо, эмульгаторы N-23 и SMO, нитрит натрия, а также азотная кислота.

СЗМ осуществляют транспортировку приготовленных компонентов на подготавливаемые к взрыву технологические блоки. При заряжании скважин производится смешивание компонентов с образованием эмульсионной взрывчатой смеси.

Сравнительно низкая стоимость компонентов и эффективная технология приготовления ЭВВ определяют экономическую выгоду от их использования в условиях карьеров АК «АЛРОСА». Однако, как показала практика ведения БВР, существует ряд факторов, связанных с климатическими особенностями северных регионов,

оказывающих отрицательное влияние на показатели БВР. Поэтому в целях совершенствования последних и улучшения показателей работы карьеров (достижения более равномерного дробления кимберлитов, снижения уровня техногенной повреждаемости алмазов) была выполнена экспериментальная оценка свойств ЭВВ и влияния особенностей горного массива на их взрывчатые характеристики.

Исследованиями было установлено, что основными факторами отрицательного воздействия на качество дробления горных пород при применении ЭВВ являются:

- повышенная степень трещиноватости массива горных пород и наличие проточной воды, что способствует частичному вымыванию заряда ЭВВ из скважины;
- наличие трудновзрываемой смерзшейся корки в приповерхностной части взрываемых уступов в холодное время года;
- снижение взрывчатых характеристик ЭВВ, связанное с сезонной поставкой компонентов (нитрит натрия и тиомочевина) и длительным их хранением;
- быстрое охлаждение скважинного заряда ЭВВ в горном массиве, имеющем отрицательную температуру, и резкое снижение эффекта газификации.

В течение первых двух-трех лет функционирования заводов-производителей ЭВВ накопилось достаточно материала по показателям БВР для объективной оценки новой технологии. При этом, как и ожидалось, негативное влияние отрицательных температур отразилось на качестве взрывов.

Динамика изменения температуры ЭВВ в скважине изучена институтом Якутнипроалмаз с помощью термогирлянд с датчиками сопротивления ММТ-4 (рис. 2). Как видно из графика, приведенного на рис. 3, замеры, выполненные через 15 мин после заряжания скважины эмульсионным ВВ, показали значительную разницу

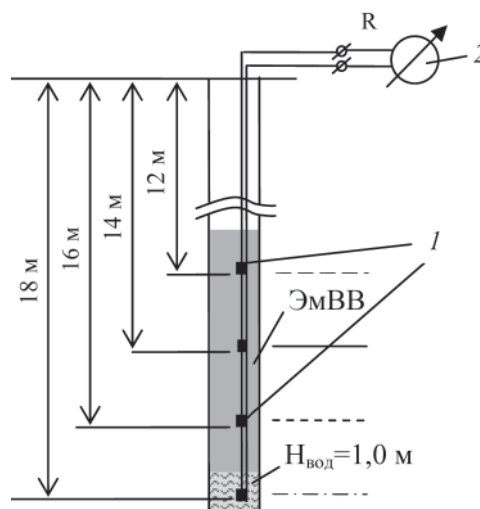


Рис. 2. Скважинный заряд:
1 – термогирлянда; 2 – датчик сопротивления ММТ-4

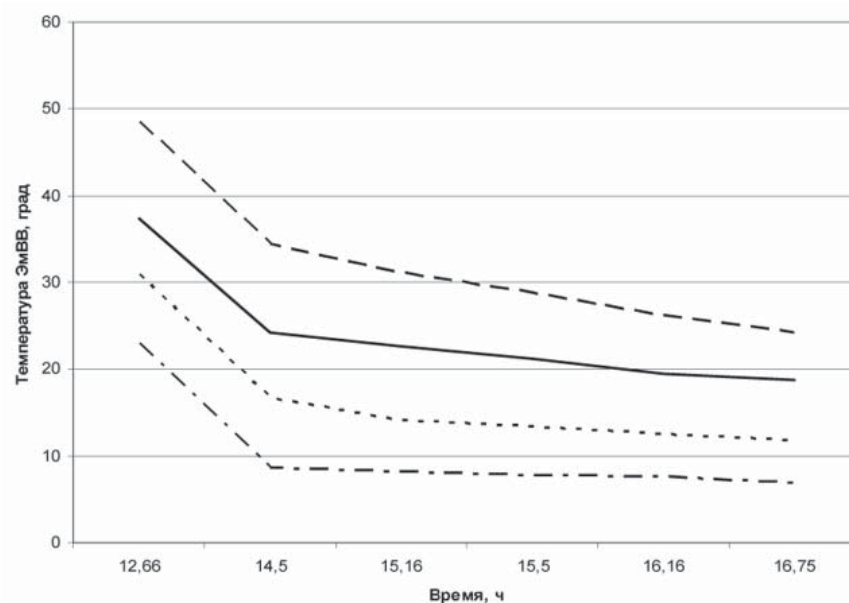


Рис. 3. Результаты замеров $q_{ЭВВ} = q_{шт.} \cdot (e_{шт.}/e_{ЭВВ})$;
 $q_{ЭВВ} = q_{шт.} \cdot (e_{шт.}/e_{ЭВВ})$ температуры ЭВВ в скважине

температуры ЭВВ по высоте заряда (более 25 °С), что говорит о сильном влиянии температурного режима массива горных пород и скважинной воды на скорость изменения температуры ЭВВ. При этом практически по всему объему ЭВВ устанавливается температура ниже +30°С, при которой скорость газообразования резко снижается. Это подтверждается сравнительно большой плотностью ЭВВ, которая по усредненным показателям обязательных полигонных замеров составляет для ирегель-1136Р порядка +– 1,30 и 1,26 – для иремекс-560.

Установленные в ходе полигонных наблюдений (замеров температуры массива горных пород и массы заряда ЭВВ), опытно-промышленных взрывов с заданными параметрами, а также при последующей сравнительной оценке качества дробления горных пород и добытой товарной продукции факторы позволили выявить степень их взаимного влияния.

Другим моментом, характерным для месторождений в зоне многолетней мерзлоты и оказывающим отрицательное влияние на показатели БВР, является образование на технологических блоках монолитной трудновзрываеваемой смерзшейся корки мощностью 1,5÷2,0 м. Образование корки объясняется тем, что в теплое время

года наиболее разрушенная предыдущими взрывами поверхностная часть блоков обводняется за счет атмосферных осадков и грунтовых вод, а затем, с наступлением холодов, цементируется льдом и замерзшей глинистой составляющей.

Поднятие высоты заряда до нижней границы смерзшейся корки для улучшения его дробления в большинстве случаев приводит к неоправданному увеличению расхода ВВ. Поэтому чаще всего применяются рассредоточенные по высоте заряды.

В рамках исследовательских работ по оптимизации параметров БВР, с целью проверки соответствия взрывчатых характеристик ЭВВ регламентным показателям, институтом Якутнипроалмаз был проведен ряд полигонных испытаний.

В настоящее время для получения более наглядных представлений о картине взрыва ЭВВ авторами проводятся инструментальные замеры скорости детонации данных ВВ в натурных условиях с помощью прибора MicroTrap VOD/Data Recorder фирмы MREL (Канада) с применением известного реостатного способа и непрерывного провода высокого сопротивления. Это – один из простых и надежных переносных приборов с высоким разрешением записи, в котором сочетаются многие преимущества мировых аналогов.

Основными прикладными задачами, решаемыми с помощью MicroTrap, являются:

- проверка соответствия фактических взрывчатых характеристик ВВ паспортным показателям;
- проверка непрерывности скорости детонации открытых и закрытых зарядов различного диаметра;
- определение критического диаметра и критической плотности заряда ВВ;
- определение чувствительности ВВ;
- установление точности синхронизации детонаторов;
- определение минимального размера промежуточного детонатора для любого ВВ путем измерения их скоростей;
- измерение скорости детонации скважинных зарядов по всей длине в сухих и обводненных условиях в различных горных породах;
- измерение скорости детонации в нескольких скважинах одновременно;
- определение полноты детонации, точки отказа в колонке ВВ, где это произошло;
- измерение точности синхронизации детонаторов в условиях крупномасштабных взрывных работ;
- определение степени воздействия воды, бурового шлама, породы и прочих предметов, попадающих в заряд ВВ.

На карьере «Юбилейный» Айхальского ГОКа в 2011 г. были произведены опытно-промышленные взрывы с целью инструментального исследования процесса детонации скважинных зарядов иремакс-560 и ирегель-1136Р. Предметом исследования явились одиночные заряды с общим весом 740–900 кг при глубине скважины 17,5 м. Принципиальная схема проведения замеров и пример полученного с помощью прибора MREL записи представлены на рис. 4, 5.

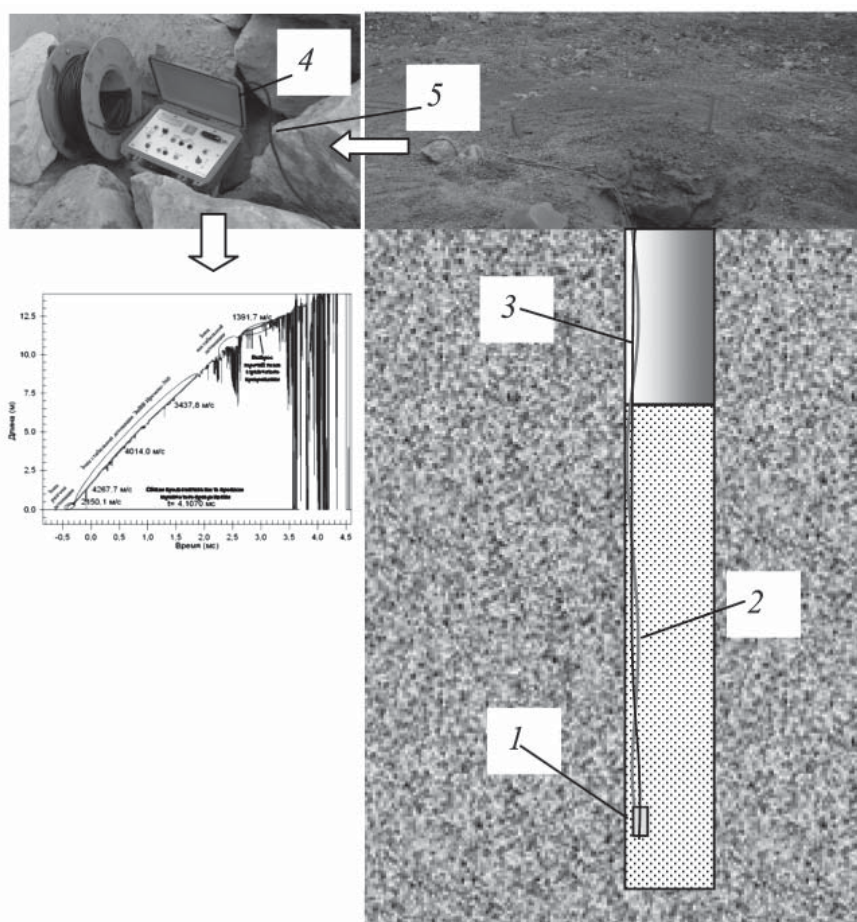


Рис. 4. Схема проведения замера скорости детонации скважинного заряда:
1 – промежуточный детонатор; 2 – волновод СИНВ-С; 3 – датчик-провод высокого сопротивления; 4 – прибор MicroTrap; 5 – коаксиальный кабель

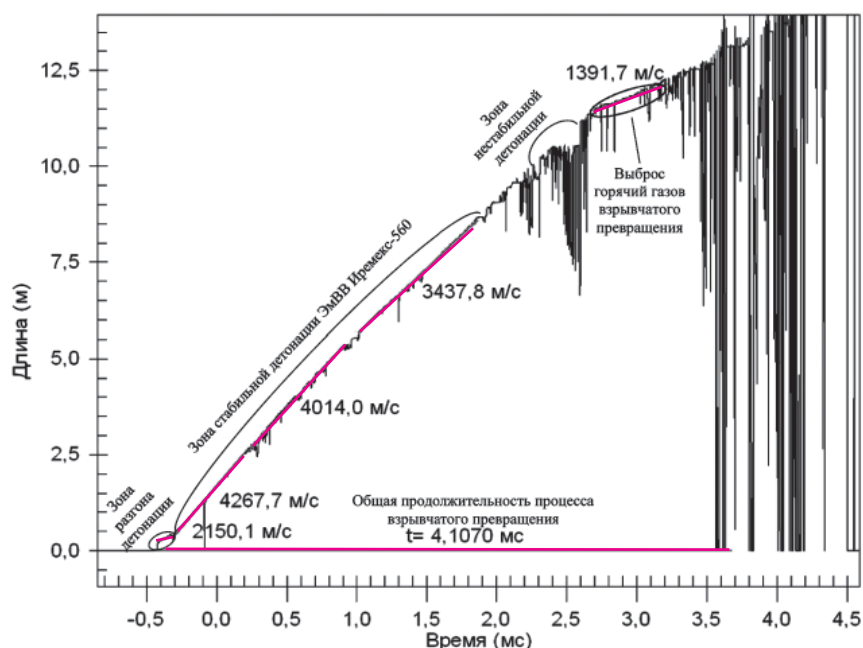


Рис. 5. Процесс детонации скважинного заряда Иремекс-560 без забойки

Результаты проведенных замеров скорости детонации ЭВВ в скважинных зарядах показали, что максимальное ее значение (D) поддерживается на сравнительно небольшом отрезке длиной около $2,5 \div 3,0$ м от боевика, далее наблюдается постепенное ее снижение до $(0,7-0,8)D$. В связи с этим были сделаны выводы, что фактическая работоспособность ЭВВ на карьерах АК «АЛРОСА» ниже регламентных показателей на 10–15 %, что может быть приравнено к условной потере такого же количества ЭВВ. Выявленный характер прохождения детонации по длине заряда позволил разработать ряд эффективных инженерных решений по совершенствованию конструкции скважинных зарядов для улучшения показателей БВР и повышению качества добываемых алмазов.

Необходимо отметить, что в области основной научной деятельности АК «АЛРОСА» значительный объем работ выполняется по тематике решения проблемы сохранной добычи и раскрытия алмазов в процессе обогащения. В 2001 г. в производство был внедрен «Метод оптимального управления буровзрывными работами на ГОКах по критерию сохранности алмазной продукции». Суть дан-

ного мероприятия заключается в управлении кусковатостью рудного материала, подаваемого в каждую мельницу мокрого самоизмельчения с целью повышения ее производительности, стабильности работы и сохранности алмазной продукции.

В качестве примера можно привести работу института Якутнипроалмаз по экспериментальному определению количественной характеристики сохранности кристаллов алмазов при взрывании руды штатным ВВ и эмульсионным ВВ на карьере «Удачный». Для этого был выбран экспериментальный рудный блок, разделенный на две части: первая заряжалась ЭВВ ирегель 1136Р, вторая – гранулотолом. При этом дополнительно на каждой части рудного блока были пробурены скважины для закладки в бетонное основание кристаллов окрашенных алмазов-индикаторов, а также для закладки контрольных бетонных кубиков для определения времени «набора» заданной прочности с целью имитации естественных условий рудного тела. Повреждаемость алмазов-индикаторов в процессе взрывной отбойки руды в карьере определялась как разница между показателями повреждаемости кристаллов, извлеченных из скважин экспериментального блока в карьере, и показателями повреждаемости образцов кристаллов, заброшенных непосредственно в питание мельниц на фабрике.

Анализ результатов сохранности природного качества окрашенных алмазов-индикаторов показывает, что основная доля кристаллов получает повреждения (трещины, сколы и расколы) в технологическом процессе обогащения на фабрике – при дезинтеграции кимберлитов и в напорном гидротранспорте рудного материала. Так, общая доля нарушенных на фабрике алмазов-индикаторов в среднем составила 29 %, тогда как при взрывной отбойке руды дополнительно повреждается в целом по блоку только 2,0–2,6 % кристаллов. При этом потери массы по заброшенным алмазам-индикаторам в скважины второй части экспериментального блока, взорванного гранулотолом, в среднем в 1,84 раза выше, чем по заброшенным алмазам-индикаторам в скважине первой части экспериментального блока, взорванного эмульсионным ВВ ирегель 1136Р.

Таким образом, стало очевидным преимущество применения ЭВВ на рудных блоках с точки зрения обеспечения более «щадящего» для алмазных кристаллов режима взрывания. Разработанные в результате проведенных работ технологические решения по совершенствованию параметров БВР успешно применяются на производстве горных работ в условиях кимберлитовых карьеров АК «АЛРОСА».

В настоящее время одним из перспективных направлений развития технологии применения ЭВВ в условиях АК «АЛРОСА» является разработка патронированных предохранительных эмульсионных ВВ для подземных горных работ.

ГОФРИРОВОЧНАЯ НЕУСТОЙЧИВОСТЬ ДЕТОНАЦИОННЫХ ВОЛН В ЭМУЛЬСИОННОМ ВЗРЫВЧАТОМ ВЕЩЕСТВЕ, СЕНСИБИЛИЗИРОВАННОМ ГАЗОВЫМИ ПОРАМИ

С.А. Горинов

Под гофрировочной неустойчивостью детонационной волны понимается возникновение ряби («гофрировки») на поверхности данной волны [1].

В настоящей работе дается оценка условий возникновения гофрировочной неустойчивости детонационной волны в эмульсионном взрывчатом веществе (ЭВВ), сенсibilизированном газовыми порами, и явлений, обусловленных возникновением указанной неустойчивости.

В соответствии с гидродинамическими представлениями [1, 2] детонационная волна в ЭВВ имеет двухслойную структуру, включающую:

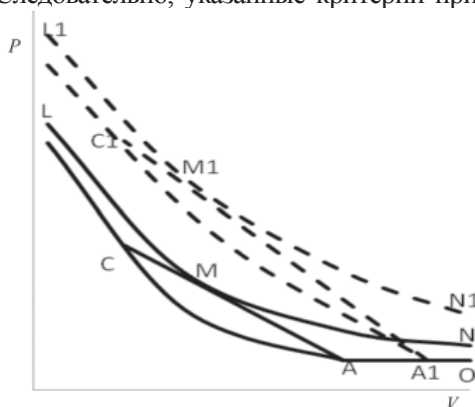
- зону сжатия, представленную конденсированным веществом, в расширяющихся из-за горения порах которого происходит разложение ВВ;
- газовую зону, представленную сильноуплотненным газовым телом, в котором происходит догорание ВВ.

В работах [1, 3] получены критерии гофрировочной неустойчивости при распространении ударных волн в произвольных средах. При определении данных критериев использовались только требование эволюционности ударных волн [1] и условия непрерывности потоков плотностей массы, энергии и импульса. Указанные условия непрерывности выполняются и на детонационной волне [1], а поведение среды в зоне сжатия описывается ударной адиабатой. Следовательно, указанные критерии применимы к описанию гофрировочной неустойчивости зоны сжатия в ЭВВ.

При выполнении оценочных расчетов исходим из следующих положений:

- P - V -диаграмма ЭВВ, сенсibilизированного газовыми порами, имеет вид, приведенный на рис. 1 [4];

Рис. 1. P - V -диаграмма ЭВВ, сенсibilизированного газовыми порами



– скорость ударной волны равна

$$D_y = A + BW, \quad (1)$$

где A, B – параметры ударной адиабаты в линейной форме;
 W – массовая скорость за фронтом ударной волны;
 – поведение неразложившегося вещества в зоне сжатия удовлетворяет закону Тэта [7]

$$P = \frac{k_*}{n} \left[\left(\frac{V_0}{V} \right)^n - 1 \right] + P_a, \quad (2)$$

где P – давление в веществе;

k_* – модуль объемного сжатия при $V = V_0$ (V_0 – удельный объем в момент перехода на ударную адиабату $V_0 = V_A$ (см. рис. 1)), P_a – давление в веществе в т. $V = V_0$;

– V – удельный объем;

– n – степенной параметр Тэта;

– коэффициент политропы взрывных газов в точке $V = V_*$ ($V_M = V_*$, см. рис. 1) равен k (определяется на основании [5, 6]).

Введем следующие обозначения:

j – плотность потока массы;

v, c – скорость распространения детонационной волны относительно движущегося вещества и скорость звука в веществе на границе зона сжатия – газовая зона;

D_* – скорость распространения детонационной волны.

В соответствии с [1, 3] имеем следующие условия гофрировочной неустойчивости зоны сжатия: при

$$j^2 \frac{dV_f}{dP_f} < -1 \quad (3)$$

или

$$j^2 \frac{dV_f}{dP_f} > 1 + 2 \frac{v}{c} \quad (4)$$

на поверхности зоны сжатия возникают экспоненциально возраста-

ющие со временем возмущения. Происходит разрыв детонационной волны на неограниченно возрастающие струи. Тогда как при

$$\frac{1 - \frac{v^2}{c^2} - \frac{vD_*}{c^2}}{1 - \frac{v^2}{c^2} + \frac{vD_*}{c^2}} < j^2 \frac{dV_f}{dP_f} < 1 + 2\frac{v}{c} \quad (5)$$

на поверхности зоны сжатия возникают устойчивые возмущения (рябь).

Здесь производная $\frac{dV_f}{dP_f}$ берется вдоль ударной адиабаты в точке (V_f, P_f) ; $V_f = V_c, P_f = P_c$ (см. рис. 1).

На основании (2)

$$\frac{dV_f}{dP_f} = -\frac{V_f}{hP_f + k_*}. \quad (6)$$

Принимая, что

$$k_* \approx \frac{A^2}{V_0} \quad (7)$$

и пренебрегая изменением энтропии при формировании зоны сжатия, имеем

$$c = \sqrt{-V_f^2 \frac{dP_f}{dV_f}} = A \left(\frac{V_0}{V_f} \right)^{\frac{n-1}{2}}. \quad (8)$$

Значение V определяется из условия непрерывности потока массы:

$$j = \frac{V_0}{V_f} = \frac{D_*}{V_{00}}. \quad (9)$$

Следовательно,
$$v = D_* \frac{V_f}{V_{00}}. \quad (10)$$

Значение V_f определится из условий непрерывности потока массы и импульса. Имеем

$$j^2 = \frac{P_f - P_*}{V_* - V_f}, \quad (11)$$

где $P_* = P_M$ (см. рис. 1).

На основании (9), (11) получаем

$$V_f = V_* - \frac{V_{00}^2}{D_*^2} (P_f - P_*). \quad (12)$$

Согласно [6], в рассматриваемом случае

$$V_* = \frac{kV_0 + \sum \frac{\beta_i}{\rho_i}}{k+1}, \quad (13)$$

где β_i , ρ_i – удельная масса и плотность i -го твердого продукта взрыва.

Для рассматриваемого вида ЭВВ $P_f \sim 10^{10}$ Па, а $\frac{k_*}{n} \sim 10^9$ Па, т. е. $nP_f \gg K_*$, на основании этого, в соответствии с [1],

$$\frac{P_f}{P_*} \approx \frac{2(k+1)}{n+1} - 1. \quad (14)$$

Следовательно,

$$n \approx \frac{2P_*}{P_f} (k+1) - 1. \quad (15)$$

Уравнения (6)–(15) в сочетании с методикой определения значений k , V_0 , P_f , P_* , D_* , представленной в работе [6], позволяют решить задачу возникновения гофрировочной неустойчивости детонационной волны в ЭВВ, сенсibilизированном газовыми порами.

Однако невыполнимость условий (3) и (4) следует из простых соображений. Действительно, согласно (6) $\frac{dV_f}{dP_f} < 0$, следовательно,

условие (4) не выполняется.

Допустим, что выполняется условие (3). Учитывая, что

$$j = \frac{D_*}{V_{00}} = \frac{D_* - W'}{V_*},$$

где W' – массовая скорость в точке V_* , а $P_f = \frac{D_* W'}{V_{00}}$, на основании

(3) и (6), имеем следующее неравенство:

$$\left(\frac{D_*}{W'} - 1 \right) \frac{1}{V_*} > \frac{n}{V_f} \left(1 + \frac{k_*}{nP_f} \right). \quad (16)$$

Согласно [8], $\frac{D_*}{W'} - 1 < k$, а из физических соображений понят-

но, что $n > k$, т. к. $\frac{1}{V_*} < \frac{1}{V_f}$, а $\frac{D_*}{W'} - 1 < k < n$, то неравенство (16) не

выполняется.

Следовательно, в рассматриваемых ЭВВ разрыва детонационной волны на неограниченно возрастающие струи не происходит. Однако, как показывают численные исследования, условие (5) выполняется очень часто.

Гофрировка зоны сжатия приводит к тому, что в областях выпуклости детонационной волны (по направлению потока) возникают зоны повышенного давления, обусловленные тем, что:

- продукты детонации, двигаясь вглубь области выпуклости, перемещаются в сторону уменьшения радиуса кривизны фронта волны. Продукты взрыва будут находиться в стесненных условиях, и их сжатие будет передаваться фронту волны [7, 8];

- происходит косое отражение звуковых волн, спонтанно испускаемых гофрированным детонационным фронтом от поверхности разрыва [1, 3].

Введем в рассмотрение коэффициент пересжатости

$$k_n = 1 + \frac{\Delta Q}{Q_v}, \quad (17)$$

где Q_v – теплота взрыва; ΔQ – количество теплоты, поступившей в зону реакции при рассеянии звуковых волн, отраженных от боковых поверхностей области выпуклости детонационного фронта, а также вследствие дополнительной работы сил увеличенного давления.

Тогда расчет параметров детонации в пересжатом режиме можно вести на основании [6], если вместо Q_v использовать эффективную теплоту

$$Q_{\text{эфф}} = k_n Q_v. \quad (18)$$

Процесс детонации в этом случае на P – V -диаграмме будет описываться штриховыми линиями (см. рис. 1).

Введем в рассмотрение коэффициент гофрировки

$$k_{\text{гофр}} = \frac{\frac{v^2}{c^2} + \frac{vD_*}{c^2} - 1}{1 - \frac{v^2}{c^2} + \frac{vD_*}{c^2}} - \frac{D_*^2}{V_{00}^2} \frac{V_f}{nP_f + k_*}. \quad (19)$$

Из вышесказанного ясно, если $k_{\text{гофр}} > 0$, то возникает гофрировочная неустойчивость, если $k_{\text{гофр}} < 0$ – нет.

На рис. 2 приведены зависимости скорости детонации в ЭВВ типа Сибирит-1200 при различных k_n при нижнем инициировании 12-метрового скважинного заряда (величина глобул эмульсии – 2,5 мкм, радиус газовых пор при внешнем давлении 1 атм – 50 мкм, плотность при атмосферном давлении – 1,07 г/см³).

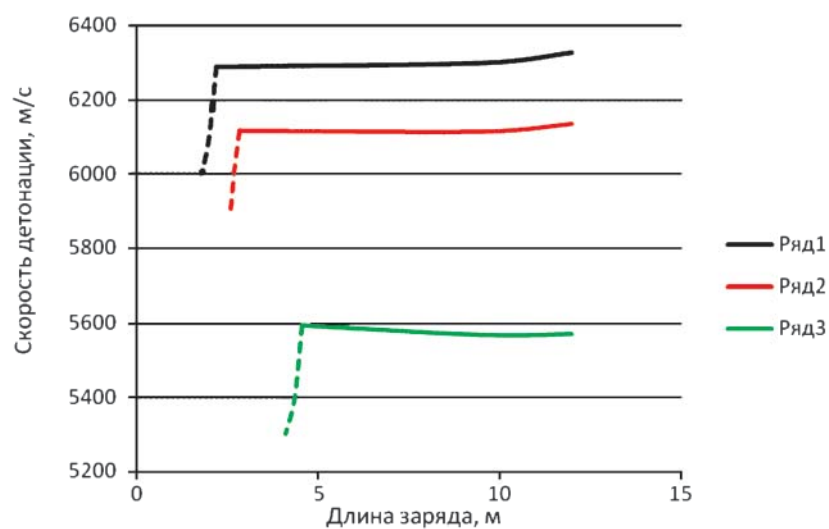


Рис. 2. Зависимость скорости детонации по длине скважинного заряда при нижнем инициировании и при различных k_n :
ряд 1 – $k_n = 2,2$; ряд 2 – $k_n = 2,0$; ряд 3 – $k_n = 1,5$

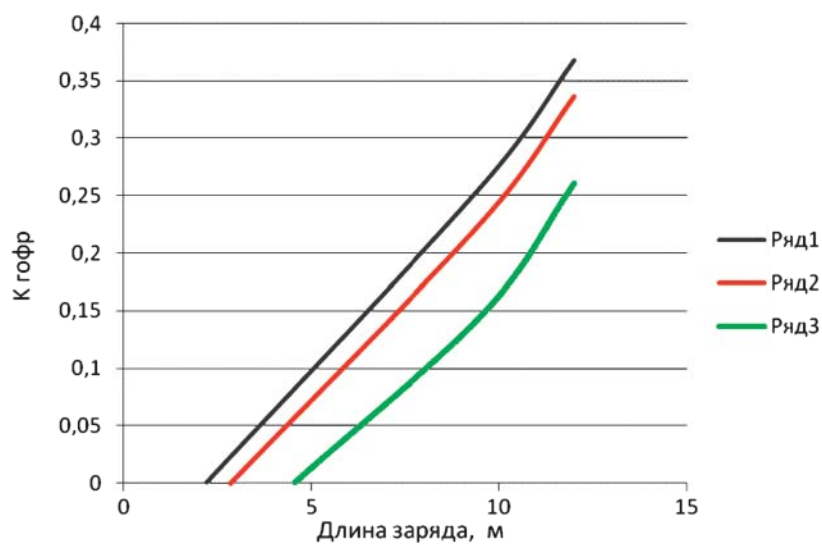


Рис. 3. Зависимость $k_{гофр}$ по длине скважинного заряда при нижнем инициировании при различных k_n :
ряд 1 – $k_n = 2,2$; ряд 2 – $k_n = 2,0$; ряд 3 – $k_n = 1,5$

На рис. 3 приведено изменение $k_{\text{гофр}}$. Срыв детонации при переходе в зону $k_{\text{гофр}} < 0$ объясняется тем, что пересжатый режим детонации обеспечивается «перекачкой» энергии реакции в область выпуклостей газового тела (по потоку). Это создает высокую энергетическую плотность в данных частях зоны реакции и снижает в других, поэтому при ликвидации гофрировки давление в оставшихся частях зоны реакции недостаточно для поддержания высокоскоростных режимов. В зоне реакции падает температура, замедляются химические реакции, что приводит к резкому возрастанию предельного и критического диаметров. В результате наблюдается быстрое снижение скорости детонации вплоть до полной остановки детонационного процесса. Расчеты показывают, что степень пересжатости напрямую связана с инициирующим воздействием. Более сильный и продолжительный импульс формирует гофрировку с более глубокими выступами (впадинами), в которых способно рассеяться большее количество отраженной энергии. Данное обстоятельство объясняет сложившуюся в мировой практике тенденцию к применению все более мощных средств инициирования ЭВВ, сенсibilизированных газовыми порами.

В заключение автор выражает благодарность проф. Б.Н. Кутузову и д.т.н. В.В. Андрееву за плодотворное обсуждение рассматриваемого вопроса.

Литература

1. Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М. Теоретическая физика. Т. VI. Гидродинамика. – М.: Наука, 1988. – 736 с.
2. Павлов В.А. Гофрировочная неустойчивость детонационного фронта // Вестник СПбГУ, 1998. – Сер. 4. – Вып. 4 (№ 25). – С. 87–91.
3. Кудинов В.М., Даниленко В.А. О результатах исследования устойчивости и структуры фронта детонационных волн в гетерогенных средах // Всесоюзная конференция «Лаврентьевские чтения по математике, механике и физике» 6–10 сентября 1982 г. – Новосибирск: ИГиЛ СО АН СССР, 1982. – С. 67–68.
4. Кутузов Б.Н., Горинов С.А. Физико-технические основы создания эмульсионных и гранулированных ВВ и средств их инициирования // ГИАБ, 2011. – № 7. – Препринт. – С. 34–52.
5. Дьяков С.П. Об устойчивости ударных волн. – ЖЭТФ, 1957. – Т. 27. – С. 288–295.
6. Конторович В.М. Отражение и преломление звука на ударных волнах. // Акустический Журнал, 1959. – Т. 5. – Вып. 3. – С. 314–323.
7. Баум В.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. – М.: Физматгиз, 1959. – 800 с.
8. Горинов С.А. Аппроксимационный метод расчета детонационных параметров низкоплотных аммиачно-селитренных ВВ // ГИАБ, 2010. – № 10. – С. 244–256.
9. Горинов С.А. Теоретическая оценка детонационных параметров гранэммитов // ГИАБ, 2010. – № 8. – С. 121–130.

10. Зельдович Я.Б. Сходящаяся цилиндрическая детонационная волна. – ЖЭТФ, 1959. – Т. 36. – С. 782–792.
11. Станюкович К.П. Неустановившиеся движения сплошной среды. – М.: Гостехиздат, 1955. – 840 с.
12. Айвазов Б.В., Зельдович Я.Б. Образование перескающей детонационной волны в сужающейся трубке. – ЖЭТФ, 1947. – Т. 17. – С. 888–900.
13. Трофимов В.С. Обобщение гидродинамической теории детонации на случай турбулентного движения среды // В кн. «Взрывное дело» № 103/60. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу», 2010. – С. 3–15.

УДК 662.217

ОЦЕНКА РАБОТОСПОСОБНОСТИ ЭМУЛЬПОРОВ

И.Ю. Маслов

Эмульпоры – механическая смесь эмульсии с гранулами пенополистирола – ЭВВ, сенсibilизированные пластиковыми полимикросферами. В работе [1] представлена методика теоретической оценки совокупности детонационных параметров, описывающих данные системы: химический состав, плотность и структура ЭВВ (размеры частиц эмульсии), размер и структура пластиковых полимикросфер. Показано хорошее согласие между экспериментальными и расчетными данными. Это позволяет использовать развитые подходы для модельных расчетов.

В настоящей работе представлены результаты численных экспериментов, основанных на схеме, изложенной в [1, 2].

Зависимость скорости детонации от отношения насыпного объема гранул пенополистирола ($V_{\text{пен}}$) к объему эмульсии ($V_{\text{эм}}$) при различных размерах гранул пенопласта и глобул эмульсии представлена на рис. 1.

Зависимость скорости детонации от величины начального внешнего давления при различных размерах гранул пенополистирола и глобул эмульсии представлена на рис. 2.

Зависимость скорости детонации от воздушной пористости смешения при $V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 0,665$ представлена на рис. 3.

Зависимость предельного диаметра от отношения насыпного объема гранул пенополистирола к объему эмульсии при различных размерах гранул пенопласта и глобул эмульсии представлена на рис. 4.

Зависимость предельного диаметра от величины начального внешнего давления при $V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 1$ представлена на рис. 5.

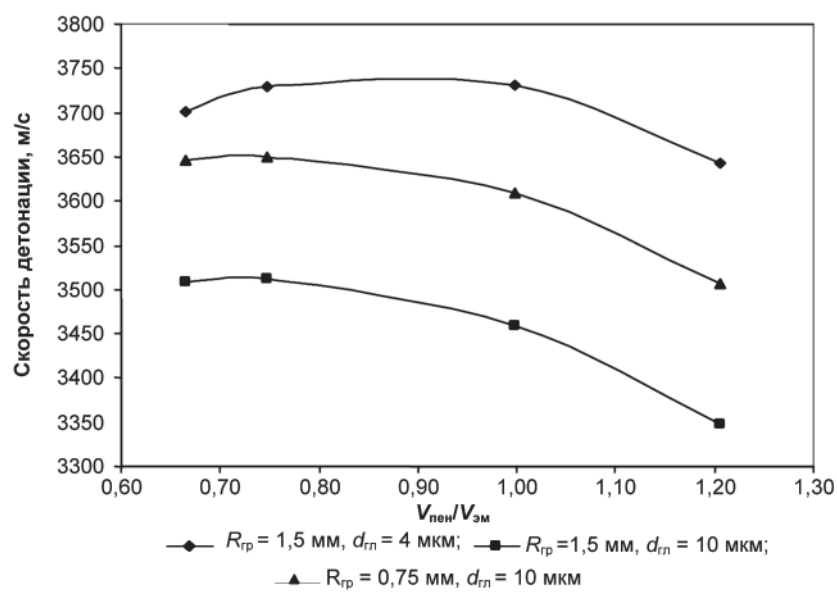


Рис. 1. Зависимость скорости детонации от отношения объема пенополистирола к объему эмульсии

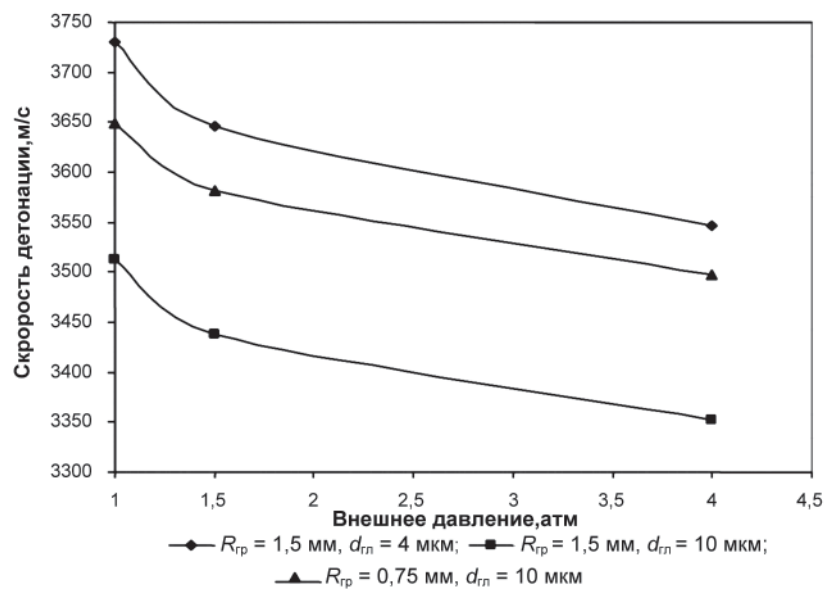


Рис. 2. Зависимость скорости детонации от внешнего давления ($V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 1$)

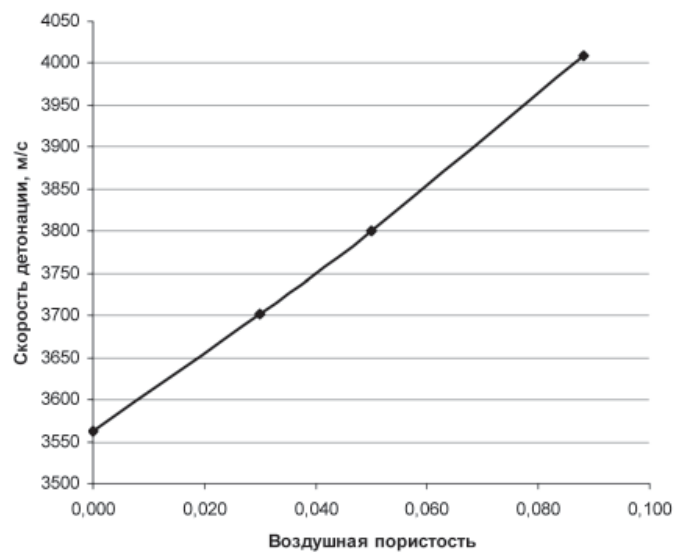


Рис. 3. Зависимость скорости детонации от воздушной пористости при $V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 0,665$

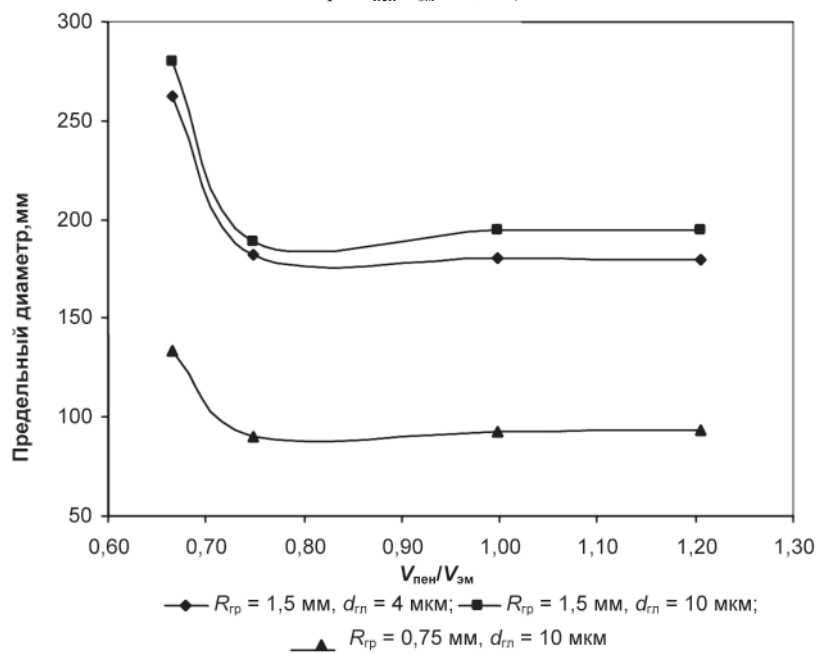


Рис. 4. Зависимость предельного давления от отношения объема пенополистирола к объему эмульсии

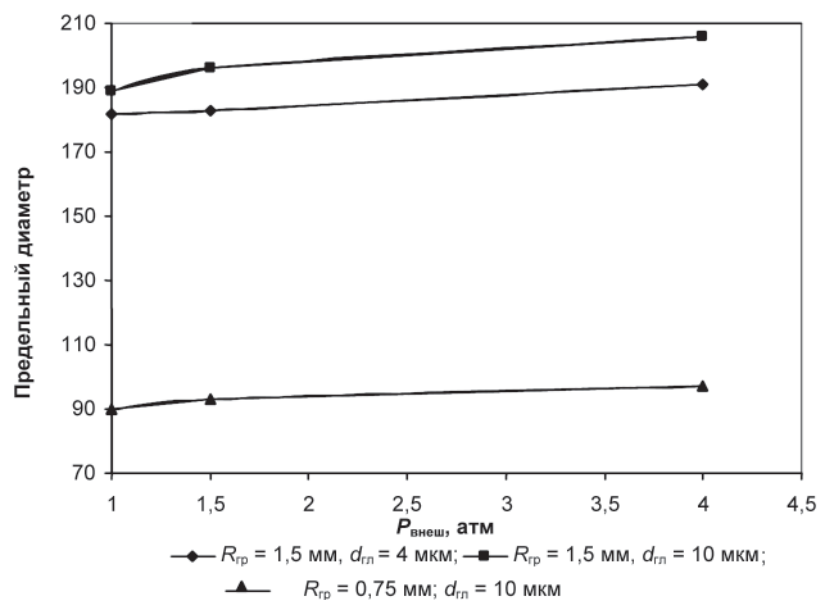


Рис. 5. Зависимость предельного диаметра от внешнего давления ($V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 1$)

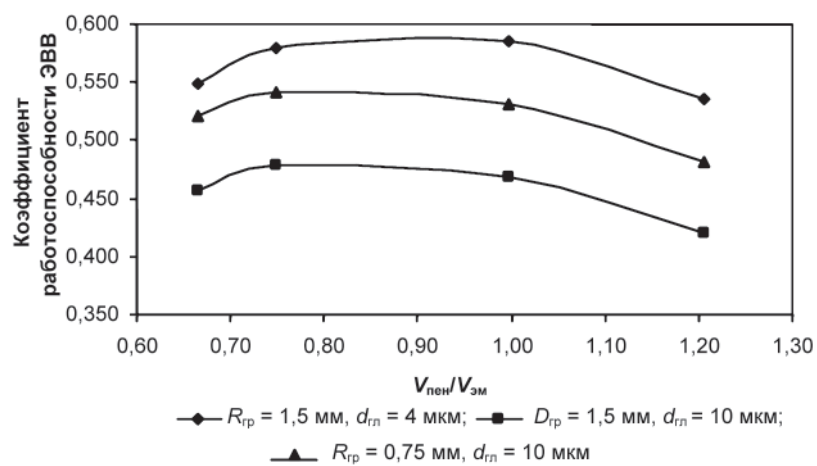


Рис. 6. Зависимость коэффициента работоспособности ЭВВ от отношения объема пенополистирола к объему эмульсии

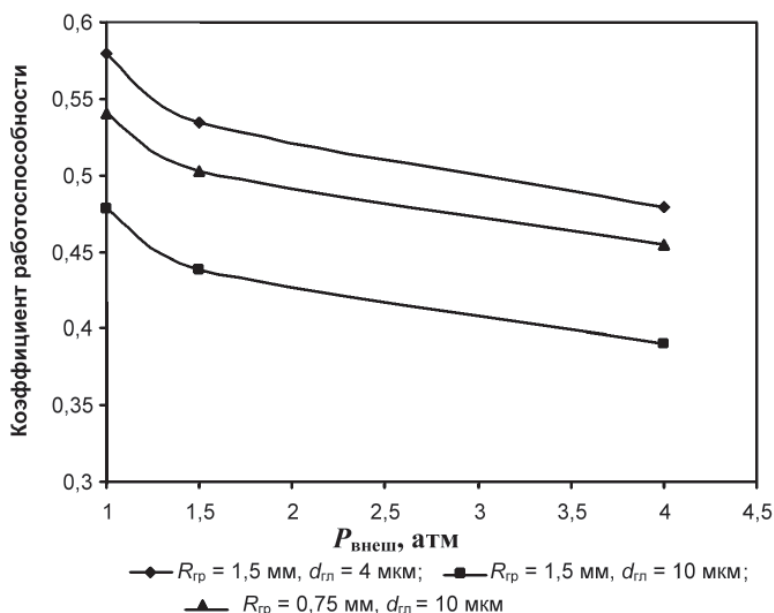


Рис. 7. Зависимость коэффициента работоспособности ЭВВ от внешнего давления

Зависимость коэффициента работоспособности ЭВВ по Шведову К.К. [3] от отношения насыпного объема гранул пенополистирола к объему эмульсии представлена на рис. 6.

Зависимость коэффициента работоспособности ЭВВ по Шведову К.К. от начального внешнего давления при различных размерах гранул пенополистирола и глобул эмульсии представлена на рис. 7.

На рис. 8 и 9 представлены зависимости предельного диаметра и коэффициента работоспособности от воздушной пористости смешения при $V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 0,665$.

При выполнении расчетов принималось следующее:

- внешнее давление – 1 атм (кроме рис. 2, 5, 7);
- размер пор гранулы пенополистирола – 80 мкм [4];
- воздушная пористость смешения χ : при $V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 0,665$ $\chi = 0,03$; при $V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 0,75$ $\chi = 0,05$; при $V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 1,0 - 1,2$ $\chi = 0,08$.

Химический состав эмульсии: раствор окислителя – 93,7 % (состав NH_4NO_3 – 81 %, H_2O – 19 %; топливная фаза – 6,3 % (состав 50 % дизельное топливо, 35 % минеральное масло И-20, 15 % – эмульгатор РЭМ-5).

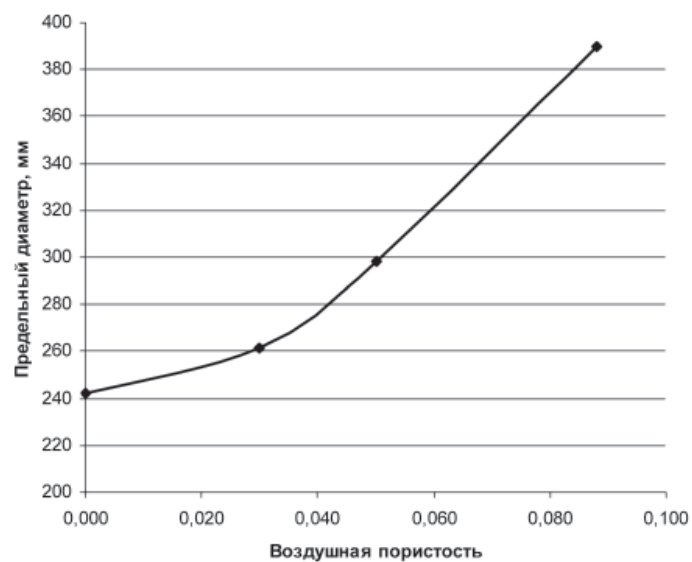


Рис. 8. Зависимость предельного диаметра ЭВВ от воздушной пористости при $(V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 0,665)$

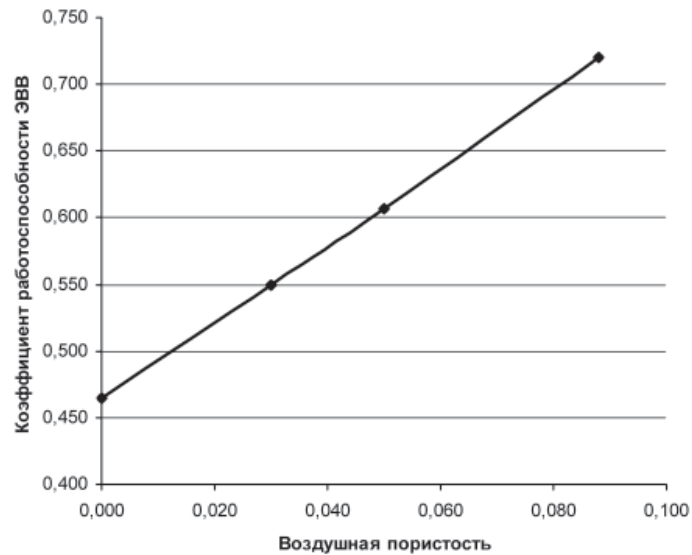


Рис. 9. Зависимость коэффициента работоспособности ЭВВ от воздушной пористости при $V_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} = 0,665$

Анализ зависимостей, представленных на рис. 1–9, показывает, что при изменении различных параметров системы скорость детонации эмульпоров меняется в диапазоне от 3350 до 4000 м/с, а коэффициент работоспособности ЭВВ по К.К. Шведову – от 0,4 до 0,6. При увеличении размеров глобул эмульсии работоспособность ЭВВ снижается, а при уменьшении размеров гранул пенополистирола возрастает. Наилучшие взрывчатые характеристики имеют эмульпоры при $0,7 < \dot{V}_{\text{пен}}/V_{\text{эм}} < 1,25$. В этом случае коэффициент работоспособности близок к максимальному, а предельный (критический) диаметр заряда имеет наименьшее значение. Сравнение взрывчатых характеристик рассматриваемого вида ЭВВ с данными по ANFO [5] показывает, что данное ЭВВ в целом является аналогом ANFO, работоспособность которого по К.К. Шведову находится в пределах 0,4–0,6. Поэтому область применения эмульпоров ограничивается обводненными породами крепостью по М.М. Протоdjяконову менее 10, сильнотрещиноватыми скальными породами и при проведении щадящего взрывания.

Литература

1. *Горинов С.А.* Оценка детонационных параметров эмульсионных взрывчатых веществ, сенсibilизированных пластиковыми полимикросферами / С.А. Горинов, И.Ю. Маслов // Горный информ.-аналит. бюл. – 2011. – № 7 Препринт. – С. 53–63.
2. *Курузов Б.Н.* Физико-технические основы создания эмульсионных и гранулированных ВВ и средств их инициирования / Б.Н. Курузов, С.А. Горинов // Горный информ.-аналит. бюл. – 2011. – № 7 Препринт. – С. 34–52.
3. *Шведов К.К.* Об определении работоспособности взрывчатых веществ / К.К. Шведов // Физика горения и взрыва. – 1984. – Т. 20. – № 3. – С. 60–64.
4. *Горинов С. А.* Исследование структуры эмульпоров / С.А. Горинов, И.Ю. Маслов, Е.П. Собина // Горный информ.-аналит. бюл. – 2011. – № 9 Препринт. – С. 3–14.
5. *Кук М.А.* Наука о промышленных ВВ / М.А. Кук. – М.: Недра, 1980. – 453 с.

УДК 622.235.213

СПОСОБ СТАБИЛИЗАЦИИ ГРАНУЛИРОВАННЫХ ВВ, ПРЕДНАЗНАЧЕННЫХ ДЛЯ ПНЕВМОЗАРЯЖАНИЯ

Е.Н. Олышанский

Возможность механизации заряжания шпуров и скважин на подземных работах появилась на этапе создания игданита, обладающего физико-механическими характеристиками, позволяющими

пневмотранспортировать его по гибкому зарядному трубопроводу и укладывать в заряд плотностью 1,15–1,25 г/см³. Бинарный состав игданита, получаемый простым смешением гранулированной аммиачной селитры (АС) сельскохозяйственного назначения и дизельного топлива (ДТ), обладает удовлетворительными взрывчатыми характеристиками и позволяет сосредоточить достаточно большое количество энергии в зарядной полости. Гранулы АС характеризуются высокой прочностью и способностью без разрушения пневмотранспортироваться с высокой скоростью (порядка 30–40 м/с) на большие расстояния. Вследствие высокой степени омасливаемости поверхности гранул АС дизельным топливом игданит мало пылит при укладке в заряд. Целые гранулы, обладая достаточно высокой инерционной массой, хорошо отделяются от сжатого воздуха и укладываются в заряд с высокой плотностью. А пыль, образующаяся в результате трения ВВ о внутреннюю поверхность зарядного трубопровода, связывается ДТ, увлекается потоком ВВ и укладывается в заряд. При пневмозарядании может наблюдаться небольшой вынос пыли АС и паров ДТ из зарядной полости, но, вследствие малой чувствительности к физико-механическим воздействиям, она не представляет опасности с точки зрения возможности воспламенения и детонации. Исследования [1] показали, что состав АС-ДТ обладает низким уровнем электризации при пневмотранспортировании, что также исключает возможность воспламенения аэрозоля игданита внутри и вне зарядного трубопровода от электростатического разряда.

В связи с малой пористостью гранул АС сельскохозяйственного назначения и их низкой удерживающей способностью, при хранении игданита происходит утечка жидкого горючего, в результате чего он расслаивается. При пневмозарядании расслоившейся смесью нарушается структура заряда и состав ВВ становится неоднородным в микропорциях. Кроме того, ухудшается чувствительность состава ВВ к инициирующему импульсу, снижается скорость детонации. Поэтому игданит на основе непористой селитры может изготавливаться только в непосредственной близости от места ведения взрывных работ.

К практике изготовления игданита в процессе пневмозарядания следует относиться осторожно, т.к. нет возможности проконтролировать однородность состава смеси в заряде, а взрыв неоднородной массы ВВ чреват сверхнормативным выделением ядовитых газов, что в условиях подземных работ может стать причиной отравления персонала продуктами неполного разложения ВВ.

Успех применения игданита повлек за собой появление его аналогов заводского производства, из которых наиболее известным и широко применяемым стал гранулит АС-8. Введение в состав данного ВВ твердогогорючей добавки в виде алюминиевой пудры (за счет чего жидкое горючее уменьшается с 5,5 до 3 %), а также замена ДТ на индустриальное масло предотвратили утечку жидкого горючего из состава смеси. В результате гарантийный срок хранения гранулита АС-8 возрос до 6 месяцев.

Однако при этом изменились физико-механические свойства ВВ: высокоразвитая поверхность алюминиевой пудры, с одной стороны, способствовала стабилизации состава ВВ за счет адгезии ДТ, но с другой – ослабила сцепление, покрывая алюминиевую гранулу несколькими слоями. Пневмозаряжание сопровождалось срывом частиц алюминия с поверхности гранул АС, которые, не обладая достаточной инерционной массой не удерживались в заряде и увлекались выхлопом сжатого воздуха, попадая в призабойное пространство.

Опытные замеры, проведенные при пневмозаряжании гранулитами АС-4 и АС-8, показали, что содержание пыли в воздухе рабочей зоны может достигать величин, значительно превышающих взрывоопасные концентрации (до 1000 мг/м³) [2]. Причем пыль на 90 % состоит из дисперсного алюминия с размером частиц менее 50 мкм и легко возгорается. Согласно исследованиям, частицы алюминия, если их размер менее 300 мкм, характеризуются высокой чувствительностью к искровым разрядам [3].

По мнению специалистов, пыление и электризация стали причинами аварии с тяжелыми последствиями, случившейся в 2008 г. в ОАО «Апатит», когда от искры в заряднике ЗМКС-160 произошло возгорание и детонация гранулита АС-8.

Несовершенство гранулитов АС-8 и АС-4, применяемых для пневмозаряжания, заключается также в изменении состава смеси после пневмоформирования заряда. В результате избирательного выноса алюминия из зарядной полости его количество в заряде уменьшается для гранулита АС-8 в среднем с 8 до 5,3 %, т. е. потери составляют около 33 %. При этом изменяется кислородный баланс смеси в заряде, уменьшается полнота и скорость реакций между компонентами ВВ, ухудшается качество взрыва.

Учитывая вышеизложенные факторы, объемы применения гранулитов АС-8 и АС-4 снизились. Немаловажным обстоятельством при этом стала их высокая стоимость.

Менее дорогим и более приспособленным для пневмозаряжания оказался состав гранулита А6, разработанный как аналог гранулита

АС-8 и содержащий 90 % обычной аммиачной селитры, 6 % порошка алюминия (ПА) крупностью от 300 мкм и 4 % дизельного топлива. Опыт применения гранулиата А6 показал, что он мало электризуется и мало пылит при пневмозаряжении, а также не образует взрывоопасных концентраций в аэрозвесах с воздухом. Вследствие крупности частиц порошка, их инерционной массе и скорости, приобретаемой при пневмотранспортировании, они хорошо отделяются от сжатого воздуха и остаются в заряде, сохраняя его качество и обеспечивая высокие взрывчатые характеристики ВВ. Сравнительные испытания гранулиатов А6 и АС-8, проведенные в АО «Жезказганцветмет» в 1994 г., показали уменьшение величины «стаканов» с 0,42 для гранулиата АС-8 до 0,30 м для гранулиата А6. При этом коэффициент использования шнура (КИШ) увеличился с 0,88 до 0,91, а выход горной массы с 1 м шнура – с 1,28 до 1,39 м³/м [4]. Благодаря более низкой стоимости гранулиата А6, по сравнению с гранулиатом АС-8, экономия от снижения затрат на приобретение ВВ для АО «Жезказганцветмет» в 1997 г. составила 2,3 млн долл. по ценам того периода.

Однако гранулиату А6, как и всем простейшим аммиачно-селитренным ВВ, свойственна миграция ДТ и расслоение смеси, что затрудняет его применение на горных работах. При пневмозаряжении наблюдается избирательный вынос ДТ из заряда, что ведет к разбалансированию последнего по кислороду и снижению качества ВВ. Проблема решалась путем введения в состав гранулиата А6 пористой селитры, которая за счет высокой пропитывающей способности способна стабильно удерживать до 12–16 % ДТ (в зависимости от влажности селитры, ее гранулометрического состава, особенностей технологии производства заводом-изготовителем и других факторов).

Вместе с тем полная замена обычной селитры на пористую оказалась нерациональной по причине ее более высокой стоимости (примерно на 20 %), а также вследствие малой прочности гранул, которая составляет 2,5 Н для пористой против 8 Н для непористой АС. Вследствие трения гранул пористой селитры о внутреннюю поверхность зарядного трубопровода они быстро разрушаются. При этом процесс пневмозаряжения сопровождается повышением уровня электризации, пылением, выносом частиц ВВ из заряда и нарушением его структуры. В связи с этим возникла необходимость определить оптимальное количество пористой селитры в составе ВВ, которое обеспечило бы заданную стабильность смеси.

Известно, что гранула в момент соударения при укладке в заряд должна обладать определенной массой (m_r , кг) и скоростью (v , м/с), чтобы выполнить работу по разрушению гранулы [5]

$$\frac{m_r v^2}{2} = N d_r, \quad (1)$$

где N – сила нормального давления на гранулу, Н (для непористых гранул $N = 7$ Н);

d_r – диаметр гранулы, м.

Скорость, необходимая для разрушения гранулы (v , м/с), определяется из выражения

$$v = \sqrt{\frac{2\delta_{сж} \cdot V_r}{m_r}}, \quad (2)$$

где $\delta_{сж}$ – временное сопротивление гранулы, Н/м²;

V_r – разрушенный объем гранулы при соударении, м³.

Из формулы (2) находим m_r

$$m_r = \frac{2\delta_{сж} \cdot V_r}{v^2}. \quad (3)$$

Для определения предельных условий, обеспечивающих разрушение гранулы с минимальной массой взята $m_{r \min}$, Навойская се-литра со средним диаметром гранул $d_{гср} = 2,5$ мм, причем 68 % гранул имели диаметр от 1,95 до 3,05 мм.

Площадь миделевого сечения усредненной гранулы $S_{M \text{ ср}}$ составляет

$$S_{M \text{ ср}} = \frac{\pi d_{гср}^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 2,5}{4} = 4,9 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2.$$

Разрушаемый объем гранул $V_{гср}$ равен

$$V_{гср} = \frac{\rho_{гср}}{\rho_r} = \frac{9,835 \cdot 10^{-9}}{1,725} = 5,7 \cdot 10^{-9} \text{ м}^3,$$

где $\rho_{г\text{ ср}}$ – усредненный вес 10 гранул диаметром 3 мм и 10 гранул диаметром 2 мм, т;

$\rho_{г}$ – плотность гранул, т/м³.

Временное сопротивление гранулы сжатию $\delta_{сж}$ равно

$$\delta_{сж} = \frac{N}{S_{М\text{ ср}}} = \frac{7}{4,9 \cdot 10^{-6}} = 14,3 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

Скорость пневмотранспортирования гранул составляет 40 м/с.

Минимальная масса гранулы $m_{г\text{ min}}$, обеспечивающая ее дробление, определяется по формуле (2)

$$m_{г\text{ min}} = \frac{2 \cdot 14,3 \cdot 10^5 \cdot 5,7 \cdot 10^{-9}}{40^2} = 0,102 \cdot 10^{-4} \text{ кг} = 10,2 \text{ мг.}$$

На рис. 1 представлена кривая зависимости массы гранул от их диаметра. Как видно из месторасположения точки $m_{г\text{ min}}$ на прямой, как минимум половина гранул в составе ВВ не обладает инерционной массой, обеспечивающей ее дробление и уплотнение в пневмоформируемом заряде. Гранулы, не обладающие достаточной массой, а также фрагменты гранул и пыль, образованные от трения непрочных гранул о внутреннюю поверхность зарядного трубопровода, частично укладываются в заряд без разрушения и разуплотняют его, а частично выносятся с воздухом из зарядной полости.

При совершенствовании состава ВВ с целью приведения физико-механических свойств в соответствие с технологией механизированного заряжания необходимо руководствоваться следующим условием: доля пористой селитры в составе ВВ должна быть минимальной и обеспечивать заданную стабильность при сохранении нормативной прочности гранул.

Составим уравнение баланса жидкого горючего, удерживаемого частями по-

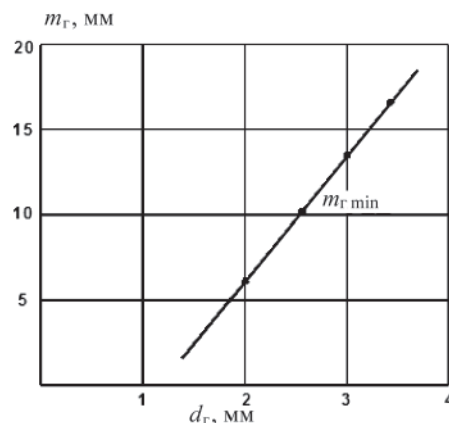


Рис. 1. Зависимость массы гранул от их диаметра

ристой и непористой селитр,

$$\frac{M_{\text{ПАС}} K_{\text{ПАС}}}{100} + \frac{M_{\text{НАС}} K_{\text{НАС}}}{100} = M_{\text{ДТ}}, \quad (4)$$

где $M_{\text{ПАС}}$ – количество пористой аммиачной селитры, мас. %;

$M_{\text{НАС}}$ – количество непористой аммиачной селитры, мас. %;

$K_{\text{ПАС}}$ – показатель удерживающей способности ВВ, изготовленных на основе пористой селитры, %;

$K_{\text{НАС}}$ – показатель удерживающей способности ВВ, изготовленных на основе непористой аммиачной селитры, %.

После преобразований и замены $M_{\text{НАС}}$ на $M_{\text{АС}} - M_{\text{ПАС}}$ имеем

$$M_{\text{ПАС}} = \frac{100M_{\text{ДТ}} - M_{\text{АС}} K_{\text{НАС}}}{K_{\text{ПАС}} - K_{\text{НАС}}}, \quad (5)$$

где $M_{\text{АС}}$ – общее количество пористой и непористой селитры в составе ВВ, мас. %.

На основании уравнения (5) разработан способ изготовления гранулированных ВВ типа гранулита А6, предназначенных для пневмозаряжания на подземных работах. Гранулированную аммиачную селитру берут в виде двух ее модификаций: непористой селитры с низкой удерживающей способностью и пористой селитры, обладающей способностью глубокой пропитки. Последнюю используют в минимальном количестве, которое определяют из условия обеспечения удержания только нормативного количества дизельного топлива. Тогда такое физико-механическое свойство пористой селитры, как малая прочность гранул, нейтрализуется высокой прочностью гранул непористой селитры. При смешении компонентов происходит равномерное распределение небольшого количества непрочных гранул в большом количестве прочных гранул. При этом последние в процессе пневмотранспортирования ВВ по зарядному трубопроводу выполняют роль каркаса, предохраняющего непрочные гранулы от соприкосновения с внутренней поверхностью трубопровода и принимающего на себя неблагоприятное воздействие в виде трения.

Доля пористой аммиачной селитры в смеси определяется из условия удерживающей способности, на которую влияет влажность селитры, распределение гранул по размерам, источник происхождения (завод-изготовитель селитры) и другие факторы.

Для точного соблюдения условия ограничения доли пористой селитры в смеси из формулы исключены все факторы, косвенно

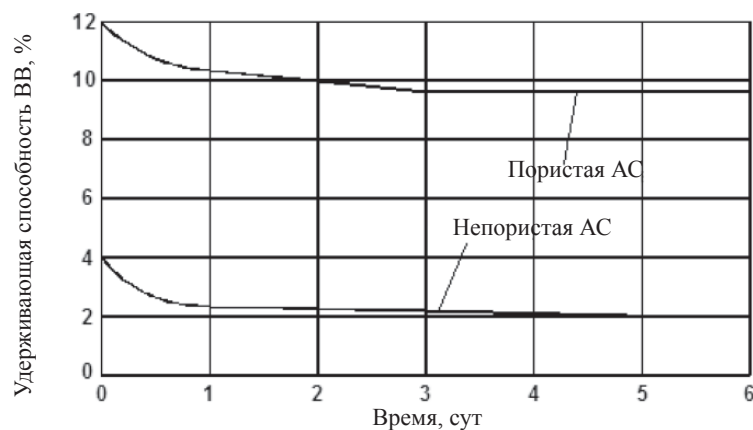


Рис. 2. Зависимость удерживающей способности ВВ на пористой и непористой АС от продолжительности хранения

определяющие удерживающую способность. За основной фактор принят показатель, характеризующий конечный результат многообразного действия косвенных факторов, а именно – удерживающая способность взрывчатого вещества, изготовленного на основе селитры определенного производителя с соблюдением нормативной рецептуры.

На рис. 2 представлены графики зависимости удерживающей способности ВВ на основе пористой и непористой селитры, которые построены по результатам лабораторных испытаний и используются при расчете доли пористой селитры в составе смеси.

Предлагаемый способ позволяет управлять качеством ВВ, обеспечивая стабильность состава смеси и ее пригодность для пневмозаряжания. Метод заключается в следующем. Готовят два пробных состава ВВ весом по 1–5 кг: один – из непористой аммиачной селитры со стехиометрическим соотношением компонентов, соответствующим рецептуре этих ВВ; второй – из пористой аммиачной селитры аналогично первому составу, но с увеличением массовой доли жидкого горючего до 12–16 мас. %. Затем оба состава помещают в шкаф на хранение при температуре, соответствующей реальным условиям хранения ВВ. Периодически в течение 6 суток замеряют количество жидкого горючего, удерживаемого в составе взрывчатого вещества. По результатам испытаний строят графики удерживающей способности ВВ на пористой и непористой селитре, которые затем используют для изготовления взрывчатой смеси предлагаемым способом. Если в процессе производства изменяется со-

став смеси или качество компонентов, испытания повторяют, строя графики удерживающей способности ВВ для изменившихся условий.

При изготовлении ВВ долю пористой селитры рассчитывают следующим образом: по графикам определяют показатели удерживающей способности двух образцов взрывчатых смесей, в зависимости от продолжительности предполагаемого хранения ВВ после изготовления; по формуле рассчитывают долю пористой селитры в составе смеси и изготавливают необходимое количество ВВ.

Пример 1. В производстве имеется пористая и непористая селитры, поставленные с Навоийского завода. В лаборатории проведены испытания и построены графики удерживающей способности двух составов ВВ, изготовленных на основе пористой и непористой селитры, представленные на рис. 2. Необходимо изготовить и взорвать в течение 10 часов партию гранулит А6, содержащего (мас. %): аммиачную селитру – 90, порошок алюминия – 6, дизельное топливо – 4. По графикам определяют удерживающую способность ВВ на пористой и непористой селитре на данный период времени: $K_{ПАС} = 10,8 \%$, $K_{НАС} = 2,8 \%$. Подставляют данные значения в формулу и определяют долю пористой селитры $M_{ПАС}$ в смеси, которая обеспечит необходимые физико-механические свойства ВВ: стабильность состава смеси в течение 10 часов, отсутствие пыления при пневмозарядании, сохранение однородной структуры смеси и нулевого кислородного баланса в заряде.

$$M_{ПАС} = (100 \cdot 4 - 90 \cdot 2,8) : (10,8 - 2,8) = 18,5 \text{ мас. \%}.$$

Изготавливают требуемую партию ВВ с содержанием, мас. %: пористой аммиачной селитры – 18,5; непористой аммиачной селитры – 71,5; порошка алюминия – 6; дизельного топлива – 4.

Пример 2. Необходимо изготовить гранулит А6, который будет храниться на складе до трех суток с момента изготовления. По графикам определяют удерживающую способность ВВ на пористой и непористой селитре при трехсуточном хранении: $K_{ПАС} = 9,7 \%$, $K_{НАС} = 2,1 \%$. Массовая доля пористой селитры в смеси будет составлять:

$$M_{ПАС} = (100 \cdot 4 - 90 \cdot 2,1) : (9,7 - 2,1) = 27,8 \text{ мас. \%}.$$

С учетом заданной продолжительности хранения гранулит А6 доля пористой селитры в смеси должна составлять 27,8 мас. %, тогда содержание остальных компонентов составит: непористой амми-

ачной селитры – 62,2, порошка алюминия – 6, дизельного топлива – 4 мас. %.

Таким образом, предлагаемый способ изготовления гранулированных аммиачно-селитренных ВВ позволяет использовать точные лабораторные данные испытаний, оценить реальную удерживающую способность смеси по жидкой фазе в зависимости от продолжительности хранения и произвести коррекцию состава ВВ, не изменяя рецептуры. Применение данного способа позволяет рассчитать количество пористой селитры для взрывчатой смеси исходя из планируемого срока ее хранения. При этом пневмозаряжание подобным составом осуществляется практически без пыления и избирательного выноса компонентов ВВ из зарядной полости, что повышает безопасность заряжания и улучшает санитарные условия труда. В заряде сохраняется однородный стехиометрический состав, благодаря которому реакции взрывного разложения смеси доводятся до конца, высвобождая максимальное количество энергии, ускоряя и делая более устойчивой детонацию и уменьшая до нормы количество ядовитых газов, выделяемых при взрыве.

Литература

1. Бугайский А.Н. Техника безопасности при механизированном ведении взрывных работ. – М.: Недра, 1977. – С. 58–89.
2. Фадеев В.Ю. Разработка мероприятий по снижению запыленности при механизированном заряжании рассыпными гранулированными взрывчатыми веществами. Материалы международной научно-практической конференции «Взрыв-97». – Алматы: Изд. КазНТУ, 1997. – С. 63–65.
3. Пожарная опасность веществ и материалов: справочник / под ред. И.В. Рябова. – М.: Изд-во лит-ры по строительству, 1968. – 242 с.
4. Тамбиев Г.И., Крыкпышев Б.А. Совместные работы «Корпорации «Казахмыс» и ТОО НПП «Интеррин» в разработке отечественных ВВ для подземных работ. Горный журнал Казахстана. – 2009. – № 11. – С. 21–25.
5. Бейсебаев А.М., Ерофеев И.Е., Егупов А.А. Долгов А.С., Бегалинов А.Б., Пятигорский Л.В. Механизация взрывных работ. – М.: Недра, 1992. – 205 с.

СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ПРОМЫШЛЕННОСТИ И СТРОИТЕЛЬСТВЕ

УДК 622.235.2

ОПЫТ ВЕДЕНИЯ СПЕЦИАЛЬНЫХ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Ю.Б. Бронников

ООО «Гром», созданное в 2003 г. и являющееся преемником специализированного, ранее засекреченного предприятия по буровзрывным работам СПАО СУС, ведет комплекс буровзрывных работ на строительных объектах г. Новоуральска и специальные взрывные работы на ряде объектов Свердловской области. Богатый производственный опыт своих предшественников взят специалистами ООО «Гром» за основу и представляет своеобразный интерес для взрывников Урала – прежде всего, в плане проектирования и принятия конкретных параметров БВР, а также в вопросах организации и проведения работ в стесненных условиях взрывания.

Основными параметрами определения масс скважинных и шпуровых зарядов ВВ являются: линия наименьшего сопротивления (W) и расчетный удельный расход ВВ (q), величины которых находятся в зависимости от показателя действия взрыва (n), который, в свою очередь, приравнивается к отношению масс конкретных зарядов и зарядов нормального выброса при одной и той же линии наименьшего сопротивления. В табл. 1 приводится принятая на предприятии классификация зарядов в зависимости от величины n .

Для взрывных работ в стесненных условиях первостепенными видами зарядов ВВ являются заряды нормального рыхления ($0,5 < n < 0,7$) и реже – усиленного ($0,7 < n < 1,0$) и уменьшенного ($0,3 < n < 0,5$). А чтобы определить для них $W_{\text{рыхл}}$ и $q_{\text{рыхл}}$ прежде всего были решены задачи нахождения величины удельного расхода ВВ нормального выброса при взрывании различных горных пород. Согласно СНиПу, по классификации все породы, в зависимости от выветрелости и крепости, разделены на 11 групп, при этом одна и та же порода относится к нескольким группам.

Таблица 1

Классификация зарядов в зависимости от показателя действия взрыва (n)

Заряд ВВ	Показатель действия взрыва	Характер проявления действия взрыва
Камуфлета	$n < 0,3$	За счет уплотнения горной породы образуется камуфлетная полость, на поверхности массива видимое действие взрыва не проявляется
Рыхления	$0,3 < n < 1,0$	Поверхность массива вспучивается, порода в пределах воронки взрыва разрушается и частично перемещается за пределы воронки
– уменьшенного	$0,3 < n < 0,5$	То же
– нормального	$0,5 < n < 0,7$	То же
– усиленного	$0,7 < n < 1,0$	То же
Выброса	$n \geq 1,0$	Порода в пределах воронки дробится и выбрасывается, образуя видимую воронку выброса
– нормального	$n = 1,0$	Угол при вершине конуса воронки – 90° , т. е. $W = R$, где R – радиус воронки выброса
– усиленного	$n > 1,0$	Угол при вершине конуса воронки $> 90^\circ$, а $R > W$

Например, растительный слой при среднем объемном весе $1,2\text{--}1,4 \text{ т/м}^3$ отнесен к I и II группам и q нормального выброса для него определен в пределах $0,7\text{--}1,0 \text{ кг/м}^3$, а для коренных глубинных пород (гранитов, гнейсов, диоритов, сиенитов, порфиритов и других) с объемным весом $2,5\text{--}3,1 \text{ т/м}^3$, относящихся к группам V–X, удельный расход нормального выброса находится в пределах $1,15\text{--}2,1 \text{ кг/м}^3$.

Учитывая широкий диапазон горно-геологических условий разрабатываемых на строительных объектах горных пород, линия наименьшего сопротивления (W) и удельный расход (q) должны рассчитываться в техническом проекте для каждого конкретного объекта.

Взяв за основу методику расчета W (м) и q (кг/м^3), изложенную Б.Н. Кутузовым [1], находим

$$W_{\text{выбр}} = W_{\text{п}} \sin \alpha, \quad (1)$$

где α – угол откоса уступа, град;
 W_{Π} – линия сопротивления по подошве уступа, м;

$$W_{\text{выбр}} = 0,9 \frac{\sqrt{P}}{q} \sin \alpha, \quad (2)$$

где P – вместимость одного погонного метра скважины, кг/м;
 q – удельный расход нормального выброса, принятого по практическим и лабораторным данным.

$$W_{\text{выбр}} = \frac{5}{7} W_{\text{рыхл}}, \quad (3)$$

$$W_{\text{рыхл}} = \frac{7}{5} W_{\text{выбр}}, \quad (4)$$

Подставив $W_{\text{рыхл}}$ в формулу (2), получаем

$$q_{\text{рыхл}} = \frac{P}{\left(\frac{W}{0,9} \sin \alpha \right)^2}. \quad (5)$$

Далее находим для различных групп пород значения $W_{\text{выбр}}$, $W_{\text{рыхл}}$ и $q_{\text{рыхл}}$ (табл. 2).

Определив ключевые $W_{\text{рыхл}}$ и $q_{\text{рыхл}}$, расчет параметров БВР в дальнейшем производится по классической схеме:

$$Q = qaWH \text{ (кг)}, \quad (6)$$

Таблица 2

Значения основных параметров для различных групп пород

Параметры	Единицы измерения	Категории пород по СНиПу				
		VI	VII	VIII	IX	X
$W_{\text{выбр}}$	м	1,9	1,8	1,7	1,6	1,5
$q_{\text{рыхл}}$	кг/м ³	2,6	2,5	2,4	2,2	2,1
$W_{\text{рыхл}}$	м	0,7	0,8	0,9	1,0	1,15

$$Q = qabH \text{ (кг)}, \quad (7)$$

$$a = mn, \quad (8)$$

где $m = 0,5-1,0$ – коэффициент сближения зарядов, принимается на основании практического опыта;

a – расстояние между скважинами в ряду, м;

H – глубина рыхления, м;

b – расстояние между рядами скважин, м;

$$b = mW, \quad (9)$$

где $m = 0,8-1,2$.

Длина забойки скважины ($L_{\text{заб}}$, м) находится в пределах

$$20d_{\text{зар}} < L_{\text{заб}} < 25d_{\text{зар}}.$$

Следует принять во внимание, что опытные данные по $W_{\text{рыхл}}$ и $q_{\text{рыхл}}$ основаны на применении штатного ВВ – аммонита № 6ЖВ. С изменением ассортимента ВВ необходима корректировка параметров БВР.

При производстве взрывных работ на стройплощадках в стесненных условиях широкое распространение нашло применение подпорной стенки из слоя ранее взорванной породы.

Расчет ширины (A , м) подпорной стенки производится по формуле

$$A = K_p W \frac{\sqrt{2K_H q E_0 E}}{[\sigma_{\text{сж}}]}, \quad (10)$$

где $K_p = 1,5$ – коэффициент разрыхления горной массы, образующей подпорную стенку;

$K_H = 0,1$ – коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление;

E_0 – удельная энергия ВВ, кг/см/кг;

E – модуль упругости разрушаемой породы, кг/м²;

$[\sigma_{\text{сж}}]$ – предел прочности породы на сжатие, кг/см².

При средних значениях величин в условиях стройплощадок ширина подпорной стенки принимается ≈ 3 м.

При выполнении взрывных работ в стесненных условиях для защиты охраняемых объектов от разлета кусков взрываеваемых пород производится укрытие мест расположения зарядов ВВ.



Рис. 1. Арочное укрытие места взрыва заряда

В зависимости от условий выполнения взрывных работ и показателя действия взрыва (n) применяются следующие типы укрытий:

- при $0,3 < n < 0,5$ – сплошные (сборные), газопроницаемые и укрытия места взрыва из насыпного грунта;
- $0,5 < n < 0,7$ – инвентарные (арочные) укрытия типа УМВК-1, ЗУМВ-2 (рис. 1).

Сплошные укрытия выполняются в виде металлических и бревенчатых щитов. В качестве газопроницаемых укрытий могут быть использованы якорные цепи, металлические сетки и решетки. Рекомендуются следующие конструкции элементов укрытий:

а) маты из металлических листов толщиной от 4–5 до 20–30 мм. Листы скрепляются между собой болтами или проволокой толщиной не менее 6 мм;

б) маты из бревен толщиной 15–25 см, скрепляемых между собой болтами или проволокой;

в) маты из металлической сетки типа Рабица, укладываемой в один или несколько слоев.

Массу укрытий, приходящуюся на единицу площади (P , кг/м³), определяли по формуле:

– для сплошных укрытий

$$P_{\text{укр}} = 1,7\gamma W (\sqrt[3]{n} - 0,58); \quad (11)$$

– для газопроницаемых укрытий

$$P_{\text{укр}} = 1,6\gamma W \left(\sqrt[3]{n} - 0,63 \right). \quad (12)$$

Мощность слоя насыпного грунта (H , м) определяется по формуле

$$H_{\text{гр}} = 1,8 \frac{\gamma_{\text{пор}}}{\gamma_{\text{гр}}} W \left(\sqrt[3]{n} - 0,58 \right), \quad (13)$$

где $\gamma_{\text{пор}}$ – объемный вес взрывающей породы, т/м³;

$\gamma_{\text{гр}}$ – объемный вес насыпного грунта, т/м³;

n – показатель действия взрыва (принимается согласно табл. 1).

Когда масса применяемых укрытий недостаточна, необходимо пригружать их массивными элементами (железобетонными блоками, мешками с песком и т. п.) для обеспечения расчетной массы на единицу взрывающей площади.

Минимальный допустимый вес инвентарного защитного укрытия места взрыва ($P_{\text{расч}}$) производится по формуле

$$P_{\text{расч}} = K_{\text{к}} K_{\text{с}} P_{\text{укр}}, \quad (14)$$

где $K_{\text{к}}$ – расчетный безразмерный коэффициент, характеризующий конструктивные особенности защитного укрытия (значения приведены в табл. 3);

$K_{\text{с}}$ – расчетный безразмерный коэффициент, учитывающий несимметричное приложение усилий от взрыва относительно центра тяжести защитного укрытия при короткозамедленном взрывании зарядов $K_{\text{с}} = 0,5$.

Таблица 3

Значения $K_{\text{к}}$ при различных типах укрытий

Тип укрытия	Характеристика укрытия	$K_{\text{к}}$
УМБК-1	С податливой газопроницаемой отбойной конструкцией с достаточным объемом компенсирующего пространства	1
ЗУМВ-2	С жесткой газонепроницаемой отбойной конструкцией с достаточным объемом компенсирующего пространства	0,5

Заслуживает внимания также опыт применения гидровзрывного способа разделки негабаритных фракций. На дно шпура опускается запатронированный заряд, состоящий из водоустойчивого ВВ с размещенным в нем ДШ с узлами на конце. После размещения заряда шпур заполняется водой до уровня, не достигающего 5–10 см устья шпура. Размещение шпуров на поверхности негабарита принимается равномерным, при этом минимальное расстояние от шпура до ближайшей боковой поверхности негабарита не должно быть меньше полной глубины шпура (L , м). Расстояние между шпурами в пределах $(0,5–0,7)H$, м. В зимнее время для понижения температуры точки замерзания в воду добавляется 5–10 % NaCl.

Взрывные работы по дроблению фундаментов производятся как на открытых заводских или строительных площадках, так и внутри заводских зданий (цехов). Последнее ведется только шпуровыми зарядами на рыхление. В отдельных случаях при больших размерах фундамента заряды располагаются в скважинах.

При разрушении фундамента сразу на всю его высоту глубина шпуров принимается меньше высоты на 4–5 диаметров заряда. При глубине фундамента более 2 м производится его послойное разрушение. Глубина шпура в последнем слое должна быть на 4–5 диаметра меньше его высоты. При дроблении фундаментов менее 1 м могут применяться рассредоточенные заряды.

В случае дробления фундаментов горизонтальными шпурами расстояние между основанием фундамента и нижним рядом шпуров должно составлять 0,2–0,4 м. При шпуровом методе взрывания фундамент перед взрывом освобождается от засыпки до нижней отметки зарядов. При скважинном методе такая работа не проводится. В зависимости от категории фундамента удельный расход ВВ принимается по табл. 4 [3].

Таблица 4

Удельный расход ВВ в зависимости от категории фундамента

Материал фундамента	Категория фундамента	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Кирпичный на известковом растворе	I	0,3–0,45
Кирпичный на цементном или сложном растворе	II	0,4–0,55
Бетонный без арматуры	III	0,5–0,65
Железобетонный	IV	0,5–0,7

Дробление бетонных и железобетонных конструкций объемом не менее 50 м³ при необходимости использования инвентарного укрытия места взрыва осуществляется скважинным методом. При разрушении тонких железобетонных конструкций толщиной менее 0,4 м применяются удлиненные накладные заряды. В остальных случаях используется метод шпуровых зарядов.

Расчет параметров БВР для разрушения бетона производится по техническим правилам. Способ взрывания заряда – бескапсульный, с помощью ДШ, инициируемого от электродетонатора (ЭД). Взрывание – короткозамедленное, по порядной или волновой схеме.

Для взрывания железобетонных конструкций расчет ведется на выбивание бетона из арматуры с последующим разрезанием ее с помощью газорезательной аппаратуры. Если толщина взрываемого массива больше 40 см, то по намеченным направлениям реза располагают шпury на расстоянии $(10-15)d$, глубина шпуров равна $L = 0,7H$. Массу заряда (Q , кг) определяют по формуле [1]

$$Q = 0,8LP. \quad (15)$$

Если толщина железобетонной конструкции не превышает 40 см, то применяют метод удлиненных накладных зарядов. Сверху заряда выполняется забойка толщиной, равной толщине заряда ВВ.

Масса удлиненных накладных зарядов в зависимости от толщины железобетонной конструкции даны в табл. 5 [1].

Владение навыками специальных взрывных работ на строительных площадках и в заводских условиях, в том числе в сложных стесненных условиях, по вышеприведенным методикам и при строгом соблюдении требований «Единых правил безопасности при взрывных работах», позволило специалистам ООО «Гром» провести сложные уникальные взрывы на ряде объектов городов Новоуральска, Невьянска и др. При взрывных работах на Невьянском механическом заводе, где в ближней зоне размещено множество инженерных коммуникаций, был проведен частичный демонтаж производственных зданий без каких-либо нарушений охраняемых объектов (рис. 2).

Таблица 5

Зависимость массы накладных зарядов от толщины железобетонной конструкции

Толщина ж/б плиты H , см	5	10	15	20	25	30	40
Масса заряда ВВ на 1 п. м, кг	1	2	3	4	5,5	7	11

б



а



Рис. 2. Демонтаж производственных зданий:
а – до взрыва; б – после взрыва

Литература

1. Кутузов Б.Н. Взрывные работы: учебник для техникумов / Б.Н. Кутузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 382 с.
2. Справочное руководство по взрывным работам в строительстве / В.Г. Афонин и др. – Киев: Будивельник, 1974. – 382 с.
3. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Ф.А. Авдеев и др. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1986. – 510 с.
4. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13–407–04) // Безопасность при взрывных работах: сб. док. / Госгортехнадзор России. – М.: НТЦ Промбезопасность, 2001. – 244 с.
5. Типовая инструкция по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности: утв. Госгортехнадзором России 14.05.93 № 10. – М.: НПО ОБТ, 1993. – 23 с.

УДК 624.19:625.1]:622.233/.235

ОПЫТ ПРОЕКТИРОВАНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ РЕКОНСТРУКЦИИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТОННЕЛЯ

А.С. Флягин, В.С. Болкисев, А.Ю. Горбунов

Тоннель № 4 расположен на территории г. Красноуфимска Свердловской обл., по железнодорожной линии Казань – Свердловск (участок Агрыз–Дружинино). Тоннель прорезает холмообразную возвышенность, сложенную субгоризонтально залегающими трещиноватыми слоистыми мергелями и глинистыми доломитами. Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова $f = 3-4$ (V категория по СНиП). Длина тоннеля 440,67 м в пикетах от ПК2 + 79,70 Западного портала до ПК 20,37 Восточного портала. Профиль тоннеля односкатный со средним уклоном 4‰ в сторону Западного портала (максимальный уклон – 7 ‰).

Справа от тоннеля, по ходу пикетажа, расположен тоннель № 4а, реконструированный в 2007–2008 гг. Межосевое расстояние между тоннелями – 20–30 м. Слева на межосевом расстоянии 11–20 м находится тупиковая дренажная штольня, соединенная с тоннелем № 4 четырьмя сбойками в пикетах – ПК3 + 37,78; ПК4 + 40,19; ПК5 + 25,50 и ПК6 + 62. Сечение штольни в свету 3,5 м², обделка – монолитный бетон, уровень подошвы на 0,54 м ниже уровня головки рельс тоннеля № 4.

Тоннель № 4 обделан 51-м тоннельным кольцом размером 8,35–8,69 м и двумя порталными размером 2,77 м – на Запад-

ном портале и 2,59 м – на Восточном. Свод тоннеля по всей длине выполнен из бутового камня, а часть стен в середине тоннеля закреплена бетоном. Толщина обделки в своде составляет 50 см, в стенах – 70 см.

Инженерно-геологические и гидрогеологические условия в районе тоннеля соответствуют II категории сложности по СП 11–105–97. Несмотря на то что водоносный горизонт залегает на глубине более 50 м, обделка сильно обводнена по всему периметру, и швы между ее кольцами находятся в неудовлетворительном состоянии. Поскольку движение в тоннеле осуществляется на электротяге, то для защиты контактного провода в верхней части свода по всей длине установлен металлический «зонт» шириной 2 м. Дополнительно в 2005–2006 гг. пробурены каптажные скважины из дренажной штольни и осуществлено нагнетание за обделку цементного раствора. Вентиляция естественная и осуществляется через порталы за счет поршневого эффекта при движении поездов (83 пары поездов в сутки).

Тоннель № 4 построен в 1914–1917 гг. для прокладки одного пути колеи 1524 мм. Внутреннее очертание тоннеля соответствует габариту приближения строений «СТ-1» (постановление МПС от 28.05.74 г. № П-149777), и пропуск крупногабаритных грузов по тоннелю ограничен. Этим и обусловлена необходимость реконструкции тоннеля с целью увеличения площади его поперечного сечения до габарита приближения строений «С» (ГОСТ 9238–83). Одновременно, с целью повышения безопасности движения, предусматривается замена бетонных мостовых плит, опирающихся на деревянные клинья, железобетонными рамами МГР-4Т и МГР-3Т на регулируемых опорах РО1.

Расширение тоннеля предусматривается комбинированным способом во встречном направлении. Со стороны Западного портала – проходческим комбайном «Eckhff ET-380», со стороны Восточного портала – буровзрывными работами (от ПК4 + 14,7 до ПК7 + 20,37).

Из-за близости тоннеля № 4а за 50 м до ПК4 + 14,7 комбайновая проходка останавливается до завершения БВР, производимых со стороны Восточного портала, после чего продолжается вновь.

Расширение тоннеля с Восточного портала производится уступным способом при высоте верхнего уступа 4,86 м, нижнего – 4,8 м. Проходка верхнего уступа осуществляется заходками по 1,0 м. С отставанием 40–50 м ведется проходка нижней части тоннеля.

Работы в забое осуществляются под защитой опережающего крепления. Для этого под углом 25–30° к кровле выработки бу-

рятся шпуров $\varnothing 64$ мм и длиной $L = 4$ м, в которые вставляется металлическая перфорированная труба и производится нагнетание цементно-песчаного раствора. Бурение шпуров осуществляется установками АхераТ11 DATA315.

Временное крепление верхнего уступа осуществляется арками из двутавра № 30 с шагом 1,0 м. Для установки временного арочного крепления по контуру тоннеля бурятся шпуров глубиной 1,5 м, шагом 1,5 м. В эти шпуров устанавливаются металлические анкеры из арматуры длиной $L = 1800$ мм, $d = 32$ мм Кл АП. Крепление арок к анкерам производится при помощи металлических пластин $250 \times 250 \times 10$ мм на сварке. Отставание крепления от забоя – не более 1,0 м.

Крепление нижней части тоннеля осуществляется аналогичным способом. Здесь ряды стоек скрепляются между собой рошпанами и стяжными болтами. Стойки нижней части соединяются с верхней аркой болтовым соединением. После этого производятся работы по бетонированию черновой обделки нижней части тоннеля бетоном класса В25F300W6.

Для предотвращения разбивки основания тоннеля, вслед за проходкой по его почве, устраивается основание шириной 7,7 м и толщиной 150 мм из бетона класса В22,5F200W4, армируемое металлической сеткой ВР5 100×100.

Для взрывных работ предусмотрено применение патронированного аммонита № 6ЖВ (ГОСТ 21984–76). Диаметр патронов 32 мм. Заряжание шпуров и монтаж взрывной сети производится с помощью двухярусной технологической тележки буровой установки. Инициирование взрыва осуществляется неэлектрической системой взрывания повышенной безопасности на основе трубки волновода и капсюля-детонатора – СИНВ. Система обеспечивает надежность взрывания, управляемость взрывом, снижение сейсмического воздействия взрыва на массив, исключает возможность выгорания ВВ в шпуре.

Параметры БВР рассчитаны согласно [1]. Удельный расход ВВ (q , кг/м³):

$$q = q_1 K_{\text{зп}} K_{\text{сп}} e, \quad (1)$$

где q_1 – удельный заряд условного ВВ, при $f = 4-6$ $q_1 = 0,5$ кг/м;

$K_{\text{зп}}$ – коэффициент зажима породы, равный 0,7;

$K_{\text{сп}}$ – коэффициент структуры породы, равный 1,8;

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ, равный 1,0.

$$q = 0,5 \cdot 0,7 \cdot 1,8 \cdot 1,0 \approx 0,6.$$

Число шпуров на забой (N , шт.):

$$N = \frac{qS_{\text{пр}}\eta}{ja}, \quad (2)$$

где j – вместимость шпура для патронированных ВВ диаметром 36 мм, $j = 0,7-0,9$ кг/м;

a – коэффициент заполнения шпура, равный 0,7;

$S_{\text{пр}}$ – поперечная площадь сечения забоя, м²;

h – коэффициент использования шпура, равный 0,9.

$$N_{\text{верх}} = \frac{0,8 \cdot 24,7 \cdot 0,9}{0,7 \cdot 0,7} \approx 36 \text{ шт. (для разбуривания верхнего уступа),}$$

$$N_{\text{низ}} = \frac{0,8 \cdot 17,5 \cdot 0,9}{0,7 \cdot 0,7} \approx 26 \text{ шт. (для разбуривания нижнего уступа).}$$

Глубина шпуров в верхнем и нижнем уступе одинакова и составляет 1,1 м; масса заряда в шпуре – 0,6 кг.

Основные показатели паспорта буровзрывных работ в табл. 1, 2, 3 и на рис. 1 и 2.

Показатели паспорта БВР при проходке тоннеля № 4

Таблица 1

Наименование показателя	Единица измерения	Количество	
		Верхний уступ	Нижний уступ
Удельный расход ВВ	кг/м ³	0,6	0,6
Подвигание забоя за цикл	м	1,0	1,0
Расчетный расход ВВ на цикл	кг	22,0	16,0
Фактический расход ВВ на цикл	кг	27,0	19,5
Объем взорванной породы за цикл	м ³	37,1	26,3
Общая длина шпуров на цикл	м	39,6	28,6
Коэффициент использования шпура		0,9	0,9
Число шпуров на забой $d = 42$ мм	шт.	36,0	26,0
Тип ВВ		Аммонит № 6 ЖВ	
Тип инициирования		СИНВ (СИНВ-Ш)	

Параметры шпуровых зарядов (верхняя часть тоннеля)

Таблица 2

Наименование шпуров	Номера серии (группы шпуров)	Количество шпуров в серии, шт.	Степень замедления, мс	Масса заряда одной серии, кг
Отбойные	1	2 (4,5)	0	1,2
Отбойные	2	3(3,2,1)	1000	1,8
Отбойные	3	3(6,7,8,)	2000	1,8
Отбойные	4	4(36,17,16,15)	3000	2,4
Отбойные	5	4(11,10,9,35)	4000	2,4
Отбойные	6	3(14,13,12)	5000	1,8
Оконтурирующие	7	4(18,19,20,21)	6000	2,4
Оконтурирующие	8	4(34,33,32,31)	7000	2,4
Оконтурирующие	9	4(22,23,24,25)	8000	2,4
Оконтурирующие	10	5(26,27,28,29,30)	9000	3,0

Таблица 3

Наименование шпуров	Номер серии (группы шпуров)	Количество шпуров в серии, шт.	Степень замедления, мс	Величина заряда одной серии, кг.
Отбойные	1	2 (4,3)	0	1,2
Отбойные	2	2(10,9)	1000	1,2
Отбойные	3	2(2,1)	2000	1,2
Отбойные	4	2(8,7)	3000	1,2
Отбойные	5	2(6,5)	4000	1,2
Отбойные	6	2(12,11)	5000	1,2
Оконтурирующие	7	3(20,21,22,)	6000	1,8
Оконтурирующие	8	3(13,14,15)	7000	1,8
Оконтурирующие	9	4(23,24,25,26)	8000	2,4
Оконтурирующие	10	4(16,17,18,19)	9000	2,4

Параметры БВР для проходки путевой камеры. Расчет выполнен согласно методике [2] для контурного взрывания. Удельный расход ВВ:

$$q_0 = 0,4 \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 \cdot \frac{k'}{e'} = 0,91 \text{ кг/м}^3,$$

где $k' = 1,4$ – коэффициент, учитывающий дополнительный расход ВВ для более мелкого дробления;

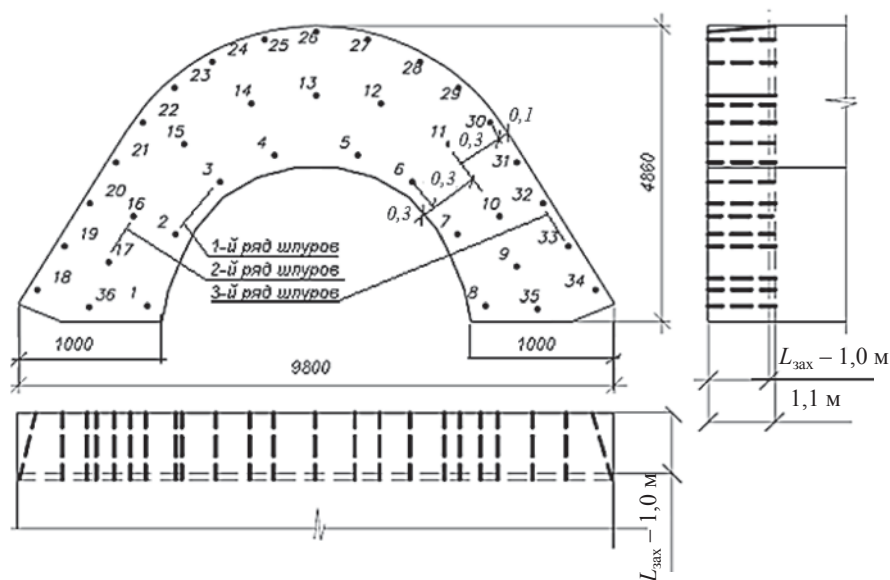


Рис. 1. Схема размещения шпуров при проходке верхней части тоннеля № 4.
 Расстояние между шпурами в ряду: 1-й ряд – 400 мм; 2-й ряд – 500 мм; 3-й ряд – 600 мм; расстояние между рядами шпуров 0,3 м

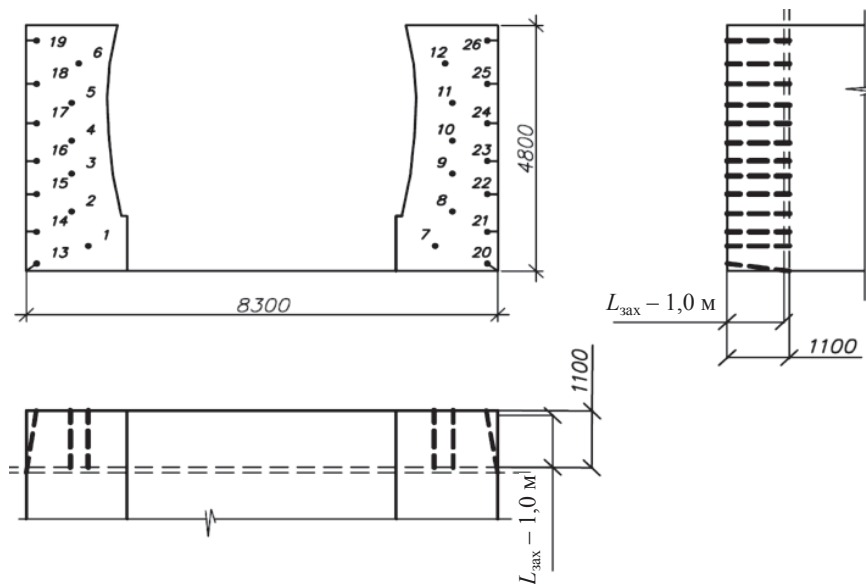


Рис. 2. Схема размещения шпуров при проходке нижней части тоннеля:
 Расстояние между рядами шпуров – 0,5 м; расстояние между шпурами в ряду:
 1-й ряд – 0,8 м; 2-й ряд – 0,7 м

$$e' = \frac{P}{525} - 0,69 - \text{коэффициент относительной работоспособно-}$$

сти ВВ;

S – площадь сечения выработки, $S = 17 \text{ м}^2$;

P – работоспособность ВВ, $P = 365 \text{ см}^3$.

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС) отбойных шпуров при контурном взрывании (W_0) определяется по формуле

$$W_0 = 52K_3 d_3 \sqrt{\frac{\rho}{\gamma e \omega}}, \quad (3)$$

где k_3 – коэффициент зажима, равный 0,7;

d_3 – диаметр заряда ВВ, равный 0,042 м;

ρ – плотность ВВ, $\rho = 1100 \text{ кг/м}^3$;

γ – объемная масса грунта = 1700, кг/м³;

e – коэффициент эквивалентности ВВ, равный 1;

ω – коэффициент трещиноватости скальных грунтов, равный 0,8.

Сейсмическая безопасность зданий и сооружений при взрывах предполагает отсутствие повреждений, нарушающих нормальное их функционирование.

Расстояния, на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, становятся безопасными для зданий и сооружений (r_c , м) определяются по формуле

$$r_c = K_\Gamma K_c a \sqrt[3]{Q_3}, \quad (4)$$

где r_c – расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения), м;

K_Γ – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения);

K_c – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки, $K_c = 2$;

a – коэффициент, зависящий от условий взрывания. Для камуфлетного взрыва и взрыва на рыхление $a = 1$;

Q_3 – эквивалентная масса заряда, кг.

Для скальных пород, нарушенных неглубоких слоями мягких грунтов, $K_\Gamma = 8$.

Значения коэффициента $a = 1$ для камуфлетного взрыва и взрыва на рыхление

$$r_c = 8 \cdot 2 \cdot 1 \cdot \sqrt[3]{3} = 23 = 25 \text{ м.}$$

Для обеспечения сейсмической безопасности приближенных объектов необходимо следующее количество степеней замедления при одном взрыве:

$$N_3 = Q_{\text{ВВ}}/Q_3 = 27/3 = 9. \quad (5)$$

Масса одновременно взрываемого заряда для предотвращения влияния по условиям сейсмичности на расположенные рядом выработки не должна превышать 3 кг.

Безопасное расстояние ударной воздушной волны по действию на человека определяется в соответствии с [3]:

$$R_{\text{min}} = 15\sqrt[3]{Q} = 15\sqrt[3]{27} = 45 \text{ м.} \quad (6)$$

В ходе взрывных работ при реконструкции тоннеля № 4 количество одновременно взрываемого ВВ по проекту не превышает 27 кг. Заряды взрываются в шпурах неодновременно, поэтому действие ударной волны на человека незначительно. Учитывая направленность воздушной волны по выработке, безопасное расстояние по действию УВВ на человека должно быть удвоено, т. е. 100 м.

Величина опасной зоны отражается в паспорте буровзрывных работ. Она используется для неэлектрических систем инициирования с низкоэнергетическими волноводами с момента подсоединения взрывной сети к магистральной.

Безопасная территория для людей и механизмов по разлету кусков горной породы ограничивается контурами выработки и устанавливаются при $W = 1,5$ и $n = 1$ равными 100 м от места взрыва [3].

Место расположения взрывной станции – за пределами опасной зоны.

Реконструкция тоннеля № 4 проводится вблизи эксплуатируемого тоннеля № 4а, пройденного параллельно тоннелю № 4 (минимальное расстояние между тоннелями составляет 25 м, что удовлетворяет расчетному расстоянию по сейсмической безопасности). Взрывные работы производятся в так называемые «окна» в графике движения поездов. Они должны выполняться при закрытом перегоне и снятом напряжении с контактной сети. Время проведения

взрывных работ согласовывается с диспетчерской службой РЖД участка Агрыз–Дружинино. При этом должны быть предусмотрены мероприятия, исключающие проведение взрывных работ в момент прохождения поездов по тоннелю № 4А, а персонал всех служб РЖД и других организаций должен быть выведен из опасной зоны.

Литература

1. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки (ВНТП 37–86). – М.: Минцветмет СССР, 1986.
2. Крепление выработок набрызг-бетоном и анкерами при строительстве транспортных тоннелей и метрополитенов. Нормы проектирования и производства работ (ВСН 126-90). – М.: ВНИИТС Минтрансстрой СССР, 1990.
3. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13–407–01) // Безопасность при взрывных работах: сб. докл. / Госгортехнадзор России. – М.: ГУП НТЦ «Промышленная безопасность», 2001. – С. 4–210.

УДК 622.235.535.2

СЕЙСМОБЕЗОПАСНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ КАПИТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК НА СТРОИТЕЛЬСТВЕ ЕКАТЕРИНБУРГСКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА

Г.П. Берсенева, М.В. Корнилов, А.Г. Петрушин, В.В. Сынбулатов

Сооружение капитальных подземных выработок (стволов, тоннелей, камер) Екатеринбургского метрополитена ведется с применением буровзрывных работ в условиях плотной городской застройки. Для защиты зданий и сооружений от сейсмического воздействия масса зарядов взрывчатых веществ должна приниматься такой, чтобы исключить их повреждение [1]. Поэтому при проектировании и ведении взрывных работ необходимо учитывать сейсмическое воздействие взрыва на охраняемые объекты, находящиеся в ближней зоне (до 50 м).

При расчетах дробления горных пород основное внимание приходится направлять не на качество взрыва, а на безопасность охраняемых объектов, т. е. переходить на сейсмобезопасную технологию проходки выработок. Расчетные параметры по методике «Единых правил безопасности при взрывных работах» оказываются завышенными, и, если их строго придерживаться, то не исключены

случаи повреждения фундаментов или несущих конструкций охраняемых объектов. Эта методика недостаточно учитывает такие факторы, как гидрогеологические условия горных пород, их трещиноватость и др. И только благодаря проведению инструментальных сейсмомомеров на наиболее опасных объектах трассы строящегося метрополитена была разработана сейсмобезопасная технология ведения взрывных работ, учитывающая вышеуказанные факторы.

В ходе подготовительных работ были рассмотрены следующие объекты:

- в районе цирка и жилого квартала по ул. 8 Марта (на пересечении с ул. Декабристов) при проходке правого тоннеля и примыкающей к нему камеры № 126;

- на отрезке между станциями Чкаловская–Ботаническая при проходке вертикального ствола № 16.

Правый проходческий тоннель проходил на глубине 23–25 м и на расстоянии 21 и более метров от жилых домов и производственных зданий по ул. 8 Марта. Особое беспокойство вызывало состояние жилого дома № 55, в котором образовались сквозные трещины с шириной раскрытия до 10 мм на всех пяти этажах. Причинами деформации здания стали неоднородность грунтов в его основании, водопонижение ввиду устройства водоотливов на ближайших стволах № 17 и 21, а также сдвигание пород при проходке этих стволов и правого проходческого тоннеля.

Несмотря на длительную остановку в ведении взрывных работ с целью крепления здания путем установки поэтажных преднапряженных поясов в уровне цоколя и перекрытий 2-, 4- и 5-го этажей, наблюдалась годовая деформация установленных по периметру здания реперов до 4 мм. Этот тревожный симптом предполагал необходимость проведения дополнительных инструментальных наблюдений при возобновлении взрывных работ на объекте. С этой целью ООО НПП «Взрывтехнология» и ООО «Метрострой – ПТС» провели сейсмометрические замеры колебаний методом многоволновой регистрации с записью на автономный сейсморегистратор АИР с трех сейсмодатчиков типа «Светлячок» СВ1-10 и СП-10. Сейсмодатчики устанавливались на грунте у цоколя домов № 55 и 57 по ул. 8 Марта и на лестничной площадке 5-го этажа дома № 55. Приборы ориентировались относительно взрыва по вертикальной (Z), продольной (X) и поперечной (Y) осям, по которым снималась сейсмограмма.

Проведя пять опытных взрывов и проанализировав ранее проведенные ООО «Метрострой – ПТС» промышленные взрывы на данном объекте, а также учитывая ранее выданные Уральской госу-

дарственной академией путей сообщения и институтом «Уралгипротранс» рекомендации по усилению здания дома № 55 преднапряженными поясами, были определены фактические и допустимые скорости колебания грунта и сейсмобезопасные расстояния при проходке правого перегонного тоннеля и камеры № 126 (табл. 1). Специалисты пришли к выводу, что необходимо:

а) снижать в полтора-два раза (по сравнению с последующими ступенями замедления) массу зарядов во врубовой;

б) удлинять импульс взрыва за счет увеличения количества ступеней замедления и интервалов замедления (вместо 35 и 50 мс – 75–100 мс);

в) регулировать массы зарядов в группе на одну ступень замедления, в зависимости от расстояний до охраняемых объектов и от горно-геологических условий залегания горных пород;

г) перейти с традиционных электрических систем инициирования (ЭДЗН) на прогрессивные неэлектрические системы (СИНВ, Эдилин и др.) для дальнейшего снижения скорости грунта в основании зданий;

д) продолжить наблюдение за развитием трещин в стенах здания и деформаций фундамента дома № 55 по ул. 8 Марта с помощью установленных реперов для визуальной и качественной оценки сейсмического воздействия взрыва при проходке камеры № 126.

Вертикальный ствол № 16 диаметром вчерне 6,0 м сооружался на участке между станциями Чкаловская–Ботаническая в непосредственной близости от 18-этажного жилого здания по ул. 8 Марта, 181, корпус 6. Жилое здание сдано в эксплуатацию в 2006 г. и имеет железобетонный каркас без антисейсмического усиления, его техническое состояние исправное. Минимальное расстояние от ствола до здания в плане около 42 м.

Верхний участок ствола (участок №1) до отметки – 18 м пройден без применения буровзрывных работ (рис. 1). Нижняя часть ствола (участки № 2 и № 3) пройдена буровзрывным способом по проекту [2], разработанному ГОУ ВПО «УГГУ» и предусматривающему выполнение буровзрывных работ по двум схемам расположения шпуров (в зависимости от крепости пород) с ограничением одновременно взрываемого количества ВВ. Расчет параметров буровзрывных работ выполнен по методике проф. Н.М. Покровского [3].

На участке № 2, проходимом по первой схеме расположения шпуров, породы представлены выветрелыми порфиритами и их туфами средней прочности, на втором участке – очень прочным порфиритами и их туфами.

Согласно [4, 5], допустимая скорость колебаний грунта в основании фундамента охраняемого жилого здания принята равной 2 см/с.

Таблица 1
Результаты инструментальных замеров скоростей колебаний V (см/с) от промышленных взрывов при проходке правого перегонного тоннеля (ПНТ) и камеры № 126 по ул. Декабристов

№ взрыва	Масса взрыва ΣQ , кг	Количество шпуров, шт.	Количество групп, шт.	Масса одного заряда, Q , кг	Место регистрации колебаний	Расстояние до взрыва, R , м	Скорость колебаний по составляющим X, Y, Z , см/с				Скорости колебаний		Коэффициент сейсмичности
							V_x	V_y	V_z	$V_{факт}$ см/с	$V_{доп}$ см/с		
1	26	52	11	2,5	ул. 8 Марта, 55, грунт	31,39	0,725	0,85	0,535	1,23	1,6	463,0	
2	38,5	57	13	2,5	ул. 8 Марта, 55, грунт	31,8	0,118	0,286	0,22	0,37	1,6	473,6	
3	30	60	11	3,5	ул. 8 Марта, 55, грунт	32,47	1,427	0,727	0,584	1,7	1,6	567	
4,1	31,5	63	12	3,5	ул. 8 Марта, 57, грунт	41,5	0,467	0,288	0,514	0,75	1,0	258	
4,2	31,5	63	12	3,5	ул. 8 Марта, 55, грунт	33,19	1,27	0,841	0,383	1,57	1,6	541	
5,1	24,75	47	13	2,5	ул. 8 Марта, 55, грунт	33,76	0,414	0,644	0,704	1,04	1,6	384,4	
5,2	24,75	47	13	2,5	ул. 8 Марта, 55, грунт	46	0,282	0,171	0,158	0,369	1,6	225,3	

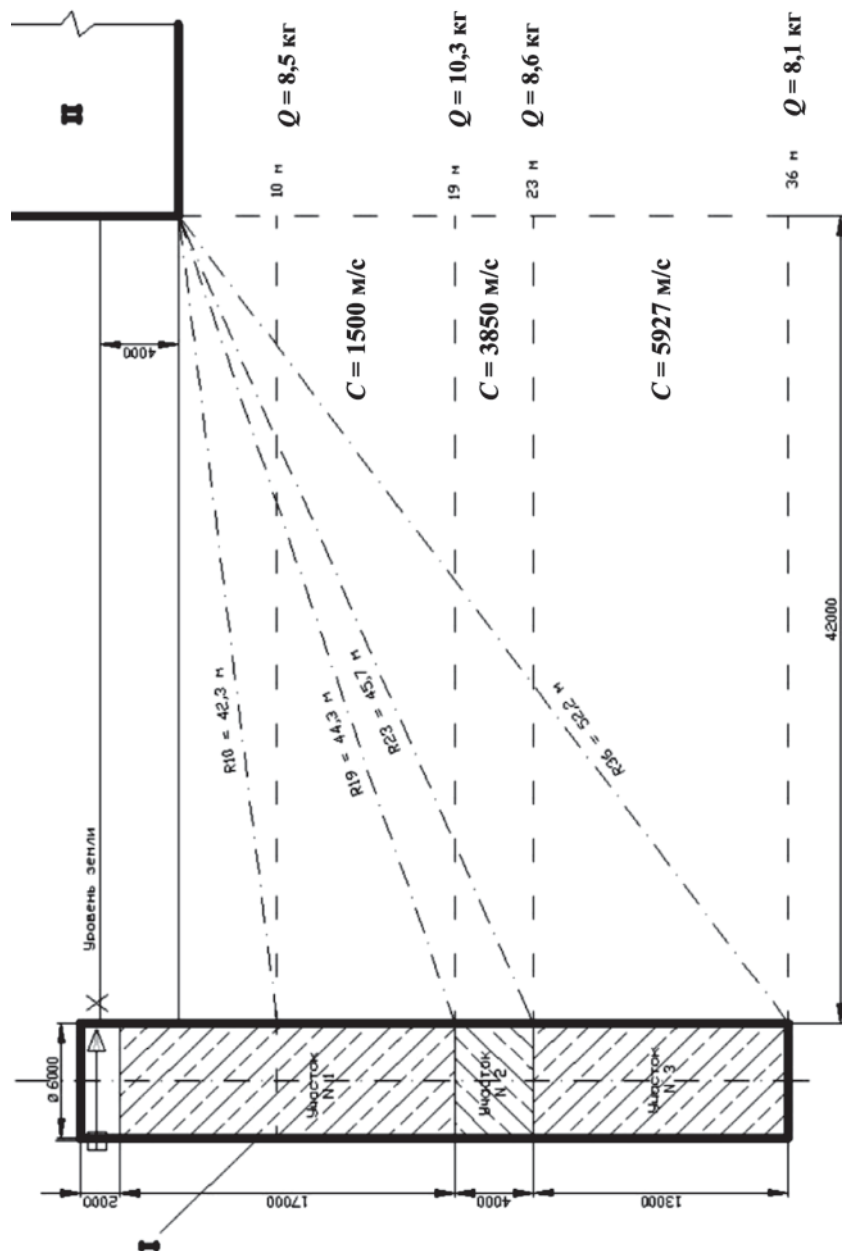


Рис. 1. Схема к определению допустимых величин одновременно взрывааемых зарядов ВВ в зависимости от глубины забоя ствола:

I – ствол № 16; II – охраняемый объект (жилой дом по улице 8 Марта, 181/корпус 6)

Допустимая величина одновременно взрывааемых зарядов ВВ ввиду отсутствия экспериментальных данных по замеру сейсмических колебаний на стадии проектирования оценивалась по формуле [4]:

$$Q = \frac{U_0^2 \cdot R^4}{C_p} \cdot 10^{-3}, \text{ кг} \quad (1)$$

где U_0 – допустимая скорость колебаний грунта в основании охраняемых объектов, см/с;

R – расстояние от места взрыва до охраняемого объекта, м;

C_p – скорость продольной упругой волны в массиве горных пород, м/с.

Результаты расчетов допустимых величин одновременно взрывааемых зарядов ВВ в зависимости от глубины забоя ствола приведены в табл. 2 и на рис. 1. С учетом расчетных данных для снижения сейсмического воздействия взрывных работ были выбраны количество серий и интервалы замедлений. Взрывание зарядов ВВ выполнялось с применением системы неэлектрического взрывания СИНВ-III.

В экспертизе проекта [6], выполненной ООО «Центр взрывного дела при УГГГА», указано на необходимость выполнения при производстве первых взрывов трех инструментальных замеров скорости колебания грунта в основании охраняемого объекта для уточнения и подтверждения расчетов сейсмобезопасных параметров взрывных работ.

Такие измерения ранее были выполнены НПО УГГУ совместно с ООО НПП «Взрывтехнология» [7]. Измерение параметров сейсмических колебаний выполнялось датчиками СВ1-10 и СГ1-10 чувствительностью 0,17 в·с/см с регистрацией приборами Регистр-3К (регистратор

Таблица 2

**Допустимые массы одновременно взрывааемых зарядов ВВ
в зависимости от глубины забоя ствола**

Участок разработки ствола	Глубина разработки грунта, м	Допустимая масса одновременно взрывааемого заряда ВВ, кг
№ 1	10	8,5
№ 2	19	10,3
	23	8,6
№ 3	36	8,1

Результаты замеров скорости сейсмических колебаний

Таблица 3

Номер взрыва	Общая масса заряда, кг	Максимальная масса заряда в серии, кг	Количество серий замедлений	Расстояние от взрыва, м	Прибор	Скорость сейсмических колебаний, см/с			
						V_x	V_y	V_z	V
1	28,5	5	8	46	АИР	0,120	0,091	0,114	0,19
				61	Регистр-ЗК	0,082	0,043	0,063	0,10
2	28,5	5	8	47	АИР	0,270	0,135	0,173	0,35
					Регистр-ЗК	0,120	0,346	0,193	0,41
3	54,75	7,5	12	46	АИР	0,163	0,162	0,035	0,23
					УРАН	0,141	0,138	0,101	0,22

сейсмических сигналов) и АИР (автономный измеритель-регистратор напряжений), а также трехкомпонентным датчиком GS-3С чувствительностью 0,276 в·с/см с записью на прибор УРАН-Интеллектон (измеритель и регистратор аналоговых напряжений).

Колебания фиксировались по трем осям: X , Y и Z . Результирующая скорость колебаний определялась по формуле $V = \sqrt{V_x^2 + V_y^2 + V_z^2}$.

Измерения колебаний грунта у охраняемого объекта выполнялись трижды. Результаты измерений и пример сейсмограммы приведены в табл. 3 и на рис. 2.

На основании проведенных инструментальных измерений установлено, что фактические скорости колебаний (0,19–0,41 см/с) значительно ниже допустимой скорости колебаний (2 см/с). Уменьшение фактической скорости колебаний грунта по сравнению с расчетной объясняется следующими причинами:

- выражение (1) предназначено для примерной оценки сейсмического воздействия взрыва при использовании метода скважинных зарядов;
- сейсмическая волна распространяется через слои горных пород, обладающих разной акустической жесткостью, что приводит к ее ослаблению;
- шпуровые заряды при проходке выработок имеют небольшой диаметр, что уменьшает сейсмическое воздействие взрыва;
- наибольшее сейсмическое воздействие оказывает взрыв врубовых шпуров: после образования врубовой полости создается дополнительная открытая поверхность и уменьшается доля энергии ВВ, переходящая в сейсмическую волну, от взрывов последующих серий замедлений.

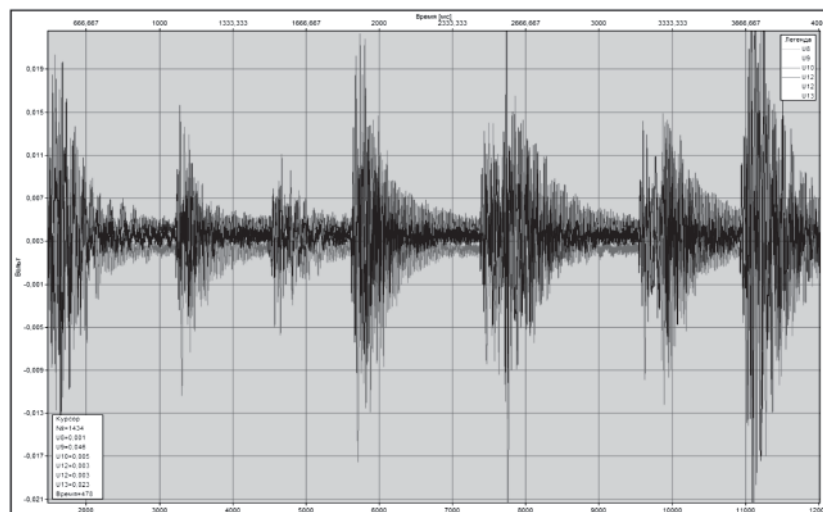


Рис. 2. Сейсмограмма взрыва. Датчик GS-3C с записью на прибор УРАН-Интеллектон

Таким образом, принятая методика оценки сейсмического воздействия используется в расчетах параметров сейсмобезопасной технологии при проходке капитальных подземных выработок методом шпуровых зарядов в стесненных условиях на строительстве Екатеринбургского метрополитена.

Литература

1. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13–407–01) // Безопасность при взрывных работах: сб. док. / Госгортехнадзор России. – М.: НТЦ по безопасности в промышленности, 2001. – С. 4–207.
2. Проект буровзрывных работ на проходку ствола № 16 между станциями Чкаловская–Ботаническая / ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет». – Екатеринбург, 2006.
3. Шахтное и подземное строительство / Б.А. Картозия и др. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001.
4. Мосинев В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / В.Н. Мосинев. – М.: Недра, 1976. – 271 с.
5. Безопасность взрывных работ в промышленности / Б.Н. Кутузов и др. – Недра, 1992. – 544 с.
6. Заключение экспертизы промышленной безопасности на «Проект буровзрывных работ на проходку ствола № 16 между станциями Чкаловская – Ботаническая / ООО «Центр взрывного дела при УГГГА». – Екатеринбург, 2006.
7. Акт о результатах замеров скорости колебаний грунта в основании охраняемого объекта при проходке ствола № 16. Научно-производственное объединение / Екатеринбург: ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет», 2007.

УДК 622.235.6

**ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ
ПО ПРОИЗВОДСТВУ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ
ПРИ СООРУЖЕНИИ КОТЛОВАНА ВЕСТИБЮЛЯ № 2
СТАНЦИИ «ТОРГОВЫЙ ЦЕНТР» ЧЕЛЯБИНСКОГО
МЕТРОПОЛИТЕНА**

Г.П. Берсенева, М.В. Корнилов, А.Г. Петрушин, В.В. Сынбулатов

Сооружение вестибюля станции «Торговый центр» осуществляется открытым способом. Глубина заложения вестибюля – 15 м, длина – 54,2 м, ширина – 25,4 м. Объем вынимаемой горной массы – 13 тыс. м³, из них 6,0 тыс. м³ скальные породы. К началу работ по сооружению котлована в теле будущего вестибюля станции пройден эскалаторный тоннель диаметром в свету 10,5 м с обделкой из чугунных тубингов.

Ближайшими к месту взрыва охраняемыми объектами являлись: здание администрации торгового центра – 16 м; здание торгового центра – 93 м; подъемная машины – 4,5 м; вентиляторная – 1,7 м; подстанция РУ 10/6 кВ – 4,5 м; тельферная эстакада – 2,3 м; обделка эскалаторного тоннеля, находящаяся в теле котлована.

Технология буровзрывных работ. Рыхление скального грунта в котловане запроектировано буровзрывным способом с применением метода шпуровых зарядов. Разработка котлована производится послойно, с толщиной слоя не более 2 м.

Поскольку буровзрывные работы выполняются в центральной части г. Челябинска, в условиях плотной городской застройки, их технология имеет специфические особенности, призванные обеспечить минимальное воздействие взрыва на охраняемые объекты, а именно:

- величина шпуровых зарядов ВВ принимается минимально необходимой с учетом условия рыхления скального грунта;
- взрывание зарядов производится только с забойкой, обеспечивающей уменьшение интенсивности ударно-воздушной волны и дальности разлета осколков;
- обязательное применение предохранительных устройств;
- использование систем неэлектрического взрывания, когда каждый заряд взрывается индивидуально, а масса заряда ограничивается исходя из условия сохранности охраняемых объектов.

При всех этих условиях параметры буровзрывных работ должны обеспечивать рыхление скального грунта без негабарита.

Для бурения вертикальных шпуров диаметром 46 мм применяют переносные перфораторы ПП-63 (ПП-54). В качестве взрывчатого вещества используется патронированный аммонит № 6 ЖВ диаметром 32 мм.

Для снижения сейсмического воздействия на охраняемые объекты и законтурный массив применяются неэлектрические системы инициирования ДБИ-3. При этом монтаж поверхностной сети выполняется из детонирующего шнура ДШЭ-12, а инициирование сети производится электродетонаторами ЭД-1-8Т. Используются сплошная конструкция шпурового заряда и забойка шпуров из мелкофракционного щебня, отходов горного производства (отсева) или песка.

Расчет величины зарядов ВВ (Q , кг) производится по классической формуле [1, 3]

$$Q = qabh, \quad (1)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м³;

a и b – расстояние между шпурами в ряду и между рядами шпуров, м;

h – глубина слоя рыхления (высота уступа), м.

Глубина шпуров принята с учетом перебура (10–20 %). При подчистке основания (дна) котлована шпуры недобуриваются на 0,15–0,2 м до проектного контура выемки. Параметры расположения шпуров и массы шпуровых зарядов рыхления приведены в табл. 1.

Схема расположения шпуров и конструкция заряда приведены на рис. 1.

Количество взрываемых шпуров определяется размерами предохранительного укрытия (6×3 м) и не превышает восьми [2].

Схема монтажа взрывной сети под предохранительным устройством с использованием ДБИ-3 приведена на рис. 2.

Для уточнения параметров БВР намечено проведение трех опытных взрывов. Проектом предусмотрены *безопасные зоны* при производстве взрывных работ. Радиус взрывоопасной зоны по разлету отдельных кусков породы при взрывании под предохранительными укрытиями принимается:

– для людей, находящихся на открытой местности, – 200 м, в капитальных зданиях – 50 м;

– для механизмов, сооружений и наземных коммуникаций – 50 м.

Расчетные параметры шпуровых зарядов

Таблица 1

Высота слоя (уступа) h , м	Глубина шпура L , м	Расстояние между		Объем поро- ды на один шпур V , м ³	Удель- ный расход ВВ q , кг/м ³	Масса шпуро- вого за- ряда Q , кг	Длина	
		шпурами в ряду a , м	рядами шпуров b , м				заряда $l_{зар}$, м	забойки $l_{заб}$, м
Породы VI–VII категории								
1	1,1	1,1	1,1	1,21	0,6	0,75	0,52	0,58
1,25	1,4	1,15	1,15	1,65	0,6	1,00	0,69	0,71
1,5	1,65	1,2	1,2	2,16	0,55	1,20	0,83	0,82
1,75	1,95	1,3	1,3	2,96	0,5	1,50	1,04	0,91
2	2,2	1,4	1,4	3,92	0,45	1,75	1,22	0,98
Породы IX категории								
1	1,2	1,1	1,1	1,21	1	1,20	0,85	0,40
1,25	1,45	1,15	1,15	1,65	0,78	1,30	0,90	0,55
1,5	1,65	1,2	1,2	2,16	0,7	1,50	1,04	0,61
1,75	1,95	1,3	1,3	2,96	0,65	1,90	1,32	0,63
2	2,2	1,4	1,4	3,92	0,6	2,30	1,60	0,60

Для полного предотвращения разлета осколков грунта предусмотрено применение коробчатого укрытия, полностью перекрывающего участок взрыва (рис. 3). Размеры укрытия в плане ($L \cdot B$) приняты с учетом радиуса раскрытия воронки рыхления $r = a/2 = b/2$ (см. рис. 2).

Минимальная масса сетчатого коробчатого укрытия (M , кг), необходимая для безразлетного взрывания, определяется в соответствии с п. 8.3.8 [5, 6] по формуле

$$M_y = 2000 \frac{p \Gamma_n \sqrt{Q / h_0}}{H_y l_{заб}^2}, \quad (2)$$

где p – линейная плотность заряда, $p = 1,44$ кг/м;

Γ_n – коэффициент газопроницаемости укрытия коробчатого типа с сеткой Рабица – 0,5;

Q – суммарная максимальная масса зарядов, взрывааемых под укрытием, $Q = 2,3 \cdot 8 = 18,4$ кг;

h_0 – высота установки над поверхностью взрывааемого участка, $h_0 = 2$ м;

$l_{заб}$ – длина забойки, $l_{заб} = 0,6$ м;

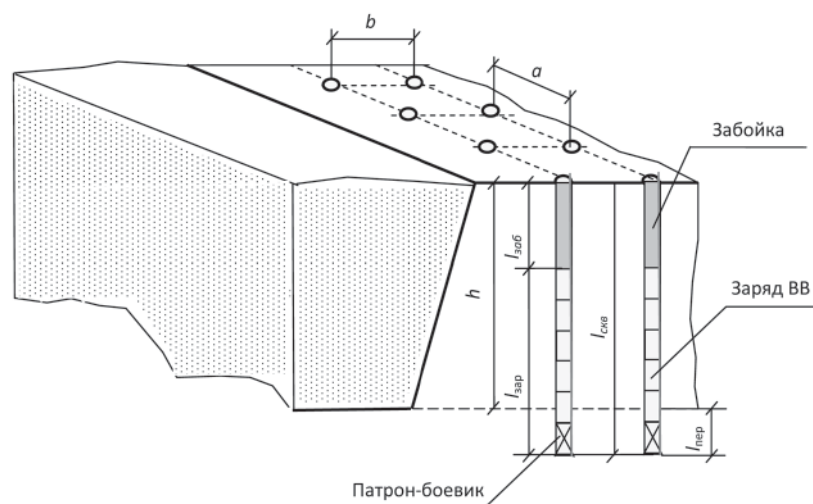


Рис. 1. Схема расположения шпуров и конструкций шпуровых зарядов

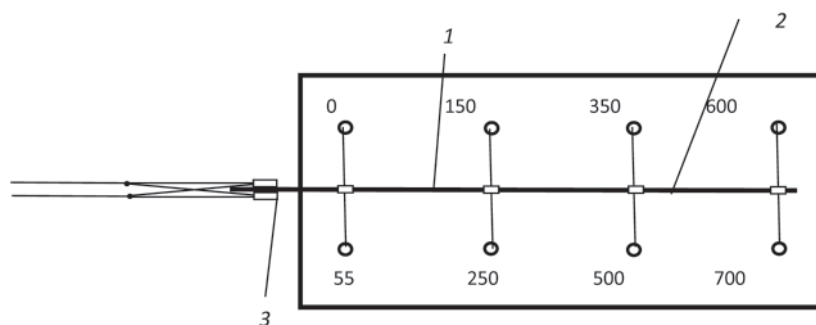


Рис. 2. Схема взрывной сети под предохранительным устройством с использованием ДБИЗ:

0, 55, ..., 300 – интервалы замедлений устройств ДБИЗ, мс; 1 – детонирующий шнур ДШЭ-12; 2 – соединители волновода с детонирующим шнуром В-Ш; 3 – электродетонаторы ЭД-1-8Т

H_y – допустимая величина подбрасывания укрытия при взрыве, которую рекомендуется принимать в зависимости от расстояния до охраняемого объекта (ОО):

Расстояние до охраняемых объектов, м	10	20	30	40	50 и более
H_y , м	1	2	3	4	5

Так как расстояние до ближайшего охраняемого объекта (здание администрации торгового центра) – 16 м, то H_y принята равной 16 м. Для максимальной массы зарядов минимальная масса укрытия составит 7,6 т. Остальные объекты (здание подъемной машины, здание вентиляторной, тельферная эстакада, здание подстанции) находятся на промплощадке строящегося вестибюля и при необходимости дополнительно укрываются другими типами защитных устройств.

Расчет сейсмически безопасного расстояния приведен для наиболее опасного объекта – здания администрации торгового центра.

Согласно главе VIII Единых правил безопасности при взрывных работах [4], расстояния (R_c , м), на которых колебания грунта, вызываемые при одновременном взрывании N зарядов ВВ со временем замедления не менее 20 мс, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяются по формуле

$$R_c = \frac{K_r K_c \alpha \sqrt[3]{Q}}{N^{1/4}}, \quad (3)$$

где K_r – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта,

$K_r = 8$ (взяты самые неблагоприятные условия);

K_c – коэффициент, зависящий от типа охраняемого объекта, $K_c = 1$;

α – коэффициент, зависящий от условий взрывания, $\alpha = 1,0$;

Q – общая масса зарядов, кг.

Получим

$$R_c = \frac{8 \cdot 1 \cdot 1 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 2,3}}{8^{1/4}} = 12,6 \text{ м.}$$

Однако для особо ответственных объектов вопросы сейсмической безопасности необходимо решать с привлечением специализированных организаций.

С учетом вышеизложенного и экспериментальных данных по замеру сейсмических колебаний при проходке эскалаторного тоннеля сейсмически безопасное расстояние (R_c) определено из выражения [6]

$$R_c = \frac{\sqrt[3]{Q_{\text{одн}}}}{\left(\frac{V_{\text{доп}}}{K_r}\right)^{\frac{1}{n}}} = \frac{\sqrt[3]{2,3}}{\left(\frac{2,8}{285}\right)^{\frac{1}{1,9}}} = 15 \text{ м,} \quad (4)$$

где $Q_{\text{одн}}$ – масса одновременно взрывающихся зарядов ВВ, кг;
 $V_{\text{доп}}$ – допустимая скорость колебаний в основании охраняемых объектов, см/с;

K_r – коэффициент условий взрывания.

Аналогично, с использованием формулы (3), проведен расчет сейсмически безопасного расстояния для здания торгового центра $K_c = 1,5$.

$$R_c = \frac{8 \cdot 1,5 \cdot 1 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 2,3}}{8^{1/4}} = 18,8 \text{ м.}$$

Едиными правилами безопасности рекомендовано безопасное расстояние увеличивать в два раза. Однако учитывая неудовлетворительное техническое состояние здания, безопасное расстояние увеличивают в 4 раза, тогда $R_c = 1,5$ м.

С учетом экспериментальных данных по замеру сейсмических колебаний при проходке эскалаторного тоннеля сейсмически безопасное расстояние (R_c , м) определится по формуле (4)

$$R_c = \frac{\sqrt[3]{2,3}}{\left(\frac{0,3}{185}\right)^{1,75}} = 52,0 \text{ м.} \quad (5)$$

В том и другом случае расчетные зоны сейсмоздействия меньше фактического расстояния до здания торгового центра.

Таким образом, для наиболее ответственных охраняемых объектов (здания администрации торгового центра и здания торгового центра) с большим запасом принятые параметры БВР являются сейсмобезопасными. Для других охраняемых объектов, имеющих высокую допустимую скорость колебаний оснований и допускающих появление незначительных повреждений, не снижающих их эксплуатационной пригодности, сейсмическим действием взрыва можно пренебречь.

Рекомендации разработанного авторами статьи проекта «Особенности ведения взрывных работ при сооружении котлована вестибюля № 2 станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена могут быть использованы в практике специализированных организаций по взрывному делу, а также в качестве методического материала в учебных целях.

Литература

1. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1972. – 240 с.
2. Инструкция по организации и безопасному производству взрывных работ в стесненных условиях с применением предохранительных укрытий / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2010.
3. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве / АО «Институт Гидропроект». – М., 1997.
4. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13–407–01) // Безопасность при взрывных работах: сб. док. / Госгортехнадзор России. – М.: ГУП НТЦ Промышленная безопасность, 2001. – С. 4–207.
5. Безопасность сейсмического и воздушного воздействия массовых взрывов: учебное пособие / Б.Н. Кутузов и др. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 180 с.
6. Оценка сейсмического действия взрывных работ на здание «Торговый центр» при строительстве эскалаторного тоннеля станции «Торговый центр»: отчет о НИР / Институт горного дела УрО РАН. – Екатеринбург, 2009.

УДК 622.235.535

СЕЙСМИЧЕСКИЙ ЭФФЕКТ ОТ ПАДАЮЩИХ МАСС ПРИ НАПРАВЛЕННОЙ ВАЛКЕ 120-МЕТРОВОЙ ДЫМОВОЙ ТРУБЫ НА ПЛОЩАДКЕ ЦЕХА НПЗ ОАО «ГАЗПРОМ НЕФТЕХИМ САЛАВАТ»

*В.Х. Пергамент, М.В. Котик, В.С. Сураев, Ю.Е. Овчаров,
Е.И. Шерстнев, А.С. Юлин*

Взрывное обрушение и направленная валка высоких массивных конструкций, зданий и сооружений значительно ускоряют демонтаж объектов и широко применяются в практике реконструкции действующих предприятий. Как правило, такие работы проводятся вблизи эксплуатируемых промышленных зданий и коммуникаций. Поэтому, наряду с исключением прямого механического повреждения отмеченных объектов, требуется и обеспечение их сейсмической безопасности.

При оценке сейсмической безопасности взрывных работ энергия удара падающих масс принимается равной произведению веса (G , кг) конструкции на высоту ($H_{цт}$, м) перемещения ее центра тяжести при падении. Эта энергия считается эквивалентной массе взрывчатого вещества сосредоточенного заряда рыхления (ВВ типа аммонита № 6 ЖВ или тротила с удельной энергией $e_{ВВ} = 427\,000$ кг м/кг)

$$Q_3 = G \cdot H_{цт} / e_{ВВ}. \quad (1)$$

Оценка условий сейсмической безопасности ведется с использованием приведенного расстояния $R = r/Q_3^{1/3}$, м/кг^{1/3} как основного параметра энергетического подобия для сосредоточенных зарядов мгновенных взрывов [1–6]. При этом характеризующая сейсмический эффект мгновенного взрыва сосредоточенного заряда величина скорости смещения грунта (V , м/с) на заданном расстоянии (r , м) от заряда (Q_3 , кг) в отдельных диапазонах приведенных расстояний выражается степенными одночленами вида

$$V = KR_3^{-n}, \quad (2)$$

где R_3 – эквивалентное приведенное расстояние, при котором для линейного или плоского заряда проявляются такие же эффекты, как при взрыве сосредоточенного заряда, м/кг^{1/3};

$K = 2,5$ – $1,5$, $n = 2,5$ [1];

$K = 4$, $n = 2$ для ближней зоны (при $R < 10$ м/кг^{1/3}) [4];

$K = 2,5$, $n = 1,5$ для дальней зоны (при $R > 10$ м/кг^{1/3}) [4];

$K = 2,5(1 \pm 0,55)$, $n = 1,5$ [3], т. е. $K = 4$ при 84 %-м уровне надежности прогноза величины скорости колебаний в расчетных пределах.

$$K = BK_V, \quad (2a)$$

где K_V – коэффициент пропорциональности скорости сейсмических колебаний, зависящий от упругих характеристик (C_P – скорости звука, м/с; γ – плотности, т/м³ и μ – коэффициента Пуассона) пород в месте взрыва и в основании охраняемых объектов (C_P, γ), м/с.

$n = 1,75$ – $1,50$ [5, 8] с $B = 0,633$ для $n = 1,75$ при $R_3 = 3,4$ – 25 м/кг^{1/3};

$B = 0,514$ для $n = 1,67$ при $R_3 = 5,3$ – 40 м/кг^{1/3},

$B = 0,300$ для $n = 1,50$ при $R_3 = 14$ – 64 м/кг^{1/3}.

В случае когда обрушение ведется на нарушенный верхний породный слой, а охраняемые объекты находятся на одной площадке с обрушенной (или направленно поваленной) конструкцией, для предварительных оценок можно использовать значения скоростей звука $C_P = C_{PH} = 1750$ м/с, плотности $\gamma = \gamma_H = 2,7$ т/м³ и коэффициентов Пуассона $\mu = 0,22$ этих нарушенных пород, получая прогнозную оценку [5, 8]:

$$K_V = [C_P/(9\gamma)]^{1/3}[(1 + \mu)/(1 - \mu)]^{2/3}[(C_P\gamma)/(C_{PH}\gamma_H)]^{1/2}, \quad (3)$$

$$K_V = [1750/(9,7)]^{1/3}[(1 + 0,22)/(1 - 0,22)]^{2/3} \cdot 1 = 5,6 \text{ м/с}.$$

При необходимости полученная прогнозная оценка уточняется прямыми измерениями или определением уточненных значений упругих констант (C_p, γ, μ) для конкретных площадок.

При расстояниях до охраняемых объектов, значительно превышающих максимальный из линейных размеров (L) площади падения сваливаемой конструкции ($r \gg L$), эквивалентный заряд рассматривается как сосредоточенный, и в расчетах используются соотношения (2) и (2а).

Если линейные размеры участка падения обрушенного сооружения (L и B – длина и ширина) оказываются соизмеримыми с расстояниями до охраняемых объектов, то в расчетные формулы вида (2) вводится поправка, учитывающая влияние пространственной рассредоточенности заряда вдоль каждого из линейных размеров (L и B) и углы $\alpha_{L(B)}$ ориентации этих размеров относительно луча наблюдения. Введение поправок может производиться или в величину эквивалентного заряда [3, 4] для конкретных направлений, или в обобщенный двупаметрический аргумент подобия $R = r/Q^{1/3}$ [6, 7] соответственно в виде сомножителей $1 \geq K_{L,Q}$ или $K_{L,R} \geq 1$.

Если оба линейных размера (L и B) площадки с обрушенной конструкцией оказываются соизмеримы с расстоянием до охраняемого объекта, то общий поправочный коэффициент для пространственно-рассредоточенного заряда определяется произведением частных коэффициентов по каждому из размеров. При этом предлагаемые [3, 4] поправки в заряд учитывают только один размер (случай наиболее часто реализуемый в практике) и линейный заряд рассматривается как распределенный с изменяющейся плотностью (массой на единицу длины) по длине. Но при цилиндричности (или относительно небольшой конусности) с малым изменением толщины стен и с высотой обрушаемых высоких конструкций и труб без значительных погрешностей может быть использована предлагаемая [6–8] значительно упрощающая расчет схема равномерного распределения массы «эквивалентного заряда» по длине.

Применительно к приведенному расстоянию: для равномерно распределенного по длине (или плоскости) заряда коэффициент относительного увеличения приведенного расстояния при учете влияния распределения заряда по длине каждого из линейных размеров и угла $\alpha_{L(B)}$ ориентации каждого из размеров (например, L) относительно луча регистрации выражается упрощенным соотношением [6–8]

$$1 < K_{L,R} = f(\alpha_L)(L/r)^{1/3}, \quad (4)$$

где $f(\alpha_L) = 0,115(\alpha_L)^{1/2}$ для $\alpha_L = 36-180^\circ$;
 $f(\alpha_L) = 0,69$ для $\alpha_L < 36^\circ$;

α_L – угол луча наблюдения, т. е. угол между учитываемым линейным размером (L) заряда и лучом, проведенным в точку наблюдения из ближайшего к ней конца данного линейного размера, градус ($180^\circ > \alpha_L$).

Ввод в заряды и приведенные расстояния поправок, учитывающих относительные изменения этих параметров за счет влияния пространственной рассредоточенности заряда по длине (или по плоскости), позволяет определить эквивалентные приведенные расстояния (R_3 , м /кг^{1/3})

$$R_3 = RK_{L,R}. \quad (5)$$

В области действия поправок ($1 < K_{L,R}$) меняется форма симметрии заряда со сферической на цилиндрическую (для линейного заряда) или плоскую (для плоского заряда) с сопоставимыми между собой размерами L и B , соизмеримыми при этом с расстоянием до заряда. И лишь по мере удаления от заряда постепенно происходит переход на сферическую симметрию, при которой оказывается близким к 1/3 отношение степеней в заряде и расстоянии для величин, моделирующихся энергетическим законом подобия в случае сосредоточенных зарядов.

Для уточнения определенного по формуле (3) сейсмического коэффициента грунтовых условий (K_V) в формулах (2), (2а) и оценки испытанных охраняемыми объектами уровней сотрясений в области влияния пространственной рассредоточенности эквивалентного заряда (когда выполняется условие $1 < K_{L,R}$), была выполнена трехкомпонентная регистрация скоростей колебаний грунта при направленной валке 120-метровой дымовой трубы на рабочей площадке цеха НПЗ ОАО «Газпром Нефтехим Салават». Наружные диаметры в основании и в верхней части трубы – 8,5 и 5,12 м при толщине стенок на этих участках соответственно 0,5 и 0,2 м. Объем направленно обрुшаемой (в юго-восточном направлении, с отклонением около 23° от направления север–юг) конструкции – 4,640 тыс. м³, вес $G = 2\,963\,251$ кг, что при положении центра тяжести конструкции на уровне $H_{\text{цт}} = 48$ м от поверхности земли соответствует (по энергии удара падающих масс) эквивалентному заряду $Q_3 = 324$ кг.

На расстояниях от 10,5 до 123 м от обрुшенной на площадку трубы располагаются различные объекты, сейсмобезопасность которых обеспечивалась при направленной валке конструкции, а контроль уровня сотрясений и корректировка предварительно оценен-

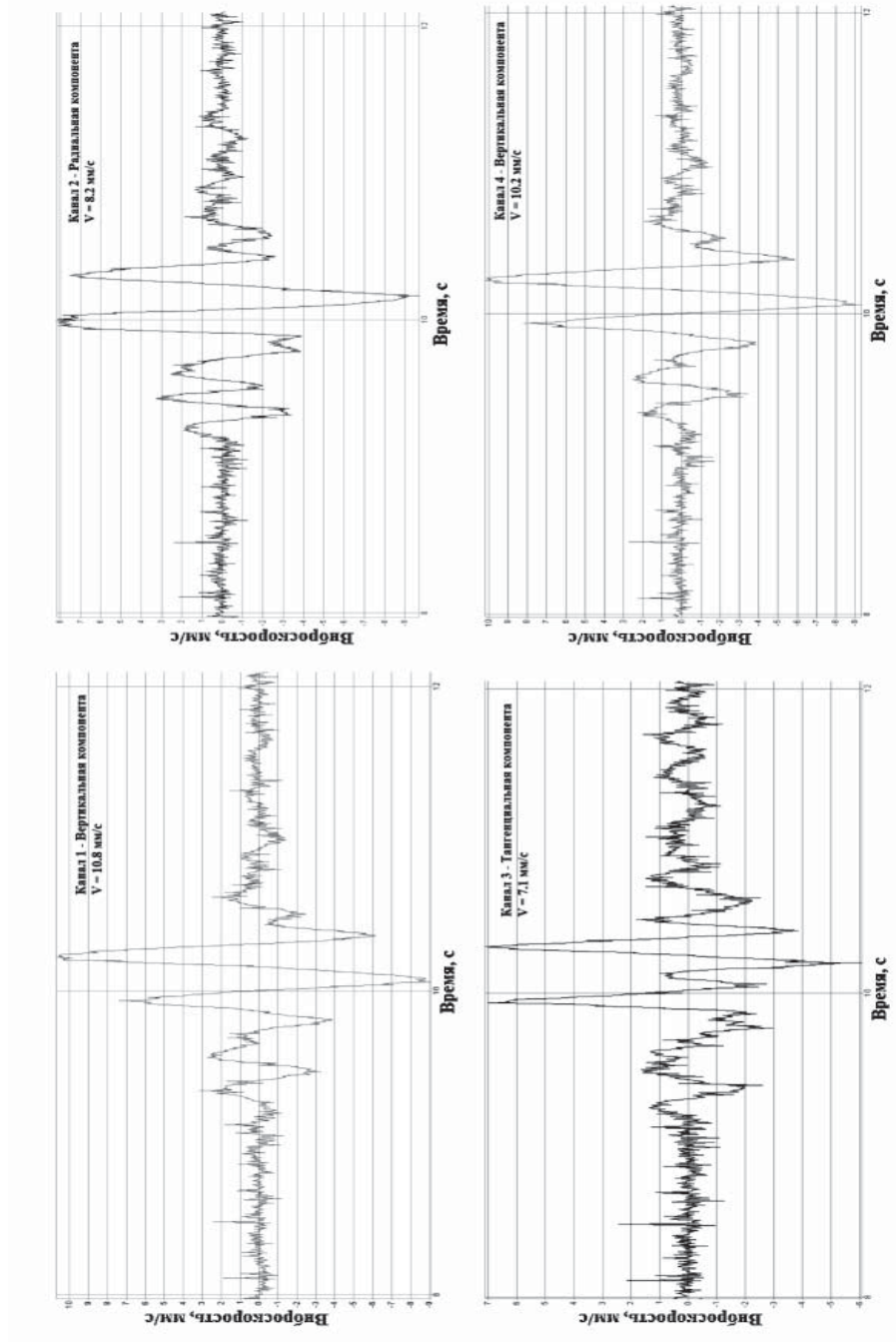
ного по формуле (3) сейсмического коэффициента грунтовых условий ($K_V = 5,6$ м/с) осуществлялись по результатам трехкомпонентной регистрации скоростей колебаний на контрольной стоянке (замерной станции), расположенной в $r = 120$ м от упавшей верхней части трубы, угол луча наблюдения при этом зафиксирован $\alpha_L = 110^\circ$. Коэффициент относительного увеличения приведенного расстояния K_{LR} за счет пространственного рассредоточения эквивалентного заряда по формуле (4) составил

$$1 < K_{L,R} = 0,115(\alpha_L)^{1/2}(L/r)^{1/3} = 0,115(110)^{1/2}(120/120)^{1/3} = 1,21,$$

а эквивалентное приведенное расстояние R_3 по формуле (5) с учетом (1) характеризовалось выражением

$$R_3 = RK_{L,R} = (120/324^{1/3})1,21 = 17,5 \times 1,21 = 21,2 \text{ м/кг}^{1/3}.$$

Регистрация колебаний осуществлялась четырехканальным измерительным комплексом ВИБРАН-3,0, выпущенным и прокалиброванным в НПП «Интерприбор». Все 4 канала работали в режиме велосиметров, фиксируя изменение во времени скоростей колебаний грунта по трем компонентам (вертикальной – B – к.1, радиальной – P , в направлении север–юг – к.2 и тангенциальной – T в направлении запад–восток, к.3). Датчики крепились специальными магнитами к установленной на грунте массивной металлической болванке, а дублирующий датчик вертикальных движений (к.4) устанавливался на почву с помощью специального штыка. Как показал последующий анализ, оба датчика вертикальных движений зафиксировали практически одинаковые величины максимальных скоростей ($V_B = 10,8$ мм/с – к.1 и $V_B = 10,2$ мм/с – к.4) и формы движений. Скорости смещений горизонтальных компонент (к.2 – P – 8,2 мм/с и к.3 – T – 7,1 мм/с) были несколько меньше вертикальной, при такой же продолжительности колебаний. На всех каналах записи относительная продолжительность колебаний (от начала движений до момента спада до уровня 1/6 от максимального) составляла около $t = 1,5$ с с достижением максимальных уровней через $t_{\max} = 0,7\text{--}1,1$ с после первых вступлений (рисунок). Изменение во времени скоростей колебаний грунта на стоянке регистрации ($r = 120$ м, $\alpha_L = 110^\circ$) при направленной валке 120-метровой дымовой трубы с $H_{\text{цт}} = 48$ м и взрывным эквивалентом удара упавших масс $Q_3 = 324$ кг. Горизонтальные компоненты (радиальная и тангенциальная) фиксировали направления движений север–юг и запад–восток, соответственно. Соответствующие максимальным скоростям смещений периоды колебаний характеризовались значениями $T = 0,289$ с (компоненты B и P – каналы 1, 2, 4) и $T = 0,235$ с (компонента T , к.3), рисунок.



Результаты замеров колебаний четырехканальным измерительным комплексом ВИБРАН-3,0

Величина полного вектора скорости смещений грунта на замерной станции $V_n = [(V_b)^2 + (V_p)^2 + (V_T)^2]^{1/2} = [(10,8 \times 10^{-3})^2 + (8,2 \times 10^{-3})^2 + (7,1 \times 10^{-3})^2]^{1/2} = 15,3 \times 10^{-3}$ м/с соответствует в (2д) значению коэффициента грунтовых условий $K_V = 5,1$ м/с (для эквивалентного приведенного расстояния положения станции $R_3 = 21,2$ м/кг^{1/3}). Стоит отметить, что уточненное значение коэффициента грунтовых условий ($K_V = 5,1$ м/с) довольно близко к предварительной по формуле (3) прогнозной оценке ($K_V = 5,6$ м/с), полученной на основе упругих характеристик пород площадки.

С использованием полученной уточненной оценки $K_V = 5,1$ м/с и вычисленных по формуле (5) значений эквивалентных приведенных расстояний (R_3), соответствующих положению ближайших к обрушенной трубе охраняемых объектов, определены уровни полных скоростей колебаний грунта, реализовавшиеся у этих объектов при падении трубы на площадку (таблица). Сравнение этих уровней с допустимыми пределами, рекомендованными [1–6], позволяет судить о безопасности сотрясений для объектов (или о необходимости корректировки этих пределов, если на объектах проявятся непредусмотренные степени реакций). В случае наличия объектов, для которых указания по безопасным уровням отсутствуют или не совсем точны, полученные оценки могут быть базовыми. В частности, для наиболее близко расположенных к обрушенной трубе подземных коммуникаций ($r = 10,5$ м, $R_3 = 5,5$ м/кг^{1/3}) не было отмечено повреждений при оцененной (на земной поверхности) довольно значительной скорости колебаний $V = (0,175$ м/с).

В таблице приведены основные параметры по охраняемым объектам при взрывном обрушении на грунт ($K_V = 5,1$ м/с) 120-метровой дымовой трубы ($H_{\text{шт}} = 48$ м, $G = 2\,963\,251$ кг), при падении которой энергия удара эквивалентна заряду ВВ ($Q_3 = 324$ кг).

С учетом уменьшения в $k = (h + 1)^{1/3} = 1,36\text{--}1,44$ [6] или в $k = 1,5\text{--}2$ [3] раз значений скоростей колебаний в массиве (в сравнении с дневной поверхностью), для малозаглубленных ($h = 1,5\text{--}2$ м) коммуникаций в качестве допустимого уровня при дальнейших оценках можно принимать соответственно уменьшенное ($k = 1,44$) значение скорости колебаний на поверхности $[V] = V/k$, т. е. $[V] = 12$ см/с, при котором отсутствовали повреждения этих коммуникаций.

Если для уменьшения сотрясений до допустимого уровня $[V]$ на участке падения конструкции формируется амортизационный слой

Основные параметры охраняемых объектов

Охраняемый объект	Параметры					
	$r, \text{ м}$	$R, \text{ м/кг}^{1/3}$	α_{U_L} град	$K_{L,R}$	$R_y, \text{ м/кг}^{1/3}$	$V_{\text{тв}}, \text{ м/с}$
Подземные коммуникации (к западу от основания трубы), без учета уменьшения скорости в глубине массива	10,5	1,55	13	2,74; $K_{yR} = 1,3$	5,5	0,175
Технологическая эстакада (к северу от основания трубы)	16,5	2,44	161,7	2,81	6,85	0,11
Наземные трубопроводы (к западу от основания трубы)	19,5	2,84	113,0	2,24	6,35	0,1265
Технологическая эстакада (к югу от поваленной трубы, ближе к ее упавшей верхней части)	34,0	4,95	162,0	2,22	11,0	0,05
Технологическая эстакада (к востоку от упавшей верхней части трубы)	52,5	7,65	113,0	1,62	12,4	0,0394
Насосная станция стабилизации	65,0	9,50	81,0	1,265	12,0	0,04
Двухэтажное здание (к северо-востоку от основания трубы)	82,0	12,00	90,0	1,21	14,5	0,03
Емкости (к северо-западу от основания трубы)	123,5	18,00	180,0	1,52	27,3	0,0985

(«подушка») из насыпного материала, то толщина (h_n) такого слоя может быть определена из приведенной в [5] зависимости

$$h_n = r_0 \{0,02K_{\text{пор}}[V]^{-2/3}(GH_{\text{цт}})^{1/3} r^{-1} - 1\} > 0, \quad (6)$$

где r_0 – радиус падающей конструкции (для трубы – половина ее диаметра), м;

$K_{\text{пор}}$ – коэффициент, учитывающий преломление волн на границе «подушки» и породного массива, равный 1 и 0,63 соответственно для нескального и скального оснований;

$[V]$ – допустимая для объекта скорость смещения грунта в его основании, м/с;

G – вес падающей конструкции, кг;

$H_{\text{цт}}$ – высота центра тяжести конструкции над уровнем падения, м;

R – приведенное расстояние до охраняемого объекта, м/кг^{1/3};

r – кратчайшее расстояние от обрушенной конструкции до охраняемого объекта, м.

Изложенные методические основы расчета и количественные уточнения коэффициентов грунтовых условий (K_V), относительного увеличения приведенного расстояния ($K_{L,R}$) и допустимых для разных объектов уровней скоростей $[V]$ колебаний грунта в их основании могут быть использованы для оценок условий сейсмобезопасности объектов при ведении работ по обрушению и направленной валке различных конструкций на площадках, сложенных разными породами.

Литература

1. *Афонин Г.Г.* Справочное руководство по взрывным работам в строительстве / Г.Г. Афонин, Л.М. Гейман, В.М. Комир. – Киев: Наукова думка, 1974. – 368 с.
2. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. – 5-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1972. – 240 с.
3. *Цейтлин Я.И.* Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов / Я.И. Цейтлин, Н.И. Смолий. – М.: Недра, 1981. – 190 с.
4. Руководство по производству взрывных работ при реконструкции промышленных предприятий и гражданских сооружений: РТМ 36.9.88 / И.З. Дроговейко, М.И. Ганопольский, Н.И. Смолий. – М.: Минмонтажспецстрой, 1988. – 28 с.
5. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве / ООО «Гидроспецпроект», АФ Гидроспецстрой. – М., 1997. – 232 с.
6. Автоматизированный расчет безопасных условий сеймики взрывов (АРБУС-В): учеб. пособие / В.Х. Пергамент и др. – Магнитогорск: МГМИ, 1993. – 64 с.
7. *Пергамент В.Х.* Учет пространственной рассредоточенности заряда ВВ в задачах взрывного дела / В.Х. Пергамент // Инженерные методы управления действием взрыва. – Сб. науч. тр. / МГМИ. – № 89. – Магнитогорск, 1971. – С. 3–14.
8. *Пергамент В.Х.* Прогноз скоростей сейсмических колебаний при взрывах / В.Х. Пергамент, С.В. Медведев, В.Ф. Богацкий // Сейсмобезопасное взрывание на горных предприятиях. – Сб. науч. тр. / МГМИ. – Вып. 151. – Магнитогорск, 1975. – С. 3–22.

УДК 622.233/.235:65.012.8

КОМБИНИРОВАННОЕ ГИБКОЕ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОЕ УКРЫТИЕ

Г.П. Берсенов, И.С. Емельянова

При производстве буровзрывных работ на проходке строительных горных выработок – траншей и котлованов в стесненных условиях, когда для объектов, находящихся во взрывоопасной зоне, требуется защита от разлета кусков взорванной породы, широкое применение нашли предохранительные металлические коробчатые укрытия МК-1 (рис. 1) [1].

Каркас таких укрытий представляет собой жестко сваренную конструкцию в виде прямоугольного параллелепипеда или усеченной призмы из стальных труб диаметром 150÷300 мм или металлических балок коробчатого типа, швеллеров, толстых уголков. Каркас укрытия за исключением нижней стороны покрывают бронелистами или двумя-тремя слоями металлической сетки. В зависимости от кроющего материала такие металлические укрытия подразделяются на сплошные и сетчатые. Сплошные укрытия позволяют локализовать как разлет кусков взорванной породы, так и действие ударно-воздушной волны взрыва. Сетчатые укрытия, пропуская сквозь ячейки металлической сетки газообразные продукты взрыва и ударно-воздушную волну, задерживают только разлет кусков взорванной породы и позволяют, при равных геометрических размерах со сплошными укрытиями, взрывать под ними значительно большие массы зарядов взрывчатых веществ, имея при этом сравнительно меньшую собственную массу (в 2÷3 и более раза).

Металлические предохранительные укрытия изготавливаются в стационарных заводских условиях или в крупных механических мастерских. На объекты взрывных работ они перевозятся автомобильным большегрузным транспортом. Ввиду этого ширина укрытия ограничена (обычно не более 4 м). Длина укрытия колеблется от 4 до 10 м, а высота – от 1,5 до 2 м. Масса укрытия зависит от его размеров и исходных материалов.

В табл. 1 приведены расчетные данные по материалам и массе укрытия в зависимости от его габаритов и расхода комплектующих материалов.

В качестве полозьев укрытия применены стальные трубы с наружным диаметром 273 мм и толщиной стенки 8 мм; несущими элементами конструкции являются трубы Ø 219 и 168 мм с тол-

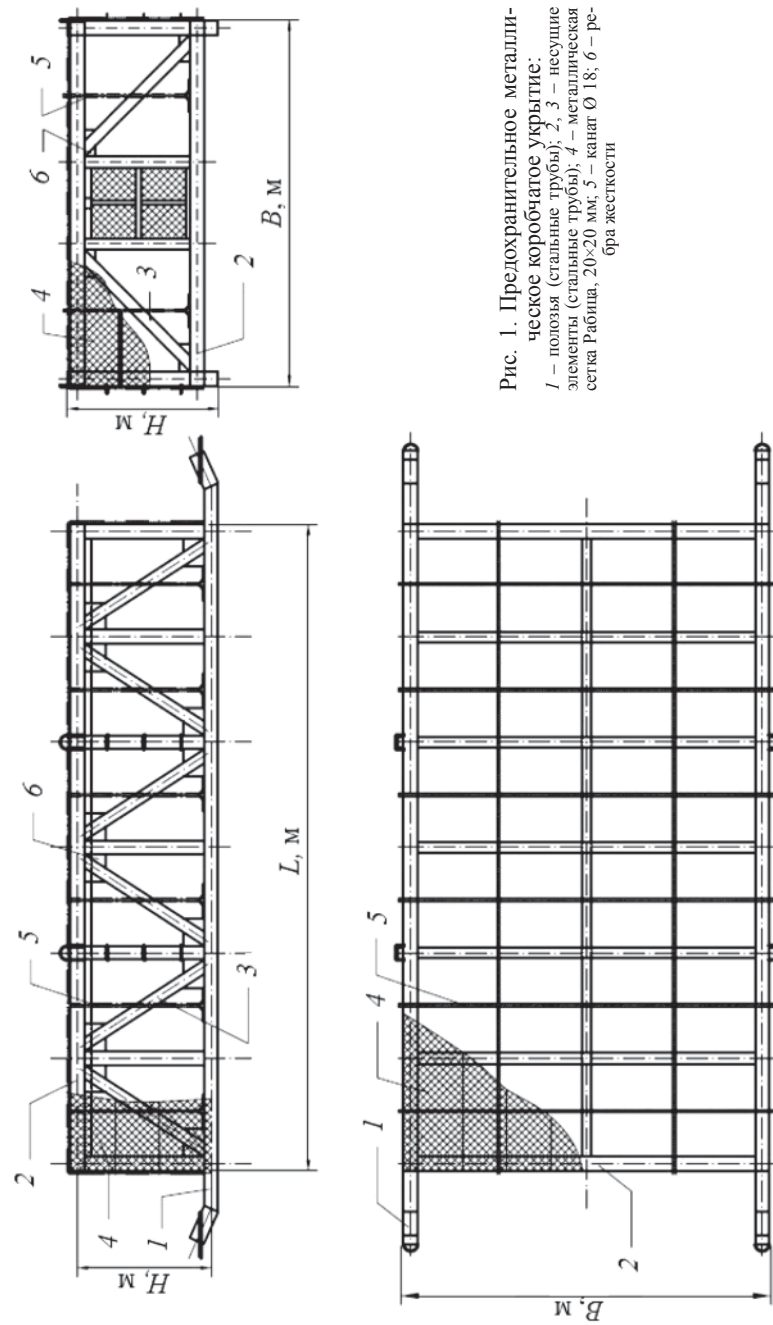


Рис. 1. Предохранительное металлическое коробчатое укрытие:
 1 – подложка (стальные трубы); 2, 3 – несущие элементы (стальные трубы); 4 – металлическая сетка Рабица, 20×20 мм; 5 – канат Ø 18; 6 – ребра жесткости

Таблица 1

Расход материалов коробчатых укрытий

Габаритные размеры укрытий, $L \times B$, м	Расход материалов												Расчетная масса укрытия, $P_{\text{зурр}}$, кг
	стальных труб диаметром						каната (троса) $\varnothing = 22$ мм		металлической сетки Рабица 20×20 мм		стальных ребер жесткости $200 \times 150 \times 20$ мм		
	273 мм		219 мм		168 мм		Длина, L , м	Масса P , кг	Площадь S , м ²	Масса P , кг	Площадь S , м ²	Масса P , кг	
	Длина, L , м	Масса P , кг	Длина, L , м	Масса P , кг	Длина, L , м	Масса P , кг							
4×3	11,0	575,1	44,1	1835,9	18,9	596,7	53	98,1	135	297	18	90	3492,8
5×3	13,0	679,7	47,1	1960,8	21,7	685,1	57	105,5	160	352	18	90	3873,1
6×3	15,0	784,2	59,5	2477,0	21,7	685,1	75	138,8	150	396	22	110	4591,1
5×4	13,0	679,7	62,0	2581,1	24,3	767,2	80	148,0	205	451	26	130	4757
6×4	15,0	784,2	62,9	2618,5	24,3	767,2	82	151,7	215	473	26	130	4924,6
7×4	17,0	888,8	81,5	3392,9	35,1	1108,1	93	172,1	240	528	30	150	6245,9
8×4	19,0	993,3	84,5	3517,7	35,1	1108,1	95	175,8	280	616	30	150	6560,9
9×4	21,0	1097,9	95,3	3967,3	40,5	1278,6	105	194,3	320	704	34	170	7412,1
10×4	23,0	1202,5	98,3	4092,2	40,5	1278,6	107	198,0	360	792	34	170	7733,3

щиной стенки 8 мм при весе 1 п.м соответственно 52,28; 41,63 и 31,57 кг/п.м.

Для покрытия каркаса укрытия расчетом принята металлическая сетка Рабица с размерами ячеек 20×20 мм, вес 1 м² такой сетки составляет 2,2 кг/м². Поверх укрытия в качестве скрепляющих узлов применены канатные растяжки диаметром 22 мм с плотностью 1 п.м – 1,85 кг/п.м. Для усиления жесткости конструкции укрытия в узлах сочленения стоек, перекладин и наклонных распорок привариваются ребра жесткости, изготовленные из стальных пластин толщиной до 20 мм размером ≈200×150 мм (см. рис. 1 и табл. 1).

Металлические предохранительные укрытия коробчатого типа в зависимости от их габаритов и материала конструкции, обладая большой массой (от 3 до 8 и более тонн), позволяют успешно сдерживать разлет взорванной породы при проходке строительных горных выработок на различной их глубине (от 0,5 до 4 м). Однако при большой массе укрытия возникают значительные затруднения при их перевозке и эксплуатации. Требуется применение большегрузного автотранспорта, а также мощных грузоподъемных кранов (или бульдозеров) для перемещения укрытий на месте работ.

Кроме того, жесткая конструкция укрытия не выдерживает длительной эксплуатации – при многочисленных ударах взрывающей породы нарушаются сварочные стыки узлов конструкции, что приводит к преждевременным ремонтам и, в конечном счете, значительному увеличению, стоимости взрывания 1 м³ породы.

С целью устранения негативных факторов применения предохранительных укрытий коробчатого типа авторами данной статьи предложена новая конструкция комбинированного гибкого предохранительного укрытия (рис. 2), представляющего собой комбинацию гибкого сетчатого мата из металлической сетки Рабица и канатных растяжек (укрытие М2), утяжеленного с двух боковых сторон фундаментными бетонными блоками (укрытие П3) [1].

Каркас укрытия – это две параллельно расположенные друг от друга на расстоянии, равном или более ширины укрытия, металлические трубы круглого (200÷273 мм) или квадратного сечения 200÷250 мм с толщиной стенки не менее 8 мм и длиной, равной длине укрытия (1), скрепленные в трех местах металлическим канатом диаметром не менее 18 мм.

В пространство между этими двумя трубами монтируется неоцинкованная сетка Рабица с размером ячеек 15×15, 20×20 или 25×25 мм. Исходя из ширины укрытия ($B_{укр}$), ширины рулона сетки ($B_{рул} = 1,5$ м), трехслойного перекрытия сеткой и необходимости закрепления сетки с трубами и концевыми поперечными канатны-

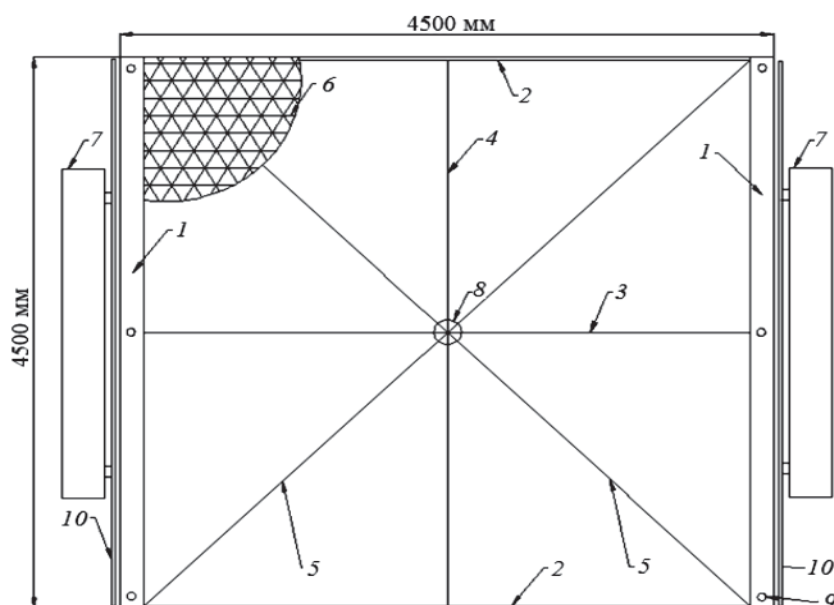


Рис. 2. Комбинированное предохранительное гибкое укрытие:
 1 – металлическая труба ($\varnothing = 219$ мм толщина стенки не менее 8 мм); 2 – каркасный металлический канат ($\varnothing = 18\text{--}22$ мм); 3 – центральная поперечная канатная растяжка; 4 – центральная продольная канатная растяжка; 5 – диагональные канатные растяжки; 6 – трехслойная неоцинкованная металлическая сетка Рабица с ячейками 20×20 мм; 7 – фундаментный бетонный блок (ФБС 24-4-6); 8 – строповочное кольцо; 9 – строповочные узлы; 10 – канат крепления бетонного блока (ФБС 24-4-6)

ми растяжками, принимается расход металлической сетки Рабица. Поверх трехслойного расположения сетки перекрестным способом монтируются диагональные канатные растяжки, образующие в геометрическом центре укрытия пересечение их с центральными продольной и поперечными канатными растяжками. В точке пересечения нижних центральных (поперечной и продольной) и верхних диагональных канатных растяжек монтируется строповочное металлическое кольцо, за которое закрепляется стропа автокрана при подъеме предохранительного укрытия после проведенного взрыва. Вдоль боковых стенок труб основания конструкции прокладываются канатные растяжки, к которым крепятся пригрузочные материалы в виде фундаментных бетонных блоков (П-3).

В торцах и в срединной части труб оборудуются строповочные узлы для подъема и установки на забой предохранительного укрытия.

В табл. 2 представлены расчетные данные по материалам и массе предохранительного гибкого укрытия из материалов, аналогич-

Расход материалов гибких укрытий

Таблица 2

Габаритные размеры укрытия ($L \times B$), м	Расход материалов						Расчетная масса гибкого укрытия, $P_{\text{укр}}$, кг
	Стальных труб, $\varnothing = 219$ мм		Каната (троса), $\varnothing = 22$ мм		Металлической сетки Рабица, 20×20 мм		
	Длина L , м	Масса P , кг	Длина L , м	Масса P , кг	Площадь S , м ²	Масса, P , кг	
4×3	8	330,1	54	99,9	54	118,8	546,8
5×3	10	416,3	61,3	113,4	67,5	148,5	678,2
6×3	12	499,6	68,8	127,3	81	178,2	805,1
5×4	10	416,3	69,6	128,8	67,5	148,5	693,6
6×4	12	499,6	76,8	142,1	81	148,2	819,9
7×4	14	582,8	84,4	156,2	84	184,8	923,8

ных предохранительному укрытию коробчатого типа: стальные трубы Ø = 219 мм, стальной канат Ø = 22 мм и металлическая сетка Рабица с ячейками 20×20 мм.

Длина гибкого укрытия ограничивается семью метрами, т. к. при большей длине практически затруднена маневренность операций на объекте работ. Исходя из анализа табл. 1, 2 и 3 следует, что массы коробчатых укрытий (табл. 1, 3) многократно (в 6–7 раз) превышают значения масс гибких укрытий, указанных в табл. 2 и 3.

При необходимости утяжеления гибкого предохранительного укрытия добавляются пригрузочные материалы: железобетонные фундаментные блоки (ФБС), металлические или железобетонные балки. В качестве ФБС рекомендуется использовать по 2 или 4 блока на одно укрытие следующие марки изделий (табл. 4).

Массы коробчатых и гибких предохранительных укрытий

Таблица 3

Габаритные размеры укрытия, (L×B)	Расчетная масса укрытий, кг		Разница масс укрытий		Компенсация бетонными фундаментными блоками		Полная масса комбинированного гибкого укрытия, кг
	коробчатого	гибкого	кг	%	Марка, шт	Масса, кг	
4×3	3492,8	546,8	2946,0	638,8	24–5–6	2 × 1630 =	3806,8
5×3	3873,1	678,2	3194,9	571,1	2 шт.	= 3260	3938,2
6×3	4591,1	805,1	3786,0	570,2	24–6–6	2 × 1960 =	4725,1
5×4	4757,0	693,6	4063,4	685,8	2 шт.	= 3920	4613,6
6×4	4924,6	819,9	4104,7	600,6	24–6–6	2 × 1960 =	4739,9
					2 шт.	= 3920	
7×4	6245,9	923,8	5322,1	676,1	24–4–6	4 × 1300 =	6123,8
					4 шт.	= 5200	

Таблица 4

Характеристика фундаментных железобетонных блоков (ФБС)

Марки изделия	Высота, H , мм	Длина, L , мм	Ширина, B , мм	Объем, V , м ³	Масса, P , т
ФБС 12-3-6	580	1180	300	0,203	0,49
ФБС 12-4-3	300	1180	400	0,127	0,31
ФБС 12-4-6	580	1180	400	0,265	0,64
ФБС 12-5-3	300	1180	500	0,159	0,38
ФБС 12-5-6	580	1180	500	0,331	0,79
ФБС 12-6-3	300	1180	600	0,191	0,46
ФБС 12-6-6	580	1180	600	0,398	0,96
ФБС 24-3-6	580	2380	300	0,405	0,97
ФБС 24-4-6	580	2380	400	0,543	1,3
ФБС 24-5-6	580	2380	500	0,679	1,63
ФБС 24-6-6	580	2380	600	0,815	1,96
ФБС 9-3-6	580	880	300	0,146	0,35
ФБС 9-4-6	580	880	400	0,195	0,47
ФБС 9-5-6	580	880	500	0,244	0,59
ФБС 9-6-6	580	880	600	0,293	0,7

Определение требуемой массы укрытия на конкретном объекте ведется по методике применения сетчатого матового укрытия, изложенной в «Инструкции по организации и безопасному производству взрывных работ в стесненных условиях с применением предохранительных укрытий» [1], утвержденной Уральским управлением Ростехнадзора 1 декабря 2010 г. по формуле

$$M_{\text{укр}} = K_y \gamma \frac{Q_{\text{зар}}}{K_b W^2} S, \quad (1)$$

где $M_{\text{укр}}$ – масса укрытия, т;

K_y – коэффициент газопроницаемости, принимаемый для сетчатых матов (М2) равным 0,2;

γ – плотность взрывающей породы, кг/м³;

K_b – расчетный удельный расход ВВ для зарядов выброса ($K_b = 1,0-2,2$), кг/м³;

S – площадь укрытия (м²), принимаемая в зависимости от воронки раскрытия взрывающих одновременно скважинных зарядов;

W – линия наименьшего сопротивления, принимаемая равной глубине заложения заряда, м

$$W = (l_{\text{заб}} + 0,5l_{\text{зар}}). \quad (2)$$

Согласно проведенным расчетам, массы укрытий – в зависимости от минимальных и максимальных значений высоты уступа (глубины заложения траншеи), масс скважинных зарядов и количества одновременно взрываемых зарядов – принимают конкретные значения.

Установка комбинированного укрытия производится следующим образом:

- первоначально закрепляется на любой стороне траншеи одна часть укрытия (труба и блок ФБС);
- по оси строительной горной выработки (траншеи, котлована) прокладывается из отсева или дерева опора высотой 0,2 м;
- затем автокраном зацепляется вторая труба укрытия и растягивается матовое укрытие на всю ширину;
- укрытие осторожно опускается на заряженный блок;
- к боковому продольному тросу крепится второй блок ФБС.

При перемещении предохранительных укрытий в заряженных скважинах волноводы или отрезки ДШ должны быть утоплены в забойку на глубину не менее 0,5 м от устья скважины. Установка и передвижка укрытий на участке производства взрывных работ выполняются только под наблюдением и по указанию лица, ответственного за взрывные работы.

При использовании предохранительных сетчатых укрытий зарядание скважин и частичный монтаж взрывной сети (без применения детонаторов) производится до установки укрытия. Окончательный монтаж взрывной сети (врезка детонаторов) осуществляется после полной установки укрытия на взрываемый участок, при этом места присоединения детонаторов должны находиться за пределами укрытий.

В целях сохранности волноводов (детонирующего шнура) сетчатые укрытия укладываются на взрываемую площадь с зазором 0,2 м с помощью естественных (отсев) или искусственных (дерево) опор, проложенных вдоль оси укрытия. При таком зазоре положительно сокращается высота подброса укрытия при взрыве.

Применение предложенной конструкции комбинированного гибкого предохранительного укрытия позволяет:

- многократно (в 6–7 раз) снизить массу укрытия, расход стальных труб и металлических материалов на изготовление укрытий;

- значительно (в 4–5 раз) уменьшить затраты на изготовление, монтаж, перевозку, установку и передвижку предохранительного укрытия;
- отказаться от сварочных работ при изготовлении укрытия;
- значительно удлинить межремонтный срок эксплуатации укрытия;
- упростить организацию работ по эксплуатации укрытия.

Литература

1. Инструкция по организации и безопасному производству взрывных работ в стесненных условиях с применением предохранительных укрытий, утвержденная Уральским управлением Ростехнадзора 01.12.2010 г.
2. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13–407–01). – Редкол. А.И. Субботин и др. Утв. Постановлением Госгортехнадзора России от 30.01.2001 г. № 3.

УДК 621.791.052

СВАРКА ВЗРЫВОМ В УСЛОВИЯХ ОАО «УРАЛХИММАШ»

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

В настоящее время весьма актуальной проблемой машиностроения является создание композиционных материалов, обладающих определенными характеристиками, в частности коррозионной стойкостью, жаропрочностью, хорошей электропроводностью и др. Одно из решений этой задачи – получение биметаллов и многослойных композиций с помощью сварки взрывом, главным достоинством которой является простота технологических операций и высокое качество соединений.

На заводе «Уралхиммаш» сварка взрывом впервые была применена в 1971 г. при изготовлении заготовок для трубных решеток теплообменных аппаратов. Наиболее впечатляющим было плакирование цилиндрической заготовки из стали 22Х3М диаметром 3900 и толщиной 450 мм листом нержавеющей стали Х17Н13М2Т толщиной 6 мм (рис. 1). Для эффективного внедрения технологии была сформирована лаборатория импульсной обработки металлов (ЛИОМ), создан комплекс измерительной аппаратуры, освоены необходимые методики определения оптимальных параметров процесса сварки взрывом.

На основе проведенных прикладных исследований создана уникальная концепция разработки промышленных технологий сварки



Рис. 1. Подготовка к взрыву заготовки для трубных решеток, 1971 г.

взрывом, которая обеспечивает высокое качество соединений [1]. Концепция базируется на:

- оригинальном расчете нижней границы области сварки взрывом на диаграмме свариваемости [2];
- определении оптимальной величины остаточного давления продуктов детонации, оказывающей положительное влияние на качество получаемых соединений [3];
- определении оптимальных периферийных нависаний метаемой пластины, исключающих краевые эффекты, с учетом детонационно-баллистических характеристик взрывчатых веществ [4].
- сопутствующем контроле параметров сварки взрывом – скорости детонации, ее стабильности (рис. 2), угла соударения – с использованием измерительной аппаратуры.

При разработке промышленных технологий, на основе расчетов и полученных результатов измерений для конкретной пары металлов или сплавов, строится диаграмма свариваемости на плоскости координат $\gamma-V_k$ с учетом остаточного давления продуктов детонации, где γ – угол соударения пластин, V_k – скорость точки контакта (рис. 3) [5, 6, 7].

В большинстве случаев одним из признаков получения качественного соединения является образование волн в месте контакта металлов (рис. 4) [8].

Использование данной концепции в условиях ОАО «Уралхиммаш» позволило при изготовлении различных крупногабаритных листовых биметаллов свести процент брака практически к нулю,



Рис. 2. Образование «кольца» при инициировании заряда из центра листа (свидетельствует о стабильности детонации)

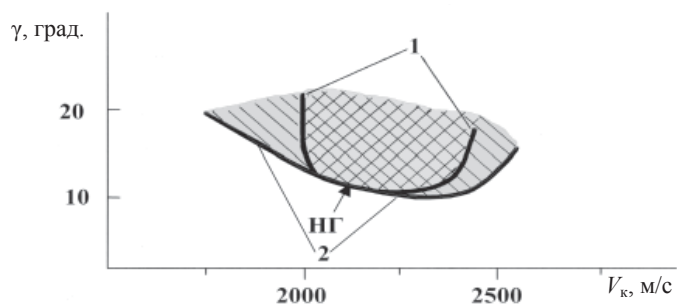


Рис. 3. Диаграмма свариваемости в координатах γ - V_K :
1 – сварка в условиях полного разгона пластины, без учета остаточного давления; 2 – сварка в условиях действия остаточного давления продуктов детонации



Рис. 4. Волнообразование на границе металлов сталь+титан

**Биметаллы и многослойные композиции,
разработанные в ЛИОМ (ОАО «Химмаш»)**

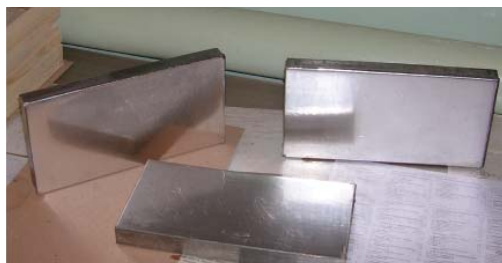
Материал		Габариты
Основание	Плакировка	
Заготовки для трубных решеток теплообменных аппаратов		
09Г2С	12Х18Н10Т	Ø 4100 × (120+5) мм
09Г2С	12Х18Н10Т	Ø 3350 × (130+6) мм
12Х18Н10Т	ЭИ943	Ø 1380 × (40+16) мм
22Х3М	Х17Н13М2Т	Ø 3900 × (450+6) мм
Листовой биметалл различного назначения		
09Г2С	12Х18Н10Т	3860 × 1540 × (25+6) мм
09Г2С	12Х18Н10Т	4690 × 2100 × (32+4,5) мм
Титан ВТ1-0	Медь М1Р	1800 × 920 × (20+12) мм
09Г2С	Латунь	1380 × 550 × (33+9) мм
09Г2С	Алюмин. АД0	1500 × 600 × (20+30) мм
Алюмин. АД0	Титан ВТ1-0	2000 × 2000 × (30+4) мм
Алюмин. АД0	Медь М1Р	2000 × 1300 × (30+5) мм
Ст.3	Медь М1Р	1530 × 1120 × (20+6) мм
Титан ВТ1-0	Ст.3	2550 × 400 × (5+3) мм
Титан ВТ1-0	Платина	500 × 500 (36+0,3) мм
Биметаллические заготовки цилиндрической формы (прутки)		
Латунь	Алюмин. АД0	Ø (5+20...25+5) × 300 мм
Медь М1Р	Титан ВТ1-0	Ø (5+20...24+5) × 400 мм
Медь М1Р	Ст.3	Ø (3+23+3) × 300 мм
Многослойные композиции		
М1Р + ВТ1-0 + М1Р		1500 × 600 × (4+4+4) мм
12Х18Н10Т + Ст.20 + М1Р + 12Х18Н10Т		400 × 400 × (3+8+5+1) мм
Ст.3 + Латунь Л63 + АО20-1		350 × 160 × (6+1+2,2) мм

что особенно актуально при использовании в качестве составляющих компонентов дорогостоящих металлов и сплавов.

За годы существования ЛИОМ ее сотрудниками был разработан и внедрен целый ряд технологий получения самых различных биметаллов и многослоек. Некоторые из них представлены в таблице.

Кроме того, были разработаны технологии получения сваркой взрывом малогабаритных заготовок таких уникальных биметаллов, как: титан + тантал (4 + 0,4 мм), титан + молибден (6 + 0,4 мм), Ст.3 + никель (12 + 3 мм), Ст.3 + тантал (3 + 0,5 мм), титан + ниобий (5 + 0,25 мм), Ст.3 + ниобий (3 + 0,25 мм), титан + кобальт (1+0,6 мм), титан + воль-

Рис. 5. Титан плакированный с двух сторон платиной



фрам (5 + 0,5 мм), ниобий + тантал (2,1 + 1 мм), вольфрам + молибден (1 + 0,5 мм), ниобий + вольфрам (1 + 2,1 мм), тантал + молибден (1 + 0,5 мм), гафний + цирконий (1,5 + 1,3 мм), гафний + титан (1,5 + 0,8 мм), ниобий + молибден (2 + 0,6 мм), платина + ВТ1-0 + платина (рис. 5).

В качестве свежего примера можно привести изготовление заводом «Уралхиммаш» реактора гидроочистки для Саратовской НПЗ. На основе концепции ЛИОМ были разработаны технологии сварки взрывом и начато производство крупногабаритных биметаллических листов размерами $6200 \times 2500 \times (95 + 6)$ и $5000 \times 3200 \times (115 + 6)$ из сталей 12ХМ и нержавеющей стали 08Х18Н10Т (рис. 6). Проведение взрывных работ осложняли низкие температуры воздуха, в связи с чем, во избежание растрескивания, пришлось применять подогрев стали 12ХМ перед взрывом. В результате было успешно получено 372 м^2 биметаллического листа. Но получением двухслойных заготовок возможности НПП ЛИОМ не ограничиваются. В лаборатории были разработаны и внедрены в производство технологии по созданию трехслойных заготовок *медь–титан–медь*, а также цилиндрических заготовок (см. табл.). Обеспечить высокое качество соединения при получении трехслойного листа за один взрыв – более сложная задача, но многолетний опыт сотрудников позволил решить и ее. Композит *медь–титан–медь* используется в промышленности для изготовления токоподводов, а из биметалла *алюминий–медь* изготавливаются переходники (рис. 7).



Рис. 6. Подготовка крупногабаритного листа на полигоне

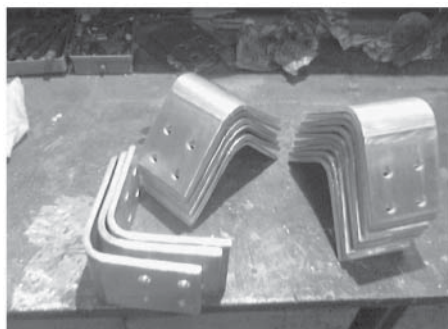


Рис. 7. Переходники алюминий–медь, полученные сваркой взрывом

В настоящее время, в связи с увеличением объема взрывных работ по изготовлению крупногабаритных биметаллических заготовок, перед сотрудниками ЛИОМ встала проблема по снижению вредного воздействия воздушной ударной волны

на близлежащие населенные пункты. Эксперименты показывают, что применение «забойки» поверх заряда из песка, опилок, снега не приводят к существенному результату. Заметное влияние на амплитуду ударной волны оказывает ветер: в попутном его направлении амплитуда волны усиливается, а в противоположном – ослабляется [9]. Данная проблема тормозит наращивание производственной мощности ЛИОМ и ее решение входит в ряд первоочередных задач.

Литература

1. Definition of lower boundary in region of strength joints at high rate of strain of metals / Yu. Besshaposhnikov u.a // Intern. Conf. On Mechanical And Physical Behaviour Of Materials Under Dynamic Loading. – Sept. 26–30, 1994, Oxford, U.K / Association DYMAT, Journal De Physique IV. 1994, Vol. 4, Colloque C8, Supplement au Journal de Physique III, N 9, P. 539–545.
2. Кожевников В.Е. Разработка и внедрение технологии плакирования сваркой взрывом заготовок изделий химического машиностроения: дис. ... канд. техн. наук (в виде науч. докл.) / В.Е. Кожевников; ВолгПИ. – Волгоград, 1990. – 31 с.
3. Бесшапошников Ю.П. Разработка и внедрение технологических процессов сварки взрывом титана со сталью для химического машиностроения на основе исследования остаточного давления продуктов детонации: дис. ... канд. техн. наук (в виде науч. докл.) / Ю.П. Бесшапошников; ВолгПИ. – Волгоград, 1992. – 34 с.
4. Чернухин В.И. Разработка технологических процессов сварки взрывом заготовок химического оборудования на основе исследования характеристик смесевых ВВ и периферийных эффектов в зарядах: дис. ... канд. техн. наук (в виде науч. докл.) / В.И. Чернухин; ВолгПИ. – Волгоград, 1992. – 42 с.
5. Захаренко И.Д. Сварка металлов взрывом / И.Д. Захаренко. – Минск, 1990. – 205 с.
6. Кудинов В.М. Сварка взрывом в металлургии / В.М. Кудинов. – М., 1978. – 168 с.
7. Дерибас А.А. Физика упрочнения и сварки взрывом / А.А. Дерибас. – Новосибирск: Наука, 1980. – 220 с.
8. Пай В.В. Волнообразование при косых соударениях / В.В. Пай. – Новосибирск: Наука, 2000. – 221 с.
9. Ветер усиливает взрывную волну // За науку. – 2006. – № 18–20.

ВОПРОСЫ БЕЗОПАСНОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

УДК 622.235.31

СОСТОЯНИЕ И ЗАДАЧИ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ БЕЗОПАСНОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА УРАЛЕ

А.Н. Кравченко, В.М. Слепенков

На территории Российской Федерации функционирует 31 региональное управление Ростехнадзора, из них на Урале – Уральское (Свердловская, Челябинская и Курганская области), Приуральское (Башкирская Республика, Оренбургская область), Западно-Уральское (Пермский край, Кировская область, Удмурдская Республика), Северо-Уральское (Тюменская область с двумя округами – Ханты-Мансийским и Ямало-Ненецким).

В настоящее время взрывные работы и работы со взрывчатыми материалами (ВМ) на территории Свердловской и Челябинской областей выполняют 114 предприятий.

Взрывчатые вещества и средства инициирования хранятся на 85 складах и оборудованных местах хранения. Эксплуатируется 38 оборудованных тупиков и площадок для приема ВМ, 1 пункт их подготовки для механизированного заряжания, 6 стационарных пунктов по производству эмульсионных ВВ, 8 заводов по производству промышленных взрывчатых материалов (ООО «Калиновский химический завод», ООО «Красноуральский химический завод», ООО «Гефест-М»: ФГУП «Электрхимприбор», ФГУП «Планта», ФГУП завод «Пластмасс», ФГУП «Сигнал», ООО «Уральский пиротехнический завод»).

За 12 месяцев 2011 г. предприятиями, ведущими взрывные работы, израсходовано 116,837 тыс. т ВВ. Число использованных детонаторов составило 6262,13 тыс. шт., в том числе 5615,52 тыс. шт. неэлектрических систем инициирования (НСИ). Расход детонирующего шнура – 10,905 млн м. Промышленными предприятиями, ведущими взрывные работы, изготовлено вблизи мест их потребления 96,146 тыс. т ВВ.

Численность исполнителей взрывных работ составила 1573 человек. Всего к обращению с ВМ имело доступ 6611 работников.

В соответствии с концепцией, разработанной Ростехнадзором, горнодобывающие предприятия области в 2011 г. принимали меры по совершенствованию взрывного дела, в том числе по организации собственного производства простейших гранулированных и водосодержащих взрывчатых веществ и внедрению новой техники/технологии взрывных работ.

На карьерах ОАО «Качканарский ГОК «Ванадий», на предприятиях ООО «АВТ-Урал» и ООО «АВТ-Уралсервис» продолжается внедрение эмульсионных ВВ типа гранэмит ОМ-70 и смесительно-зарядных машин МЗГ-10, ВСЗН-25 и «Универсал» для изготовления гранэмита, а также проводятся приемочные испытания ЭВВ – нитронитов и патронита-М, доставщика ДК-25-Пл и СЗМ «Универсал» ТС-4.

В ОАО «Ураласбест» закончены приемочные испытания смесительно-зарядной машины МЗВ-15 для изготовления ЭВВ порэмита-1А.

В ООО «Орика – УГМК» закончены приемочные испытания СЗМ ММУ(S)-12 на базе автомашины IVECO для изготовления эмульсионного ВВ типа Фортис в объеме 300 т на каждую машину и получено разрешение на постоянное применение РРС 00–045994.

На предприятиях ОАО «Высокогорский ГОК», ООО «Бакальское РУ» и ОАО «Богословское РУ» проводятся приемочные испытания граммонита-21 ТМЗ в объеме 100 т. В ОАО «Высокогорский ГОК» закончены испытания спецвагона для перевозки ВМ в подземных выработках.

На предприятиях, в соответствии с программой, продолжаются промышленные испытания гекфола, ярита, шашек ДБУ, ГК-2, эмульсолита и актонита, а также приемочные испытания смесительно-зарядной машины ТСЗМ-11ПГ, смесительной эмульсионной модульной передвижной установки (СЭМП) и СЗМ «Универсал» ТС-4.

В состав комиссий по проведению испытаний входят инспекторы управления, которые осуществляют постоянный контроль над ходом испытаний и своевременным представлением актов испытаний в Ростехнадзор.

На горнодобывающих предприятиях области широко внедрены неэлектрические системы инициирования типа СИНВ, «Эдилин», «Примадет», «Коршун», существенно повышающие безопасность и эффективность взрывных работ. За отчетный период использовано 5615,52 тыс. ед. НСИ, в том числе в подземных выработках – 4212,84 тыс. ед.

В 2011 г. инспекторский состав управления, контролирующий взрывные работы, провел 170 обследований, выявил 712 нарушений правил и инструкций. По результатам проведенных проверок, за упомянутые нарушения 33 человека привлечены к административной ответственности по линии Ростехнадзора. Подвергнуты административному наказанию 3 юридических лица на сумму 1153 тыс. руб.

В соответствии с разработанными «Мероприятиями по усилению государственного надзора за соблюдением подконтрольными организациями установленного порядка хранения, перевозки, использования и учета ВМ», акцент надзорной деятельности был направлен на функционирование систем ведомственного контроля.

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

На всех предприятиях, ведущих взрывные работы, по требованию инспекторов пересмотрены списки лиц, имеющих право допуска к обращению с ВМ. Пересмотрено право подписи разрешительных документов должностными лицами с целью сокращения круга лиц, допущенных к обращению с ВМ.

Все горнодобывающие предприятия перешли на применение электродетонаторов пониженной чувствительности к блуждающим токам и статическому электричеству – ЭД-З-ИП, ЭД-З-ИМ, ЭД-1-8-Т, ЭД-24.

За отчетный период травматизма и аварий, связанных с взрывными работами, на подконтрольных предприятиях не было. Утрат взрывчатых материалов не отмечено. Отказавших зарядов не зарегистрировано.

Выполнение поднадзорными организациями антитеррористических мероприятий

В соответствии с указанием Правительства РФ и Ростехнадзора в рамках программы по борьбе с терроризмом за прошлый год инспекторским составом проведено 170 обследований объектов, на

которых хранятся и используются взрывчатые материалы. Проверки проводились в соответствии с Методическими рекомендациями по проверке защищенности опасных производственных объектов от террористических актов (приказ Госгортехнадзора России от 28.03.2001 г. № 36).

В ходе проведения данных обследований проверялось состояние базисных и расходных складов ВМ, пропускной режим, средства охраны, наличие разрешительной документации на хранение, учет, транспортирование и испытание ВМ, а также выполнение мероприятий по физической защите опасных производственных объектов.

Инспекторским составом, контролирующим взрывные работы в ходе проведения обследований, выявлено 712 нарушений, связанных с оборотом ВМ. За допущенные нарушения правил учета и хранения ВМ наложено 36 административных взысканий (штрафов) на должностных лиц на общую сумму 1153 тыс. руб. За отчетный период хищений ВМ на подконтрольных предприятиях не выявлено. Допущен один случай перегруза 600 м ДШН-10 партии № 151, поступившего с завода «Искра» в ОАО «Ураласбест» 5 января 2011 г.

Кроме того, согласно указанию Президента РФ по усилению мер, направленных на предупреждение террористической деятельности, и плану работы Управления совместно с УФСБ и ГУВД Свердловской области проводились целевые проверки учета и хранения ВМ на базисных и расходных складах ВМ промышленных предприятий области, а также проверялось состояние автотранспорта, занятого на перевозке ВМ.

В ходе проверок установлено, что на всех предприятиях имеется необходимая разрешительная документация на хранение, транспортирование и использование взрывчатых материалов; предприятия укомплектованы взрывперсоналом, имеющим допуск к обращению с ВМ; разработаны и утверждены «Мероприятия по борьбе с терроризмом», в которых определены:

- ответственные руководители за организацию и проведение проверок защиты опасных производственных объектов;
- порядок взаимодействия с органами исполнительной власти субъекта РФ с ФСБ, МВД, МЧС, ведомственными аварийно-спасательными службами, медицинскими учреждениями;
- порядок и сроки проверки наличия средств индивидуальной и коллективной защиты персонала, а также средств пожаротушения;
- мероприятия по исключению проникновения посторонних лиц на территорию предприятия, эксплуатирующего опасные производственные объекты (в том числе, по усилению их ограждений);

- организация пропускного режима на предприятиях;
- меры по дополнительным проверкам технологических коммуникаций, работоспособности систем противоаварийной защиты технических устройств, систем блокировок и сигнализацией.

Кроме того, произведена оценка количества объектов и объемов работ по очистке территории промплощадки бывшего государственного предприятия «Режевской химический завод» от опасных веществ.

23 марта 2011 г. по просьбе прокуратуры Свердловской области комиссией Уральского управления Ростехнадзора с участием представителей прокуратуры г. Красноуральска и УФСБ по Свердловской области проведена проверка состояния эксплуатации тротилового производства на ФГУП «КХЗ».

Итоги проведенных обследований были рассмотрены на рабочем совещании при заместителе полномочного представителя Президента РФ в Уральском федеральном округе. По результатам совещания принято решение о рассмотрении вопроса по включению потенциально опасных объектов бывшего Режевского химического завода и ФГУП «КХЗ» в Федеральную программу «Национальная система химической и биологической безопасности Российской Федерации».

Информация о состоянии учета, хранения и использования ВМ на подконтрольных предприятиях, ведущих взрывные работы, направлялась в Правительство области, а также главам администраций городов и районов.

Выполнение «Мероприятий по организации антитеррористической деятельности на территории Свердловской области», а также решений Межведомственного совещания при полномочном представителе Президента Российской Федерации в УрФО от 20 сентября 2004 г. находятся под постоянным контролем инспекторского состава Управления.

На горнодобывающих предприятиях Челябинской области изданы соответствующие приказы, назначены ответственные лица за обеспечение защиты от террористических актов, в План ликвидации аварий внесены позиции по отражению нападений на охраняемый объект.

Все трудящиеся предприятий, связанные с доставкой, применением, хранением и учетом ВМ, ознакомлены со статьями 218, 222, 226 УК (хищение ВМ).

Особое внимание работе по защите от проявлений терроризма уделяется на предприятиях, осуществляющих производство, хранение, транспортирование и применение взрывчатых материалов.

Заводы «Пластмасс», «Сигнал» охраняются вневедомственной охраной. На всех складах ВМ имеется вооруженная огнестрельным оружием охрана, смонтирована периметральная сигнализация, имеются сторожевые собаки. Перевозка ВМ осуществляется с охраной МВД, имеющей мобильную связь, по согласованным с органами МВД маршрутам. Вооруженная охрана присутствует на местах производства взрывных работ от их начала и до полного окончания.

В результате мер, принимаемых предприятиями, правоохранительными и надзорными органами, в 2011 г. террористических проявлений и случаев несанкционированного доступа на территории подконтрольных объектов не зафиксировано.

В решении вопросов техники безопасности значительную помощь оказывают проектные, научно-исследовательские и экспертные организации: институты Уралгипроруда (генеральный директор Поль Валерий Густавович), Институт горного дела (директор Корнилков Сергей Викторович), Уральский горный университет (ректор Косарев Николай Петрович), Центр взрывного дела (директор Горев Евгений Степанович, технический директор Корнилков Михаил Викторович), Уральский филиал ЗАО «Взрывиспытания» (директор Шеменев Валерий Геннадьевич), Научно-производственное предприятие «Взрывтехнология» (директор Берсенева Геннадий Порфирьевич).

Перед нами стоят большие задачи – при жесточайшей экономии в условиях частной собственности обеспечить нормальную работу предприятий, строгое соблюдение правил техники безопасности на каждом рабочем месте и добиться того, чтобы у нас не было ни несчастных случаев, ни аварий.

УДК 622.235.53

ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ИНТЕНСИВНОСТЬ УДАРНОЙ ВОЗДУШНОЙ ВОЛНЫ

П.В. Меньшиков

Ударная воздушная волна (УВВ) представляет собой область сжатия газа с резким скачком давления, плотности и температуры, которая распространяется по невозмущенному воздуху со сверхзвуковой скоростью.

В ударной воздушной волне происходит превращение механической энергии в тепловую, что приводит к падению интенсивно-

сти волны. Интенсивность УВВ падает также в результате увеличения массы воздуха, увлекаемого волной по мере ее распространения. Постепенно затухая, УВВ в конечном итоге переходит в звуковую волну.

Вблизи взрыва волны давления имеют широкий диапазон частоты, включая частоты, вызывающие звуковые эффекты. Однако большая часть энергии передается волнами с частотой колебаний менее 100 Гц, причем максимальная интенсивность приходится на волны с частотой до 40 Гц. Волны с низкой частотой колебаний распространяются на большие расстояния.

Формирование и распространение УВВ при взрывах на карьерах представляет сложный процесс. Интенсивность УВВ обуславливается в первую очередь массой заряда ВВ, расстоянием, заглублением заряда, направлением детонации, интервалом замедления, удельным расходом ВВ.

Одним из основных факторов интенсивности УВВ, начиная с расстояний, при которых скорость УВВ снижается до скорости звука в воздухе, являются метеорологические условия. С этих расстояний скорость волны давления зависит от температуры воздуха, направления и скорости ветра, влажности, а также от встречающихся на пути волны преград, таких как строения, деревья и неровности местности.

На рис. 1 представлены лучевые картины распространения ударных воздушных волн при различных возможных комбинациях метеоусловий. Одно из самых неблагоприятных условий проведения взрыва – наличие инверсии скорости звуковых волн, когда она, с увеличением высоты, сначала на некотором расстоянии уменьшается, а затем увеличивается на таком же расстоянии, и наконец вновь уменьшается.

Особенность таких метеоусловий состоит в том, что создается зона относительного покоя вблизи места взрыва, а на некотором расстоянии от него существует зона интенсивного фокусирования повышенного избыточного давления в виде колец относительно источника взрыва. Эта зона возникает вследствие преломления воздушных волн, возвращающихся к поверхности земли в одно и то же время. Подобный тип инверсии ударных воздушных волн наблюдался 3 декабря 2010 г. при производстве взрыва кумулятивного заряда ВВ на полигоне Копейского завода испытания труб (КЗИТ) предприятия ООО «Газпром трансгаз Екатеринбург».

Натурные пневматические испытания на трещиностойкость стальных труб диаметром 1420 мм класса прочности К65 на давление 11,8 МПа проводились на временном опытном полигоне. Ли-

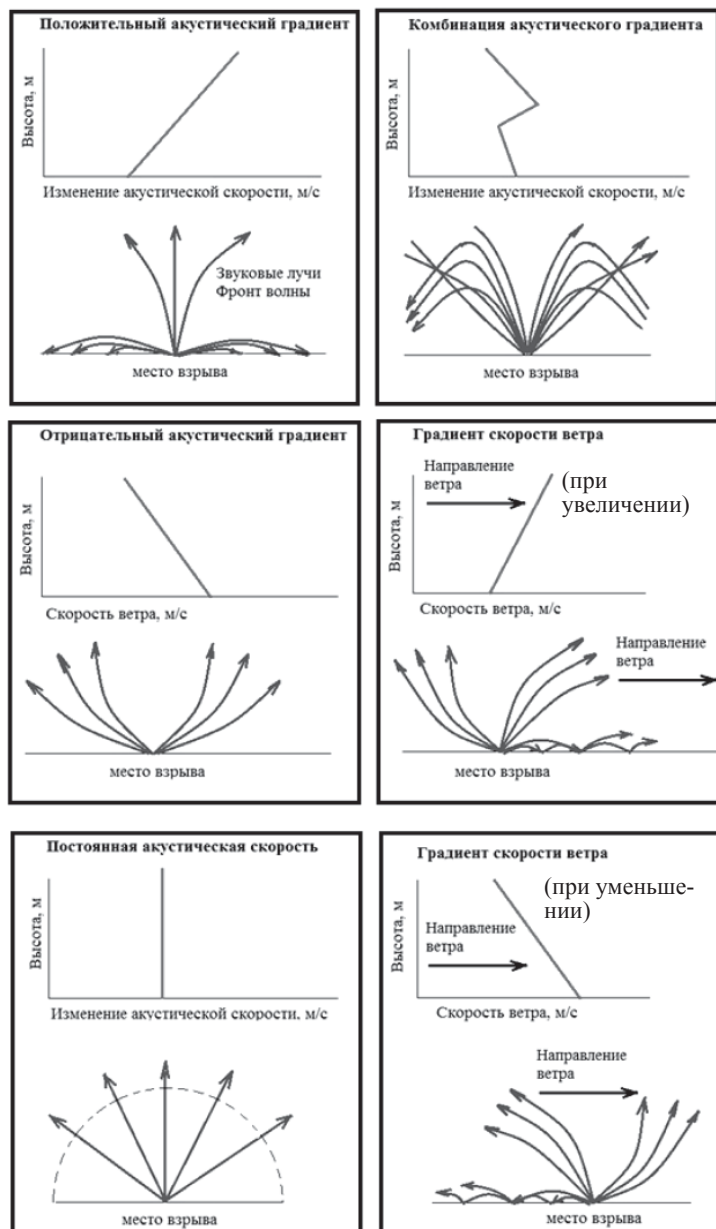


Рис. 1. Лучевые диаграммы

нейный кумулятивный заряд длиной 100 см, массой 3600 г располагался на трубе-инициаторе. Кумулятивный заряд инициировался капсюлем-детонатором с применением неэлектрической системы взрывания «Эдилин». В момент производства взрыва линейного кумулятивного заряда наступило резкое потепление атмосферного воздуха с $-23,2$ до $-11,2$ °C, с продвижением теплового атмосферного фронта (табл. 1).

В результате воздействия УВВ на котельную № 9 и среднюю общеобразовательную школу № 4 по ул. Мира, д. 43 поселка Бажово Копейского округа были повреждены стекла четырех окон школы и несколько стекол на четвертом этаже котельной. Здания школы и котельной находятся на расстоянии 2130 и 1510 м от места проведения взрывных работ (рис. 2а, б).

Фасад зданий школы № 4 и котельной № 9 представлены на рис. 3.

Во время проведения взрывных работ проводились инструментальные замеры давления на фронте УВВ, а также скорости сейсмических колебаний возле вагона-домика на расстоянии 700 м от основной площадки полигона.

Давление на фронте ударной воздушной волны определялось сейсморегастратором MiniMate Plus с помощью линейного микрофона L «714A0401». Максимальное давление на фронте ударной воздушной волны возле одноэтажного вагона-домика составило 387,5 Па при времени записи 0,207 с (рис. 4). Анализируя график изменения давления на фронте УВВ, можно сделать вывод, что величина замеренной УВВ в стадии сжатия в максимальных пиках давления составила 217,5; 242,5 и 192,75 Па при времени записи 0,097; 0,249 и 0,404 с соответственно. Максимальное давление в волне разряжения составило 349; 387,5 и 374 Па при времени записи 0,017; 0,207 и 0,357 с соответственно. Частота колебаний – 12,8 Гц. Сила звука – 55,4 дБ. При такой максимальной величине УВВ возле вагона-домика (387,5 Па) вылетели стекла в школе и котельной.

Полученные значения давления на фронте УВВ ниже значений допустимых норм для остекления одноэтажного вагона-домика. Стекла толщиной 0,002–0,003 м разрушаются при избыточном давлении 600–1800 Па (по данным М.И. Картузова).

В случае интенсивного фокусирования повышенного избыточного давления (инверсии) возле котельной и школы, фактор возможного увеличения давления УВВ возрастает в 100 раз. Следовательно, можно предположить, что максимальное давление на фронте УВВ возле школы и котельной составило более 1000 Па. При даль-

Таблица 1

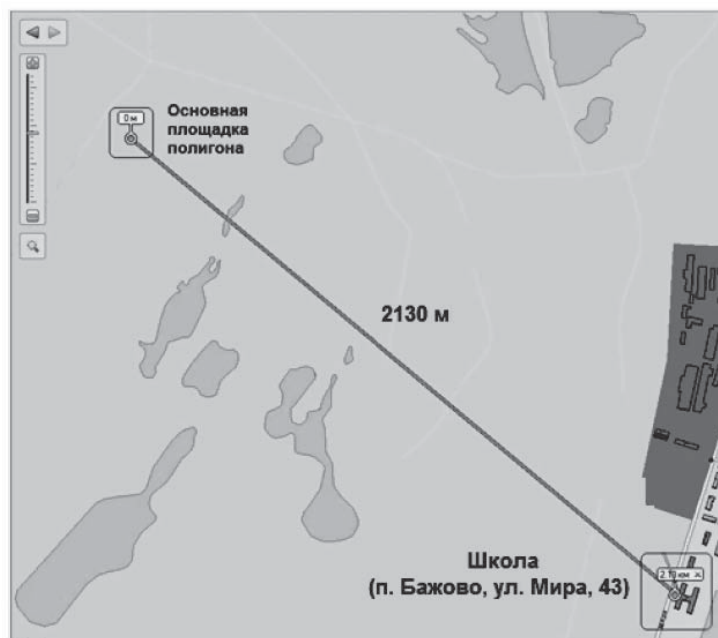
Погода в г. Конейске на 3 декабря 2010 г.

Время (UTC), дата	Ветер (направление, м/с)	Видимость	Облачность	T (°C)	T_d (°C)	f (%)	P (гПа)	P_0 (гПа)	$T_{\min}$ (°C)	$T_{\max}$ (°C)	R (мм)	S (см)
00	3.12 Запад	2	10 км	Ясно	-20,5	-27,2	55	1028,1	995,8			
03	3.12 штиль	0	10 км	Ясно	-27,4	-30,4	76	1030,4	997,2			23
06	3.12 штиль	0	>10 км	Облачно	-23,2	-27,1	70	1031,5	998,7	-27,6		
09	3.12 Запад	2	>10 км	Облачно	-11,2	-22,1	40	1030,7	999,5			
12	3.12 Запад	2	>10 км	Облачно	-10,6	-19,0	50	1031,3	1000,1			
15	3.12 Запад	2	10 км	Облачно	-10,0	-17,3	55	1032,1	1000,9	-10,0		
18	3.12 Запад	2	10 км	Облачно	-10,3	-14,7	70	1034,1	1002,9	-10,0		
21	3.12 Запад	1	10 км	Ясно	-11,4	-14,2	80	1035,5	1004,1			

Примечание:

T – температура воздуха (температура, измеренная на высоте 2 м над землей);
 T_d – температура точки росы (температура, при понижении до которой содержащийся в воздухе водяной пар достигнет насыщения);
 f – относительная влажность воздуха (влажность воздуха, измеренная на высоте 2 м над землей);
 T_e – эффективная температура (температура, которую ощущает одетый по сезону человек в тени. Характеристика душности погоды). При расчете учитывается влияние влажности воздуха и скорости ветра на теплоощущения человека.
 $T_{\text{эф}}$ – эффективная температура на солнце (температура, которую ощущает человек, с поправкой на солнечный нагрев). Характеристика знойности погоды. Зависит от высоты солнца над горизонтом, облачности и скорости ветра. Ночью, в пасмурную погоду, а также при ветре 12 м/с и более поправка равна нулю.
 P – атмосферное давление (приведенное к уровню моря атмосферное давление);
 P_0 – атмосферное давление (измеренное на уровне метеостанции атмосферное давление);
 $T_{\min}$ – минимальная температура (минимум температуры воздуха на высоте 2 м над землей);
 $T_{\max}$ – максимальная температура (максимум температуры воздуха на высоте 2 м над землей);
 R – количество выпавших осадков;
 S – снежный покров (его высота).

a



б

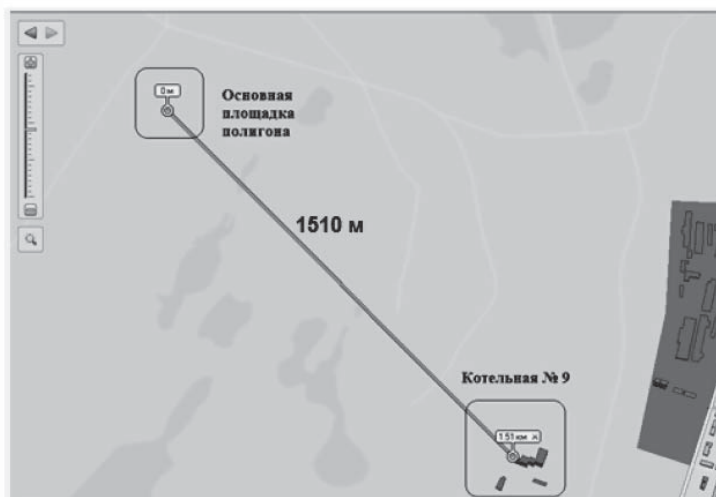


Рис. 2. Ситуационный план расположения основной площадки полигона относительно:
a – двухэтажной средней общеобразовательной школы № 4 (п. Бажово Копейского округа, ул. Мира, 43); *б* – котельной № 9 (п. Бажово Копейского округа, ул. Мира, 43)

а



б



Рис. 3. Пострадавшие от взрыва здания:
а – фасад части здания школы № 4 (стекла треснули в двух окнах справа на 1-ом этаже и во втором окне слева на 3-ем этаже); *б* – фасад производственного корпуса котельной № 9 (вместо разрушенных стекол проемы закрыты толем, железом, полиэтиленовой пленкой)

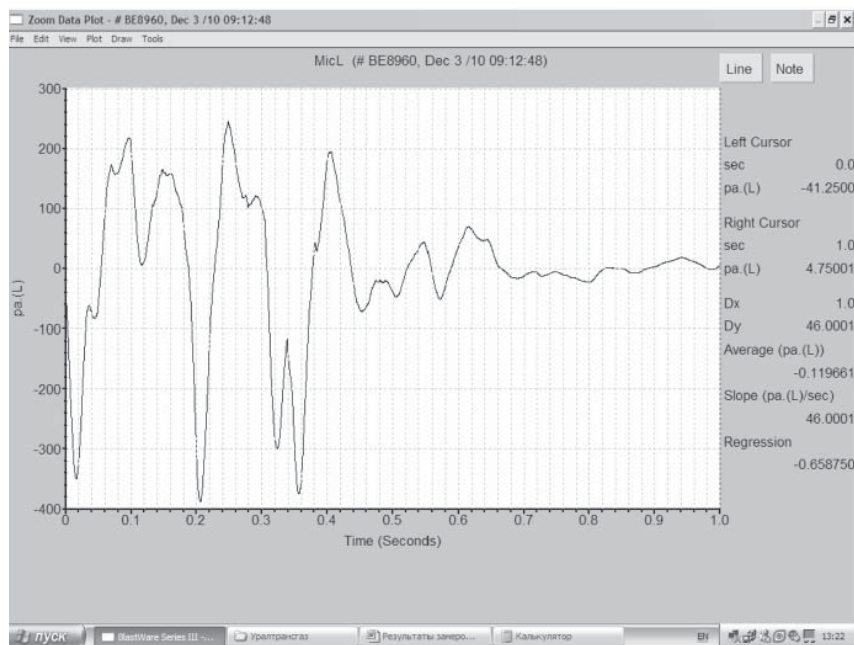


Рис. 4. График изменения давления на фронте УВВ (03.12.10. 9:12):
место замера – одноэтажный вагон-домик; максимальное воздушное давление – 387,5 Па при $t = 0,207$ с;
частота колебаний – 12,8 Гц; сила звука – 55,4 дБ

нейших взрывных работах были проведены замеры воздействия ударных воздушных волн на остекление школы и котельной 4 февраля, 8 июня и 28 июля 2011 г. Максимальное давление на фронте УВВ не превысило 270 Па. Результаты замеров представлены в табл. 2.

В случае наиболее неблагоприятного градиента скорости звуковых волн возможно увеличение давления в фокусной площади до 25 и более раз (табл. 3).

Неблагоприятные температурные градиенты (изменение с высотой температурного градиента от отрицательного к положительному) обычно имеют место около 1 часа до захода солнца и около 1–2 часов после восхода солнца. В этом случае будет иметь место значительная фокусация ударной воздушной волны, что и произошло 3 декабря 2010 г. на полигоне КЗИТ.

При прогнозировании УВВ следует в качестве дополнительного фактора определять влияние скорости ветра, ввиду его направ-

Таблица 2

**Результаты измерений фактического максимального давления
на фронте ударной воздушной волны**

Дата проведения испытаний	Фактическое максимальное давление на фронте УВВ, P , Па (дБ)	
	Двухэтажная средняя общеобразовательная школа № 4 (п. Бажово Копейского округа, ул. Мира, 43)	Котельная № 9 (п. Бажово Копейского округа)
04.02.11	270 (48,7)	222(50)
08.06.11	118 (41,7)	173(51,2)
28.07.11	–	229(52,2)

Таблица 3

**Возможное увеличение интенсивности давления УВВ
в результате влияния метеорологических условий**

Градиент скорости звука с высотой	Изменение скорости звука с высотой	Фактор возможного увеличения давления УВВ
Отдельный отрицательный градиент		0
Положительный градиент около поверхности с отрицательным градиентом вверх		5
Нулевой градиент около поверхности с положительным градиентом вверх		10 в фокусной площади
Слабый положительный градиент около поверхности с сильно положительным градиентом вверх		25 в фокусной площади
Отрицательный градиент около поверхности с сильно положительным градиентом вверх (инверсия)		100 в фокусной площади

ляющего действия на распространение повышенного давления, в особенности при большой скорости ветра. Если существует положительный температурный градиент, скорость ветра свыше 6,5 м/с и его направление совпадает с направлением на жилые районы, то взрыв должен быть отложен.

Изменения в скорости, вызванные колебаниями относительной влажности воздуха, меньше, чем ошибки, возможные при определении влияния ветра, и потому ими пренебрегают. Распределение температуры воздуха является наиболее важным фактором метеоусловий.

Влияние земной поверхности может оказаться существенным. Плавные направленные вверх склоны могут вызвать усиление УВВ, а склоны, направленные вниз, приведут к расширению волны и ослаблению удара. Эти эффекты локализуются вблизи местного изменения профиля и быстро ослабевают по мере удаления от неровности. Специальные заграждения, как насыпи, обеспечивают лишь локальный эффект.

Литература

1. Разработка безопасной технологии ведения взрывных работ по действию сейсмических и ударных воздушных волн на здания г. Оленегорска: отчет о НИР/ИГД МЧМ СССР; рук. М.И. Каргузов; отв. исп. Н.Л. Абрамов. – Свердловск, 1989. – 72 с.
2. Цейтлин Я.И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов / Я.И. Цейтлин, Н.И. Смолий. – М.: Недра, 1981. – 192 с.
3. Исследование влияния сейсмических и воздушных волн на здания города и промплощадки при взрывах в карьере Ковдорского ГОКа: отчет о НИР/ИГД МЧМ СССР; рук. М.И. Каргузов; отв. исп. В.Г. Власов. – Свердловск, 1986. – 68 с.

УДК 622.235.53

О ДАВЛЕНИЯХ ВОЗДУШНЫХ ВОЛН НАЗЕМНЫХ ВЗРЫВОВ

В.Х. Пергамент, М.В. Котик

Оценка давлений (ΔP , Па и $P^* = \Delta P/P_0$, при $P_0 = 10^5$ Па = 1 кг/см²) воздушных волн при контактных взрывах, в зависимости от тротилового эквивалента заряда (Q , кг), расстояния (r , м) и связывающего их аргумента энергетического подобия – приведенного расстояния ($R = r/Q^{1/3}$, м/кг^{1/3}), – используется при прогнозах условий безо-

пасности взрывов контактных и эквивалентных им воздушных и заглубленных зарядов, определении энергии различных природных и техногенных взрывных источников, для установления относительной эффективности (влияния) технологии взрывных работ и условий заглубления заряда на параметры воздушных волн и воздушно-волновые эффекты, а также при прогнозах давлений волн от взрывов в ограниченных объемах и распространении волн в подземных выработках.

Зависимости $\Delta P = f(R)$ и $P^* = f(R)$ в отдельных диапазонах аргумента R представляются степенными одночленами и полиномами, а также экспоненциально-степенными функциями этого аргумента.

При значительных отличиях упругих характеристик воздуха и грунтовой поверхности контакта коэффициент отражения близок к 1, и на одних и тех же приведенных расстояниях (даже при разных формах зависимостей) можно ожидать близких значений величин давлений контактных взрывов. Но выполненный анализ сведений [1–7] и представление их аналитических, графических и числовых результатов в формах степенных одночленов для отдельных диапазонов аргумента R (таблица) свидетельствуют о значительных (до 1000 раз) различиях величин давлений при одних и тех же значениях R . Эти различия могут быть связаны не только с выявленными отдельными опечатками в величинах коэффициентов эмпирических зависимостей (п.п. 15а, 16, 20а таблицы) или экстраполяцией полученных в одних диапазонах зависимостей в иные диапазоны аргумента R , но и с влиянием масштабного фактора, занижающего эффекты при малых массах зарядов [3, 5, 6], температурно-ветровых градиентов в атмосфере на больших (от нескольких до сотен километров) удалениях от заряда, с различными условиями кратеро- и воронкообразования [3], обусловленными характеристиками взрываемости пород на границе контакта [7], а также другими факторами, учитываемыми (или нет) в различных публикациях.

Оценки широкодиапазонной зависимости Бейкера и др. [2] для падающей волны контактного взрыва (п. 1, таблица) достаточно близки к зависимостям, полученным М.А. Садовским при взрывах крупных зарядов [6]: $Q > 1000$ кг (п. 6, таблица); согласно исследованиям В.В. Адушкина и Б.Д. Христофорова [1], $Q = 10^6$ кг (п. 8); по Е. Гитерману, $Q = 82\,000$ кг (п. 7), но заметно больше, чем при взрывах зарядов меньших масс – по М.И. Ганопольскому, $Q = 20\text{--}360$ кг (п. 12); в исследованиях В.Х. Пергамента $Q = 0,4\text{--}16$ кг (п. 13), М.И. Картузова и В.Г. Власова – $Q = 1\text{--}5$ кг (п. 14). Указанное М.А. Садовским [6] влияние масштабного фактора прослеживается и в оценках Дювалла, Девайна ($Q = 1,8\text{--}45$ кг, п. 24а таблицы), и при сопостав-

Степенные приближения для избыточных давлений
(ΔP , Па и $P^* = \Delta P/P_0$, где $P_0 = 10^5$ Па = 1 кг/см²) воздушных волн наземных
взрывов как функции приведенного расстояния ($R = r/Q^{1/3}$, м/кг^{1/3}) в формах
 $\Delta P = K \cdot 10^5 \cdot R^{-n}$, Па; $P^* = K \cdot R^{-n}$, по данным разных авторов и источников

№	№	Коэффициент K	Диапазон R , м/кг ^{1/3}	Авторы и источники
1	2,5(*) 1,5(*) 7/6(*)	18(*) 5,3(*) 1,9(*)	1–3,5 3,5–23 23–1000	Бейкер У., Кокс П и др. (проходящая волна, пересчет удвоением Q для воздушного взрыва) по рис. из [2]
1a	2,5(*) 1,5(*) 7/6(*)	10(*) 3,75(*) 1,46(*)	0,8–2,7 2,7–18 18–1000	Бейкер У., Кокс П и др. (проходящая волна воздушного взрыва) по рис. из [2]
2	2,75(*) 1,5(*) 7/6(*)	132(*) 9,4(*) 2,6(*)	0,8–9 9–30 30–1000	Бейкер У., Кокс П и др. (отраженная волна, пересчет удвоением Q для воздушного взрыва) по рис. из [2]
3	2,25(*) 2,7(*)	8(1±0,08)(*) 2,7(1±0,04)(*)	0,2–4 4–10	Kinney G. по рис. из [4] для $Q = 0,45$ кг
4	3(*)	84(*)	0,63–1,63	Садовский М.А., Цеханский Г.С. [6] для $Q = 8$ кг
5	3(*)	7,25(*)	0,085–0,19	Садовский М.А., Коротков А.И. [6] для $Q = 0,135$ кг, ТГ = 0,152 кг ТНТ
6	2,25(*) 1,67(*)	15,5(*) 6,6(*)	1–5 5–10	Садовский М.А. ($Q > 1000$ кг) при $P^* = 0,9 \sum_{n=1}^3 (R^{-n} n^{2.33})$ [5, 6]
7	1,9(*) 1,21(*)	14(*) 3,2(*)	4,5–8 8–520	Гитерман Е.Н., $Q = 82 \cdot 10^3$ кг (2009) $P^* = R^{-1}(\lg[R/\pi]^{0.5})^{-0.5}$ (из доклада – сообщения)
8	1,67(*)	9,4(*)	0,6–50	Адушкин В.В., Христофоров Б. ($Q = 10^6$ кг) по табл. [1]
9	2,88(*)	19,31(*)	0,126–1,26	Адушкин В.В., Коротков А.И. по [3] для $P^* = \sum_{n=1}^3 (K_n R^{-n})$, где $K_1 = 1,01$; $K_2 = 4,2$; $K_3 = 14,1$

Продолжение табл.

№	№	Коэффициент K	Диапазон R , м/кг ^{1/3}	Авторы и источники
10	1,5(*) 2,25(*) 1,25(*) 1,5(*) 1,82(*) 2,25(*)	14,75(*) 14,75(*) 2,7(*) 5,25(*) 23(*) 410(*)	0,1–1* 1–5–7* 5,7–13* 13–120* 120–800* 800–5000*	Held M., Jager E.H., Stolz I.B. $P^* = 0,156 + 1,7 \cdot 10^4 \exp(-7,14 \cdot R^{0,28})$ для $R = 0,1 - 8$ м/кг ^{1/3} и $P^* = 8 \cdot 10^4 \exp(-10,46 \cdot R^{0,1})$ для $R > 8$ м/кг ^{1/3} [3]
11	1,45	4,2(1±0,43)	10–1000	Цейтлин Я.И., Смолий Н.И. [7]
12	1,33(*)	3,73(1±0,33)(*)	55–650	Ганопольский М.И и др. ($Q = 20-360$ кг) [5]
13	1,33	1,26(1±0,25)	12–190	Пергамент В.Х. и др. Для $Q = 0,4-16$ кг [5]
14	1	0,296(1±0,275)	15–80	Картузов М.И., Власов В.Г. для $Q = 1-5$ кг по [5]
15	1,1	1,365(**)	30–1000	Gold K.F., Тетро К. [3] при давлении – (см. 15а) – Па, вместо кПа
15а	1,1	1365(?)	30–1000	Gold K.F., Тетро К. при указанных в [3] размерностях в формуле $\Delta P/\text{кПа} = 668(2Q/T)^{0,37}(\tau/\text{км})^{-1,1}$
16	2,5(***) 1,9(*) 1,5(*)	5,5(***) 9,7(*) 5(*)	0,06–0,38 0,38–5 5–15	Henrich [3]
17	3,84(*) 2,75(*) 2,11(*)	2,92(*) 8,2(1±0,04)(*) 8,55(1±0,15)(*)	0,1–0,4 0,4–1 1–8	Броуд Х.Л. ($Q = 10^9$ кг) по рис. в [4]
18	2,25 1,67	8,3 6	0,6–2 2–12	Гельфанд Б.Е., Губин С.А. и др. [5]
19	1	1,4	>50	Густафссон Р. [5]
20а	0,25? 0,2?	4,4 (для наносов) 5,3 (для скалы)	10–1000	Coulter G., Kingery C. [3] (с опечаткой в целой части n)
20	1,25(*) 1,2(*)	4,4 (для наносов) 5,3 (для скалы)	10–1000	Coulter G., Kingery C. по [3] (при исправленных n)
21	1,068	1,15	10–300	Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. [5]
22	1,4	3,7	20–500	Гринлэнд Б. по [7]
23	1,38	13,4	45–1000	Дювалл, Девайн по [5]

Окончание табл.

№	№	Коэффициент K	Диапазон R , м/кг ^{1/3}	Авторы и источники
24	1,05	1,694	5–1000	Дювалл, Девайн ($Q = 45\text{--}4536$ кг) [5]
24а	1,05	$1,17Q^{0,092}$, т. е. $K = 1,24$ при $Q = 2$ кг $K = 1,66$ при $Q = 45$ кг	3,5–3900	Дювалл, Девайн для $Q = 1,8\text{--}45$ кг
25	1,2	1,72	80–1000	Рид Д. [5]
26	1	$1,22/$ $[\lg(0,325R)]^{1/2}$	$>3,7$	Коротков П.Ф. [3, 5]

Примечание: * – значения коэффициентов n и K для указанных диапазонов R определены составителями таблицы по численным, графическим и аналитическим данным упомянутых работ и авторов, в ряде случаев пересчётом зависимостей воздушных взрывов на контактные удвоением в них масс Q .

** При устранении предполагаемой опечатки в размерности давлений (вводе в формулу [3] Па вместо кПа) получающиеся результаты совпадают с оценками Бейкера У. (п. 1) и Садовского М.А. (п. 6), Короткова П.Ф. (п. 26) и исключается 1000-кратное завышение, проявившееся при указанной в [3] размерности (п. 15а).

*** При пересчете на контактный взрыв со степенным приближением в формуле воздушного взрыва $P^* = \sum_{n=1}^3 (K_n R^{-n})$, где для $R = 0,06 \dots 0,38$ м/кг^{1/3} с $K_1 = 1,38$; $K_2 = 0,543$;

$K_3 = -0,035$, в последнем члене полинома был изменен знак с «–» на «+» для исключения предполагаемой опечатки (?), приводящей к отрицательным и нулевым значениям P^* на соизмеримых с размером заряда расстояниях.

лении оценок Г.С. Цеханского ($Q = 8$ кг, п. 4), G. Kenniy ($Q = 0,45$ кг, п. 3), А.И. Короткова ($Q = 0,152$ кг, п. 5) на близких расстояниях. Отмеченное Садовским М.А. [6] уменьшение «активной» части для зарядов малых (по сравнению с $Q > 1000$ кг) масс связано как с поверхностными потерями ВВ, так и, возможно, с разной долей теряемой при воронкообразовании энергии для разных масс зарядов. При увеличении массы заряда уменьшается его удельная поверхность (на единицу массы ВВ) и связанные с ней относительные потери. Начиная с некоторой массы $Q > Q_{\text{пр}}$ масштабные эффекты при росте заряда можно уже не учитывать, считая «активной» всю его массу.

С целью компенсации масштабных эффектов при малых массах ВВ в источнике [5] предложено введение в массу заряда дополнительного множителя (масштабной поправки) – $K_{M-Q} = (Q/Q_{\text{пр}})^{1/2} \leq 1$. Применительно к приведенному расстоянию множитель масштабной поправки примет вид $K_{M-R} = K_{M-Q}^{-1/3} = (Q_{\text{пр}}/Q)^{1/6} > 1$. Экви-

валентное крупному взрыву приведенное расстояние (R_3 , м/кг^{1/3}) с учетом масштабной поправки K_{M-Q} в области действия масштабного фактора ($Q < Q_{пр}$) выразится в виде

$$R_3 = RK_{M-R} = (r/Q^{1/3})(Q_{пр}/Q)^{1/6} = Q_{пр}^{1/6}(r/Q^{1/2}) = Q_{пр}^{1/6}r^*, \quad (1)$$

где $Q_{пр}$, кг – масса предельного заряда, при превышении которой масштабные эффекты не проявляются (т. е. $K_{M-Q} = K_{M-R} = 1$);

$r^* = r/Q^{1/2}$ – квадратичное приведенное расстояние, м/кг^{1/2}.

Величина $Q_{пр}$, по оценкам [5], находится в зоне 750–1500 кг, приближаясь к верхнему из указанных пределов. Приводимые в [3, 6] относительные величины «активных» зарядов контактных взрывов

$\overline{Q_a} = Q_a/Q = 0,3; 0,65; 0,63; 0,8; 0,73; 0,9$ для $Q = 1; 8; 25; 50; 100; 500$ кг) в первом приближении дают оценку $Q_{пр}$ около 1000 кг (из условия экстраполяции, до значения, равного «единице», зависимости

$\overline{Q_a} = f(Q)$). Полученное значение $Q_{пр} = 1000$ кг, равное указанному в [6] для полинома М.А. Садовского, близко к значению, предложенному в [5], но показатель степени (около 0,2) в отношении $Q/Q_{пр}$ оказывается значительно меньше рекомендованного в [5] значения (^{1/2}).

Ввод масштабной поправки при использовании эквивалентного приведенного расстояния вида (1) исключает «расщепление линий» $\Delta P = f(R)$ для зарядов разных масс в области влияния масштабного фактора. При этом указанные поправки, переводящие при малых зарядах параметр энергетического подобия (приведенное расстояние R) в другой двухпараметрический аргумент – квадратичное приведенное расстояние ($r^* = r/Q^{1/2}$, м/кг^{1/2}), позволяют единообразно отразить «расщеплявшиеся» при аргументе R результаты (п.п. 12–14 таблицы), а также указанные в источнике [5] оценки В.А. Боровикова и др., при $Q = 42$ кг $r = 1230 \cdot (1 \pm 0,063)$ м, $\Delta P = 154 \cdot (1 \pm 0,33)$ Па в виде общей зависимости от квадратичного приведенного расстояния $P^* = \Delta P/P_0 = 0,283r^{*-1} \lg[0,22r^*]^{-1} \approx 0,607r^{*-1,1}$ с $K_{вар} = 0,22$ для $r^* = 10\text{--}400$ м/кг^{1/2} (п. 2). Использование параметра r^* сближает зависимости при $Q = 0,152$ кг (п. 5); 0,45 кг (п. 3) и 8 кг (п. 4) на близких к заряду расстояниях.

При этом для отличающихся в 1500 раз масс зарядов ($Q = 1$ и 1500 кг), на одних и тех же приведенных расстояниях, давления могут различаться в $(1500^{1/6})^n = 38,5$ и 4,1 раз соответственно в областях, где значение показателей степени n при аргументе R близки к

$n = 3$ и $n = 7/6$. Указанные сопоставления свидетельствуют, что следует с осторожностью подходить к прямому использованию для крупных взрывов результатов, полученных на малых зарядах, без ввода в них масштабных поправок, т. к. это может повлечь значительные занижения давлений для больших зарядов при одинаковых приведенных расстояниях с зарядами малых масс.

Противоречивыми являются оценки влияния типов пород у поверхности контакта на величины давлений УВВ. В исследованиях Цейтлина и Смолия [7] отмечены трехкратные различия величин давлений для категорий взрываемости пород по СНиП от X–XI до III–IV, а в оценках Coulter G., Kingery C. (при исправленной опечатке в целой части показателей степени) относительные различия давлений при взрывах на скальных и слабых породах (п. 20 таблицы) не превышают 20 %, что не позволяет считать эти различия статистически значимыми. В источнике [5] также не отмечено существенных различий в величинах давлений УВВ при взрывах зарядов $Q = 1–42$ кг на глинах, гранитах, песчаниках средней крепости и мерзлых песках. Также взаимно близки данные Адушкина–Христофорова и Гитермана при взрывах на мерзлоте и на породах средней крепости (пп. 8 и 7 таблицы). Учет масштабного фактора может уменьшить и указанные в [7] относительные различия величин давлений при взрывах на разных породах, но в целом вопрос о влиянии свойств пород и оценок условий воронкообразования при контактных взрывах представляется требующим дальнейшего изучения.

Из приведенных зависимостей для прогноза давлений воздушных волн в зоне отсутствия проявлений температурно-ветровых градиентов в атмосфере (расстояния до нескольких километров от места взрыва) представляется целесообразным использовать широкдиапазонную зависимость Бейкера–Кокса ($R = 1–1000$ м/кг^{1/3}) [2] для проходящей волны (п. 1, таблица) и близких к ней оценок при больших зарядах $R = 1–10$ м/кг^{1/3} (п. 6) и экстраполяции Короткова П.Ф. для $R > 3,7$ м/кг^{1/3} (п. 26), Адушкина–Христофорова для $R = 0,6–50$ м/кг^{1/3} (п. 8), а также Рида (п. 25) при $R = 80–1000$ м/кг^{1/3} и Гитермана (п. 7) при $R = 4,5–520$ м/кг^{1/3}, с введением в них соответствующих масштабных поправок (в случае использования зарядов малых масс) и определяя по формуле (2) для этих зарядов эквивалентные приведенные расстояния.

При этом в используемых степенных приближениях для давлений следует учитывать монотонное уменьшение показателя степени по мере роста величины аргумента R (или R_z) и избегать далеких экстраполяций оценок, полученных в иных диапазонах аргумента.

Вследствие относительной близости энергетических эквивалентов большинства промышленных и боевых ВВ, их тип в заряде не сильно влияет на величины давлений, прогнозируемых по разным зависимостям и может быть уточнен вводом в массу ВВ его относительного (по тротилу или аммониту № 6ЖВ с $e_{\text{ВВ}} \approx 1000$ ккал/кг) эквивалента энергии.

Литература

1. Адушкин В.В. Исследования действия прибрежного наземного 1000-тонного взрыва на окружающую среду / В.В. Адушкин, Б.Д. Христофоров // Физика горения и взрыва. – 2004. – Т. 40. – № 16. – С. 84–92.
2. Бейкер У. и др. Взрывные явления: оценка и последствия: в 2-х т. – М.: Мир, 1986. – Т. 1. – 318 с; Т. 2 – 383 с.
3. Гельфанд Б.Е. Фугасные эффекты взрывов / Б.Е. Гельфанд, М.В. Сильников. – СПб.: ООО «Издательство Полигон», 2002. – 272 с.
4. Гласс И.И. Ударные волны и человек / И.И. Гласс. – М.: Мир, 1977. – 130 с.
5. Пергамент В.Х. Масштабный фактор и критерии подобия давлений воздушных волн при контактных взрывах / В.Х. Пергамент, П.П. Фирстов, А.П. Красавин // Подземная разработка мощных рудных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. / МГМА. – Магнитогорск, 1997. – С. 128–149.
6. Садовский М.А. Механическое действие воздушных ударных волн по данным экспериментальных исследований / М.А. Садовский // Геофизика и физика взрывов / под ред. В.В. Адушкина – М.: Наука, 2000. – С. 9–87.
7. Цейтлин Я.И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов / Я.И. Цейтлин, Н.И. Смолий. – М.: Недра, 1981. – 130 с.

УДК 622.235.2:622.81

МЕХАНИЗМ ОБРАЗОВАНИЯ ЯДОВИТЫХ ГАЗОВ ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРНО-СТРОИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

Е.В. Болкисева

Взрывное разрушение горных пород при проходке выработок на объектах строительства производится промышленными ВВ различного типа. В их химический состав входят окислитель, горючее и различные добавки, необходимые для придания ВВ нужных свойств. Горючее в системе представлено водородом и углеродом, а окислитель – кислородом, т. е. условная химическая формула газовых составляющих имеет вид

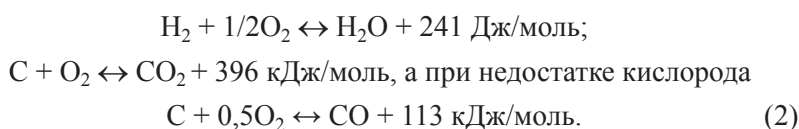


где a, b, c, d – число атомов соответственно углерода, водорода, азота и кислорода в химической системе ВВ.

Взрывчатое разложение такой системы представляет собой необратимую химическую реакцию молекулярного распада и окисления водорода, углерода и активных металлов, особенностью которой является обязательный переход агрегатного состояния ВВ в основном в газообразные продукты взрыва (ГПВ). С точки зрения безопасности конечный итог перехода определяется достижением в системе химического равновесия, при котором образуются нетоксичные высшие окислы горючих элементов и устойчивые двухатомные молекулы водорода и азота. Однако итоговое равновесие устанавливается далеко не всегда, т. к. реакция представляет собой сложную многоступенчатую совокупность фазовых метастабильных состояний. Этот фазовый переход означает непрерывное изменение пространственно-временной газодинамической картины протекания реакции под неоднозначным влиянием многочисленных факторов. Поэтому механизм перехода ВВ в газообразное состояние на различных стадиях процесса существенно отличается.

Ниже рассматривается механизм образования ядовитых газов на начальной (адиабатической) стадии процесса взрывчатого превращения ВВ. Знание этого механизма должно являться основой для принятия решений по выбору типа ВВ, технологии взрывных работ и обеспечению безопасности людей в рабочей зоне и близлежащих зданиях и сооружениях.

Из выражения (1) видно, что спецификой ВВ, используемых на строительных работах, является окисление горючих элементов тем кислородом, который находится в самой химической системе. Полное окисление горючих элементов этим кислородом происходит с выделением тепла по следующим реакциям:



В качестве активного металла, как правило, используется алюминиевый порошок



Таким образом, образование высших окислов непосредственно зависит от соотношения в составе ВВ горючих элементов и кисло-

рода, содержание которого в смеси характеризуется кислородным балансом (КБ), определяемым в расчете на 100 г ВВ, %.

$$\text{КБ} = \frac{[d - (2a + b/2)] \cdot A_{\text{O}}}{A_{\text{C}} \cdot a + A_{\text{H}} \cdot b + A_{\text{N}} \cdot c + A_{\text{O}} \cdot d} \cdot 100 \%, \quad (3)$$

где A – атомная масса элемента системы (согласно нижнему индексу).

Полученная величина указывает на избыток (положительный КБ) или недостаток (отрицательный КБ) кислорода, требуемого для полного окисления горючих элементов до высших оксидов.

Если учесть, что атомная масса кислорода: $A_{\text{O}} = 16$, количество атомов в одной молекуле ВВ $k = \left[d - \left(2a + \frac{b}{2} \right) \right]$, а знаменатель выражения (3) представляет собой молярную массу ВВ ($M_{\text{ВВ}}$), то последнее можно записать в упрощенном виде

$$\text{КБ} = (16k/M_{\text{ВВ}}) \times 100 \%. \quad (3a)$$

Для ВВ, состоящего из смеси нескольких компонентов, кислородный баланс определяется как

$$\text{КБ}_c = \sum \text{КБ}_i P_i, \quad (3б)$$

где КБ_i – кислородный баланс i -го компонента ВВ;

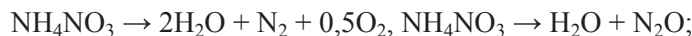
P_i – содержание i -го компонента в химической системе ВВ, доли ед. $\sum P_i = 1$.

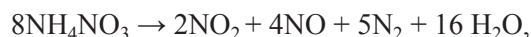
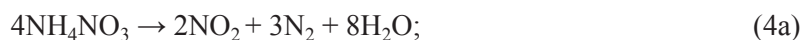
Кислородный баланс определяется не только для взрывчатых, но и для невзрывчатых компонентов смеси.

Для большинства промышленных основным компонентом является аммиачная селитра. Ее КБ составит

$$\text{NH}_4\text{NO}_3 \rightarrow \frac{(3 - 4/2) \cdot 16}{1 \cdot 4 + 14 \cdot 2 + 3 \cdot 16} \cdot 100 = 20 \%, \quad (4)$$

при этом возможны реакции газообразования:



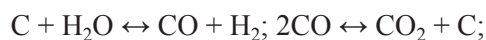


т. е. при положительном КБ токсичные газы представлены оксидами азота.

В качестве горючего в составе ВВ используется в основном тринитротолуол (тротил) и иногда нефтепродукты (ДТ). КБ тротила составит

$$\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{CH}_3 \rightarrow \frac{[6 - (2 \cdot 7 + 5/2)] \cdot 16}{12 \cdot 7 + 1 \cdot 5 + 14 \cdot 3 + 16 \cdot 6} \cdot 100 = -74 \%, \quad (5)$$

при возможных равновесных реакциях окисления:



Из химической формулы тротила видно, что кислорода в его составе недостаточно для окисления углерода и водорода. Для полного окисления водорода требуется 2,5 атома кислорода, для неполного окисления углерода – 7 атомов, а всего необходимо 9,5 атомов кислорода по сравнению с имеющимися 6 атомами. Это означает, что для окисления горючих элементов до высших окислов на каждые 100 г тротила не хватает 74 г кислорода. В этом случае состав продуктов взрыва значительно сложнее, чем при положительном КБ. Поэтому в технической литературе могут приводиться различные данные по составу газообразных продуктов взрывчатого разложения ВВ с отрицательным КБ. Так, в составе продуктов разложения тротила может содержаться (моль/кг): 0,6CO; 10CO₂; 0,8H₂O; 6N₂; 0,4NH₃; 4,7CH₃OH; 1,0HCN; 14,9C, либо может быть приведен следующий состав продуктов (%): 3,7CO₂; 70,5CO; 19,9N₂; 1,7H₂; 4,2C [1].

В целом же следует отметить, что при отрицательном КБ механизм образования ядовитых газов обусловлен спецификой реакций окисления углерода – формулы (5a). Особенность заключается в том, что углерод, активно вступая во взаимодействие с кислородом, сначала образует СО, для превращения молекулы которого в типичный бирадикал (перехода в валентно-активное состояние) требуется затрата дополнительной энергии в размере 60–80 ккал. Поэтому только оставшееся после образования СО количество кислорода может образовать высший диоксид СО₂, после чего оксиды азота могут и не образоваться.

Таким образом, первоисточником образования ядовитых газов при проходке горно-строительных выработок является химический состав используемых ВВ, а степень их опасности может быть охарактеризована величиной КБ. Причем, чем больше КБ отличается от нулевого (формулы 4 и 5), тем больше образуется токсичных газов. С другой стороны, чем больше сбалансированность ВВ по кислороду, тем полнее протекает реакция его разложения и в большей степени реализуется его энергетический потенциал. Поэтому используемые на строительных работах ВВ следует выбирать так, чтобы их КБ был близок к нулевому.

Общую массу образующихся ГПВ рассчитывают на основе закона Авогадро и формулы реакции взрывчатого превращения ВВ. Исходными данными для расчета являются количество образующихся газов, их молярная масса и объем, занимаемый одним молем газа. Молярная масса связана с количеством вещества и его массой следующим отношением:

$$M = mn, \quad (6)$$

где m – масса образующегося газа, кг;

n – количество газа, моль;

M – молярная масса газа, кг/моль

В настоящее время в технической и справочной литературе принято, что один моль газа при стандартных условиях (1 атм и 273,1 К) занимает объем 22,4 л. Однако атмосфера (1 атм = 101 300 Па) является внесистемной единицей давления. Поэтому в системе единиц СИ стандартными условиями будут 1 бар (10^5 Па) и температура 273,15 К. Тогда 1 моль любого газа занимает объем

$$V_0 = 22,7 \text{ л} = 0,0227 \text{ м}^3 = 22,7 \text{ дм}^3. \quad (7)$$

С учетом отношения (6) объем ГПВ от взрыва 1 кг ВВ при условии равновесия химической системы составляет

$$V_1 = [V_0(n_{\text{CO}_2} + n_{\text{H}_2\text{O}} + n_{\text{CO}} + n_{\text{O}_2} + n_{\text{N}_2})]/(n_{\text{CO}_2}M_{\text{CO}_2} + n_{\text{H}_2\text{O}}M_{\text{H}_2\text{O}} + n_{\text{CO}}M_{\text{O}_2} + n_{\text{N}_2}M_{\text{N}_2}), \quad (8)$$

где n_i – количество образующегося и указанного в нижнем индексе газа, кмоль;

M_i – молярная масса соответствующего газа, л/кмоль.

Расчет выполняется в определенной последовательности.

1. Записывается химическая формула каждой составной части взрывчатой смеси (окислителя, горючего, различных добавок) по аналогии с левой частью формул (4) и (5). Устанавливается соотношение компонентов в смеси – значение P_i в формуле (3б). Определяется молярная масса ($M_{\text{ВВ}i}$, г) каждого компонента.

2. Вычисляется масса ВВ, соответствующая одному молю каждого компонента (вычисление производится не на молекулярном, а на молярном уровне):

$$m_i = 1000 \cdot P_i / M_{\text{ВВ}i}, \text{ г.} \quad (9)$$

Соотношение молярной массы компонентов взрывчатой смеси определяется по выражениям

$$\frac{m_2}{m_1} = \frac{P_2 \cdot M_{\text{ВВ}1}}{P_1 \cdot M_{\text{ВВ}2}}, \quad \frac{m_3}{m_1} = \frac{P_3 \cdot M_{\text{ВВ}1}}{P_1 \cdot M_{\text{ВВ}3}}, \quad \frac{m_n}{m_1} = \frac{P_n \cdot M_{\text{ВВ}1}}{P_1 \cdot M_{\text{ВВ}n}} \quad (10)$$

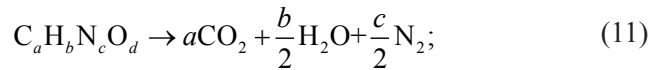
3. По аналогии с левой частью выражения (16) составляется химическая формула взрывчатой смеси. По ней с учетом выражения (9) определяется баланс масс и по аналогии с правой частью выражения (16) составляется условная элементная формула ВВ для стехиометрических расчетов. В соответствии с условной стехиометрической формулой составляется формула реакции разложения ВВ.

4. Принцип составления формулы реакции разложения заключается в том, что в первую очередь реализуются равновесные реакции окисления, связанные с наибольшим тепловыделением, в расчете на один атом кислорода (реакции окисления азота – эндотермические). Поэтому очередность расхода ограниченного ресурса кислорода следующая:

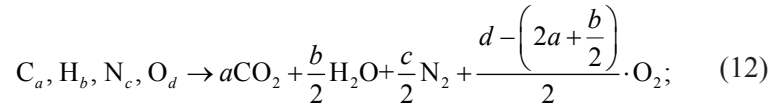
- а) окисление активных металлов;
- б) окисление водорода до воды;
- в) окисление углерода до диоксида углерода. Если кислорода недостаточно, то сначала углерод окисляется до оксида, а оставшаяся часть образует диоксид;
- г) выделение остального количества горючих элементов в свободном виде, т. е. в виде молекулярного водорода, азота и твердого углерода в виде сажи. Окислы активных металлов и твердый углерод газообразными продуктами взрыва не являются.

5. В общем виде стехиометрические реакции разложения различны в зависимости от кислородного баланса ВВ, чем обусловлено и различие в ГПВ:

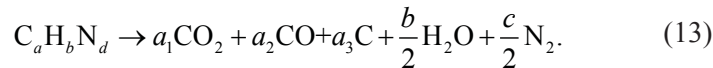
а) при нулевом КБ образуются полные окислы горючих элементов и свободный азот (H_2O , CO_2 , N_2)



б) при положительном КБ образуются полные окислы элементов, свободный азот и кислород (H_2O , O_2 , N_2 , O)



в) при отрицательном КБ образуются как полные, так и неполные окислы элементов



Из формулы (13) видно, что в зависимости от величины отрицательного КБ окисление углерода может осуществляться по трем вариантам:

- а) часть углерода окисляется до CO_2 , другая – до CO ;
- б) весь углерод окисляется до CO ;
- в) часть углерода окисляется до CO , а другая часть выделяется в чистом виде.

Для того чтобы определить, какие из оксидов углерода будут образованы при взрывчатом разложении, можно использовать выражение

$$x = d - \left(a + \frac{b}{2}\right). \quad (14)$$

Если при подстановке в это выражение соответствующих значений числа атомов a , b и d получается положительное значение x , то образуются CO и CO_2 , если отрицательное – то CO и C . Значения коэффициентов a_1 , a_2 и a_3 в формуле (13) при этом будут равны:

$$\begin{aligned}
\text{а) для } x > 0 \quad a_1 &= x, & a_2 &= a - x, & a_3 &= 0, \\
\text{б) для } x = 0 \quad a_1 &= a_3 = 0, & a_2 &= a, \\
\text{в) для } x < 0 \quad a_1 &= 0, & a_2 &= a - |x|, & a_3 &= |x|.
\end{aligned} \tag{15}$$

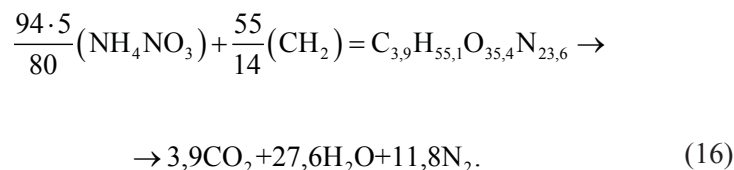
Согласно приведенной последовательности расчетов, объем газа, образующийся, например, при взрыве 1 кг ВВ типа АС-ДТ (ANFO), можно определить следующим образом. Обычно используемый состав 1 кг ВВ: 94,5 % аммиачной селитры (NH_4NO_3) и 5,5 % дизельного топлива (приближенно CH_2). Их молярная масса:

$$\text{NH}_4\text{NO}_3 = 1 \cdot 14 + 4 \cdot 1 + 1 \cdot 14 + 3 \cdot 16 = 80;$$

$$\text{CH}_2 = 1 \cdot 12 + 2 \cdot 1 = 14,$$

где 14, 1, 16, 12 – молярные массы соответственно N, H, O, C.

Условная химическая формула смеси и реакция взрывчатого превращения будут иметь вид



Общий объем образующихся газов при взрывчатом разложении 1 кг ВВ с учетом формулы (7) составит

$$\begin{aligned}
V_r &= [22,7(3,9 + 27,6 + 11,8)] / (3,9 \cdot 44 + 27,6 \cdot 18 + 11,8 \cdot 28) = \\
&= 982,9 / 998,8 = 0,984 \text{ м}^3.
\end{aligned}$$

Помимо определения объема образующихся газов, стехиометрическая формула реакции взрывчатого превращения (16) показывает, что количество кислорода в составе АС-ДТ достаточно для образования высших окислов.

В среднем объем образующихся газов при взрывчатом разложении ВВ, используемых на строительных работах, находится в пределах 700–1000 л/кг. В основном используются аммиачно-селитренные тротилсодержащие ВВ. Для них количество кислорода, достаточное для образования высших окислов, обеспечива-

ет смесь из 79 % аммиачной селитры и 21 % тротила. Этому соотношению соответствуют два типа промышленных ВВ – граммонит 79/21 и аммонит № 6 ЖВ, широко используемые при взрывном разрушении пород. Поскольку взрывные работы на строительных объектах, как правило, производятся в стесненных условиях промышленной и городской застройки, для снижения разлета кусков разрушенной породы предпочтение отдается граммониту 79/21. Однако на практике КБ этих ВВ отличается от нулевого, что обусловлено:

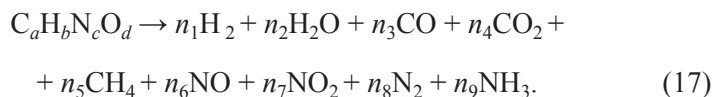
- отклонениями в процентном соотношении компонентов;
- качеством изготовления компонентов;
- идеализацией и несовершенством расчетных методов.

Влияние этих факторов отражается в следующем.

1. Согласно ГОСТ 21984–76 и ГОСТ 21988–76, отклонения в содержании каждого компонента в составе аммонита № 6 ЖВ и граммонита 79/21 допускаются в пределах $\pm 1,5$ %. Следовательно, аммиачной селитры в стандартном ВВ может быть от 77,5 до 80,5 %, а тротила – от 19,5 до 22,5 %. Тогда в соответствии с формулой (3б, 4, 5) КБ этих ВВ может колебаться от $-1,2$ до $+1,7$ % (справочное значение КБ аммонита № 6 ЖВ = $-0,53$ граммонита 79/21 = $+0,02$ %). В связи с этим дополнительно может образовываться до 15–20 л СО и до 2 л оксидов азота.

2. Основной причиной образования оксидов азота является медленное горение разбрасываемых при детонации частиц аммиачной селитры. Однако аммиачная селитра, несмотря на одну и ту же химическую формулу, может быть пористой, пониженной пористости, гранулированной, с наличием различных добавок и т. д. Соответственно будут различаться и реакции ее химического разложения. Более того, селитры одного и того же сорта могут отличаться, например, по дисперсности. Тогда, чем выше степень измельчения аммиачной селитры, тем больше общая поверхность частиц и тем легче они вступают в реакцию, снижая время ее протекания. Значит, зона взрывчатого превращения уменьшается, сокращая время медленного горения аммиачной селитры и весьма существенно снижая количество ядовитых окислов азота (табл. 1) [2].

3. Стехиометрические формулы реакций (4а, 5а) отражают только часть уравнений химического разложения аммиачно-селитренных ВВ. Они могут быть расширены, например, до вида



Количество ядовитых газов при взрыве 1 кг аммонита

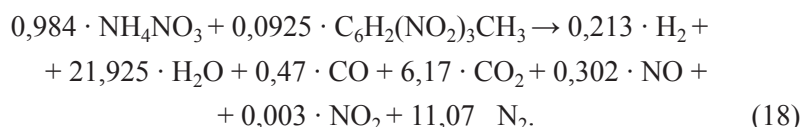
Таблица 1

№ 6 ЖВ (размер частиц)	Ядовитые газы, л			ПЖВ-20 (размер частиц)	Ядовитые газы, л		
	CO	NO	услов- ное CO		CO	NO	услов- ное CO
крупнодисперсный (0,2–0,5 мм)	28	9,8	91,8	крупнодисперсный (0,2–0,5 мм)	23,8	5,8	61,5
мелкодисперсный (<0,2 мм)	23,9	2	36,9	мелкодисперсный (<0,2 мм)	21,4	0,9	27,3

Из уравнения (17) следует, что при взрывчатом разложении в ГПВ этих ВВ образуется как минимум 9 компонентов (без учета других возможных соединений Н, С и N). Численное значение каждого компонента можно получить при решении системы из девяти уравнений. Однако решить такую систему в общем виде невозможно, поэтому сотрудниками Донецкого НТУ предложен итерационный метод прогнозного расчета состава ГПВ, позволяющий одновременно установить, где конкретно и в каком объеме образуются ядовитые газы [3].

Метод основан на гипотезе, что термодинамическое равновесие реакций химического разложения устанавливается в заряженной полости (шпуре, скважине), когда ГПВ свободно расширяется в ней по политропическому закону. Тогда по известному объему заряженной полости, используя термодинамический метод расчета давления ГПВ, можно определить количественные значения n_i в формуле (17). Для расчета составляются системы уравнений материального баланса, уравнений возможных химических реакций между ГПВ и уравнений констант равновесия этих реакций (в соответствии с законом действующих масс). Коэффициенты констант равновесия определяются из соотношения парциального давления отдельных ГПВ, общего давления смеси ГПВ и суммы n_i методом последовательного приближения к их полному схождению. В зависимости от значения КБ расчет выполняется из предположений, что при отрицательном КБ в ГПВ нет CH_4 , NH_3 и оксидов азота; при положительном – отсутствуют H_2 и CO ; при нулевом – задается произвольное значение количества окислов азота с условием, что количество оксида азота не превышает содержания азота и кислорода в химической системе ВВ, а $\sum n_i$ представляет собой общее число молей ГПВ. В результате расчетов, выполненных по такой методике для рассыпного аммонита № 6 ЖВ (диаметр шпура 42 мм, диаметр па-

трона 32 мм, давление ГПВ в шпуре 750 МПа), установлена следующая реакция взрывчатого разложения [3]:



Анализ изложенного метода показывает, что ядовитые газы образуются на стадии расширения ГПВ вплоть до заполнения ими зарядной полости. В этот период, согласно (18), при взрывании 1 кг порошкового ВВ образуется $\sum n_i = 40,2$ моль газообразных продуктов, объем которых составляет: $40,2 \times 22,7 = 912,5$ дм³. Из этого количества ядовитые газы, представленные окисью углерода и окислами азота, составляют 0,78 моль и 17,6 дм³/кг, т. е. занимают 2 % общего объема ГПВ. Если учесть, что окислы азота по токсичности в 6,5 раз опаснее окиси углерода, то только химический состав ВВ, даже при стехиометрически нулевом КБ, предопределяет образование до 56 л/кг условной окиси углерода (6 % общего объема ГПВ).

Использование порошкообразного аммонита, особенно при механизированных способах его растаривания, транспортировки и заряжания, связано с высокой опасностью (II класс) отравления пылью и парами тротила. В связи с этим, а также по ряду технологических причин, при строительных работах предпочтение отдается патронированному ВВ.

Результаты расчетов для порошкообразных аммиачно-селитренных ВВ по формуле (18), когда учитываются диаметр зарядной полости, плотность ВВ, скорость детонации, температура взрыва и парциальное давление ГПВ в достаточной степени согласуются с опытными данными, полученными при взрывании патронированного ВВ (табл. 2) [4].

При сравнении данных табл. 1 и 2 и результатов расчета по формуле (18) видно, что взрывание 1 кг патронированного ВВ увеличивает образование оксида углерода на 10–15 л. Увеличенное образование оксида углерода объясняется газификацией парафинированной бумажной оболочки патронов – основного источника обра-

Таблица 2

Состав ГПВ при взрыве патронированного аммонита № 6 ЖВ

Состав ВВ, %		КБ, %	Содержание газов, %						
NH ₄ NO ₃	тротил		CO ₂	CO	NO	H ₂	CH ₄	N ₂	O ₂
79	21	+0,3	32,3	5,65	2,75	1,85	1,85	55,6	–

зования СО. Газификация оболочки под действием высокотемпературных паров воды и углекислого газа идет по реакциям (5а), протекающим разнонаправленно. В частности, образование СО за счет диссоциации CO_2 зависит от кислородного баланса ВВ и температуры взрыва. С их увеличением доля сгоревшей оболочки возрастает и, соответственно, увеличивается образование СО. В то же время мелкодисперсная аммиачная селитра, снижая время реакции взрывчатого превращения, смещает равновесную реакцию $2\text{CO} + \text{O}_2 \leftrightarrow 2\text{CO}_2$ вправо, уменьшая количество ядовитого газа.

В целом влияние оболочки патронов для ВВ с нулевым КБ невелико. Так, по данным [4], увеличение массы парафинового покрытия на патронах аммонита 6ЖВ с 2,3 до 4,8 г (на 100 г ВВ) приводит к увеличению содержания СО в продуктах взрыва с 30,1 до 34,1 л на 1 кг ВВ. Тем не менее ГОСТ 21984–76 ограничивает массу бумаги до 2–3 г, а массу гидроизолирующего покрытия на патронах – до 2,5 г на 100 г ВВ. Такая масса бумаги (формула для стехиометрических расчетов $\text{C}_6\text{H}_{10}\text{O}_5$) и парафина ($\text{C}_{26}\text{H}_{54}$) в патронах диаметром 32 мм и массой ВВ 250 г вызывает снижение КБ взрывчатой смеси на 0,4 %. При этом на 1 кг ВВ дополнительно образуется до 10 л СО, а из зарядной полости выбрасывается непрореагировавший углерод (сажа) и остатки обуглившейся бумаги.

Замена бумажной оболочки на заряды в полиэтилене (диаметр 90 мм, масса ВВ 3 кг) не устраняет дополнительного образования ядовитого газа, о чем свидетельствует стехиометрическая формула оболочки – CH_2 . Но если заменить стандартную оболочку на негорючую (например, из медной фольги или жести), то общее количество СО при взрывчатом разложении ВВ можно снизить примерно в 3 раза (на 13–29 л/кг) [4]. Однако количество окислов азота при этом увеличивается в 2,3–2,4 раза (на 1,2–1,4 л/кг).

В отличие от аммонита № 6 ЖВ, в зарядах граммонита для обеспечения их устойчивой детонации необходим промежуточный детонатор. Как правило, с этой целью применяют тротилловые шашки-детонаторы. Стандартная шашка Т-400Г (ГОСТ 84–411–80) состоит из 400 г тротила. Стехиометрическое уравнение реакции его разложения имеет вид: $\text{C}_7\text{H}_5\text{N}_3\text{O}_6 = 2,5\text{H}_2\text{O} + 3,5\text{CO} + 3,5\text{C} + 1,5\text{N}_2$, т. е. при взрыве одной тротилловой шашки образуется $(400 \times 22,7 \times 3,5)/227 = 140$ л окиси углерода.

Возбуждение реакции взрывчатого разложения производится детонирующим шнуром, системой инициирования неэлектрического взрывания, капсюлями-детонаторами. Эти средства снаряжаются различными ВВ, но любое из них имеет существенный отрицательный КБ. Так, КБ циклотриметилентринитрамина (гексоген) = –20,1 %,

тринитрорезорцината свинца (ТНРС) = –56 %, тетронитропентаэритрита (ТЭН) = –10,1 %, тринитрофенилметилнитрамина (тетрил) = 47,4 %. Доля этих ВВ в общей массе заряда весьма мала, и поэтому количество образующихся при их разложении ядовитых газов незначительно. Однако также необходимо учитывать, что при разложении входящих в состав капсюлей-детонаторов азидов свинца или ртутей образуются ядовитые пары тяжелых металлов.

Разложение азидов свинца не является окислительной реакцией $[Pb(N_3)_2 \rightarrow Pb + 3N_2]$, но образует до 310 л/кг газообразных продуктов. При разложении ртутей $[HgC_2N_2O_2 \rightarrow Hg + 2CO + N_2]$ образуется до 320 л/кг газообразных продуктов. Здесь весь имеющийся кислород расходуется на образование оксида углерода, а ртуть получается в парообразном состоянии. Таким образом, от взрыва одного капсюля-детонатора в атмосферу поступает до 2,5–3 г паров тяжелых металлов. Несмотря на такое количество, пары легко адсорбируются частицами пыли и оседают на поверхностях строительных конструкций, чем и определяется их опасность.

Рассмотренные стехиометрические расчеты позволяют, хотя и ориентировочно, оценить состав и количество образующихся на начальном этапе взрыва ядовитых газов. В практическом отношении это способствует принятию необходимых управленческих решений и по технологии взрывных работ, и по обеспечению охраны труда. Однако дальнейшее развитие процесса взрывчатого превращения ВВ связано с влиянием на него многочисленных и неоднозначно действующих внешних факторов, значительная часть которых носит случайный характер. Поэтому конечные результаты газообразования в настоящее время определяются лишь экспериментами и для конкретных условий. Формализованные расчеты общего механизма образования и распространения ядовитых газов в окружающей среде возможны только с использованием вероятностных математических моделей, основанных на выявленных эмпирических факторных зависимостях.

Рассмотренный механизм газообразования при взрыве ВВ, используемых на строительных работах, выявил следующее.

1. Первоисточником образования ядовитых газов являются реакции взрывчатого разложения, обусловленные соотношением входящих в химическую систему ВВ кислорода и горючих компонентов (кислородным балансом).

2. Взрывчатое разложение любого промышленного ВВ, используемого в строительстве, всегда связано с образованием ядовитых газов, состав, количество и степень опасности которых могут быть определены стехиометрическими расчетами. Но при выборе типа

ВВ и технологии взрывных работ результаты этих расчетов могут использоваться только как оценочно-прогнозные.

3. Химический состав используемых в строительстве ВВ обеспечен кислородом для образования нетоксичных высших окислов горючих компонентов. Однако взрыв 1 кг таких ВВ все равно приводит к образованию до 100 и более литров ядовитых газов (в расчете на условную окись углерода). Их образование вызвано незавершенностью реакций химического разложения, дополнительным количеством ядовитых газов от разложения средств инициирования, газификацией оболочки зарядов, качеством изготовления компонентов. Знание этого механизма – основа для разработки мероприятий по обеспечению безопасности при взрывном разрушении горных пород.

Литература

1. Сапожников А.В. Теория взрывчатых веществ // А.В. Сапожников – Л., 1926.
2. Светлов Б.Я., Яременко Н.Е. Теория и свойства промышленных взрывных веществ. – М.: Недра. – 1973. – С. 208.
3. Шевцов Н.Р., Фам Ван Лам, Малявка Н.Н. Условия образования оксидов азота при взрывных работах / Изв. Донецкого горного ин-та. – 1998. – № 2. – С. 49–52.
4. Дубнов Л.Е., Бахаревич Н.С., Романов А.И. Промышленные взрывчатые вещества. – М.: Недра. – 1973. – С. 320.

УДК 622.235:622.817

ПЕРВАЯ ПОМОЩЬ ПРИ ОТРАВЛЕНИИ ГАЗООБРАЗНЫМИ ПРОДУКТАМИ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД НА СТРОИТЕЛЬНЫХ ОБЪЕКТАХ

Е.В. Болкисева, И.С. Емельянова

Применение взрывов на строительных объектах неизбежно связано с образованием газообразных продуктов, значительная доля которых приходится на ядовитые газы, распространяющиеся не только в зоне взрывных работ, но и проникающие иногда в близлежащие здания и сооружения. Из-за имевшихся на строительных объектах случаев отравления людей ядовитыми газами персонал, занятый на взрывных работах, обязан знать правила оказания первой медицинской помощи. Получить эти знания можно из специализированной литературы, в частности справочника по вредным веществам

[1], предназначенного для химиков, врачей, сотрудников исследовательских организаций и т. д. Библиография этого сборника включает более двух тысяч наименований, что с одной стороны, дает обширную информацию, но с другой – может вызвать затруднения в ее использовании, связанные как с квалификацией людей, оказавшихся в зоне действия ядовитых газов, так и с экстренностью возникшей ситуации. В то же время в специализированной литературе для взрывников необходимая информация дается настолько конспективно [2], что для действенной первой помощи она может оказаться недостаточной.

Таким образом, целесообразно рассмотреть меры по оказанию первой помощи конкретно для условий взрывного разрушения горных пород на строительных объектах, где, как правило, используются взрывчатые вещества на основе аммиачной селитры, газообразные продукты взрыва которых могут содержать аммиак, двуокись углерода, хлор, метан, сернистый ангидрид, сероводород, цианистый водород, пары ртути, свинца, оксид углерода, оксиды азота. Наибольшую опасность для людей в близкорасположенных зданиях представляют оксид углерода (CO), диоксид (NO_2) и димер азотного ангидрида N_2O_4 [3]. Специфика отравления азотными соединениями состоит в том, что оно имеет индукционный период. Входящий в состав взрывчатых веществ азот легко реагирует с кислородом, образуя смесь пяти ядовитых соединений. На строительных работах к этим ядовитым газам добавляются еще компрессорные и выхлопные газы используемого на погрузке взорванной породы оборудования. Если человек попал в зону действия этих токсинов и ему своевременно не оказана помощь, то медики могут не восстановить дыхание и работу сердца. В таких обстоятельствах жизненно необходимо владеть знаниями и практическими навыками по оказанию первой помощи до прибытия медицинской бригады. Растерянность и нерешительность в этих случаях можно объяснить только отсутствием этих знаний.

С другой стороны, неправильно оказанная первая помощь может оказаться даже хуже ее отсутствия. В частности, в технической литературе, в том числе в инструктивных материалах по охране труда, широко распространено мнение, что молоко (еще и в больших количествах) является противоядием при любых отравлениях токсичными газами [4]. В большинстве случаев это верно. Однако при попадании в желудок ядов, хорошо растворимых в жирах (например, хлористых соединений углерода), молоко только усиливает их всасывание. Поэтому в данном случае противопоказаны молоко, масло и любые жиры животного происхождения. Аналогично заблуждение и в отношении использования при первой помощи аммиака (на-

шатырного спирта). А его как раз нельзя использовать при отравлении хлором, т. к. вступая с ним в реакцию, аммиак образует взрывоопасную смесь прямо в организме человека. С другой стороны, при поражении оксидами азота не следует сразу начинать с искусственного дыхания, целесообразнее без промедления вывести человека из зоны поражения и вызвать медицинскую бригаду.

Имеется ряд приемов и способов оказания первой помощи. Они достаточно просты. Однако надо заранее знать характер воздействия на человека ядовитых газов, образующихся при взрывных работах, и признаки отравления ими. Тогда и выбор способа деkontаминации будет более безопасным.

В таблице приведены сведения о признаках отравления конкретными газообразными продуктами взрыва и соответствующих им способах оказания первой помощи. Первую помощь необходимо оказывать в определенной последовательности. При отравлении в легкой и средней степени (характерной для строительных работ) первую помощь не надо начинать с искусственного дыхания и прямого массажа сердца. Если у пострадавшего имеются признаки дыхания, сердцебиения, реакции зрачков на свет, но подавлено сознание, то последовательность будет следующей.

1. Одеть на себя и пострадавшего любое средство индивидуальной защиты.
2. Как можно быстрее вывести или вынести пострадавшего из зараженной зоны в сторону, перпендикулярную направлению ветра.
3. Обеспечить тепло и расстегнуть стесняющую дыхание одежду.
4. Оценить состояние пострадавшего и возможную причину отравления по имеющимся признакам.

Эти действия применяют для всех приведенных в таблице случаев возможного отравления (поэтому в таблице приводится только ссылка на эти четыре пункта).

5. Придать пострадавшему возвышенное или полусидячее положение, что предупредит токсический отек легких (при отравлении оксидом углерода – строго горизонтально, а метаном – так, чтобы ноги были выше положения тела).

6. При отравлении нехлорсодержащими газами дать понюхать нашатырный спирт и протереть им виски. При появлении рвоты голову пострадавшего повернуть набок.

7. Провести ингаляцию кислородом, что снимет последствия кислородного голодания.

8. Только после восстановления сознания дать выпить жидкости (горячего чая или слабощелочной воды – $\frac{1}{2}$ чайной ложки питьевой соды на стакан воды).

Воздействие газообразных соединений взрывчатого разложения ВВ и первая помощь при отравлениях

Газ	Свойства	Характер воздействия и признаки отравления	Первая помощь
Хлор (Cl)	Имеет резкий, удушающий запах. Порог восприимчивости 0,003 мг/л. Почти в 2,5 раза тяжелее воздуха, поэтому проникает в колодцы, подвалы и другие низины. Поражающая концентрация при экспозиции 1 ч – 0,01 мг/л, смертельная – 0,1 – 0,2 мг/л. ПДК в рабочей зоне 0,001 мг/л. ПДК в воздухе: среднесуточная – 0,03 мг/м³, максимальная разовая – 0,1 мг/м³, в помещениях промышленных зданий – 1 мг/м³	При проникновении в легкие вызывает ожог и удушье. Опасен при попадании на кожу. В малых и средних концентрациях вызывает жжение и резь в глазах, слезотечение, чувство стеснения и боль за грудиной, сухой мучительный кашель, спазм гортани. В больших концентрациях вызывает отек легких	Выполнить пункты 1–4 последовательного оказания первой помощи. При этом защитить органы дыхания противогазом или подручными средствами – повязками (ватно-марлевой, косыной, шарфом, полотенцем, куском ткани), пропитанными 2 %-м раствором соды. При ее отсутствии – водой. При раздражении глаз, носа, глотки можно сделать промывание 2 %-м раствором соды или простой водой. Для обеззараживания можно использовать имеющиеся под рукой вещества щелочного характера. Для облегчения мучительного кашля дать кодеин или дионин. Нельзя использовать аммиак (нашатырь), т. к. может образоваться взрывоопасный хлористый азот
Аммиак (NH ₃)	Имеет резкий удушающий запах нашатыря, который ощущается при концентрации 37 мг/м³. Почти вдвое легче воздуха, поэтому быстро распространяется в атмосфере рабочей зоны. Взрывается при содержании 16–28 %. Обладает удушающим и нейротропным (поражение нервной системы) действием. Класс опасности IV. ПДК в атмосфере населенного пункта: среднесуточная 0,04 мг/м³, максимальная разовая – 0,2 мг/м³. ПДК в атмосфере рабочей зоны – 0,0025 %	Пары аммиака сильно раздражают слизистые оболочки и кожные покровы. При их вдыхании сразу ощущается неприятное першение в горле, начинается удушье и кашель. Аммиак вызывает жжение, покраснение и зуд кожи, резь в глазах и слезотечение, головная боль, тошнота. Через 1–2 часа эти явления стихают, наступает период минимума ухудшения, а затем признаки отравления возобновляются, появляются хрипы в легких. Аммиак может вызвать потерю зрения, отек гортани и тяжелое поражение нервной системы. Раздражение зева появляется при содержании в воздухе 280 мг/м³, глаз – 490 мг/м³. Токсический отек легких развивается при концентрации 1,5 мг/м³ в течение часа. Кратковременное воздействие в концентрации 3,5 мг/м³ приводит к общетоксическому эффекту. Смертельная концентрация – 300 мг/м³	Если имеется противогаз, то надеть его на пострадавшего с дополнительным патроном ДПП-3 или ДПП-1. При отсутствии – защитить органы дыхания повязкой, пропитанной 5 % раствором лимонной или уксусной кислоты. Выполнить четыре пункта последовательности оказания первой помощи. Затем можно дать теплое молоко с содой или минеральной водой (боржоми). Рвоту вызывать не надо. При спазме голосовой связки – тепло на область шеи и теплые водяные ингаляции. Слизистые и глаза следует 10–15 минут промывать водой или 2 %-м раствором борной кислоты. В глаза закапывают 2–3 капли 30 % раствора альбуцида, в нос – теплое оливковое или вазелиновое масло. Пораженную кожу надо обильно чистой водой и наложить примочки из 5 % раствора уксусной, лимонной или соляной кислоты. При удушье – искусственное дыхание и кислород. Транспортировать в лежачем положении

Метан (CH ₄)	Класс опасности IV. Взрывается в смеси с воздухом при концентрации от 4 до 17 %. Наиболее опасно 9,5 %. ПДК в воздухе рабочей зоны 7000 мг/м ³	В небольших количествах нетоксичен, в больших – ядовит. Является наркотиком. Удушье наступает при концентрации в воздухе 43 %, что соответствует содержанию в атмосферном воздухе 12 % O ₂ . Признаки отравления: тяжесть в голове, тошнотокружение, шум в ушах, рвота, покраснение кожи, резкая мышечная слабость, усиление сердцебиения, сонливость	Выполнить пункты 1–4 последовательного оказания первой помощи. Пострадавшего обеспечить такое положение, чтобы ноги были выше тела. Восстановить проходимость дыхательных путей, приложить холод к голове, тепло на грудь, дать понюхать нашатырный спирт. При замедлении дыхания – искусственное дыхание
Сероводород (H ₂ S)	Имеет резкий запах тухлых яиц. Тяжелее воздуха и поэтому скапливается в низких местах. Взрывается при содержании 6 %. Класс опасности II. ПДК в зоне дыхания 3 мг/м ³ (0,00017 %), вне зоны дыхания – 0,00066 %, в воздухе помещений – 0,02 мг/л	Сильный нервный яд. Первые признаки отравления – чувство недомогания, светобоязнь, жжение в глазах, покраснение глазного яблока и век, слезотечение, раздражение горла, металлический привкус во рту, тошнота. Основные признаки отравления – нарушение сознания, дыхания, сердечной и пищеварительной деятельности. При содержании в воздухе до 2,3 мг/м ³ ощущаются запахи сероводорода, при 4 мг/м ³ значительный запах, при 7–11 мг/м ³ – запах тягостный. Затем наступает привывание. При концентрации 200–280 мг/м ³ вызывает жжение в глазах, раздражение слизистых оболочек глаз и зева, металлический вкус во рту, усталость, головную боль, тошноту. При концентрации 0,02 % в течение 1 ч вызывает отравление без серьезных последствий; при 0,05 % в течение 1 ч – опасное отравление; при 0,1 % и кратковременном воздействии – быстрое наступление смерти от остановки дыхания. При высоких концентрациях не чувствуется из-за паралича нервных клеток слизистой оболочки носовой полости	Выполнить действия согласно пунктам 1–4 порядка оказания первой помощи. Очистить полость рта и глотки, прополоскать 2 %-м раствором пищевой соды, положить тепло на область шеи. Если пострадавший в сознании – дать понюхать нашатырный спирт, напоить крепким чаем или кофе, принять меры, чтобы он не уснул. При легком отравлении можно дать теплое молоко с содой или минеральной щелочной воды. При поражении глаз обеспечить темноту, сделать примочки из 2–3 %-го раствора борной кислоты, закапать в глаза 2–3 капли прокипяченного и охлажденного вазелинового или оливкового масла. При сильных болях и рези закапать в глаза 1–2 капли смеси раствора диканна с адреналином (1:100). Если у пострадавшего прекратилось дыхание, необходимо произвести искусственное дыхание, вдыхание кислорода. Если отсутствует сердцебиение дополнительно приложить непрямой массаж сердца. Начинать надо всегда с искусственного дыхания и проводить его, пока пострадавший не начнет дышать самостоятельно. Эффективно вдыхание воздуха изо рта в рот или изо рта в нос. Необходимо помнить, что алкоголь и сероводород не совместимы

Газ	Свойства	Характер воздействия и признаки отравления	Первая помощь
Сернистый ангидрид (SO ₂)	Кислый острый запах. Класс опасности III. Допустимое содержание в воздухе рабочей зоны 0,0007 % (0,01 мг/л или 10 мг/м ³). ПДК в зоне дыхания 0,0003 %. ПДК в воздухе населенных пунктов: среднесуточная – 0,05 мг/м ³ , максимальная разовая 0,5 мг/м ³	Ядовит, сильно раздражает слизистые оболочки, особенно глаз. Может вызвать воспаление бронхов, отек гортани и легких, выражающиеся в кашле, хрипоте, жжении и боли в горле, слезотечении, носовых кровотечениях. Ощущение уже при содержании 0,0005 % (3 мг/м ³). Раздражение в гортани вызывает концентрация 20–30 мг/м ³ , глаз – 50 мг/м ³ , при 60 мг/м ³ наблюдается сильное раздражение слизистой носа, чихание, кашель; 120 мг/м ³ можно выдержать лишь 3 мин, а 300 мг/м ³ – 1 мин	Выполнить действия по пп. 1–4 порядка оказания первой помощи. Промыть нос и глаза раствором соды. Для облегчения мучительного кашля дать кодеин и провести целочную ингаляцию
Цианистый водород (HCN)	Бесцветный крайне ядовитый газ. Смертельная концентрация 0,2 мг/л при экспозиции 10 мин. Запах миндаля (улавливается не всеми) опознается при 0,002–0,005 мг/л. – головная боль, тошнота, рвота, сердцебиение	Поступающие через легкие пары всасываются через желудочно-кишечный тракт в течение нескольких секунд. Симптомы отравления (при концентрации 0,005–0,05 мг/л): затрудненное медленное дыхание и повышение кровяного давления. Жгуче-горький вкус во рту, слюнотечение, мышечная слабость, затруднение речи, головокружение. Паралитическое в глотке, стеснение в груди. Головокружение, судороги, потеря сознания. При малых дозах возникает резкая головная боль, тошнота, рвота, боли в животе. В первый момент отравления наступает кислородное голодание тканей. При наличии в воздухе СО даже малые концентрации HCN могут быть смертельными. При высоких концентрациях – быстрая потеря сознания, паралич дыхания и сердца	Выполнить действия согласно пунктам 1–4 оказания первой помощи, промедление недопустимо. Давать вдыхать 5–8 капель амилнитрита из ампулы на вате с интервалом 2–3 мин и обильное сладкое питье. При нарушении или остановке дыхания – длительное искусственное дыхание. Пострадавшему необходима срочная квалифицированная медицинская помощь

Пары ртути, свинца	Относятся к первой категории особо токсичных веществ. Быстро насыщают замкнутое пространство. Адсорбируются на оштукатуренных стенах и потолке, лакокрасочных покрытиях, оседают в швах кирпичной кладки и бетонных плит. В связи с этим демеркуризация этих поверхностей обязательна. ПДК в промышленных помещениях 0,01 мг/м³.	В первую очередь парами поражаются дыхательные пути, появляется насморк, трахеобронхит, токсическая пневмония. Отравление проявляется также в расстройстве кишечника, рвоте, набухании десен. На 3–4 день появляются признаки поражения почек. При отравлении свинцом слезистые оболочки приобретают серый оттенок, во рту ощущается вкус металла, возникает головная боль, сердечная недостаточность. Специфика отравления парами тяжелых металлов – хроническое течение интоксикации. Опасность хронического отравления в том, что в организме человека развиваются биологические изменения в течение длительного времени, не обнаруживает расстройства здоровья. В результате по-является металлический привкус во рту, рыхлость десен, повышенная возбудимость, сильное слюнотечение, острые головные боли, общая слабость, рвота, повышенная утомляемость, упадок сердечной деятельности, прогрессирующее ослабление памяти, обмороки	Выполнить пункты 1–4 порядка оказания помощи. Вызвать у пострадавшего рвоту. Можно дать активированный уголь или взбитый с водой яичный белок, отвары зерновых культур, после чего – молоко. В данном случае молоко, обладая обволакивающими свойствами, особенно частично поглощать соли ртути и свинца, образуя менее ядовитые соединения – альбуминаты. При отравлении парами свинца дать большое количество раствора сернокислого магния, на живот положить теплую грелку. В принципе, при отравлении парами тяжелых металлов целесообразно в качестве сорбента применить активированный уголь или его производные (для ускорения действия активированного угля его можно размельчить). Пострадавшего необходимо госпитализировать
---------------------------	---	---	---

Газ	Свойства	Характер воздействия и признаки отравления	Первая помощь
Выхлопные и компрессорные газы	Смесь CO, CO ₂ , оксидов азота, альдегидов и других соединений. Альдегиды – весьма ядовиты. Допустимое содержание их в атмосфере рабочей зоны: за грудной и в горле, удушье, сухой кашель, при котором отходит копоть в виде черной мокроты. Альдегиды вызывают поражение центральной нервной системы, расстройство зрения	Отравления протекают аналогично отравлениям оксидом углерода, но т. к. при этом на организм действуют и другие вредные примеси, то отмечается более длительное расстройство сознания, а также признаки ожога верхних дыхательных путей: боль за грудной и в горле, удушье, сухой кашель, при котором отходит копоть в виде черной мокроты. Альдегиды вызывают поражение центральной нервной системы, расстройство зрения	Если пострадавший в сознании – выполнить действия согласно пунктам 1–4 оказания первой помощи. Если пострадавший без сознания, надо расстегнуть на нем одежду, чтобы она не стесняла грудные пути. При остановке дыхания делать искусственное дыхание способом «рот в рот» или «рот в нос» и не прекращать его до прибытия медицинских работников
Оксид углерода CO	Ядовит, класс опасности IV. Санитарно-гигиеническая норма – 0,0016 %. ПДК при длительном пребывании людей 0,0024 %. ПДК в производственных помещениях: среднесуточная 3 мг/м ³ , максимально разовая – 5 мг/м ³ . Взрывается в смеси с воздухом от 12,5 до 74,2 %. При концентрации в воздухе рабочей зоны 0,016 % степень воздействия почти незаметна в течение 2–3 ч; при 0,048 % в течение 1 ч наступает слабое отравление; при 0,128 % в течение 0,5–1 ч – тяжелое отравление; при кратковременной концентрации в 0,4 % – смертельное отравление	Газ не имеет цвета и запаха, поэтому отравление развивается незаметно. Проникая через ткань легких в кровь, вступает в реакцию с гемоглобином и вытесняет его из крови. При насыщении вызывает болезненные симптомы, характерные для гипоксии (кислородного голодания): сильные пульсирующие головные боли, головокружение, стук в висках, боль в области сердца, шум в ушах, сердце бие, тошнота, шаткая походка, расширение зрачков, изменение (посинение, покраснение) цвета кожи. Первые симптомы отравления могут развиваться через 2–6 ч пребывания в атмосфере с концентрацией 0,22–0,23 мг на 1 л воздуха. В тяжелых случаях отравление развивается через 20–30 мин при концентрации CO 3,4–5,7 мг/л и через 1–3 мин при концентрации 14 мг/л, появляется оцепенелость, сонливость, затемнение сознания и резкая мышечная слабость, особенно в нижних конечностях, из-за чего пострадавший не может самостоятельно встать и выйти из помещения	Быстро выполнить пункты 1–4 порядка оказания первой помощи. При отсутствии дыхания – делать искусственное. Нельзя укладывать на твердую поверхность. Сознание восстанавливается, как только пострадавшего вынесут на свежий воздух или дадут вдохнуть кислород. Ядовитое действие оксида углерода усиливается, если пострадавший находился в состоянии алкогольного опьянения

Диоксид углерода CO ₂	Скапливается в низких непроветриваемых местах. Класс опасности IV. ПДК вне помещений – не более 0,15%, внутри помещений – не более 0,1%. Санитарно-гигиеническая норма 0,0016% (0,2 мг/л). В исключительных случаях при прохождении и восстановлении выработок по завалу допускается соответственно 0,75% и 1%	Ощущается кислый запах, нетоксичен, но не поддерживает дыхание. Как уменьшение, так и увеличение содержания CO₂ приводит к изменению деятельности организма, вызывая изменение функций сердечно-сосудистой и дыхательной систем. При небольшом содержании улучшает дыхание (увеличение в альвеолах на 0,2% улучшает дыхание вдвое). Первые признаки отравления: чувство жара, учащенное дыхание и сердцебиение, головная боль, шум в ушах, повышенная потливость, слюноотделение, рвота, оказывает наркотическое воздействие, раздражает кожу и слизистые оболочки. Отравляюще действует при содержании в воздухе 3 – 5% в течение 20 – 100 мин, вызывая головную боль, раздражение верхних дыхательных путей, учащенное сердцебиение, повышенное артериальное давление, легкое головокружение, одышку и слабость; при 10% в течение 5 – 25 мин начинаются судороги и обморочное состояние; смерть – при 21 – 25%. Первые признаки отравления: чувство жара, учащенное дыхание и сердцебиение, головная боль, шум в ушах, повышенная потливость, слюноотделение, рвота	Возможна как взаимопомощь, так и самопомощь. Основное правило состоит в том, чтобы обеспечить пострадавшему дыхание свежим воздухом, без примеси углекислого газа
----------------------------------	---	--	--

Газ	Свойства	Характер воздействия и признаки отравления	Первая помощь
Оксиды азота	Ядовитые газы II класса опасности. Легко реагируют с кислородом. Вызывают раздражение слизистых оболочек и глаз. ПДК оксидов азота в воздухе рабочих помещений в расчете на N_2O_5 – 5 мг/м³. Смертельная доза нитрозных газов – 0,005 об. % при экспозиции в течение 1 мин. Коричневый диоксид азота NO₂; краснобурый азотистый ангидрид NO₂; оксонитрид азота N₂O₅; краснобурый с чесночным запахом азотистый ангидрит N₂O₃; бесцветный и взрывающийся без видимых причин азотный ангидрид N₂O₅ и его димер N₂O₄	Вдыхание нитрозных газов вызывает ожоги верхних дыхательных путей, отек толстых складок и легких. Отравление начинается кашлем и толовой болью, болями в груди и одышкой. Картина интоксикации такая же, как при отравлении хлором. При отравлении NO появляется серо-синяя окраска слизистых оболочек и кожи, потеря сознания, тахикардия, падение артериального давления, кровь приобретает буро-шоколадный цвет, возникает токсический отек легких. N₂O действует как наркотизирующее средство. При остром отравлении наступает состояние опьянения с эйфорией, затем – головная боль, расширение сосудов. После потери сознания и чувствительности может наступить асфиксия и паралич дыхательного центра	Быстро выполнить пункты 1–4 оказания первой помощи. Дать вдыхать карбоген и сердечные средства. Провести ингаляцию кислорода. Промыть глаза, нос и рот проточной водой. При сильном кашле дать таблетку кодеина или любой противокашлевой препарат. Не следует торопиться с искусственным дыханием, лучше срочно вызвать бригаду медицинских работников. Проводить реанимационные мероприятия (искусственное дыхание и наружный массаж сердца) надо лишь при нарушении работы сердца или отсутствии дыхания. Пострадавшего следует госпитализировать в лечебное учреждение

9. Промыть глаза пострадавшему 1–2 %-м раствором этой жидкости.

При тяжелой степени отравления искусственное дыхание нужно проводить до тех пор, пока число самостоятельных дыхательных циклов не составит 12–15 раз в минуту.

Представленные сведения могут быть полезны для предотвращения несчастных случаев при проведении строительных горных выработок (котлованов, траншей, планировке поверхности) и других специальных работ с использованием технологии взрывания в стесненных условиях городской и промышленной застройки.

Литература

1. Вредные вещества в промышленности. Справочник для химиков, инженеров и врачей. – Л.: Химия, 1977. – 608 с.
2. Поздняков З.Г., Росси Б.Д. Справочник по промышленным взрывчатым веществам и средствам взрывания. – М.: Недра, 1977. – 253 с.
3. Болкисева Е.В. Состав и свойства газов, выделяющихся при взрывном разрушении пород на строительных работах // Сб. матер. VI Всероссийской молодежной науч.-практической конф. / Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012.
4. Охрана труда – Газоопасные работы.
[%OAinstrukcii_po_ohrane_truda_po_vidam_rabot:](http://ohranatruda.org.ua/?Obrazcy)...

УДК 622.235.41

УСТРОЙСТВО ПУСКОВОЕ УНИВЕРСАЛЬНОЕ (УПУ)

А.С. Иванов, С.В. Ушаков

ОАО «НМЗ «Искра», будучи крупнейшим производителем и поставщиком широкого спектра средств инициирования для горнорудной промышленности России и стран СНГ, проводит собственные новые разработки в области современной взрывной техники, которая успешно применяется на горнорудных предприятиях, обеспечивая качественно новый уровень промышленной безопасности при ведении взрывных работ.

На производственной базе завода разработан, изготовлен, успешно прошел, приемочные испытания и находится в стадии допуска новый современный взрывной прибор – Устройство пусковое универсальное (УПУ).

УПУ предназначено для инициирования (в комплекте с адаптером взрывной линии АВЛ УВТ) ударно-волновой трубки (УВТ) в составе инициирующих устройств с замедлением – «Искра» или СИНВ – для



Устройство пусковое универсальное (УПУ)



Адаптер взрывной линии для электродетонатора (АВЛ ЭД)



Адаптер взрывной линии для ударно-волновой трубки (АВЛ УВТ)

Общий вид УПУ

инициирования (в комплекте с адаптером взрывной линии АВЛ ЭД) электродетонаторов нормальной, пониженной и низкой, как по отдельности, так и в группе, при последовательном соединении взрывной сети, а также для инициирования других подобных изделий при взрывных работах на земной поверхности или в подземных выработках рудников и шахт, не опасных по газу или пыли (рисунок).

Условия эксплуатации и технические характеристики УПУ

Температура окружающей среды от +40 до –20 °С, относительная влажность воздуха 98 % при температуре 35 °С, атмосферное давление от 86,6 кПа (650 мм рт. ст.) до 106,7 кПа (800 мм рт. ст.).

УПУ имеет рудничное нормальное исполнение – РН2, вид климатического исполнения – УХЛ5 по ГОСТ 15150, степень защиты от внешних воздействий – IP54 по ГОСТ 14254.

Выпускается шесть модификаций УПУ, шесть исполнений АВЛ ЭД (таблица) и одно исполнение АВЛ УВТ.

Питание УПУ осуществляется от встроенного элемента питания – щелочного (Alkaline) сухого элемента типа «Крона» с номинальным напряжением 9 В.

Модификации УПУ

Технические характеристики		Модификация УПУ					
		1	2	3	4	5	6
Минимально допустимое сопротивление взрывной сети ($R_{\min}$, Ом)		6	8	10	12	14	16
Электродетонаторы нормаль-ной чувстви-тельности с величиной безотказного тока 1,0 А	Общее сопротивление взрыв-ной сети ($R_{\max}$, Ом) не более	50	90	120	150	200	300
	Общее количество ЭД во взрывной сети, шт., не более	10	10	10	10	10	10
Электродетонаторы пониженной чувстви-тельности с величиной безотказного тока 2,0 А	Общее сопротивление взрывной сети ($R_{\max}$, Ом) не более	30	50	90	120	160	200
	Общее количество ЭД во взрывной сети, шт., не более	5	5	10	10	10	10
	Общее сопротивление взрывной сети ($R_{\max}$, Ом) не более	15	30	50	70	90	110
Электродетонаторы пониженного чувстви-тельности с величиной безотказного тока 3,5 А	Общее количество ЭД во взрывной сети, шт., не более	5	5	10	10	10	10
	Общее сопротивление взрывной сети ($R_{\max}$, Ом) не более	–	9	14	18	25	35
Электродетонаторы низкой чувстви-тельности с величиной безотказного тока 5,0 А	Общее количество ЭД во взрывной сети, шт., не более	–	2	2	5	5	5

Время заряда накопительного конденсатора УПУ до номинального напряжения – не более 10 секунд. Время непрерывной работы с интенсивностью 20 разрядов в час – не менее 10 часов.

Ресурс работы сменного электрода, поставляемого в комплекте с АВЛ УВТ – не менее 200 циклов инициирования УВТ.

Ресурс работы АВЛ УВТ – не менее 4000 циклов инициирования УВТ.

Ресурс работы АВЛ ЭД – не менее 4000 циклов инициирования электродетонаторов при сопротивлении взрывной линии не менее $R_{\min}$.

УПУ сохраняет работоспособность при интенсивности работы – 10 разрядов в час.

Масса УПУ, АВЛ УВТ, АВЛ ЭД и габаритные размеры:

УПУ – масса 0,4 кг, длина 125 мм, высота 88 мм, ширина 45 мм;

АВЛ УВТ – масса 0,05 кг, длина 85 мм, диаметр 24 мм;

АВЛ ЭД – масса 0,15 кг, длина 90 мм, высота 90 мм, ширина 36 мм.

Устройство пусковое универсальное (УПУ) имеет надежную конструкцию и просто в обращении. Благодаря малым габаритам и массе прибор очень удобен при ведении взрывных работ, когда требуется подрывать небольшое число ЭД, например при разделке штучного негабарита. УПУ удобно для инициирования взрывных сетей из ДШ или низкоэнергетических волноводов неэлектрических систем инициирования зарядов ВВ и может найти применение в МЧС и других спецслужбах России.

Ориентировочная стоимость УПУ составляет 22 500 рублей.

УДК 622.235.9

ВАГОНЕТКА ДЛЯ ПЕРЕВОЗКИ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

П.В. Брежицкий, И.М. Дульцев, М.Б. Кочарин

В ООО «Машиностроительный завод «Звезда» освоено производство шахтных вагонеток для перевозки взрывчатых материалов. Техническая документация разработана на 3 типоразмера вагонеток ВВ 1,0; ВВ 2,0; ВВ 3,0 с полезным объемом кузова соответственно 0,8, 1,7 и 3,5 м³ (таблица).

Основное внимание при проектировании конструкций вагонеток было обращено на обеспечение безопасности перевозки взрывчатых материалов как на поверхности шахт, так и в подземных горных вы-

Техническая характеристика вагонетки

Наименование параметра	Единица измерения	ВВ 1,0	ВВ 2,0	ВВ 3,0
Колея	мм	600/750	600/750	750/900
Жесткая база	мм	600	1000	1250
Диаметр колеса по кругу катания	мм	350	400	400
Высота оси сцепки от уровня головок рельсов	мм	320	365	365
Габаритные размеры:	мм			
длина по буферам		1850	2950	3950
ширина		1000	1200	1350
высота от уровня головок рельсов		1300	1300	1550
Вместимость кузова	м ³	0,8	1,7	3,5
Масса, не более	кг	550/560	1300/1320	3440/3500
Грузоподъемность	т	0,5	1,0	2,0

работках, в том числе в шахтах, опасных по газу и пыли. При этом были учтены требования «Единых правил безопасности при взрывных работах» ПБ 13–407–01, «Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом» ПБ 03–553–09, «Правил безопасности в угольных шахтах» ПБ 05–618–03, «Норм безопасности на основное горнотранспортное оборудование для угольных шахт» РД 05–325–99.

При проектировании использованы ходовые части, тягово-сцепные устройства, колесные пары и их подвески от серийно-выпускаемых заводом грузовых вагонеток, показавших высокую надежность в эксплуатации. Для вагонетки ВВ 1,0 – от грузовой шахтной вагонетки ВГ 1,2; для вагонетки ВВ 2,0 – от шахтной грузовой вагонетки ВГ 2,2; для вагонетки ВВ 3,0 – от шахтной грузовой вагонетки ВГ 4,5. Кроме того, это позволило органически вписать их в состав используемых на шахтах грузовых вагонеток.

Кузов вагонетки представляет сварную коробку, имеющую с каждой стороны один или два проема, закрываемых распашными двухстворчатыми дверями. Петли имеют конструкцию, исключающую их снятие.

В качестве примера на представленных ниже рисунках изображено устройство вагонетки ВВ 3,0.

Устройство и работа составных частей вагонетки

Вагонетка (рис. 1 и 2) состоит из кузова 1, рамы 2, двух колесных пар 3, двух буферных устройств 4, двух звеньевых сцепок 5.

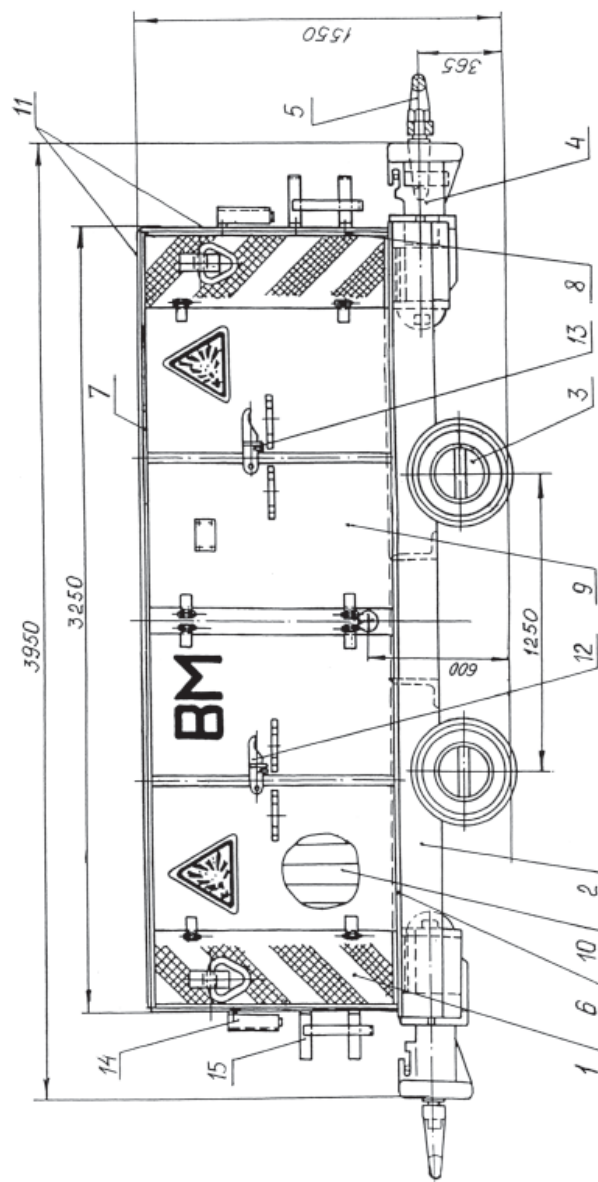


Рис. 1. Вагонетка ВВ 3,0 для перевозки взрывчатых материалов

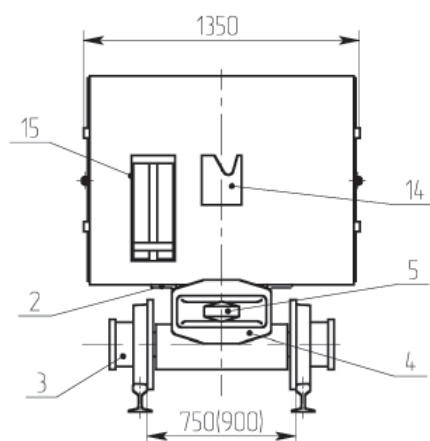


Рис. 2. Вагонетка ВВ 3,0 (вид с торца)

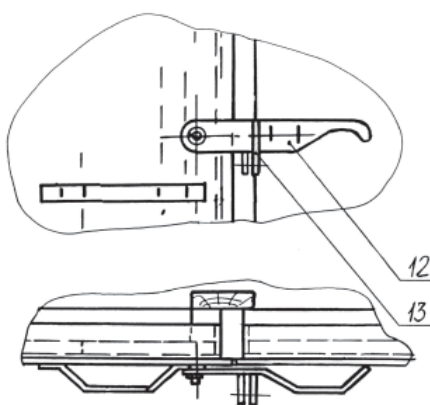


Рис. 3. Конструкция затвора вагонетки

Кузов вагонетки представляет собой сварную металлоконструкцию, состоящую из днища 6, крыши 7, двух торцовых стенок 8 и четырех распашных боковых дверей 9, выполненных из листовой низколегированной стали. В местах крепления дверей кузов усилен уголками и швеллерами. Внутренние поверхности кузова и дверей имеют деревянные покрытия из досок, пропитанных огнестойким составом. Наружные поверхности крыши и торцовых стенок футерованы электроизоляционным трудносгораемым материалом 11. Двери имеют затвор 12, фиксирующий их в закрытом положении и проушины 13 для навесного замка (рис. 3). На каждой торцевой стенке кузова расположены карманы 14 для установки световых сигнальных устройств и кронштейны 15 для огнетушителей.

Рама представляет собой сварную конструкцию из листовой стали. Торцевые части листов соединены траверсами для установки буферного устройства и опорами в средней части для установки колесных пар.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

**Решение научно-технической конференции
«Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле»
и круглого стола «Проблемы разрушения горных пород»,
проведенных в рамках IV Уральского горнопромышленного
форума**

12 – 14 октября 2011 г.

г. Екатеринбург

Конференция проведена при поддержке Российского фонда фундаментальных исследований и Уральского отделения Российской академии наук Институтом горного дела УрО РАН, Уральским государственным горным университетом при участии Уральского Управления Ростехнадзора, Уральского отделения Академии горных наук, НП «Горнопромышленная ассоциация Урала» и некоммерческого партнерства «Взрывники Урала». Конференция проводилась в рамках IV Уральского горнопромышленного форума одновременно с Межрегиональной специализированной выставкой-конференцией «Горное дело: технологии, оборудование, спецтехника».

Задачи конференции: выработка стратегии совершенствования буровзрывных работ и ресурсосбережения при подготовке горной массы к выемке, в том числе на малых карьерах и в строительстве.

В работе конференции приняли очное участие 85 человек, представляющих 45 предприятий дальнего и ближнего зарубежья, Свердловской, Челябинской, Оренбургской и Пермской областей, г. Москвы и Московской области, Алтайского края и др. В конференции участвовали представители зарубежных организаций: ЗАО «Орика Си Ай Эс», ООО «Сандвик Майнинг энд Констракшн СНГ», фирмы «Махам. Kazakhstan LLP», совместное предприятие «Орика УГМК», представители академических, отраслевых и учебных институтов, производственных предприятий и организаций, занимающихся: изготовлением и потреблением взрывчатых материалов, буровой техники и инструмента; производством буровзрывных

работ на ГОКах, горнорудных и нерудных карьерах и на строительных объектах; надзором за взрывными работами; проектированием БВР и экспертизой промышленной безопасности опасных производственных объектов.

Конференция констатирует

1. Задачи, поставленные организаторами конференции, в целом достигнуты: активизированы дальнейшие контакты между специалистами, ведущими работы по бурению и взрыванию, разработчиками и изготовителями бурового оборудования и инструмента, взрывчатых материалов (ВМ), средств инициирования, доставки и заряжания ВВ в технологические скважины, а также надзорными и экспертными организациями, обеспечивающими безопасность ведения работ во взрывном деле.

Охвачен широкий круг вопросов буровзрывного комплекса, решение которых может быть обеспечено только консолидированными усилиями ведущих специалистов академических и отраслевых институтов, вузовской науки, проектно-конструкторских организаций и промышленных предприятий.

2. По очному присутствию и количеству представленных докладов конференция претендует на статус Всероссийской.

3. Согласно решениям научно-практической конференции, проведенной в рамках III Уральского горнопромышленного форума (14 – 16 октября 2009 г.) и двух научно-технических семинаров по технологии и безопасности взрывных работ (22 – 23 апреля и 18 ноября 2010 г.), Институтом горного дела УрО РАН и НП «Взрывники Урала» выполнено следующее:

3.1. По материалам научно-практической конференции и двух научно-технических семинаров издано два сборника докладов и статей по буровзрывным работам в различных отраслях горнорудной, нерудной промышленности и строительстве.

3.2. На основании результатов научных исследований, с целью разработки энергосберегающих технологий буровзрывных работ, проходят промышленную апробацию методики изучения прочностных и упругих свойств горных пород в естественном залегании, в том числе с использованием сейсмометрии и данных, полученных при бурении взрывных скважин.

3.3. На подземных предприятиях УГМК проведены испытания бурового инструмента отечественного и импортного производства и разработаны нормативы их расходов для конкретных условий горного производства.

3.4. Совместно с Уральским управлением Ростехнадзора разработаны и согласованы «Типовая инструкция по организации и безопасному ведению взрывных работ в горячих массивах на предприятиях Урала» и «Инструкция по безопасному производству взрывных работ в стесненных условиях с применением предохранительных укрытий».

3.6. Зарегистрировано в Минюсте Свердловской области и функционирует некоммерческое партнерство «Союз научно-производственных предприятий по взрывному делу на Урале» (некоммерческое партнерство «Взрывники Урала»).

4. По окончании конференции проведен круглый стол «Проблемы разрушения горных пород», на котором участниками были затронуты и обсуждены основные проблемы взрывного дела и принят ряд конкретных предложений для дальнейшей работы.

Участники конференции и круглого стола решили

1. Вопросы, рассмотренные на конференции и на круглом столе, актуальны, своевременны и полезны, особенно для производственных предприятий.

2. ИГД УрО РАН необходимо продолжить работы по координации и консолидации в Урало-Сибирском регионе усилий, направленных на:

- участие в правительственной программе «Урал промышленный – Урал Полярный»;

- дальнейшую разработку инновационной ресурсосберегающей и экологически безопасной взрывной подготовки горной массы к выемке буровзрывным способом;

- обоснование разработки и создание новой импортозамещающей отечественной буровой техники и инструмента для проходки взрывных скважин в условиях Северного и Приполярного Урала, соответствующих или превосходящих мировой уровень;

- создание и испытание новых промышленных взрывчатых материалов, средств механизации, в том числе обеспечивающих зарядание восходящих скважин эмульсионными ВВ в подземной геотехнологии;

- разработку и создание импортозамещающего оборудования для механизации взрывных работ, соответствующего мировому уровню или превосходящего его.

3. ИГД УрО РАН с привлечением специализированных научно-исследовательских и проектных институтов и горнодобывающих предприятий продолжить:

- фундаментальные и прикладные исследования физико-механических свойств локальных массивов горных пород в их естественном залегании методами с применением физических полей;
- испытания новых взрывчатых материалов, в том числе конверсионных, и оборудования для механизации взрывных работ;
- исследования по устойчивости детонационных процессов в эмульсионных взрывчатых веществах для оптимизации их инициирования.

4. С целью ресурсосбережения при механическом способе бурения взрывных скважин в крепких породах одобрить и рекомендовать проведение дальнейших исследований для установления взаимосвязи между прочностными и деформационными характеристиками крепких пород и разрушающими параметрами бурового инструмента. По результатам исследований разработать основные требования к разрушающему инструменту, обеспечивающему интенсивное образование зон повышенной деформации с наименьшими энергозатратами при бурении крепких пород.

5. Рекомендовать горнорудным предприятиям, разрабатывающим породы с возможными включениями сульфидов, переход на эмульсионные взрывчатые вещества без гранулированной аммиачной селитры.

6. Институту горного дела УрО РАН при активном содействии некоммерческого партнерства «Взрывники Урала» и Уральского управления Ростехнадзора:

- разработать методические материалы по технологии, безопасности и экономике буровзрывных работ в стесненных условиях на малых карьерах и строительных объектах (2011 – 2014 гг.);

- подготовить и издать сборники по буровзрывным работам на основе материалов данной конференции и планируемых семинаров 2012 – 2013 гг.

6.3. Ежегодно проводить выездные совещания на предприятиях по вопросам буровзрывных работ и взрывного дела.

Сведения об авторах

Алексеев Сергей Евгеньевич – с.н.с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Андреев Владимир Васильевич – д.т.н., проф., заместитель генерального директора по науке и развитию производства, ОАО «Новосибирский механический завод «Искра», г. Новосибирск, Россия.

Анохина Ольга Олеговна – к.т.н., доцент кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Белин Владимир Арнольдович – д.т.н., проф., декан физико-технического факультета, Московский государственный горный университет, г. Москва, Россия.

Берснев Геннадий Порфирьевич – к.т.н., с.н.с., Институт горного дела УрО РАН, директор ООО НПП «Взрывтехнология», исполнительный директор НП «Союз научно-производственных предприятий по взрывному делу на Урале», г. Екатеринбург, Россия.

Бешапошников Юрий Петрович – к.т.н., директор производства взрывной обработки, НПП «Лаборатория импульсной обработки металлов ОАО «Уралхиммаш», г. Екатеринбург, Россия.

Борачук Виктор Сергеевич – с.н.с., ОАО «26 ЦНИИ» Рособоронстроя, г. Санкт-Петербург, Россия.

Бондаренко Иван Федорович – к.т.н., ученый секретарь, Институт «Якутнипроалмаз», г. Мирный, Республика Саха (Якутия), Россия.

Болкисев Владислав Семенович – к.т.н., с.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Болкисева Елена Владиславовна – старший преподаватель кафедры безопасности горного производства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Бригадин Иван Владимирович – к.м.н., с.н.с., ОАО «26 ЦНИИ» Рособоронстроя, г. Санкт-Петербург, Россия.

Брежицкий Павел Владимирович – главный инженер, ООО «Машиностроительный завод «Звезда», г. Карпинск Свердловской обл., Россия.

Бронников Юрий Борисович – директор ООО «Гром», г. Новоуральск Свердловской обл., Россия.

Власов Олег Михайлович – главный инженер, ФКП «Бийский олеумный завод», г. Бийск Алтайского края, Россия.

Горбунов Андрей Юрьевич – главный инженер ООО «СГП», г. Екатеринбург, Россия.

Горинов Сергей Александрович – к.т.н., ЗАО «Спецхимпром», г. Москва, Россия.

Губайдуллин Виталий Мэлиссович – генеральный директор ОАО «Промстройвзрыв», г. Санкт-Петербург, Россия.

Доильницын Виктор Михайлович – главный инженер цеха взрывных работ, ОАО «Апатит», Мурманская обл., Россия.

Дорошенко Станислав Иванович – начальник инженерной службы, ВВС и ПВО Минобороны России, г. Санкт-Петербург, Россия.

Дульцев Иван Михайлович – главный конструктор, заслуженный изобретатель РСФСР, ООО «Машиностроительный завод «Звезда», г. Карпинск Свердловской обл., Россия.

Емельянова Ирина Станиславовна – сотрудник ООО НПП «Взрыв-технология», аспирант кафедры экономики и менеджмента, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Еремизин Артем Николаевич – аспирант кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Жариков Сергей Николаевич – к.т.н. научный сотрудник лаборатории разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Захаров Андрей Владимирович – специалист по продажам, Уральский филиал ООО «Сандвик Майнинг & Констракшн СНГ», г. Екатеринбург, Россия.

Иванов Александр Сергеевич – начальник отдела новых разработок ОАО «Новосибирский механический завод «Искра», г. Новосибирск, Россия.

Инякин Денис Валерьевич – инженер-технолог, НПП «Лаборатория импульсной обработки металлов ОАО «Уралхиммаш», г. Екатеринбург, Россия.

Карасев Кирилл Александрович – инженер, аспирант кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Кантемиров Валерий Данилович – к.т.н., с.н.с. лаборатории управления качеством минерального сырья, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Ковтун Юлия Викторовна – м.н.с., НЦ геомеханики и проблем горного производства, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, аспирант Тульского государственного университета, Россия.

Кокаулин Данъяр Иванович – к.т.н., с.н.с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Коломинов Илья Александрович – начальник отдела разработки и испытаний опытных взрывчатых материалов (РИОВМ), ОАО «НТЦ «Росвзрывобезопасность», г. Москва, Россия.

Корнилков Михаил Викторович – д.т.н., проф., зав. кафедрой шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Котик Максим Вадимович – аспирант, инженер, Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск Челябинской обл., Россия.

Кочарин Михаил Борисович – заместитель главного конструктора, ООО «Машиностроительный завод «Звезда», г. Карпинск Свердловской обл., Россия.

Котяшев Альберт Александрович – к.т.н., с.н.с. лаборатории разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Котяшов Владимир Станиславович – генеральный директор ООО «АВТ-Урал», г. Качканар Свердловской обл., Россия.

Кравченко Александр Николаевич – начальник горного отдела, Уральское управление Ростехнадзора РФ, г. Екатеринбург, Россия.

Краснов Сергей Анатольевич – к.т.н., с.н.с., зам. директора АНО НТЦ «Лидер», г. Сергиев Посад Московской обл., Россия.

Латышев Олег Георгиевич – д.т.н., проф. кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Левушкин Дмитрий Александрович – к.т.н., зам. директора по маркетингу и экономике, ФКП «Бийский олеумный завод», г. Бийск Алтайского края, Россия.

Лохни Хайо – генеральный директор ООО «Орика УГМК», г. Москва, Россия.

Мальберг Сергей Леонидович – главный инженер ООО «АВТ-Урал», г. Качканар Свердловской обл., Россия.

Мартюшов Кирилл Сергеевич – аспирант кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Маслов Илья Юрьевич – генеральный директор ЗАО «Спецхимпром», г. Москва, Россия.

Матвеев Алексей Александрович – аспирант кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Меньшиков Павел Владимирович – м.н.с. лаборатории разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Мозговой Владимир Григорьевич – генеральный директор, ЗАО «Взрывинвест», г. Москва, Россия.

Мытарев Владимир Михайлович – генеральный директор ООО «Гефест-М» (завод утилизации боеприпасов), г. Реж Свердловской обл., Россия.

Найгеборин Игорь Витальевич – аспирант, инженер-конструктор, ОАО «Новосибирский механический завод «Искра», г. Новосибирск, Россия.

Никитин Роман Яковлевич – научный сотрудник сектора разрушения горных пород, Институт «Якутнипроалмаз», г. Мирный, Республика Саха (Якутия), Россия.

Образцов Сергей Александрович – генеральный директор ОАО «Калиновский химический завод», пос. Калиново, Невьянский район Свердловской обл., Россия.

Овчаров Юрий Евгеньевич – главный технолог, ЗАО «Специальные взрывные работы», г. Магнитогорск Челябинской обл., Россия.

Ольшанский Евгений Николаевич – к.т.н., НПП «Интеррин», г. Алматы, Республика Казахстан.

Осипов Игорь Сергеевич – к.т.н., доцент кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Пай Владимир Васильевич – д.ф.-м.н., ведущий научный сотрудник, лаборатория динамических воздействий, Институт гидродинамики им. М.А. Лаврентьева СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Пахряев Борис Васильевич – главный инженер ООО «Промтех-взрыв», г. Асбест Свердловской обл., Россия.

Пергамент Владимир Хаимович – с.н.с. лаборатории сейсмики и звукометрических исследований взрывных работ, Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск Челябинской обл., Россия.

Переведенцев Петр Павлович – генеральный директор ФКП «Бийский олеумный завод», г. Бийск Алтайского края, Россия.

Петрушин Алексей Геннадьевич – к.т.н., зам. заведующего кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Пиленков Юрий Юрьевич – к.т.н., ООО «Уральский научно-исследовательский и проектный институт горно-металлургической промышленности «Унипромедь – инжиниринг», г. Екатеринбург, Россия.

Реготунов Андрей Сергеевич – м.н.с. лаборатории разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Репин Аныбай Анатольевич – к.т.н., зав. отделом, Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Рождественский Владимир Николаевич – к.т.н., с.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Русских Александр Петрович – директор предприятия «Промтех-взрыв» ОАО «Ураласбест», г. Асбест Свердловской обл., Россия.

Рычкова Тамара Владимировна – зам. генерального директора, ООО «Гефест-М», г. Реж Свердловской обл., Россия.

Сапронов Евгений Михайлович – начальник СЦВР ОАО «Карельский окатыш», г. Костомукша, Республика Карелия, Россия.

Семочкин Роман Владимирович – начальник отдела внедрения новых взрывчатых материалов, ОАО «НТЦ «Росвзрывобезопасность», г. Москва, Россия.

Сергеев Анатолий Григорьевич – к.т.н., зам. начальника отдела, ФКП «Бийский олеумный завод», г. Бийск Алтайского края, Россия.

Симонов Павел Семенович – к.т.н., доцент кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск Челябинской обл., Россия.

Синицын Виктор Александрович – к.т.н., научный сотрудник лаборатории разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Синцов Сергей Евгеньевич – генеральный директор ООО «АВТ-Урал Сервис», г. Качканар Свердловской обл., Россия.

Слепенков Владимир Михайлович – главный государственный инспектор по взрывным работам, Уральское управление Ростехнадзора РФ, г. Екатеринбург, Россия.

Смагин Николай Петрович – к.х.н., доцент, главный специалист ЗАО, «Взрывинвест», г. Москва, Россия.

Соколов Валентин Степанович – сотрудник Уральского филиала ЗАО «Взрывиспытания», г. Екатеринбург, Россия.

Соколов Василий Владимирович – к.т.н., доцент кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Стариков Валерий Александрович – главный технолог «Гефест-М» (завод утилизации боеприпасов), г. Реж Свердловской обл., Россия.

Столяров Павел Николаевич – к.т.н., с.н.с., ФГУП «ЦНИИХМ», г. Москва, Россия.

Сураев Валентин Степанович – доцент, Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск Челябинской обл., Россия.

Сынбулатов Владимир Владимирович – к.т.н., доцент кафедры шахтного строительства, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Тогунов Михаил Борисович – главный горняк ОАО «Ковдорский ГОК», г. Ковдор Мурманской обл., Россия.

Ушаков Сергей Владимирович – инженер ОАО «Новосибирский механический завод «Искра», г. Новосибирск, Россия.

Феодоритов Михаил Иванович – к.т.н., начальник отдела экспертизы взрывных работ, Некоммерческая ассоциация горно-экспертных центров, г. Москва, Россия.

Федосеев Владимир Алексеевич – сотрудник ООО «АВТ-Урал», г. Качканар Свердловской обл., Россия.

Фокин Виктор Алексеевич – д.т.н., ведущий научный сотрудник Горного института Кольского НЦ РАН, г. Апатиты Мурманской обл., Россия.

Флягин Александр Сергеевич – м.н.с. лаборатории разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Хон Вячеслав Иванович – зав. сектором разрушения горных пород, Институт «Якутнипроалмаз», г. Мирный, Республика Саха (Якутия), Россия.

Хрулев Александр Александрович – зам. генерального директора ФКП «Бийский олеумный завод», г. Бийск Алтайского края, Россия.

Чернухин Владимир Иванович – к.т.н., начальник лаборатории, НПП «Лаборатория импульсной обработки металлов ОАО «Уралхиммаш», г. Екатеринбург, Россия.

Шамин Виталий Викторович – начальник Технического отдела ООО «АВТ-Урал», г. Качканар Свердловской обл., Россия.

Шеменев Валерий Геннадьевич – к.т.н., зав. лабораторией разрушения горных пород, Институт горного дела УрО РАН, директор Уральского филиала ЗАО «Взрывиспытания», г. Екатеринбург, Россия.

Шерстнев Евгений Иванович – генеральный директор ЗАО «Специальные взрывные работы», г. Магнитогорск Челябинской обл., Россия.

Щукин Юлий Григорьевич – д.т.н., проф., генеральный директор ОАО «НТЦ «Росвзрывобезопасность», г. Москва, Россия.

Юлин Алексей Сергеевич – начальник производственно-технического отдела, ЗАО «Специальные взрывные работы», г. Магнитогорск Челябинской обл., Россия.

СОДЕРЖАНИЕ

Перспективы и задачи взрывного дела на Урале

XI Уральский горнопромышленный съезд (г. Асбест, 23–26 мая 2011 г.).....	3
IV Уральский горнопромышленный форум (г. Екатеринбург, 12–14 октября 2011 г.).....	10

Буровая техника

<i>Захаров А.М.</i> Опыт применения шарошечных долот Sandvik RR440 с герметизированными опорными подшипниками на станке PV 275 в условиях Северного карьера ОАО «ЕврАз – КГОК».....	14
<i>Реготунов А.С.</i> Влияние расстояния между инденторами бурового инструмента на энергоёмкость ударного разрушения крепких пород.....	17
<i>Репин А.А., Алексеев С.Е., Кокаулин Д.И.</i> Бурение глубоких точно направленных скважин.....	24

Технология взрывных работ на горнорудных и нерудных предприятиях

<i>Жариков С.Н., Шеменев В.Г.</i> Критерии эффективности ресурсосбережения при производстве БВР.....	32
<i>Рождественский В.Н.</i> Прогнозирование качества дробления трещиноватых горных массивов при многорядном взрывании зарядов.....	38
<i>Рождественский В.Н.</i> Использование классификаций пород по трещиноватости и взрываемости для расчета параметров буровзрывных работ.....	43
<i>Симонов П.С.</i> Определение затрат энергии для обеспечения заданной степени дробления пород.....	48
<i>Кантемиров В.Д.</i> Технологические аспекты буровзрывной подготовки при комплексном извлечении сырья.....	51
<i>Доильницын В.М., Ковтун Ю.В.</i> Использование разупрочняющего заряда в компенсационной скважине как способ повышения коэффициента использования шпура при проходке выработок длинными заходками в мягких и вязких породах.....	59
<i>Латышев О.Г., Мартюшов К.С., Карасев К.А., Соколов В.В., Анохина О.О.</i> Акустические исследования состояния и свойств горных пород и массивов.....	62
<i>Матвеев А.А., Еремизин А.Н., Мартюшов К.С.</i> Прогнозирование упругих характеристик трещиноватого породного массива.....	65
<i>Пиленков Ю.Ю.</i> Использование геомеханических характеристик для оценки взрываемости массива горных пород.....	69
<i>Латышев О.Г., Осипов И.С., Еремизин А.Н., Матвеев А.А.</i> Оценка неоднородности трещинной структуры в процессах разрушения горных пород.....	75
<i>Котяшов В.С., Синцов С.Е., Мальберг С.Л., Федосеев В.А., Шеменев В.Г., Силицын В.А., Соколов В.С.</i> Применение смесительно-зарядных машин типа «Универсал»ТС-4 на шасси SCANIA на карьерах Урала.....	79

<i>Котяшов В.С., Синцов С.Е., Мальберг С.Л., Шамин В.В., Синицын В.А., Шеменин В.Г., Соколов В.С.</i> Производственные мощности по изготовлению ЭВВ и заряданию ими скважин на ОАО «Евраз КГОК»	85
---	----

Взрывчатые материалы

<i>Переведенцев П.П., Власов О.М., Хрулев А.А., Сергеев А.Г., Левушкин Д.А.</i> Создание и производство новых взрывчатых материалов ФКП «Бийский олеумный завод»	91
<i>Образцов С.А.</i> Перспективные разработки промышленных ВВ на Калиновском химическом заводе	95
<i>Белин В.А., Мытарев В.М., Стариков В.А., Мозговой В.Г., Смагин Н.П., Краснов С.А., Дорошенко С.И., Борачук В.С., Бригадин И.В., Губайдулин В.М.</i> Гельпор – инструмент революционного повышения производительности БВР	100
<i>Мытарев В.М., Рычкова Т.В., Стариков В.А.</i> Освоение новых взрывчатых материалов	104
<i>Андреев В.В., Найгеборин И.В.</i> Перспективные средства взрывания	107
<i>Ковтун Ю.В.</i> Сравнительная характеристика игданитов и ANFO	114
<i>Тогуннов М.Б., Сапронов Е.М., Шукин Ю.Г., Коломинов И.А., Семочкин Р.В., Фокин В.А.</i> Повышение эффективности взрывания горных пород эмульсионными ВВ	123
<i>Столяров П.Н., Феодоритов М.И., Шеменин В.Г., Лохни Х.</i> Исследование термической стойкости эмульсионных взрывчатых веществ Фортис Эклипс в контакте с сульфидсодержащими породами и рудами	133
<i>Котяшев А.А., Русских А.П., Пахряев Б.В.</i> Исследование свойств эмульсионных ВВ при изготовлении их в смесительно-зарядных машинах в процессе зарядания скважин в условиях карьеров ОАО «Ураласбест»	142
<i>Бондаренко И.В., Хон В.И., Никитин Р.Я.</i> Особенности применения эмульсионных ВВ в условиях кимберлитовых карьеров АК «АЛРОСА»	155
<i>Горин С.А.</i> Гофрировочная неустойчивость детонационных волн в эмульсионном взрывчатом веществе, сенсibilизированном газовыми порами	163
<i>Маслов И.Ю.</i> Оценка работоспособности эмульпоров	171
<i>Ольшанский Е.Н.</i> Способ стабилизации гранулированных ВВ, предназначенных для пневмозарядания	177

Специальные взрывные работы в промышленности и строительстве

<i>Бронников Ю.Б.</i> Опыт ведения специальных взрывных работ	187
<i>Флягин А.С., Болкисев В.С., Горбунов А.Ю.</i> Опыт проектирования буровзрывных работ при реконструкции железнодорожного тоннеля	196
<i>Берсенов Г.П., Корнилов М.В., Петрушин А.Г., Сынбулатов В.В.</i> Сейсмобезопасная технология взрывных работ при проходке капитальных выработок на строительстве Екатеринбургского метрополитена	204

<i>Берсенева Г.П., Корнилов М.В., Петрушин А.Г., Сыбулатов В.В.</i> Особенности проектных решений по производству взрывных работ при сооружении котлована вестибюля № 2 станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена	212
<i>Пергамент В.Х., Котик М.В., Сураев В.С., Овчаров Ю.Е., Шерстнев Е.И., Юлин А.С.</i> Сейсмический эффект от падающих масс при направленной валке 120-метровой дымовой трубы на площадке цеха НПЗ ОАО «Газпромнефтехим Салават»	218
<i>Берсенева Г.П., Емельянова И.С.</i> Комбинированное гибкое предохранительное укрытие.....	227
<i>Бесшапошников Ю.П., Инякин Д.В., Чернухин В.И., Пай В.В.</i> Сварка взрывом в условиях ОАО «Уралхиммаш»	235

Вопросы безопасности взрывных работ

<i>Кравченко А.Н., Слепенков В.М.</i> Состояние и задачи по обеспечению безопасности взрывных работ на Урале	241
<i>Меньшиков П.В.</i> Факторы, влияющие на интенсивность ударной воздушной волны	246
<i>Пергамент В.Х., Котик М.В.</i> О давлениях воздушных волн наземных взрывов.....	255
<i>Болкишева Е.В.</i> Механизм образования ядовитых газов при проходке горно-строительных выработок взрывным способом	262
<i>Болкишева Е.В., Емельянова И.С.</i> Первая помощь при отравлении газообразными продуктами взрывного разрушения пород на строительных объектах	275
<i>Иванов А.С., Ушаков С.В.</i> Устройство пусковое универсальное (УПУ)	285
<i>Брежницкий П.В., Дульцев И.М., Кочарин М.Б.</i> Вагонетка для перевозки взрывчатых материалов	288

Заключение

Решение научно-технической конференции «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле» и круглого стола «Проблемы разрушения горных пород», проведенных в рамках IV Уральского горнопромышленного форума (г. Екатеринбург, 12–14 октября 2011 г.).....	292
Сведения об авторах	296

Научное издание

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Рекомендовано к изданию Ученым советом
Института горного дела и НИСО УрО РАН

Ответственный за выпуск Г.П. Берсенева

Редактор Т.В. Девятова

Ответственный за подбор материалов А.С. Флягин
Компьютерный набор текста Т.Н. Инякиной
Компьютерная верстка И.И. Глазыриной

НИСО УрО РАН № 17(12)

Подписано в печать 02.05.2012. Формат 60×84 1/16.
Усл. печ. л. 19,1. Тираж 150. Заказ № 45.

Институт горного дела УрО РАН
620219 г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58

Типография «Уральский центр академического обслуживания»
620990 г. Екатеринбург, ул. Первомайская, 91