

суспензии из нее выделяется вода, которая в верхней части заряда образует конус, заполненный раствором селитры, с размерами в диаметре в верхней части от 100 до 200 мм и глубиной до 3,0 м и более. Это можно было бы считать достоинством данного ВВ, если бы заряд и в верхней части содержал расчетный процент тротила, т. е. происходило образование конического заряда. Но поскольку в верхней части заряда процент содержания тротила, по данным НИИКМА, снижается до 7—10%, то такое ВВ обладает недостаточной энергией, выделяет повышенное количество ядовитых оксидов азота, приводит к низкому качеству дробления верхней части уступа.

Ифзаниты, кроме низкой водоустойчивости, обладают низкой подвижностью для высокопроизводительной подачи их в скважину с помощью насосов, а поэтому малопригодны для заряжания обводненных скважин, особенно под столб воды. Для их применения необходимо использовать перистальтические насосы, не выпускаемые в России. В зарубежных странах аналогичные гелеобразные водоустойчивые водосодержащие ВВ под общим названием «сларри» широко выпускаются с 50-х годов различными фирмами США, Канады, Китая, Югославии в непатентованном и патентованном видах.

В качестве энергетических добавок применялся тротил, бездымный порошок, дисперсный алюминий, жидкое горючее, монометилнитрамин и др.

Фирмы, производящие эти ВВ, дают им различные названия: нитро-карбо-нитраты, сларинокс, NCN-600, остиниты, ДОУ, товекс и др. Технологические схемы приготовления ВВ обеспечивают на стационарном пункте приготовление исходных компонентов с последующей загрузкой их в зарядные машины, где производят их смешение и приготовление ВВ, т. е. зарядная машина, как правило, превращена в самоходный завод приготовления смесей-суспензий ВВ и их заряжание в скважины.

Заслуживает внимания предложение фирмы «Мега-мекс» (Индия) технологии приготовления ВВ NCN-600, содержащего 75% аммиачной селитры, воду, уротропин, гуаргам и дихромат натрия.

Этот акватол NCN-600 имеет плотность до 1,3 г/см³, скорость детонации до 5,0 км/с, энергию 960 ккал/кг и критический диаметр 100 мм.

В качестве зарядной машины используется автобетоносмеситель с вращающейся емкостью-бочкой с установленным на нем насосе для подачи ВВ под столб воды. Существенно то, что в составе NCN-600 содержится в основном гранулированная селитра и значительно меньше раствора, чем в ГЛТ. Из этих ВВ готовят и патроны диаметром 180 мм.

13.7. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ

В бывшем СССР, вместо доработки составов ГЛТ, министерство-поставщик ВВ, учитывая имевшийся опыт 70-х годов XX в. США, Швеции, Канады и других стран, начало разрабатывать составы отечественных эмульсионных ВВ типа эмулитов, схема изготовления которых показана на рис. 13,14; 13,15. В отличие от последних в составе ВВ использовали отечественный эмульгатор, вместо минерального масла применяли топочный мазут, вместо полых микросфер использовали газогенерирующую добавку ГГД (нитрит натрия). Созданы зарядные машины «Порэмит-IV», а затем институтом НИПИГормаш зарядные машины МЗВ-8 на базе

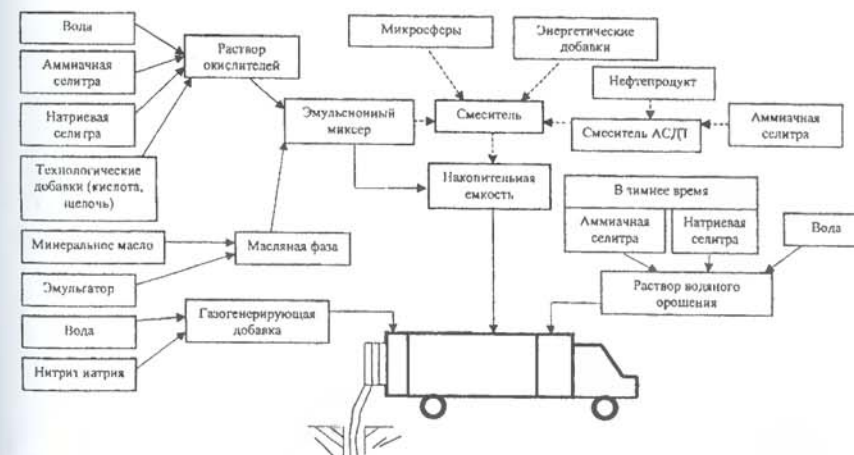


Рис. 13.14. Структурная схема изготовления на стационарном пункте эмульсионного ВВ для механизированного заряжания с накопительной емкостью:

——— обязательная комплектация
----- возможная комплектация

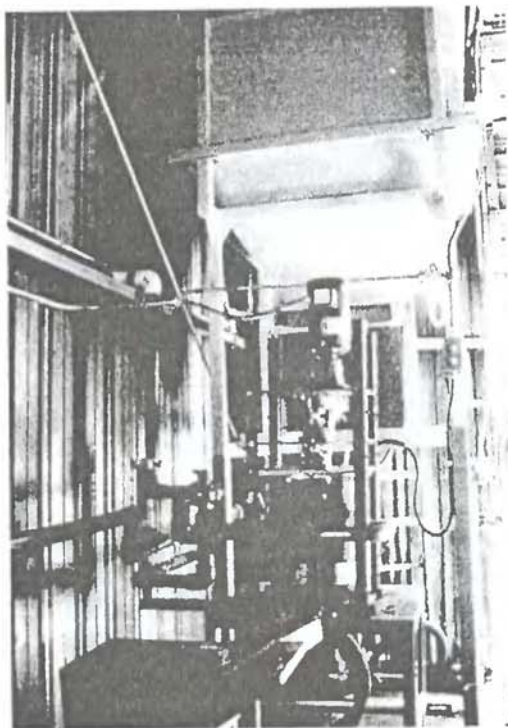


Рис. 13.16. Загрузочный бункер и миксер для микро-сферических полых стеклянных шариков

Рис. 13.15. Структурная схема изготовления на стационарном пункте эмульсионного ВВ для механизированного заряжения без накопительной емкости:

— обязательная комплектация
 - - - - - возможная комплектация

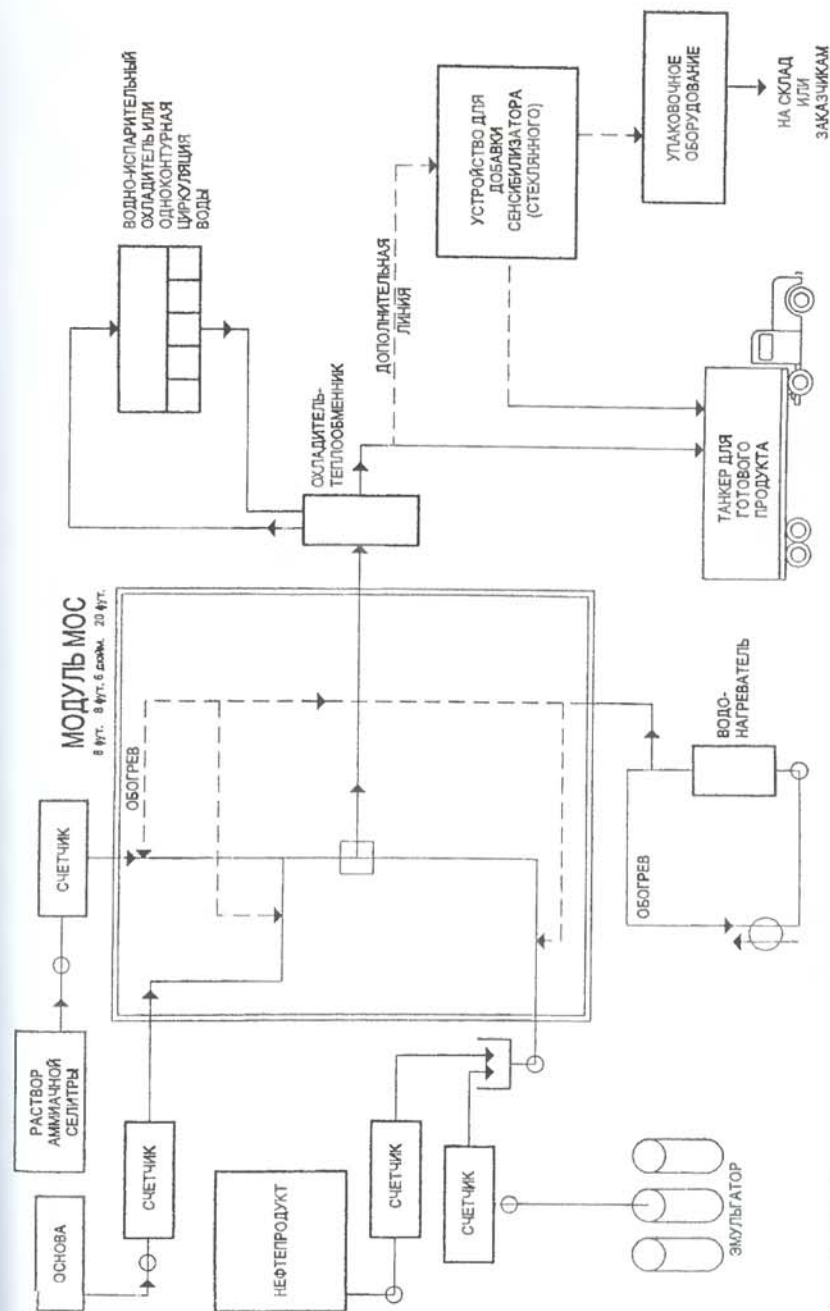
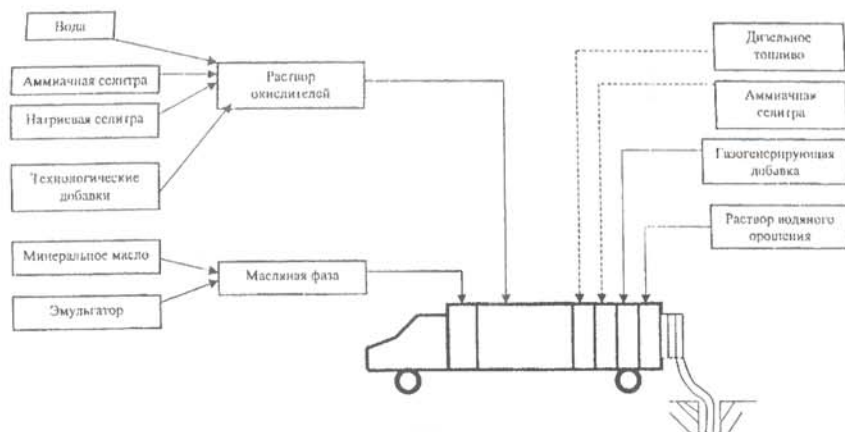


Рис. 13.17. Схема производства эмульсии по технологии RTI со стеклянными микроферами

КраЗа грузоподъемностью 8 т и МЗВ-20 на базе БелАЗа-540 грузоподъемностью 20 т. Построены опытные установки приготовления эмульсии на ОАО «Лебединский ГОК», ОАО «Ураласбест» с накопительной емкостью (рис. 13.14) и без такой (рис. 13.15), ОАО «Апатит». Эмульсии производят двух типов: готовые ВВ с вводом в нее полых стеклянных микросфер (рис. 13.16). Схема производства такой эмульсии показана на рис. 13.17. В другой тип эмульсии вводится газогенерирующая добавка (нитрит натрия). Эта эмульсия считается невзрывчатой и приобретает свойства ВВ через 40—50 мин после введения ГГД и перемешивания ее на машине в статическом смесителе перед подачей в зарядный

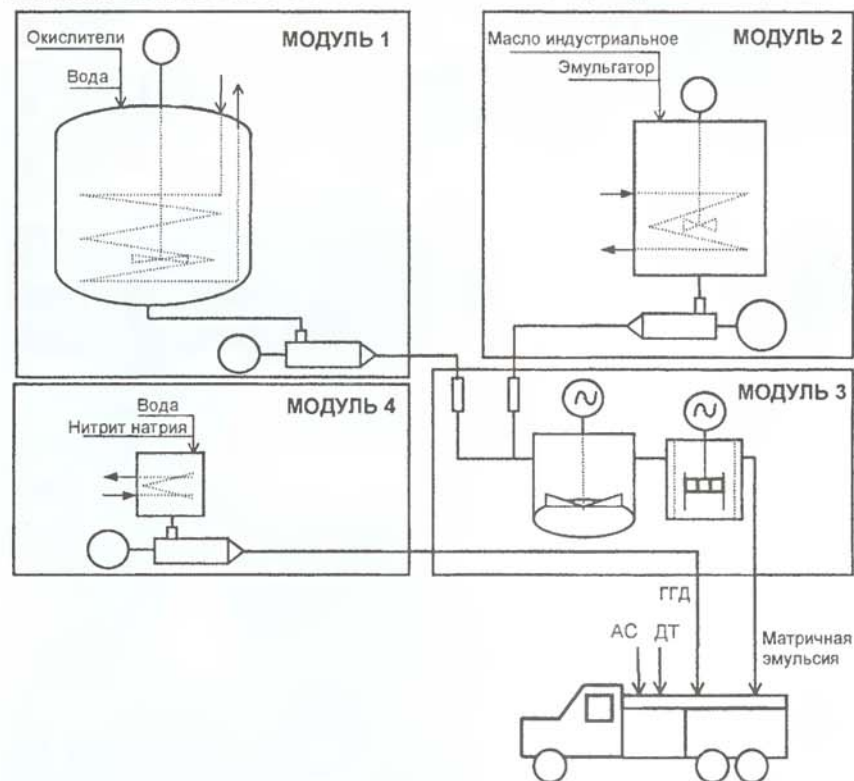


Рис. 13.18. Схема получения ЭВВ в модульном исполнении ГосНИИ «Кристалл»:

1 — модуль приготовления раствора окислителя; 2 — модуль получения эмульсии; 3 — модуль приготовления смеси горючего с эмульгатором; 4 — модуль приготовления ГГД

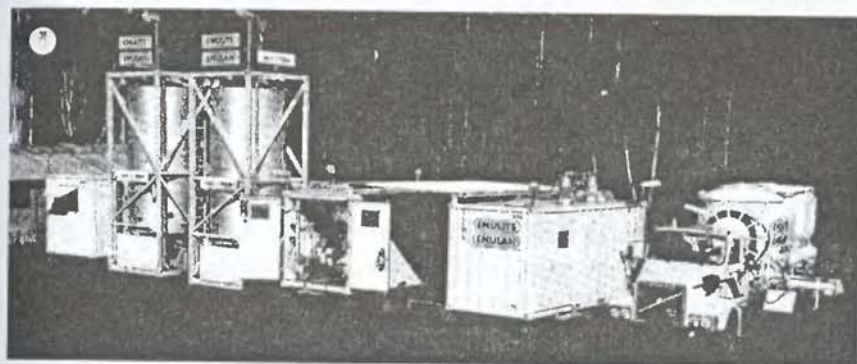
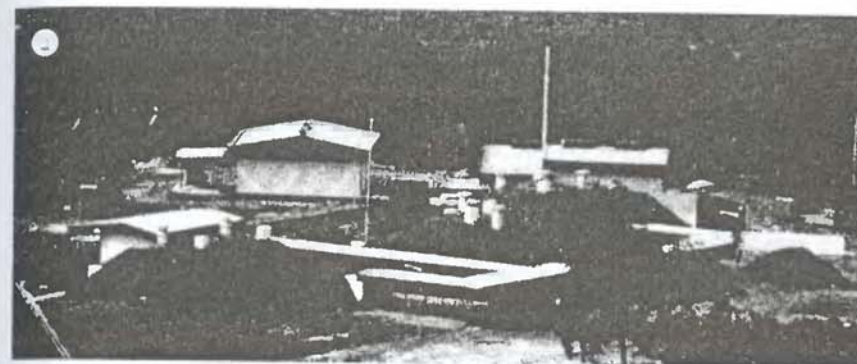


Рис. 13.19. Общий вид зарубежных заводов-пунктов по производству эмульсионных ВВ с микросферами:

а — завод-пункт обычного типа; б — завод-пункт модульного типа

шланг, опущенный в скважину. Технологическая схема приготовления эмульсионных порэммитов приведена на рис. 13.18.

Зарубежные фирмы США, Канады создают компактные модульные установки и зарядные машины-заводы для приготовления и применения эмульсионных и смесевых (эмульсия + + AN-FO) ВВ. В качестве примера на рис. 13.19 показан общий вид пункта комплекса фирмы ETI (США) для приготовления эмульсии с двумя накопителями-емкостями для эмульсии вместимостью по 60 т каждая. Приготовление эмульсии производят в модульной установке контейнерного типа (рис. 13.20). Загрузку готовой эмульсии производят в цистерну вместимостью 15 м³ (рис. 13.21) для доставки на большие расстояния (более 100 км) или машину (рис. 13.22), которая транспортирует компоненты ВВ на карьер и позволяет получать AN-FO и смесь эмульсии с

AN-FO в различных соотношениях. Фирма ETI рекомендует применять для активации эмульсии и превращения ее в ВВ стеклянные полые микросферы, которые на стационарном пункте добавляют в количестве до 2% по объему в эмульсию с помощью специального миксера (см. рис. 13.16).

Другой тип универсальной транспортно-смесительно-зарядной машины-минизавода показан на рис. 13.23, а.

Промышленные взрывы, проведенные КМ Авзрывпромом при испытаниях порэмита на карьерах Лебединского и Стойленского ГОКов, показали, что обычный порэмит годен для взрывания трещиноватых пород с коэффициентом крепости по М.М. Протодеяконову до 12, а с добавками 4 и 8% алюминиевого порошка — для пород любой крепости. Однако не было установлено, почему при опытных взрывах с большими удельными расходами порэмита средний размер куса взорванной горной массы был в 1,5—2,0 раза больше, чем при использовании штатных гранулированных ВВ. Единственным объяснением этого является плохое перемешивание газогенерирующей добавки (ГГД) в смесительном узле зарядной машины «Порэмит», в результате чего фактически дестонировала только часть активированного ГГД заряда. Проверить это предположение на практике невозможно, так как на зарядной машине нет приборов экспресс-контроля полноты перемешивания компонентов по сечению заряда.

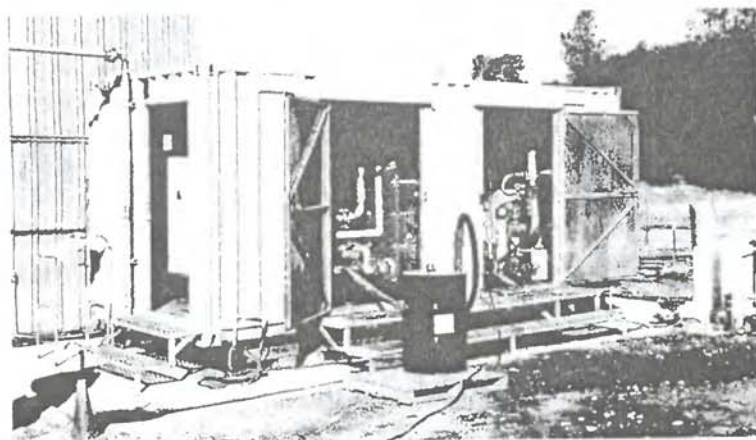


Рис. 13.20. Модульная установка для приготовления эмульсии в контейнере 6 м «земля—море» фирмы ETI (Канада—США)

Представители зарубежных фирм «Айрико» (США), «Нитро-Нобель» (Швеция) и другие считают более дешевым и достаточно надежным использовать при приготовлении порэмита минеральное масло и ГГД. В ноябре 1990 г. на опытной установке завода «Калиново» в г. Асбесте во время ее работы произошел взрыв с травмированием 84 человек, в том числе 15 с летальным исходом. В результате взрыва полностью разрушены здание пункта, все технологическое оборудование и зарядная машина МЗВ-8, стоявшая под загрузкой эмульсии. Окружающие здания других производств получили от воздействия воздушной ударной волны различную степень повреждения и не пригодны без капитального ремонта к дальнейшей эксплуатации.

Изучение акта расследования аварии показывает, что причина взрыва фактически не установлена, а высказанные версии относятся к категории маловероятных.

Обратная эмульсия представляет собой гомогенную смесь микроскопических капель горячего раствора аммиачной и натриевой селитры, окруженных тонким слоем эмульгированного топочного мазута, который содержит в своем составе (по ГОСТу) легколетучие с температурой испарения 60 °С жидкие фракции и серу. Таким образом, обратная эмульсия содержит в своем составе окислитель, горючее и компоненты, способные ее активизировать



Рис. 13.21. Общий вид автоперевозчика раствора АС (неактивированной эмульсии)



Рис. 13.22. Общий вид смесительно-зарядной машины

без нитрита натрия, применяемого в качестве газогенерирующей добавки. Кроме того, в процессе эмульгирования в получаемую эмульсию могут захватываться пузырьки воздуха. Отсюда следует, что эмульсия даже без активизации может считаться низкочувствительным взрывчатым веществом с большим критическим диаметром в отличие от горячих растворов селитр, применяемых при изготовлении ВВ типа ГЛТ.

В августе 1993 г. на карьере Лебединского ГОКа через 4 часа после окончания зарядания ГЛТ-20 в процессе первого этапа монтажа взрывной сети без установки КЗДШ-69 (РП-8) произошел преждевременный взрыв, в результате которого погибло 12 человек и несколько человек было травмировано. Выдвинутые наиболее реальные версии преждевременного взрыва следующие:

- автокаталитические реакции между пиритом и горячим раствором селитры;
- трение тротил-гексогеновой шашки ТГ-500 о стенку скважины в процессе технологии монтажа сети (опускание ее на шнуре);
- нештатное воздействие на ДШ (удар падающего камня, перебивание шнура камнем и т. д.).

Ни одну из перечисленных версий не удалось подтвердить экспериментально, а поэтому нельзя исключать террористиче-



Рис. 13.23. Транспортно-смесительно-зарядная машина-минизавод фирмы «Орика» (а); автосмеситель Tovan 1701 в процессе зарядания (б)

ский акт со стороны недовольных работников, тем более в этом случае могли быть подвергнуты самым строгим наказаниям проектировщики взрыва, работники КМ Авзрывпрома, рудоуправления и комбината ОАО «Лебединский ГОК». Работы по выявлению причин преждевременного взрыва не завершены.

Эмульсионные ВВ изготавливают в виде эмульсий типа «вода в масле». Дисперсная фаза состоит из раствора окислитель-

ных солей, взвешенных в виде микроскопических капель, окруженных непрерывной топливной фазой. Получаемая в результате эмульсия стабилизируется и предохраняется от жидкостной сепарации с помощью эмульгатора. Поскольку каждая микро-частица окислителя покрыта масляной оболочкой, эмульсия обладает отличной устойчивостью к воде, и таким образом эффективность ее функционирования в воде не зависит от упаковки. Наполнитель — как, например, мельчайшие пузырьки воздуха или стеклянные полые шарики — может затем диспергироваться по всему объему базовой эмульсионной основы, что обеспечивает контроль плотности и чувствительности. Консистенция эмульсии может варьироваться в широких пределах с тем, чтобы соответствовать широкому спектру взрывных работ — от твердой основы для патронирования до жидкой, обеспечивающей возможность закачивания в шпур.

Эмульсии обладают более высокой скоростью детонации и, следовательно, более высоким детонационным давлением по сравнению с ВВ на основе водяных гелей или ANFO в аналогичных диаметрах. Эмульсии обладают высокой степенью стабильности в широких температурных пределах. Как правило, эмульсии ЕТІ имеют срок хранения один год.

Эмульсионные ВВ обладают высокой эффективностью в основном за счет микроскопического размера их частиц. В сравнении взрывчатые материалы, имеющие гранульную структуру с варьирующимся размером частиц — такие, как, например, ANFO или водяные гели — не имеют постоянной скорости горения частиц и, таким образом, не столь эффективны. Согласно результатам независимых исследований эффективность эмульсий составляет 93% (для сравнения: эффективность самых высококачественных водяных гелей составляет всего 70%). («Сравнительный анализ различных ВВ на водной основе» — Comparison Between Different Water-Based Explosives).

Несомненно, что технология приготовления ВВ типа порэмита оказалась более опасной, чем ГЛТ, а приравняв приготовление эмульсии порэмита к взрывоопасной, надо признать, что строящиеся пункты для приготовления эмульсий на горных предприятиях — это мастерские приготовления ВВ с необходимостью изменения требований к их размещению, режиму эксплуатации и конструкции. Это в конечном счете приве-

дет к дальнейшему удорожанию строительства, их содержания и снижению уровня безопасности выполнения взрывных работ по сравнению как с заводскими ВВ, так и ВВ типа акваторов, тем более, что остался невыясненным в обеих рассмотренных катастрофах инициатор взрыва. Поэтому на данном этапе целесообразно продолжить широкое изучение свойств эмульсий.

С учетом мирового опыта создания водоустойчивых ВВ в КНР были разработаны оригинальные составы эмульсионных ВВ, аналогичных эмультам. Оригинальность этих составов в том, что при их приготовлении используют эмульгаторы («ноу-хау»), получаемые из продуктов перегонки нефти, а установка эмульгирования горячего раствора селитры имеет большую вместимость (до 1,5 т готовой эмульсии) и выполнена в виде цилиндрического бака с мешалкой пропеллерного типа из нержавеющей стали.

Газогенерирующая добавка (нитрит натрия) добавляется в установку эмульгирования. Таким образом, вместо невзрывчатой эмульсии на пункте (в установке эмульгирования) получают готовое к употреблению эмульсионное достаточно подвижное ВВ с видимыми газовыми пузырьками. ВВ фасуется порциями по 20 кг в мешки многократного использования с полиэтиленовым вкладышем и транспортируется на склад ВВ, где может храниться до трех месяцев, или непосредственно на взрываемый блок. Зарядание выполняют вручную. При этом у скважины из мешка вытряхивают полиэтиленовый вкладыш с ВВ, надрезают его и сбрасывают ВВ вместе с вкладышем в скважину на столб воды. Эмульсионное ВВ имеет плотность 1,25—1,3 г/см³, а потому тонет в воде и создает нормальный (по полученным от производителей данным) заряд. Отказов при взрывании таких скважинных зарядов не наблюдалось. На железорудном карьере Нанфынь (КНР) построен завод по производству эмульсии и аппаратов смешения горючего с газогенерирующей добавкой по патенту фирмы «Айрико» (США).

Установка приготовления эмульсии находится в отдельном здании и состоит из аппарата растворителя селитры вместимостью 12 т с добавкой загустителя («ноу-хау») и двух накопительных емкостей 40 и 60 т загущенного раствора селитры. По гибким трубопроводам раствор селитры насосом подается в цистерну вместимостью 16 т транспортно-смесительно-зарядной

машины «Айрико» (США). Снаряженная раствором селитры машина подъезжает к другим зданиям, где в отдельные емкости подаются горючее в смеси с эмульгатором, газогенерирующая добавка («ноу-хау») и горячая вода для промывки. Смешение компонентов происходит непосредственно у скважины в аппарате эмульгирования, приобретенном фирмой у шведской фирмы «Нитро-Нобель».

Таким образом, КНР применяет две разные технологии приготовления эмульсионных ВВ: получая готовое ВВ на пункте или получая готовое ВВ у скважины, не смешивая горючее и окислитель, как делается в России. Первая технология используется при больших объемах применения ВВ.

На карьере Нанфынь успешно применяют водосодержащие водоустойчивые ВВ типа «Сларри» с использованием механизированной технологии американской фирмы «Айрико». На карьере работают как американские зарядные машины этой фирмы, так и изготовленные в Китае.

Чисто эмульсионные ВВ обладают невысокими взрывчатыми характеристиками, т.к. они представляют собой жидкое ANFO с плотностью ВВ в заряде 1,2—1,25 г/см³. Потому в состав зарубежных эмультов и отечественных порэммитов вводится дисперсный алюминий в количестве 4—12%. В этом случае взрывчатые характеристики ВВ повышаются и они становятся пригодными для взрывания крепких высокоплотных пород типа железистых кварцитов. При этом стоимость ВВ существенно возрастает и затраты на отбойку становятся близки к условиям использования грануло-тола, т.е. существенно дороже, чем при использовании аквато-лов.

Поэтому в зарубежных странах вместо дорогого дисперсного алюминия в эмульты стали добавлять ANFO в количестве от 30 до 70%. По массе при этом при содержании ANFO до 40% полученное суспензионное ВВ пригодно для подачи его в скважину насосами под столб воды. При большем содержании ANFO ВВ подается в скважину шнеком с поверхности. Эти ВВ изготовлены и в России и получили название «гранэммиты». Зарубежные ВВ называют эмуланами или тяжелыми эмульсиями. Созданы специальные зарядные машины для таких смесевых ВВ. Машины имеют емкость для селитры, жидкого горючего и эмульсии. Вначале готовят ANFO в наклонном шнеке и ВВ подают в бункер, откуда шнековым податчиком-смесителем — к винто-

вым насосам. В трубу шнека подается необходимое количество эмульсии, которая из второго бункера захватывается винтовыми (героторными) насосами и подается в зарядный шланг длиной до 30 м для заряжания ВВ в скважину под столб воды. При этом газогенерирующая добавка не применяется, а активация ВВ достигается за счет применения в ANFO пористой селитры. В настоящее время на зарубежных карьерах более 80% эмульсионных ВВ используют, смешивая их с ANFO, за счет чего повышаются на 10—15% энергетические характеристики ВВ, плотность заряда и снижается стоимость применяемой смеси. Таким образом, чисто эмульсионные ВВ менее эффективны, чем суспензионные смеси, и не имеют перспектив широкого применения.

Сказанное позволяет утверждать, что водосодержащие гелеобразные ВВ при их правильном изготовлении по всем параметрам также экономичны и эффективны.

Характеристики водосодержащих гелеобразных эмульсионных ВВ приведены в табл. 13.1—13.5.

Таблица 13.1

Горячелюющие водосодержащие ВВ

Показатели	Значение показателей для различных марок		
	ГЛТ-20 ТУ 84-03-50-77	ГЛТ-20 М	ГЛТ-20ГК ТУ ГИ КФАИН-2-88
Селитра аммиачная	69,3±3,0	65,3±3,0	71,0±3,0
Вода	7,7 ± 1,0	7,7±1,0	—
Тротил или гранулолот	20,0±3,0	20,0±3,0	20,0±3,0
Карбамид (мочевина)	—	4,0±1,0	—
Кремниевый гель	—	—	9,0 ± 1,0
КМЦ или полиакриламид	3,0 ± 1,0	3,0 ± 1,0	—
Хромпик (бура)	0,015 ± 0,005 (0,09±0,003)	—	—
Теплота взрыва, кДж/кг (ккал/кг)	3678 (877)	3670 (876)	4058 (968)
Скорость детонации, км/с	4,9—5,0	4,9—5,0	4,9—5,1
Плотность, г/см ³	1,4—1,45	1,4—1,45	1,45—1,55

Таблица 13.2

Карботолы

Показатели	Значение показателей для марки карботола	
	ГЛ-ЮВ	15Т
Селитра аммиачная	57,0±3,0	67,0±3,0
Карбамид	13,0±2,0	13,0±2,0
Тротил	10,0±2,0	15,0±2,0
Порошок алюминиевый	15,0±2,0	—
КМЦ	0,8±1,5	0,8±1,5
Вода	4,0±1,0	4,0±1,0
Теплота взрыва, кДж/кг	5684	3427
Скорость детонации, км/с	4,5—5,0	4,5—4,8
Плотность, г/см ³	1,5—1,6	1,4—1,6

Таблица 13.3

Ифзаниты

Компоненты и показатели	Ифзаниты		
	Т-20	Т-60	Т-80
<i>Технический состав, % по весу</i>			
Селитра аммиачная гранулированная	40	40	40
Тротил гранулированный или чешуйчатый (чешуированный)	20	20	20
Раствор аммиачной селитры	40	40	40
Концентрация раствора, %	64	80	86
Температура раствора, °С	20	60	80
Плотность раствора, г/см ³	1,3	1,368	1,372
<i>Химический состав, % по весу</i>			
Селитра аммиачная	66	72	74
Тротил	20	20	20
Вода	14	8	6
<i>Характеристики</i>			
Кислородный баланс, %	—1,6	—0,4	0
Плотность, г/см ³	1,34—1,38	1,48—1,52	1,52—1,56
Теплота взрыва, кДж/кг	3300	3800	3900

Окончание табл. 13.3

Компоненты и показатели	Ифзаниты		
	Т-20	Т-60	Т-80
Объемная энергия взрыва, кДж/л	3300	3800	3900
Полная идеальная работа взрыва, ккал/кг*	675	760	780
Объем газов, л/кг	937	920	913
Скорость детонации, км/с	4,5—5,0	4,5—5,0	4,5—5,0
Критический диаметр, мм	100—120	100—110	90—100
Минимальный инициирующий импульс, ТНТ	40—60	30—50	30—50
* Определена как произведение полной идеальной работы на плотность ВВ.			

Таблица 13.4

Гранэмиты

Показатели	Гранэмит марки		
	И-30	И-50	И-70
1. Состав, % по массе:			
игданит (ТУ-ГП-02)	30	50	70
эмульсия	70	50	30
2. Теплота взрыва, кДж/кг (ккал/кг)	3350 (800)	3490 (835)	3630 (865)
3. Удельный объем газов, л/кг	938	950	962
4. Скорость детонации в стальных трубах диаметром 50 мм, км/с	3,8—4,5	4,5—5,0	4—4,5
5. Плотность заряжания, г/см ³	1,3—1,35	1,35	1,25
6. Объемная концентрация энергии, кДж/дм ³	4145	4630	4350
7. Кислородный баланс, %	—0,6	—0,4	—0,2
8. Водоустойчивость (за 24 часа), кг/м ²	0,8	1,25	3,5
9. Тротильный эквивалент по теплоте взрыва	0,8	0,83	0,86
10. Средства инициирования	2 шт. Т-400Г		

Эмульсионные ВВ

Характеристики	Порэмнты, Россия	Эму- литы, Швеция	Эмсит, Чехия	Кемит, Фин- ляндия	Эмульсии, Испания	Ирегель, США
1. Компонентный состав, %:						
аммиачная селитра	62	62	67	65	28—59	62
натриевая селитра	16	16	12	—	9,6—11,5	12
(кальциевая селитра)	(16)	—	—	14	4,9—3,9	—
вода	15	15	12	13	8,6—11,9	16
масло	5	5,8	2	7	6,2	6
эмульгатор	2	1,1	3	—	1,3—2,3	1
алюминий	—	до 4,5	—	8	до 4,9	—
сенсibilизатор	0,5—1,5	2,5	3	3	2—3	3
2. Консистенция, упаковка	Пластичная льющаяся		Пластичная, патроны		Пластичная льющаяся	
3. Плотность заряда, г/см ³	1,2—1,3	1,2—1,3		1,1—1,2	1,15—1,35	1,2
4. Теплота взрыва, ккал/кг	680	692—1009		680	735—1050	705
5. Скорость детонации, км/с	4,4—4,2	4,7—5,0		4,5—5,0	4,5—5,0	—
6. Критический диаметр, мм	30—40	15—50		65	—	—
7. Производительность, т/год	10000	25000		2000	25000	20000
8. Масса эмульсии в СЗМ, т	8—10	7—8		Патро- ны	7—8	—

Схема и технические данные отечественных транспортно-смесительно-зарядных машин для порэмнтов и гранэмнтов, проектированных и выпущенных в опытных образцах институтами КНИИМ и НИПИГормаш, приведены на рис. 13.24—13.28.

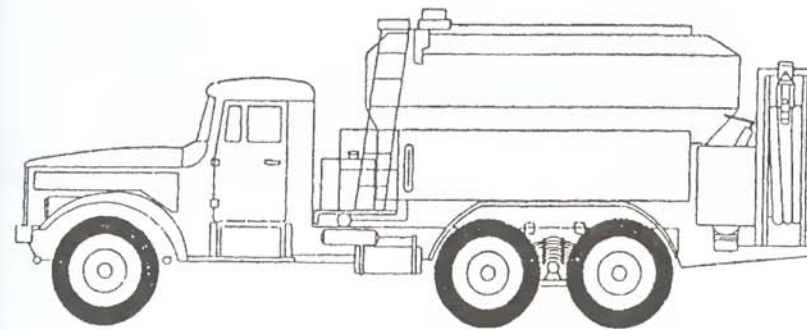


Рис. 13.24. Схема машины МЗВ-8 для приготовления и зарядки порэмнта института НИПИГормаш

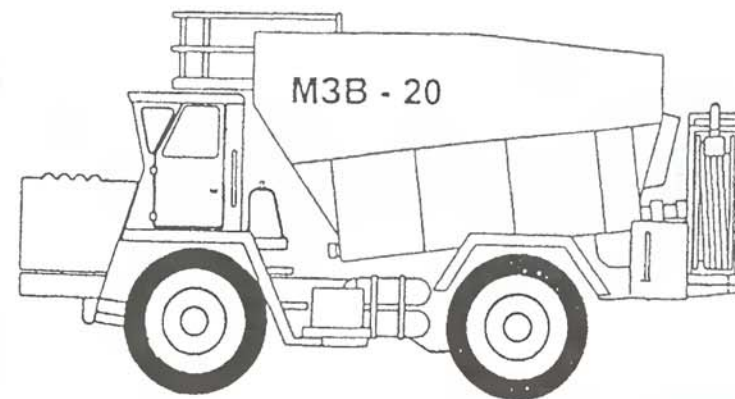


Рис. 13.25. Схема машины МЗВ-10 для приготовления и зарядки порэмнта института НИПИГормаш

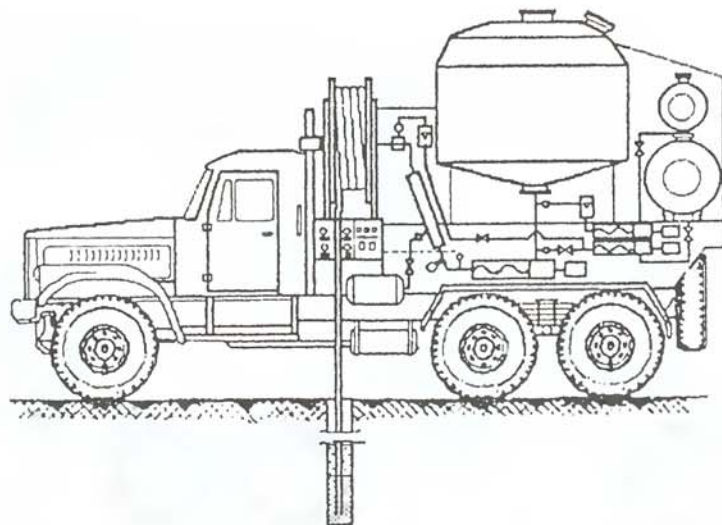


Рис. 13.26. Схема машины СЗМ-10 для приготовления и зарядки порэмита КНИИМ

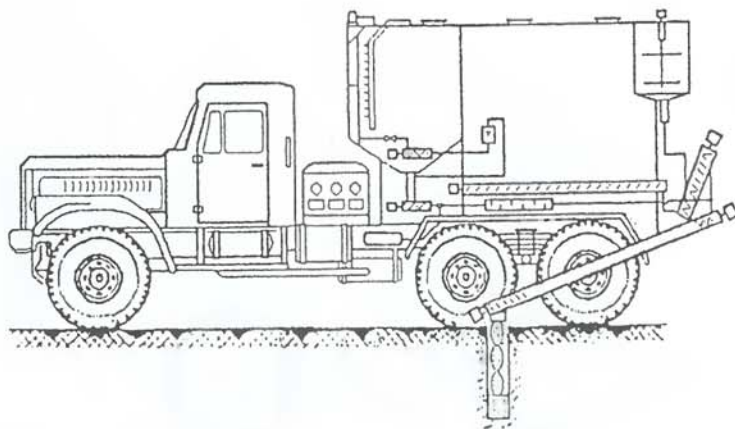


Рис. 13.27. Схема машины СЗМ-10Г для приготовления и зарядки порэмита КНИИМ

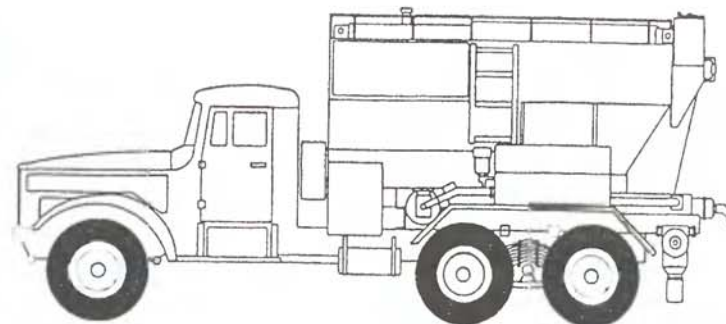


Рис. 13.28. Схема машины МЗГ-10 для приготовления и зарядки гранэмитов НИПИГормаш

13.8. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ АКВАТОЛА Т-20ГК

В России наибольшее распространение для загущения водосодержащих взрывчатых веществ получили синтетические полимеры: карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), полиакриламид (ПАА).

Применение КМЦ и ПАА в качестве загустителей в составе водосодержащих ВВ, для приготовления которых используется горячий раствор аммиачной селитры, неэффективно. При температуре 95—105 °С эти загустители подвергаются деструкции и теряют свои загущающие свойства. Поэтому при зарядании водосодержащего ВВ в скважины вследствие различия в плотностях раствора аммиачной селитры и гранулола и потери загустителем своих свойств, до кристаллизации заряда в скважине, происходит его расслоение, заряд ВВ теряет водоустойчивость.

Это приводит к снижению в 1,5—2,0 раза энергетических характеристик ВВ и увеличению в 30—50 раз количества выделяющихся ядовитых газов.

В результате изучения поведения растворенного кремнезема, переходящего в раствор при кислотной обработке нефелинсодержащего сырья, впервые в мировой практике предложено для загущения водосодержащих ВВ использовать золь кремниевой кислоты, который при определенных условиях полимеризуется в гель с образованием прочных объемных структур за счет образования силоксановых связей Si-O-Si, которые придают гелю высокие водозащитные свойства.

Кремнегель, содержащий 4% SiO_2 , превосходит по предельному напряжению сдвига гель полиакриламида с содержанием 4% ПАА в 3,3 раза.

Образцы, загущенные кремнегелем, практически в два раза более устойчивы к выщелачиванию по сравнению с образцами, загущенными гелем ПАА.

Температура начала разложения аммиачной селитры, загущенной ПАА, равняется 267°C , а температура начала разложения аммиачной селитры с кремнегелем равняется 308°C .

Таким образом, кремнегель по загущающей способности, водозащитному действию и термостабильности значительно превосходит неорганические загустители ПАА и КМЦ.

На основе неорганического загустителя — геля кремниевой кислоты разработано новое водосодержащее взрывчатое вещество — акватор Т-20ГК (табл. 13.6).

Кремнегель формирует заряд нормальной структуры с равномерно распределенным тротилом по всему объему загущен-

Таблица 13.6

Рецептура, основные взрывчатые характеристики акватора Т-20ГК

Показатели	Норма
<i>Состав</i>	
Аммиачная селитра	$71,0 \pm 3,0$
Тротил	$20,0 \pm 3,0$
Гель кремниевой кислоты	$9,0 \pm 1,0$
<i>Расчетные</i>	
Теплота взрыва, МДж/кг (ккал/кг)	4,058 (970)
Объем газообразных продуктов взрыва, л/кг	950
Кислородный баланс, %	+0,5
Концентрация энергии, МДж/дм ³ (ккал/дм ³) при плотности 1,5 г/см ³	6,087(1455)
Количество ядовитых газов на условную окись углерода, л/кг	50
<i>Экспериментальные</i>	
Плотность, г/см ³	1,45—1,55
Скорость детонации заряда в стальных оболочках $d = 100$ мм при плотности 1,5 г/см ³ , км/с	5,0

ного раствора АС. В результате этого по всей колонке заряда ВВ наблюдается устойчивая детонация.

По результатам промышленных испытаний постановлением Госпроматомнадзора СССР № 05-1-40/281 от 10.07.91 акватор Т-20ГК допущен к постоянному применению.

На АО «Апатит» (Центральный рудник) спроектирован и построен стационарный пункт приготовления акватора Т-20ГК (рис. 13.29), который включает в себя: электропогрузчик ЭПВ-1,25, кантователи аммиачной селитры и гранулотола, растаривающую установку УРВ-2, аппараты для растворения аммиачной селитры (объем 12 м³).

Технологический процесс приготовления акватора Т-20ГК состоит из следующих операций: подготовки компонентов, при-

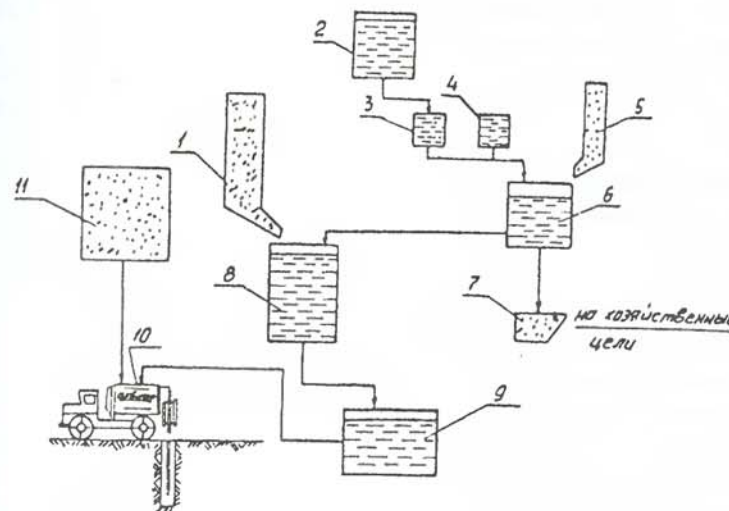


Рис. 13.29. Технологическая схема приготовления акватора Т-20ГК в условиях АО «Апатит»:

1 — бункер-накопитель аммиачной селитры; 2 — емкость для хранения кислоты; 3 — дозатор кислоты; 4 — дозатор воды; 5 — бункер-накопитель ИК (ХАФ); 6 — аппарат для приготовления кремниевого золя; 7 — бункер для складирования твердой фазы; 8 — аппарат для приготовления раствора окислителя; 9 — бак-накопитель; 10 — смесительно-зарядная машина «Акватор-IV» («Акватор-III»); 11 — бункер с гранулатором

готовления кремниевого геля, приготовления горячего раствора аммиачной селитры с загустителем, загрузки доставочно-зарядных машин и приготовления аквагола Т-20ГК.

На производство компоненты поступают в следующем виде:

- аммиачная селитра — в мешках (по 50 кг), мягких контейнерах (до 1000 кг), в ж/д вагонах;
- серная кислота в цистернах на автотранспорте;
- гранулол — в мешках (по 40 кг) в ж/д вагонах;
- нефелиновый концентрат или хвосты апатито-нефелиновой флотации в контейнерах на автотранспорте.

Подготовка компонентов (см. рис. 13.29) состоит в следующем: аммиачная селитра складывается в бункерах. Нефелиновый концентрат или хвосты апатито-нефелиновой флотации из контейнеров пересыпаются в стационарный бункер. Серная кислота из передвижных емкостей перекачивается в стационарную емкость хранения кислоты. Гранулированный тротил из ж/д вагонов перегружается в накопительную емкость 11.

Кремниевый гель (загуститель) изготавливается на обогащательной фабрике (АНОФ-2) и доставляется на пункт автомобильным транспортом в стандартных цистернах.

Приготовление раствора загустителя осуществляется в стационарном аппарате 6.

В аппарат через мерники 3, 4 заливаются расчетные количества воды и кислоты, включается переключивающее устройство и засыпается расчетное количество нефелинсодержащего сырья 5.

Смешение реагентов осуществляют в течение 10—20 мин и отстаивают в течение 15 мин. Кремниевый золь насосом подают в аппарат растворения аммиачной селитры 8.

Нерастворимый осадок из бункера перекачивается в хвостохранилища.

Расход реагентов для получения одной тонны кремниевого золя приведен в табл. 13.7.

Приготовление горячего раствора аммиачной селитры с загустителем производят в обычных аппаратах растворения. В змеевики аппарата подается пар и включается мешалка, затем в аппарат порциями из бункера 8 подается аммиачная селитра. После загрузки каждые 1,5—2 т селитры температура раствора доводится до 80—95 °С. Полнота растворения аммиачной селитры контролируется визуально. Заданный объем готового окис-

Таблица 13.7

Расход реагентов для получения 1 т кремниевого золя

Показатели	Норма, кг
Вода	753,8
Нефелиновый концентрат	128,4
Серная кислота	117,8

лителя определяется по уровню раствора в аппарате при помощи мерной линейки. Плотность раствора замеряется денсиметром при температуре 95 °С. Общее время приготовления раствора окислителя до 1 ч. Готовый раствор окислителя перекачивается в бак-накопитель 9. Допустимое время хранения готового раствора окислителя 48 ч при температуре 80—90 °С.

Загрузка емкости 10 транспортно-смесительно-зарядных машин на пункте производится раствором окислителя из бака-накопителя, затем в машину из бункера загружается тротил и машина следует на взрываемый блок, где производится зарядка скважин. Производительность пункта — 80 т/смену. Пункт обслуживают пять человек.

В период с 1989 по 1996 гг. для отбойки обводненных руд и пород на ОАО «Олкон» приготовлено более 70 тыс. т аквагола Т-20ГК с применением кремниевого золя на основе нефелинсо-державшего сырья.

Опыт отбойки сульфидных руд (серно-колчеданная, медная сульфидная, медно-цинковая сульфидная) показал, что при определенных условиях в скважинах возникает самопроизвольная химическая реакция между аммиачной селитрой, входящей в состав простейших и водосодержащих ВВ, и рудами с выделением тепла. Это может послужить причиной преждевременной детонации зарядов и привести к тяжелым несчастным случаям.

Безопасность применения водосодержащих ВВ в железных рудах может быть повышена путем введения в состав взрывчатых смесей соды, мела, карбоната кальция, карбамида и других ингибиторов. Наиболее эффективным ингибитором реакции взаимодействия раствора аммиачной селитры с пиритом является карбамид. Однако введение в раствор аммиачной селитры карбамида приводит к ухудшению взрывчатых характеристик акваголов:

- карбамид образует с аммиачной селитрой низкоплавкие комплексы, в результате чего резко снижается вязкость раствора окислителя и температура его кристаллизации. Поэтому при зарядании акватола с добавкой карбамида вследствие различия в плотностях гранулолола и раствора окислителя, а также понижения его вязкости и температуры кристаллизации до кристаллизации заряда в скважине происходит его расслоение;
- повышается опасность обращения с раствором окислителя, так как аммиачная селитра с карбамидом представляет собой взрывчатую смесь.

Для отбойки железных руд, содержащих примеси сульфидов, разработана модификация акватола Т-20ГК, в котором в качестве загустителя применяется кремниевый золь, получаемый из жидкого стекла. Применение жидкого стекла позволяет регулировать значение водородного показателя раствора окислителя и исключить реакцию взаимодействия пирита и аммиачной селитры.

Анализ результатов массовых взрывов на ОАО «Олкон» с применением модифицированного акватола Т-20ГК в сульфидосодержащих рудах показал, что в скважинах не наблюдается реакций взаимодействия между пиритовым шламом и раствором аммиачной селитры.

На ОАО «Олкон» спроектирован и построен стационарный пункт изготовления акватола Т-20ГК для отбойки железных руд и пород, содержащих примеси сульфидов. Пункт включает следующее оборудование: бункер-дозатор аммиачной селитры (8,6 т), емкость для жидкого стекла (объем 5 м³), емкость для серной кислоты (объем 4 м³), аппарат для растворения аммиачной селитры (объем 12 м³).

Аммиачная селитра транспортируется из ж/д вагонов автотранспортом на пункт приготовления акватола и складывается в бункерах (см. рис.13.29).

Жидкое стекло из ж/д цистерн перекачивается в контейнеры и транспортируется на пункт приготовления акватола, где перекачивается в накопительную емкость 2.

Серная кислота из цистерн перекачивается в накопительную емкость 5.

Гранулированный тротил на складе ВВ перегружается в зарядную машину МЗ-3 или подобную.

Приготовление раствора загустителя осуществляется в аппарате растворения селитры 8. Сначала в аппарат через мерник 4 заливается необходимое количество воды, а затем в аппарат растворения селитры через мерник 6 заливается серная кислота.

После этого через мерник 3 при непрерывном перемешивании воды и кислоты в течение 5—10 мин заливается жидкое стекло. Расходные нормы реагентов для получения одной тонны кремниевого золя приведены в табл. 13.8.

Таблица 13.8

Расход реагентов для получения 1 т кремниевого золя

Показатели	Норма, кг
Вода	781,05
Жидкое стекло	193,05
Серная кислота	25,9

После завершения приготовления золя в теплообменник аппарата растворения подается пар для нагревания раствора золя до температуры 75—80 °С, а затем из бункера 1 порциями 1,5—2,0 т подается аммиачная селитра. Следующая порция селитры подается при достижении температуры раствора 80—95 °С. После растворения всей аммиачной селитры с помощью жидкого стекла производится корректировка рН раствора до величины 5,2±0,4. Общее время приготовления раствора окислителя 1 ч 20 мин. Горячий раствор аммиачной селитры перекачивается в бак-накопитель 9. Время хранения готового раствора окислителя 48 ч при температуре 80—90 °С.

Загрузка емкости 10 зарядной машины производится из аппарата растворения 8 или из бака-накопителя 9 центробежными насосами. После загрузки окислителя машина «Акватор» следует к месту загрузки гранулолола. Из зарядной машины гранулолол подается в машину «Акватор». Одновременно с подачей гранулолола включается перемешивающее устройство. Общее время перемешивания составляет 30 мин. После приготовления акватола Т-20ГК он с помощью насоса заряжается в скважины.

Производительность стационарного пункта — 80 т/смену. Пункт обслуживает 4 человека.

В период с 1989 по 1996 гг. для отбойки железных руд с примесями сульфидов приготовлено более 70 тыс. т акватола Т-20ГК с применением кремниевого золя на основе жидкого стекла.

Технико-экономические показатели применения акватола Т-20ГК приведены в табл. 13.9.

Таблица 13.9

Технико-экономические показатели применения акватола Т-20ГК
(в ценах 2002 г.)

Показатели	Тип взрывчатого вещества	
	тротил	акватола Т-20ГК
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,86	1,21
Затраты на бурение, тыс. руб/м ³	1,85	1,55
Затраты на взрывание, тыс. руб/м ³	5,66	2,50
Суммарные затраты, тыс. руб/м ³	7,51	4,05
Экономия, тыс. руб/м ³	—	3,46

МЕТОДЫ МЕХАНИЗИРОВАННОГО ЗАРЯЖАНИЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН В ПОДЗЕМНЫХ УСЛОВИЯХ

14.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ЗАРЯДНЫХ УСТРОЙСТВ

В соответствии с требованиями стандартов на зарядные машины и практикой использования зарядных устройств по показателям назначения можно выделить четыре основные группы средств, механизмирующих процессы заряжания и доставки ВВ в подземных условиях, а также подгруппу самоходных зарядных машин:

I группа — зарядчики для шпуров диаметром 32—46 мм, длиной до 2 м и расходом ВВ на взрыв до 50 кг в выработках с высотой забоя 2 м при максимальной вместимости шпура 5 кг.

II группа — зарядчики для шпуров и скважин диаметром 32—65 мм, длиной 5 м, расходом ВВ на один взрыв до 80 кг и максимальной вместимостью шпура или скважины не более 40 кг.

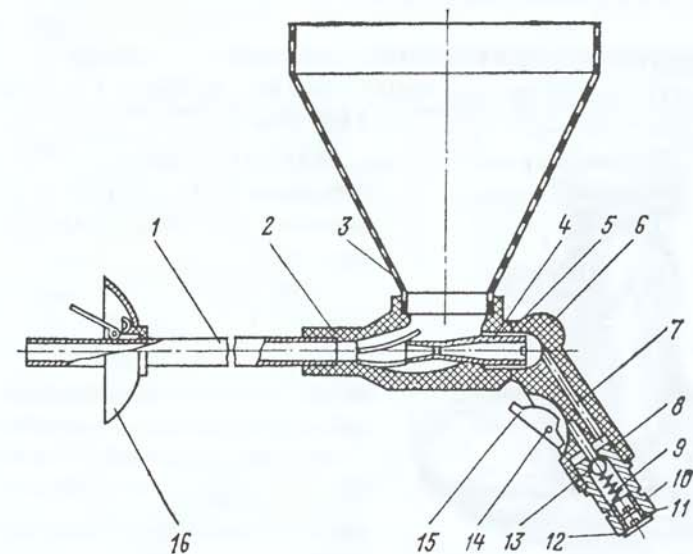


Рис. 14.1. Зарядчик «Курама»

III группа — зарядные устройства и машины для скважин диаметром 56—125 мм, глубиной до 50 м и со сменной производительностью до 4000 кг при максимальной вместимости скважин до 120—150 кг.

IV группа — зарядные устройства и машины для скважин диаметром до 200 мм, для массовых взрывов со сменной производительностью более 4000 кг при максимальной вместимости скважин до 400 кг.

Зарядно-доставочные самоходные машины предназначены для доставки ВВ в забой и заряжания шпуров в выработках площадью сечения более 16 м² при высоте забоя 35 м и более и объеме заряжания шпуров до 1000—1200 кг/смену, а также скважин любого направления диаметром 56—200 мм.

Этим показателям назначения соответствует типоразмерный ряд зарядных машин, разработанных ВНИИцветметом, в который входят: эжекторные зарядчики типа «Курама» (рис. 14.1), ЗЭП-Г и ЗЭП-В, которые относятся к I группе и выпускаются опытным заводом ВНИИцветмет.

14.2. ЗАРЯДЧИКИ ДЛЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН ГРАНУЛИРОВАННЫМИ ВВ

Нагнетательно-эжекторный зарядчик для шпуров и скважин малого диаметра «Катунь» показан на рис. 14.2 (зарядчик II группы).

Зарядная машина «Ульба-100» (зарядчик III группы) предназначена для заряжания скважин (рис. 14.3).

Зарядная машина «Ульба-400» (рис. 14.4) — машина IV группы и ее самоходный вариант «Ульба-400С». Все машины серийно выпускаются Востокмашзаводом (г. Усть-Каменогорск). Технические характеристики типоразмерного ряда зарядных устройств «Катунь» и «Ульба» приведены в табл. 14.1.



Рис. 14.2. Нагнетательно-эжекторный зарядчик «Катунь»

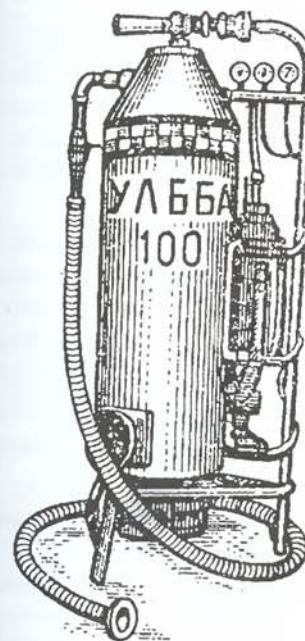


Рис. 14.3. Зарядная машина «Ульба-100»

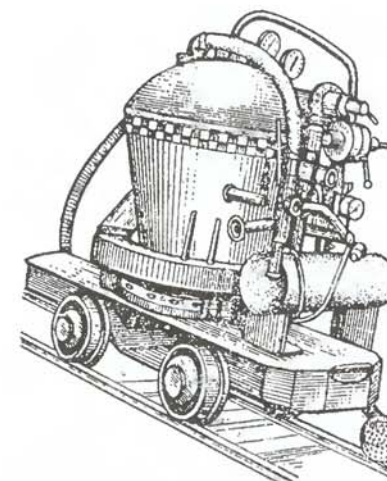


Рис. 14.4. Зарядная машина «Ульба-400»

Таблица 14.1

Техническая характеристика зарядных устройств «Катунь» и «Ульба»

Тип зарядчика	«Катунь»	«Ульба-100»	«Ульба-400», «Ульба-400С»
Техническая производительность, кг/с	0,17—0,42	0,17—1,7	0,17—2,00
Диаметр заряжаемых шпуров, скважин, мм	36—70	56—125	70—250
Угол наклона заряжаемых шпуров, скважин, градус	0—360	0—360	0—360
Длина пневмодоставки ВВ, м	60	≤300	≤300
Внутренний диаметр зарядного трубопровода, мм	20; 25	25; 32; 40	25; 32; 40
Расход сжатого воздуха, л/с	≤50	≤130	≤170
Расход воды, л/с	0,025	≤0,1	≤0,7
Вместимость нагнетательной камеры, л	50	150	400

Окончание табл. 14.1

Тип зарядчика	«Катунь»	«Ульба-100»	«Ульба-400», «Ульба-400С»
Вместимость бака для воды, л	2	4,7	25
Рабочее давление в нагнетательной камере, МПа	≤0,8	≤0,8	0,2—0,7
Производительность загрузки, кг/с	—	—	2,0
Масса, кг, не более	26	65	710
Основные размеры, мм:			
длина	580	800	2000
ширина	440	660	1100
высота	960	1400	1700

Вариант машины «Ульба-400С» отличается тем, что собственное зарядное устройство «Ульба-400» установлено на самоходное шасси. На шасси также установлены гидрофицированная площадка и резервный бункер для ВВ вместимостью 0,9 т.

Стабилизация расхода в этих машинах обеспечивается с помощью регулятора расхода воздуха прямого действия.

Расход жидкой добавки стабилизируется за счет параллельного включения питателя для жидкости с нагнетателем для ВВ.

Функция защиты от закупорки зарядного трубопровода решена за счет применения автоматической блокировки, которая при выходе на критический режим работы системы зарядания ограничивает подачу ВВ и жидкости в трубопровод.

Контроль состояния системы зарядания осуществляется с помощью манометров, установленных на входе машины и на нагнетательной камере. Показания этих манометров характеризуют сопротивление транспортной магистрали и соответственно возможности машины по производительности.

Пневмовакuumная загрузка осуществляется с помощью эжектора, установленного на верхней части нагнетательной камеры, крана и рукава с наконечником, который стыкуется с лубыми доставочными емкостями. Все машины комплектуются специальными насадками «Факел» трех типоразмеров (36, 60 и 100 мм).

Машины создают возможности для автоматизации процесса формирования заряда в скважине посредством использования насадки-автомата.

Зарядчик «Курама» (см. рис. 14.1) предназначен для зарядания горизонтальных и наклонных шпуров диаметром 36—46 мм, глубиной до 5 м. Зарядание производится гранулированными ВВ (АС-8, АС-4, С-2М, игданитом) в проходческих и очистных выработках подземных рудников, не опасных по газу и пыли.

Зарядчик представляет собой пневматический аппарат эжекторного действия. Он состоит из зарядной трубки 1, корпуса эжектора 2 с эжекторной камерой, снабженной винтовыми направляющими и диффузором, бункера 3 для ВВ, сопла 4 эжектора, стопорной шайбы 5, рукоятки 6, иглы 7, штуцера с клапаном 8, который представляет собой шарик 13 с пружиной 9, и рычага управления клапана 15, закрепленного в рукоятке на оси 14, с помощью которого осуществляется подача воздуха и его отключение.

Для регулировки натяжения пружины 9 клапана предназначена специальная гайка 10. Сетчатый фильтр 11, предохраняющий воздушные каналы от засорения, закрепляется в штуцере гайкой 12. При нажатии на рычаг 15 игла 7 отводит шарик 13 и сжатый воздух из магистральной сети поступает через сетчатый фильтр 11 по трем параллельным каналам в сопло 4, из которого с большой скоростью истекает в зарядную трубку 1, создавая при этом большое разрежение в диффузорной камере. За счет создаваемого разрежения ВВ поступает из бункера 3 в диффузорную камеру, где подхватывается струей воздуха, истекающего из сопла, и с большой скоростью подается в шпур.

Для уменьшения пылевыведения в устье шпура устанавливается отражатель-улавливатель пыли 16, состоящий из пружины, кольца и экрана. Пылеподавление может также выполняться путем введения в эжектируемый поток специальных смачивающих добавок или воды через специальное устройство, которое помимо этого обеспечивает водонаполнение рассыпных ВВ в процессе их зарядания.

Зарядчик «Курама» прост по конструкции, надежен в работе, обеспечивает безотказные условия детонации зарядов металлизированных гранулитов в шпурах диаметром 36—40 мм. Зарядчик, оборудованный гибкой зарядной трубкой, становится по существу универсальным и позволяет заряжать шпуры любого направления (однако не исключается пыление при работе), обеспечивает плотность зарядания 1,12—1,18 г/см³.

Эжекторные зарядчики целесообразно применять при большом числе шпуров в подготовительных забоях. Зарядчик обслуживает один взрывник. Масса зарядчика в снаряженном виде составляет 10,5 кг. Учитывая увеличение объема применения глубоких шпуров, применение этих зарядчиков уменьшается.

Зарядчик ЗНП-5 («Вахш-5») изготовлен опытным заводом ВНИИцветмета и предназначен для заряжания гранулированных ВВ в шпур и скважины диаметром до 105 мм, глубиной до 30 м и углом наклона 50° в выработках, не опасных по газу и пыли.

Зарядчик (рис. 14.5) состоит из емкости 4, воронки 6 с конусным затвором 7, вентиля нагнетателя 3, вентиля эжектора 1, воздушного сопла 8, регулятора давления 9, пускового крана 2, крана для сброса давления 5, патрубка 10 для подачи ВВ в зарядный шланг 11.

Гранулированное ВВ засыпается в емкость 4, зарядный шланг 11 устанавливается в скважину, открываются краны 3 и 1, и под действием потока воздуха начинается зарядка ВВ.

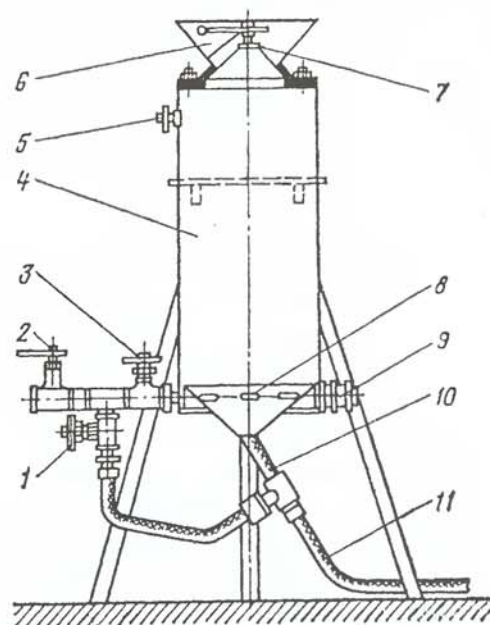


Рис. 14.5. Зарядчик нагнетательный ЗНП-5 («Вахш-5»)

Некоторые технические данные зарядчиков

Тип	ЗП-2	ЗП-5	ЗП-12	ЗП-25
Вместимость, л:				
приемной воронки	40	40	40	40
дозировочной камеры	2	5	12	25
дозатора жидких компонентов	0,2	0,34	0,34	1,25
Степень уплотнения ВВ при зарядании, %	125	133	133	133
Высота зарядчика, мм	850	900	1250	1250

Открыванием крана 1 обеспечивается дополнительный подвод сжатого воздуха в нагнетательную трубу для эжекции и тем самым увеличивается производительность зарядания и дальность транспортирования ВВ.

Зарядчики этого типа обслуживают два взрывника. Зарядчики имеют малую эффективность регулирования подачи сжатого воздуха и ВВ, что обуславливает образование пробок, неравномерность плотности зарядания по длине заряда, а также значительное пыление.

Для зарядания шпуров и скважин любого направления гранулированными ВВ в различных горно-технических условиях могут быть использованы порционные, нагнетательные зарядчики, с питателем камерного типа. Широко применяются четыре модели порционных зарядчиков в полиэтиленовом исполнении ЗП-2, ЗП-5, ЗП-12 и ЗП-25 (табл. 14.2).

Для снижения просыпей из скважины, пылеобразования, а также для приготовления игданита и увлажнения ВВ в процессе зарядания зарядчики снабжены дозатором жидких компонентов, который позволяет регулировать количество подаваемой жидкости от 2 до 6%.

Зарядчик ЗП-2 (рис. 14.6) состоит из пневмоцилиндра 8, стойки 5, приемного бункера 10 с предохранительной сеткой 11, поршня 9, штока 6 и пружины 12, запорного конуса 4, гайки-разделителя 3, регулировочного цилиндра 2, дозирующей камеры 1, контргайки 20, загрузочного окна 17, золотниковых отверстий 7, гайки 15, трубопровода 21, регулировочного цилиндра с конусным переходом 19, треноги 22, воздушного шланга 14, кра-

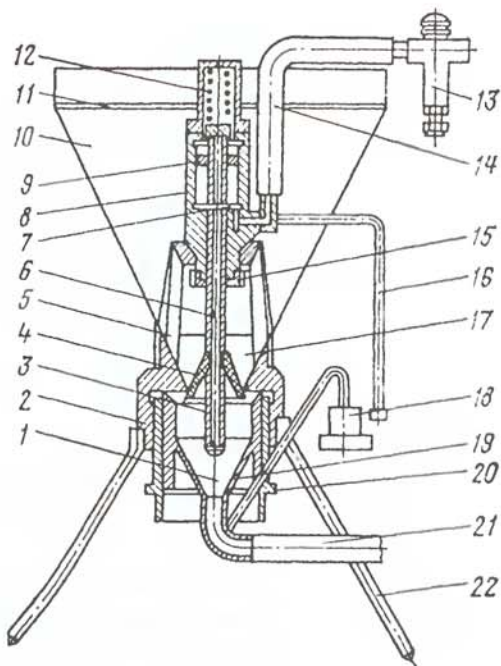


Рис. 14.6. Зарядчик ЗП-2

на управления 13, дозатора жидких компонентов 18, шланга 16 и форсунки для жидкого компонента.

ВВ загружается в бункер и через загрузочное окно заполняет дозирующую камеру 1. Сжатый воздух, поступая в пневмоцилиндр 8, действует на поршень 9, который, перемещаясь вверх со штоком 6, сжимает пружину 12. Когда поршень занимает верхнее положение, запорный конус 4 перекрывает загрузочное окно 17, а сжатый воздух через полый шток 6 поступает в дозирующую камеру 1 и транспортирует ВВ по трубопроводу 21 в скважину.

После включения крана управления 13 сжатый воздух одновременно поступает по шлангу 16 в камеру дозатора жидких компонентов 18, и порция жидкости вырывается через форсунку в зарядный трубопровод с ВВ. Вместимость дозирующей камеры может изменяться от 0,7 до 2 кг путем передвигания регулировочного поддона.

Порционные зарядчики ЗП-5 (рис. 14.7), ЗП-12 и ЗП-25 аналогичны и различаются между собой вместимостью дозирующей

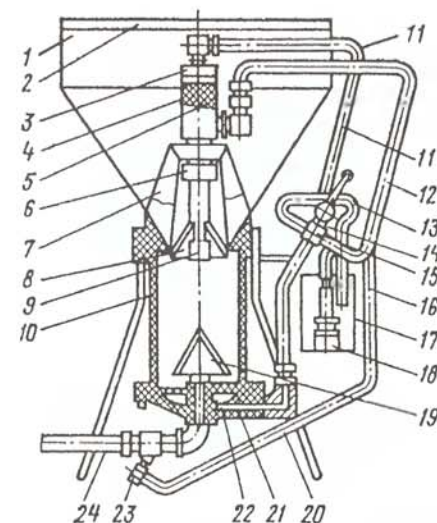


Рис. 14.7. Зарядчик ЗП-5:

1 — бункер; 2 — сетка предохранительная; 3 — пневмоцилиндр; 4 — поршень; 5 — шток; 6, 9 — гайки; 7 — стойка; 8 — клапан запорный; 10 — камера дозирующая; 11, 12, 13, 20, 16 — шланги; 14 — кран; 15 — переходник; 17 — емкость; 18 — дозатор жидких компонентов; 19 — конус предохранительно-дозировочный; 21 — пластина аэрационная; 22 — патрубок; 23 — форсунка; 24 — шланг зарядный

камеры. Зарядчики состоят из приемного бункера с предохранительной сеткой, пневмоцилиндра с поршнем и штоком, запорного клапана, дозирующей камеры, поддона с патрубком, аэрационной пластины, конуса предохранительного дозирующего, конуса-рассекателя, дозатора жидких компонентов, подставки и трубопроводов.

ВВ загружается в бункер и при открытом клапане через загрузочное окно заполняет дозирующую камеру. Сжатый воздух после включения крана запорным клапаном перекрывает загрузочное окно и герметизирует камеру.

Гранулированные ВВ из дозирующей камеры проходят через щель, образованную стенками камеры и нижними кромками конуса, на аэрационную пластину, аэрируются и затем поступают в патрубок и далее по трубопроводу — в скважину.

Равномерная подача ВВ в транспортный трубопровод при зарядании зарядчиками ЗП-5, ЗП-12, ЗП-25 достигается благо-

даря конусу над аэрационной пластиной. Производительность зарядчика при различном составе ВВ, его влажности и размерах гранул регулируется величиной зазоров.

Характер транспортирования потока (смесь воздуха и гранулированного материала) определяется расходом сжатого воздуха, поступающего в подаэрационную полость, и регулируется положением дроссельной иглы относительно входного отверстия переходника.

Перед началом заряжания необходимо установить требуемую дозу жидкости, подаваемую дозатором жидких компонентов.

Перед выдачей оператору зарядного механизма выполняют наружный осмотр. При отсутствии механических повреждений зарядчик подключают к сети сжатого воздуха и проверяют исправность узлов работой вхолостую.

Для заряжания шпуров и скважин зарядчик ЗП устанавливается в забое на ровной площадке и обслуживается одним-двумя рабочими. Заряжание производится в следующей последовательности. Сначала регулируют подачу воздуха и жидкости, затем зарядчик подключают к воздушной магистрали и проверяют его работу без ВВ, заливают жидкость в емкость для жидких компонентов и загружают ВВ в бункер.

Для заряжания скважин зарядный трубопровод с центрирующей насадкой вводят в скважину до упора в ее дно, а затем отводят его на 0,6—0,8 м. При заряжании шпуров зарядный трубопровод вводят в шпур до упора и отводят его на 0,3—0,4 м. После этого поворачивают рукоятку крана для подачи воздуха в нижнюю, штоковую полость пневмоцилиндра и по мере заполнения скважины взрывчатым веществом отводят центрирующую насадку, сохраняя расстояние 0,6—0,8 м между ее концом и заряженной частью скважины, что определяется минимальным выносом ВВ. После того как из центрирующей насадки пойдет чистый воздух без ВВ, поворачивают рукоятку крана в нейтральное положение и дают выдержку в течение нескольких секунд (3—5 с для ЗП-12 и ЗП-25; 5 с для ЗП-2 и ЗП-5).

После окончания работ зарядчик продувается сжатым воздухом и промывается водой. Оставшуюся воду или раствор аммиачной селитры выливают, а дизельное топливо сливают в специальную емкость.

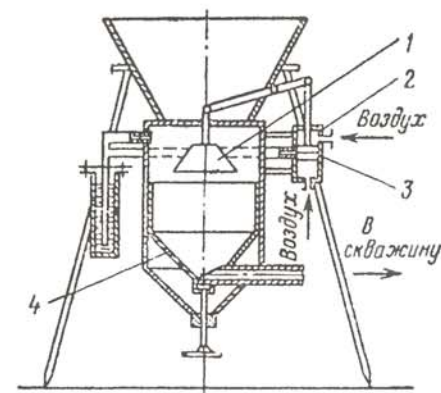


Рис. 14.8. Пневмозарядчик ЗМК-1

Порционные зарядчики типа ЗП широко применяются на Ачисайском, Иртышском и Джезказганском горно-металлургическом комбинатах, рудниках Кривбасса и других предприятиях страны. Применение этих зарядчиков облегчает труд работающих с ВВ, в 2—4 раза повышает производительность труда взрывников, позволяет увеличить сетку шпуров и скважин за счет увеличения плотности заряжания, а также в 1,5 раза снизить затраты на производство взрывов. Для отвода запыленного воздуха, истекающего из устья заряжаемой скважины, и очистки его в пылесосах применяется специальное устройство.

При заряжании отработанный воздух вместе с пылью и пылью ВВ по пылеотводящему патрубку и рукаву направляется в пылеотделитель, где происходит его очистка.

В заряднике ЗМК-1 (рис. 14.8) клапан 1 связан с поршнем 3, расположенным в пневмоцилиндре 2; после заполнения дозирующей камеры 4 происходит аэрирование ВВ, и оно по шлангу подается в скважину.

Для обеспечения безотказной детонации гранулированных ВВ в шпуровых зарядах необходимо соблюдение ряда условий при их формировании зарядными устройствами.

Для нормального протекания процесса укладки гранулированного ВВ в шпуре конец зарядной трубки должен находиться от движущегося «забоя» на одном и том же оптимальном расстоянии. При этом оси шпура и зарядной трубки должны совпадать. Для соблюдения этого условия заряжающий, установив в

Таблица 14.3

Техническая характеристика зарядчиков для шпуров

Тип зарядчика	ЗЭП-Г типа «Курама»	ЗП-2	ЗМК-1
Техническая производительность, кг/с	0,2	0,6	0,5
Диаметр шпуров, мм	36—46	36—46	36—46
Глубина шпуров (скважин), м	<3	<5	<50
Плотность заряжания, кг/дм ³	<1,1	<1,1	<1,1
Вместимость, кг	7	40	35
Масса без шлангов, кг	2,2	15	35

начальный момент конец зарядной трубки от боевика или забоя на оптимальном расстоянии, по мере подвигания «забоя» заряда должен отодвигать и трубку с зарядчиком до завершения цикла заряжания за один прием. Для шпуров диаметром 40 мм это условие соблюдается при технической производительности зарядчика не более 0,2 кг/с (12—15 кг/мин).

При большей производительности заряжания (табл. 14.3), например, нагнетательных порционных зарядчиков (ЗП-2, ЗМК-1 и др.) шпуры заряжают практически при неподвижной зарядной трубке. При этом расстояние от ее конца до заряда по мере заряжания меняется от максимального до минимально допустимого по выносу частиц ВВ из шпура. Естественно, в этом случае плотность ВВ в заряде непостоянна и уменьшается от устья шпура к забою. Этим обстоятельством, а также большими потерями скорости частиц ВВ в трубопроводе вследствие высокой весовой концентрации смеси, достигающей у порционных зарядчиков в момент подачи порции в шпур до 30—40 кг/мин, объясняются относительно низкие (1,03—1,07 г/см³) средние показатели по плотности заряжания и ее изменения в каждой порции ВВ, доставленной в забой, от насыпной плотности до 1,2 г/см³.

В связи с изложенным получившие широкое распространение при шпуровой отбойке порционные зарядчики ЗП-2 и ЗМК-1 серийного производства будут заменены на более совершенные.

В соответствии с принятыми решениями Межведомственного совета по взрывному делу в качестве основы при создании перспективного типажа зарядных машин для подземных рудни-

ков признано целесообразным иметь ряд зарядных машин и устройств, предусматривающий пять типоразмеров: ЗШ-10, ЗШ-40, ЗШ-120, ЗШ-400, ЗШ-1200. Признаком, определяющим, к какому типоразмеру отнести ту или иную зарядную машину для подземных работ, является масса максимального заряда ВВ, формирование которого в шпуре или скважине она обеспечивает при непрерывном процессе заряжания. Зарядные машины и устройства должны обеспечивать:

- формирование заряда ВВ в шпуре или скважине за один прием;
- регулирование и поддержание в заданных пределах концентрации смеси воздух — ВВ и скорости ее движения, а следовательно, и технической производительности;
- заряжание скважин диаметром 70—250 мм любого направления при длине зарядного шланга до 300 м;
- контроль за качеством укладки в скважине и количеством заряжаемого ВВ;
- дозированный ввод заданного количества жидких добавок в ВВ в процессе заряжания;
- равномерную укладку ВВ в шпуре с заданной плотностью по всей его длине;
- измельчение гранул до такой степени, чтобы обеспечить в заряде из грубодисперсных гранулированных ВВ постоянство механической смеси заданной дисперсности.

14.3. ЗАРЯДНО-ДОСТАВОЧНАЯ УСТАНОВКА ЗДУ-50

Зарядно-доставочная установка ЗДУ-50 (рис. 14.9) нагнетательного типа предназначена для пневматического транспортирования гранулированных ВВ по трубопроводам с откаточных выработок на поэтажные при заряжании камер и (полного веса) скважин в шахтах, не опасных по газу и пыли. Плотность заряжания скважин составляет 1,1—1,15 г/см³. Установка прошла промышленные испытания на Джезказганском горно-металлургическом комбинате и допущена к постоянному применению.

Установка ЗДУ-50 состоит из шасси рудничной вагонетки 14, бункера 4, загрузочной воронки 7, аэрационной перегородки 15 и системы трубопроводов. Бункер зарядной установки изготовлен из нержавеющей стали. В верхней части бункер соединен

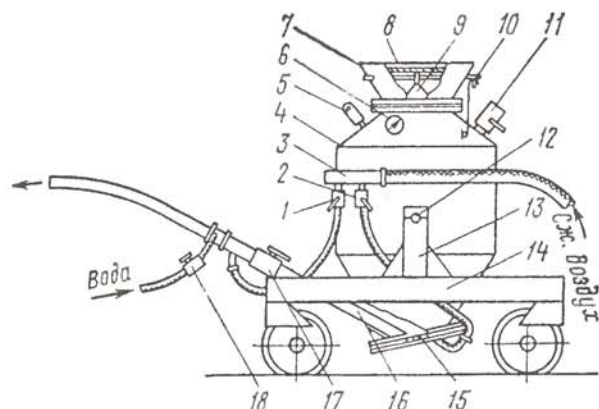


Рис. 14.9. Зарядно-доставочная установка ЗДУ-50

с загрузочной воронкой 7, оборудованной предохранительной сеткой 8. Герметизация бункера обеспечивается запорным конусом 9 с помощью рычага 10. В нижней части бункера размещается перегородка 15, нагнетательный патрубок 16 и кран-отсекатель 17.

На бункере смонтированы коллектор 3 с краном 2 питания бункера и краном продувки 1, клапан предельного давления 11, манометр 6 и кран предельного давления 5. Бункер устанавливается на шасси вагонетки на стойке 13 с помощью цапф 12.

Для увлажнения ВВ в процессе заряжения установка оборудована приспособлением для подачи воды 18.

Принцип работы установки ЗДУ-50 следующий. В бункер зарядной машины сжатый воздух поступает по шлангу, коллектору и аэрационной перегородке. При прохождении воздуха через перегородку над ней создается направленный «кипящий» слой, который обеспечивает равномерное смешивание гранул ВВ с воздухом. Образовавшаяся смесь поступает через нагнетательную трубу 16 и кран 17 в скважину. Контроль за давлением в бункере выполняется по манометру 6, при повышении давления свыше 0,6 МПа сброс воздуха осуществляется клапаном предельного давления 11.

Для включения подготовленной к работе установки открывают кран продувки 1 и кран 2 питания бункера. В это время зарядный трубопровод продувается сжатым воздухом, а в бункере устанавливается рабочее давление. Затем открывают кран пода-

чи смеси 17, кран подачи воды 18 и краном 1 регулируют концентрацию режима давления в смеси. Смачивание потока ВВ обеспечивает пылеподавление и способствует повышению плотности заряжения.

При выключении установки закрывают кран подачи смеси 17 и кран 2, а кран продувки 1 открывают полностью. После продувки трубопровода закрывают кран продувки 1 и открывают кран 11 для сброса воздуха из бункера.

Установка обслуживается двумя рабочими — заряжающим и оператором. Связь между ними поддерживается по телефону.

14.4. САМОХОДНАЯ МАШИНА ПМЗШ-2 ДЛЯ ЗАРЯЖАНИЯ ШПУРОВ

Машина предназначена для транспортирования средств взрывания и механизированного заряжения шпуров и скважин россыпными гранулированными взрывчатыми веществами в шахтах, не опасных по газу и пыли (рис. 14.10).

Навесное оборудование смонтировано на базе автомобиля МАЗ-500 и состоит из подъемно-поворотного механизма 1 с рабочей люлькой оператора 2, бункера 3 для ВВ, блока газоочистки, домкратов устойчивости и порционного зарядчика нагнетательного типа с бункером вместимостью 150 л и величиной порции 1,5—2 кг.

Управление подъемно-поворотным механизмом, домкратами устойчивости и бункером ВВ гидравлическое.

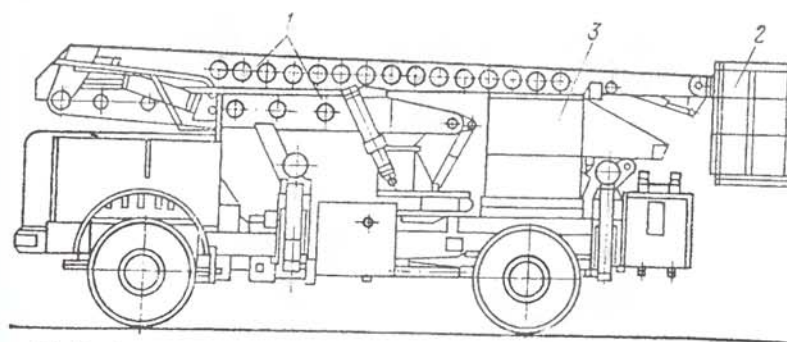


Рис. 14.10. Самоходная машина ПМЗШ-2

Техническая характеристика машины ПМЗШ-2

Рабочее давление в гидросистеме, МПа.	10
Высота подъема люльки, м.	10
Радиус поворота люльки, м.	5
Грузоподъемность люльки оператора, кг.	До 300
Угол поворота стрелы в горизонтальной плоскости, градус.	± 85
Вместимость бункера для гранулита, м ³	0,8
Скорость передвижения машины, км/ч:	
с полной нагрузкой.	20
без нагрузки.	40
Основные размеры машины в транспортном положении, мм.	8000 × 2850 × 2800
Масса машины с грузом, т.	13,194

14.5. СОСТАВЫ ДЛЯ ДОСТАВКИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Электровозными составами ВМ доставляют на горные участки для последующей перегрузки в участковые камеры. Растаренные ВВ перевозят в вагонах закрытого типа, а распакованные из ящиков средства взрывания (СВ) — в вагонах закрытого типа с секциями, обитыми изнутри войлоком, резиной или пенопластом. С откаточного горизонта на подэтажные выработки ВВ доставляют с помощью средств пневмодоставки или с использованием подъемных лебедок.

Составы формируют в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». В составе за контактным электровозом находится вагон для тары, затем вагон с упакованным ВВ (рис. 14.11, а). Если в составе нет вагона для тары, то между электровозом и вагонами с ВВ размещается специальная вставка длиной 3 м (рис. 14.11, б). При доставке СИ их размещают в специальные вагоны, обитые войлоком. Вагон со средствами взрывания должен находиться в конце состава.

Вагонетка (рис. 14.12) конструкции КазПТИ предназначена для транспортирования гранулированных ВВ по горным выработкам и механизированной выгрузки их из вагона в емкость зарядного устройства. Вагон ВДВ-1 работает совместно с зарядчиками, оборудованными эжекторными устройствами. При включении

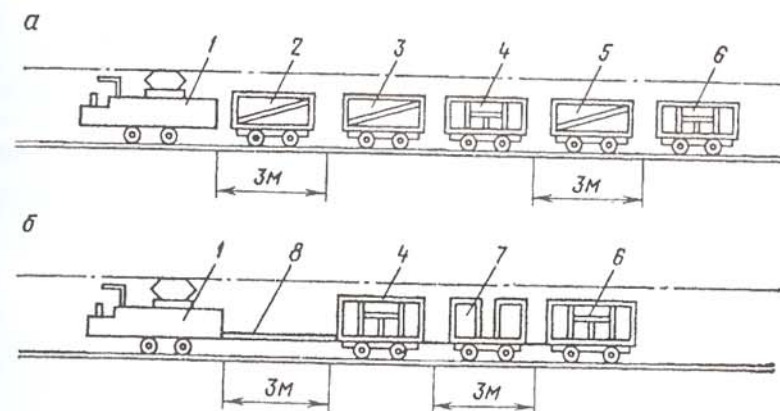


Рис. 14.11. Схемы составов для доставки ВМ с расходных складов на участки:

1 — контактный электровоз; 2 — специальный вагон для тары; 3 — специальный вагон для ВВ в заводской таре; 4 — специальный вагон для растаренных ВВ; 5 — вагон для взрывного провода, взрывных машинок и контрольных приборов; 6 — специальный вагон для тары и сопровождающих лиц; 7 — специальный вагон для зарядного шланга; 8 — вставка длиной 3 м

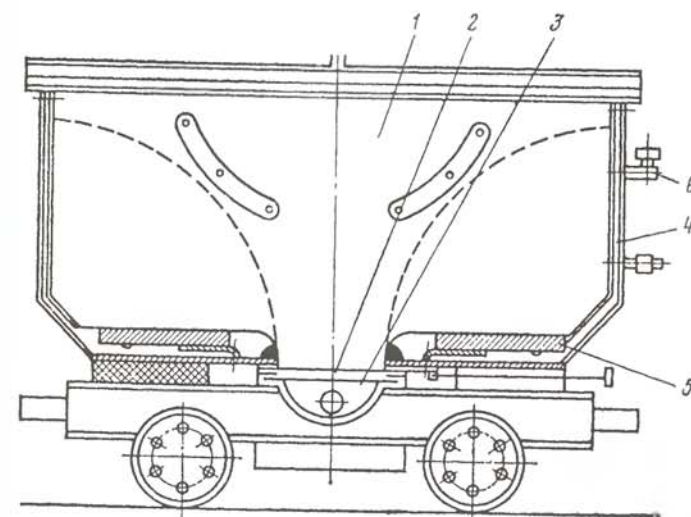


Рис. 14.12. Вагонетка ВДВ-1

эжектора, создающего разрежение в камере зарядчика, ВВ из вагона 1 через открытый шибер 2 поступает в вакуумно-эжекторный питатель 3, а из него по всасывающему шлангу — в полость зарядчика. ВВ к разгрузочному отверстию подается при открытом шибере с помощью диафрагмы 4 с закрепленными к ней разгрузочными плитами 5. Для этого через клапан 6 в полость, заключенную между стенками кузова и диафрагмой, подается сжатый воздух.

Техническая характеристика вагонетки

Производительность перегрузки ВВ, кг/мин	100
Вместимость кузова, м ³	1,8
Шасси	ВГ-2,2
Ширина колеи, мм	750
Давление воздуха под диафрагмой, МПа	0,01—0,02
Основные размеры, мм	2320 × 1200 × 1500
Стоимость вагона, тыс. руб.	1,023

Вагон разработан КазПТИ и Лениногорским полиметаллическим комбинатом. На этом же комбинате он изготовлен и допущен к эксплуатационным испытаниям.

Во ВНИИБТГ бывшем МЧМ СССР разработаны шахтные вагонетки типа ВДВ, применяемые на рудниках Украины.

Вагонетки ВДВ-1 и ВДВ-4 (рис. 14.13) предназначены для доставки на проходческие и добычные участки ВВ и СВ. Металлический кузов 1 вагонетки имеет отсеки 2 и 3 для ящиков с патронированными и мешков с гранулированными ВВ. Крышка вагонеток металлическая, двухскатная, футерована негорючим (асботкань) или диэлектрическим (резина) материалом. Отсек 2 для ящиков со средствами взрывания внутри футерован войло-

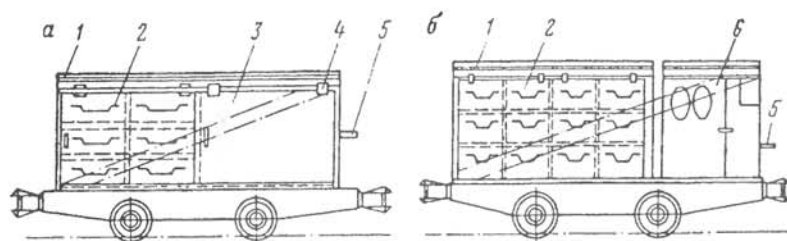


Рис. 14.13. Вагонетки конструкции ВНИИБТГ

ком. Вагонетки снабжены роликами 4 и приспособлениями 5 для крепления огнетушителей.

Вагонетки шахтные ВДВ-2 и ВДВ-5 (см. рис. 14.13) предназначены для доставки средств и принадлежностей взрывания и оборудованы металлической крышкой 1, покрытой асботканью или конвейерной лентой. В вагоне имеется отсек 2 для ящиков с СВ и кабиной 6 для сопровождающего лица. На вагонетке имеется крепление 5 для огнетушителя.

Вагонетки ВДВ и ВДВ-3 с колес 750 мм открытые с откидными на всю высоту бортами позволяют механизировать погрузочно-разгрузочные работы при доставке ВМ с поверхности в расходные склады и при подготовке массовых взрывов. Борта вагонетки открываются с обеих сторон. Для предупреждения попадания искр и расплавленного металла вагонетка сверху покрывается защитным несгораемым материалом. Характеристика вагонеток дана в табл. 14.4.

Таблица 14.4

Техническая характеристика вагонеток конструкции ВНИИБТГ

Показатели	ВДВ	ВДВ-1	ВДВ-2	ВДВ-3	ВДВ-4	ВДВ-5
Грузоподъемность, т	2,5	2,0	1,2	1,2	1,0	0,6
Число ящиков	—	12	24	—	6	12
Вместимость кузова, м ³	2,5	—	—	1,2	—	—
База, мм	1250	1250	1250	1000	1000	1000
Основные размеры, мм	4100 × 1320 × 1470	4100 × 1320 × 1600	4100 × 1320 × 1600	2950 × 1320 × 1470	2950 × 1320 × 1600	2950 × 1320 × 1600
Масса вагонетки, т	2,4	2,9	3,5	1,8	2,2	2,8

14.6. ЗАРУБЕЖНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ БЕСТРОТИЛОВЫХ ГРАНУЛИРОВАННЫХ И КРИСТАЛЛИЧЕСКИХ ВВ

Особенностью зарядного оборудования для механизированного заряжания шпуров и скважин в подземных условиях является использование бестротилового гранулированных и кристаллических ВВ.

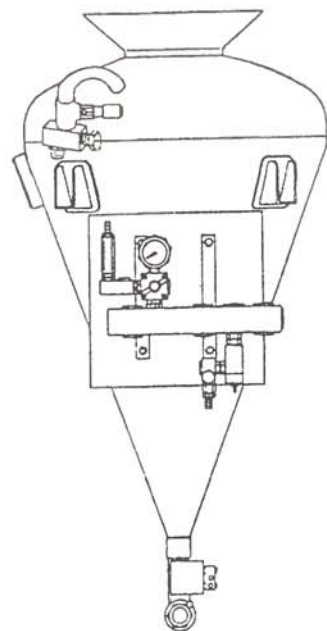


Рис. 14.14. Общий вид зарядного оборудования Джет-Анол и Анол

При этом зарядное оборудование устанавливают на самоходном четырехколесном шасси с дизельным приводом и выдвижной стрелой-манипулятором, с кабиной для взрывника, что позволяет ему достичь любой точки забоя по высоте и ширине. Зарядчики разных зарубежных стран по конструктивному исполнению близки между собой, а потому в учебнике приведены наиболее известные зарядчики шведской фирмы «Нитро-Нобель» (табл. 14.5).

Зарядное оборудование Джет-Анол и Анол (рис. 14.14) вместимостью от 100 до 750 л с потреблением воздуха 1,8—2,0 м³/мин, плотностью заряжения от 0,9 до 1,2 г/см³ предназначено для шпуров с диаметром от 32 до 75 мм и от 25 до 150 мм во всех направлениях (в восходящих шпурах диаметром до 51 мм с 50/50 кристаллического и гранулированного ВВ).

Плотность заряда между 0,9 и 1,1 г/см³, производительность — до 35 кг/мин. Дистанционное управление. Все жизненно важные части Джет-Анол сделаны из нержавеющей стали согласно шведским требованиям по изготовлению таких устройств. Одобрено шведской Национальной комиссией по безопасности и здравоохранению.

Таблица 14.5

Техническая характеристика зарядчиков Джет-Анол

Загрузка ANFO	Гранулированная АС, кг	Кристаллическая АС, кг
Джет-Анол 100	80	100
Джет-Анол 150	125	150
Джет-Анол 300	250	300
Джет-Анол 500	400	500
Джет-Анол 750	600 кг	750 кг

Окончание табл. 14.5

Размеры	Диаметр, мм	Высота, мм	Масса, кг
Джет-Анол 100	600	1400	80
Джет-Анол 150	600	1600	90
Джет-Анол 300	900	2000	130
Джет-Анол 500	900	2300	200
Джет-Анол 750	1100	2300	250

Зарядное устройство Анол-СС (рис. 14.15) вместимостью 300, 500 и 1000 л, с потреблением воздуха 1,2—2,5 м³/мин предназначено для шпуров диаметром от 25 до 150 мм. Зарядка осуществляется во всех направлениях восходящих скважин диаметром до 115 мм с напорной струей. Плотность заряда — между 0,9 и 1,1 г/см³; производительность — до 130 кг/мин. Дистанционное управление. Все жизненно важные части Анол-СС сделаны из нержавеющей стали согласно шведским требованиям по изготовлению таких устройств. Одобрено шведской Национальной комиссией по безопасности и здравоохранению. Характеристики Анол-СС приведены в табл. 14.6.

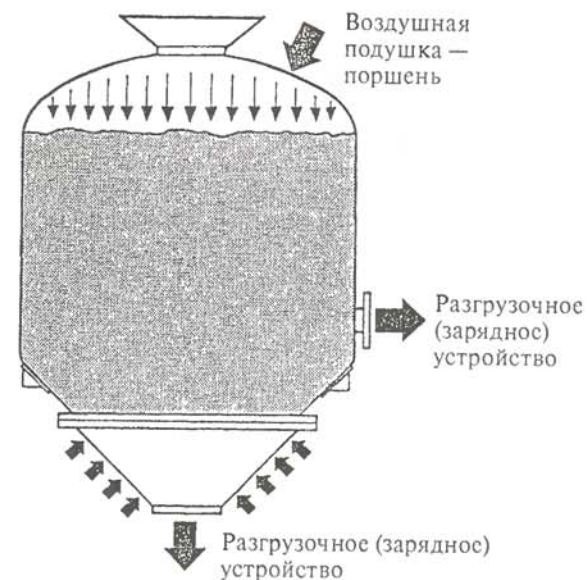


Рис. 14.15. Общий вид зарядного оборудования Анол-СС

Технические характеристики Анол-СС

Загрузка ANFO	Гранулированная АС, кг	Кристаллическая АС, кг
Анол-СС 300	240	300
Анол-СС 500	400	500
Анол-СС 1000	800	1000

Размеры	Диаметр, мм	Высота, мм	Масса, кг
Анол-СС 300	900	1110	200
Анол-СС 500	900	1430	215
Анол-СС 1000	1100	1730	315

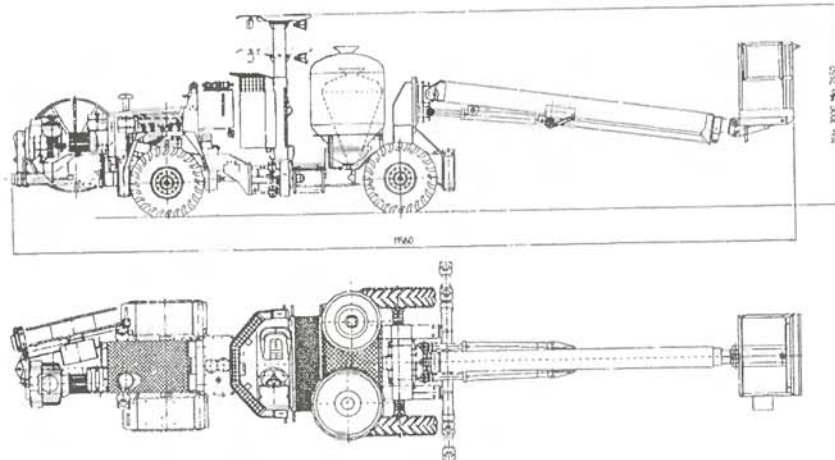


Рис. 14.16. Самоходное шасси со стрелой для работы с зарядным оборудованием

На рис. 14.16 приведено самоходное шасси на пневмоколесном ходу со стрелой-манипулятором и кабиной для взрывника.

14.7. ЗАРУБЕЖНОЕ ЗАРЯДНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ

В последнее десятилетие рядом зарубежных фирм (США, Австралия, Швеция и др.) собрано оборудование для выпуска патронированных эмульсионных ВВ для пистолетов с использованием для их активации полых стеклянных микросфер и ГГД с твердосюющими составами.

Компания «Атлас Копко» имеет богатую историю, насчитывающую более 130 лет.

В 1873 году в Швеции была образована компания AB Atlas для производства оборудования для железных дорог. С этой даты фирма «Атлас Копко» начинает отсчет своей деятельности. Компания «Атлас» была одной из самых больших компаний Швеции того времени. В 1917 году Atlas сливается с компанией AB Diesel Motorer и становится компанией Atlas Diesel. В 1956 году компания меняет название на Atlas Copco и основной деятельностью становится производство компрессорного оборудования.

В настоящее время «Атлас Копко» — это международная, всемирно известная машиностроительная группа компаний, специализирующаяся в следующих направлениях:

- производство горного и строительного оборудования;
- производство компрессорного оборудования;
- производство промышленного оборудования;
- сдача оборудования в аренду.

Штаб-квартира находится в Стокгольме, Швеция. Компания насчитывает свыше 27 000 сотрудников, занятых на 68 производственных объектах в 19 странах мира. Торговая и сервисная сеть концерна охватывает более чем 150 стран мира.

Основной целью деятельности «Атлас Копко» является повышение эффективности работы предприятий-заказчиков путем предоставления высоконадежной, производительной, современной и экономичной техники с прогрессивными технологиями. Все производимое оборудование отвечает строгим требованиям качества стандарта ISO 9001.

На рынке России продукция компании появилась в начале прошлого века, а уже в 1914 году в Москве было открыто представительство фирмы. С 1993 года компания «Атлас Копко» имеет российское отделение, осуществляющее продажу и сервисную поддержку на российском рынке оборудования, изготавливаемого на заводах «Атлас Копко» в Швеции, Бельгии, Франции, Австрии, Германии, Китае, Японии, Индии, Финляндии, Южной Африке, Чили, Канаде, США. На данный момент в ЗАО «Атлас Копко» трудится около 500 человек. Филиалы, склады запасных частей и сервисные центры, расположенные по всей России, обеспечивают качественную работу оборудования и сводят к минимуму время простоя.

ссылка: www.atlascopco.ru

Буровые установки для бурения взрывных скважин



Смонтированный на специальном шасси, Atlas Copco **T4BH** предназначен для эксплуатации в труднопроходимой местности и в течение 35 лет является лучшим в своем классе буровым станком для взрывных скважин, применяемым в условиях карьеров. Номинальный диаметр скважин при вращательном и пневмударном бурении составляет 130—200 мм. Глубина бурения составляет 45,7 м.



DM45 компании Atlas Copco — буровая установка на гусеничном ходу для вращательного бурения составным ставом с гидравлическим приводом, расположенным в верхней части мачты, специально разработанная для промышленного бурения взрывных скважин глубиной до 54,9 м со сменными штангами 9,1 м. При вращательном бурении (DM45/LP и HP) номинальный диаметр скважины составляет 127—228 мм, а при бурении с использованием погружного пневмударника высокого давления (DM45/HP) — 127—203 мм.



Буровой станок **DML** на гусеничном ходу оснащен гидравлическим вращателем и предназначен для промышленного бурения скважин глубиной до 54,9 м со сменными штангами длиной 9,1 м. Кроме того, могут поставляться штанги длиной 10,7 м. Номинальный диаметр скважин при вращательном бурении составляет 190—270 мм, а при бурении с использованием погружного пневмударника высокого давления — 152—225 мм. Дизельный или электрический привод.



Серия буровых установок на гусеничном ходу **Pit Viper** представлена станками **PV271** для бурения цельным ставом и **PV275** для бурения составным ставом. Установки предназначены для бурения скважин диаметром 200—270 мм методом вращательного бурения. Глубина бурения в зависимости от длины штанги составляет 32—60 м. Дизельный или электрический привод.



Буровой станок **DM-M3** предназначен для вращательного бурения скважин диаметром 251—311 мм. Общая глубина бурения составляет до 61 м при использовании штанг диаметром 273 мм, и до 73 м при использовании штанг диаметром 219 мм и карусели на 5 штанг. Стандартная длина штанги составляет 12,2 м. Система подачи обеспечивает нагрузку на долото 40 824 кг. Общий вес станка составляет около 104 327 кг.



Буровая установка **RD20** предназначена для бурения скважин глубиной до 1500 м. Разнообразие стандартных и дополнительных компонентов оборудования позволяет RD20 решать широкий диапазон буровых задач, таких как бурение водозаборных скважин, бурение на нефть и газ, и бурение скважин для дегазации угольных пластов.



Буровые установки **T3W** и **T4W** с гидравлическим вращателем предназначены для бурения водозаборных и глубоких скважин до 900 м, с использованием вращательного бурения, пневмударного бурения или бурения с использованием бурового раствора, а также с использованием погружного пневмударника. Эти буровые установки бурят скважины диаметром 127—305 мм, а также могут бурить скважины диаметром до 508 мм. Установки монтируются на ходовую часть грузовых автомобилей, а также могут быть приобретены в виде палубного модуля.

Буровые станки с погружным пневмударником



ROC F6

Диаметр скважин — 85—130 мм
Буровые трубы, длина — 4 м, барабан — 8 труб
Двигатель CAT — 253 л.с.
Компрессор — 14 бар, 213 л/с



ROC L6/L6H

Диаметр скважин — 90—152 мм
Буровые трубы, длина — 5 м, барабан — 8 труб
Двигатель CAT — 365 л.с./431 л.с.
Компрессор — 25 бар, 295/405 л/с



ROC L8/L8 (30)

Диаметр скважин — 110—178/203 мм
Буровые трубы, длина — 6 м, барабан — 8 труб
Двигатель CAT — 440/547 л.с.
Компрессор — 25/30 бар, 405/465 л/с

Буровые станки с гидронерфратором

**ROC D9**

Диаметр скважин — 76—115 мм
 Перфоратор COP — 21 кВт
 Буровые штанги, длина — 3,6 м, барабан — 8 труб
 Двигатель CAT — 216 л.с.
 Компрессор — 10,5 бар, 136 л/с

**ROC F9**

Диаметр скважин — 89—127 мм
 Перфораторы COP — 25 кВт
 Буровые штанги, длина — 3,6; 6,1 м, барабан — 8 труб
 Двигатель CAT — 304 л.с.
 Компрессор — 10,5 бар, 213 л/с

**ROC L7**

Диаметр скважин — 89—152 мм
 Перфоратор COP — 40 кВт
 Буровые штанги, длина — 6,1 м, барабан — 8 труб
 Двигатель CAT — 440 л.с.
 Компрессор — 12 бар, 254 л/с

Буровые станки с системой COPROD

**ROC F9 CR**

Диаметр скважин — 105—127 мм
 Перфоратор COP — 25 кВт
 Буровые штанги, длина — 3,6 м, барабан — 8 труб
 Двигатель CAT — 224 кВт (304 л.с.)

**ROC L7 CR**

Диаметр скважин — 105—180 мм
 Перфоратор COP — 40 кВт
 Буровые штанги, длина — 3,6 или 6,1 м барабан — 8 труб
 Двигатель CAT — 272 кВт (369 л.с)
 Компрессор — 10,5 бар, 228 л/с

КОМПАНИЯ «BUCYRUS»



Компания Bucyrus была основана в 1880 г. в городе Бьюсайрус (США, штат Огайо). Эволюция компании, от отгрузки первого парового экскаватора в 1882 г. до утверждения в качестве международного лидера в производстве экскаваторного оборудования, отмечена значительными достижениями, которые зачастую казались невероятными для своего времени. За годы своего существования компания была участницей многих наиболее значительных событий в области земляных работ в мире. Так, при постройке Панамского канала большинство применяемых паровых экскаваторов были поставлены компанией Bucyrus.

За свою историю компания произвела множество новаторских горных и строительных машин для самых разных отраслей промышленности. С 1985 г. Bucyrus сконцентрировал свои усилия исключительно на производстве, обслуживании и поддержании оборудования для открытых горных работ, специализируясь на трех типах продукции: электрических тросовых экскаваторах, шагающих экскаваторах-драглайнах и буровых станках. В 2007 г. компания Bucyrus купила компанию DBT GmbH — одну из ведущих фирм в мире по производству подземного горного оборудования — и превратилась таким образом в поставщика комплексных решений для предприятий горной промышленности.

Проверенные в эксплуатации конструкции машин Bucyrus в сочетании с передовыми фирменными технологиями позволяют горным предприятиям достигать высочайших уровней производительности и эффективности.

Особенности современных буровых станков Bucyrus:

- гидропривод подачи и подъема более эффективен и прост в обслуживании, чем традиционные цепные или тросовые приводы;
- возможность подъема и опускания мачты со ставом в верхнем положении ускоряет позиционирование;
- независимость приводов гусениц улучшает маневренность при плотной сетке скважин;
- эргономически сконструированная и FOPS-сертифицированная кабина повышенной комфортности обеспечивает замечательную обзорность;
- трёххордовая мачта обеспечивает стабильность положения бурового става, что является ключевым фактором при скоростном бурении как вертикальных, так и наклонных скважин;

- уникальная способность бурить «под собой»;
- цифровая система управления обеспечивает поток информации в реальном времени;
- независимость приводов гусениц улучшает маневренность при плотной сетке скважин;
- в ходе полевых испытаний доказано положительное влияние уникального расположения карусели на платформе на скорость замены штанг;
- увеличенный крутящий момент — ременная система подачи обеспечивает постоянную нагрузку на бур через привод вращения;
- платформы, гусеничные тележки и мачты сконструированы с расчётом на максимальный срок службы;
- все зубчатые передачи сконструированы с расчётом на самые тяжёлые условия эксплуатации.



35

39

49

59

Параметры	Модель					
	33	35	37	39	49	59
Максимальный диаметр скважины, мм	152—203	165—229	228—279	228—311	251—406	273—444
Максимальная нагрузка на бур, кг	22 679	27 215	34 019	59 421	63 975	74 830
Рабочая масса, кг	40 823	49 895	68 039	136 078	154 224	183 673
Стандартная глубина скважины — один проход, м	9,1	9,1	10,7	10,7	19,81	18,29
Ширина машины, м	4,88	4,88	5,49	7,98	7,24	7,65
Длина гусеничных тележек, м	4,34	5,36	5,36	6,36	7,29	7,75
Длина машины, м	10,17	10,17	12,5	12,85	14,73	16,21

ГРУППА КОМПАНИЙ АЗОТ-ВЗРЫВ



Группа компаний АЗОТ-ВЗРЫВ объединяет ряд предприятий по производству, торговле и научно-исследовательским работам в сфере взрывного дела. Производства расположены в Кемеровской, Владимирской, Ленинградской и Белгородской областях. Головной офис находится в Москве.

Основные направления деятельности:

- производство средств взрывания;
- производство эмульсионных и смесевых взрывчатых веществ;
- поставка СЗМ и технологического оборудования зарубежного производства для эмульсионных ВВ;
- ведение взрывных и буровых работ;
- торговля АС, ВВ и СИ;
- инжиниринг и консалтинг в сфере взрывных работ;
- научные и технологические исследования.

Типы смесительно-зарядных машин (СЗМ)

ТИП СЗМ	Стандартное наименование по-английски	Базовые производимые продукты
СЗМ для АНФО	ANFO Charging Truck	АНФО (другое название АС-ДТ)
СЗМ для тяжелого АНФО	Heavy ANFO Charging Truck	Тяжелое АНФО (смесевое ЭВВ, заряжаемое шнеком), АНФО
СЗМ для качаемого смесового ЭВВ	Re-Pump Charging Truck (shortly RP)	Смесевое ЭВВ, заряжаемое с помощью насоса и зарядного шланга, ЭВВ без примеси АНФО
СЗМ для чистого ЭВВ	Straight Emulsion Charging Truck (or RC truck)	ЭВВ без примеси АНФО
Универсальная СЗМ (другое название СЗМ типа ТТГ)	Multi Purpose Charging Truck (or TTT – Triple Thread Truck)	Для всех вышеперечисленных продуктов

Виды поставляемых СЗМ



СЗМ для АНФО 8 т производства International Explosives Equipment (Австралия) с манипулятором для загрузки АС



Заряжание качаемого ЭВВ с помощью СЗМ Re-Pump 12 т на карьере ОАО «Апатит» (Мурманская обл.)



Заряжание тяжелого АНФО с помощью универсальной СЗМ 16 т производства Tradestar Corporation (США) на карьере ЗАО «Черинговер»



СЗМ для тяжелого АНФО 15 т производства International Explosives Equipment (Австралия)



Универсальная СЗМ 20 т производства International Explosives Equipment (Австралия) в ОАО «Стойленский ГОК»

Ссылка: www.azotvzryv.ru

Однако наиболее интересным следует признать разработки фирмы «Орика» по созданию транспортно-зарядных машин для заряжания эмульсионными ВВ нисходящих и особенно восстающих скважин диаметром 60—80 мм и глубиной до 40 м. Общий вид такой машины показан на рас. 14.17, а с зарядным шлангом на бобине — на рис. 14.18.



Рис. 14.17. Транспортно-зарядная машин для подземных работ фирмы «Орика»



Рис. 14.18. Вид зарядного шланга зарядной машины для подземных работ фирмы «Орика»

Данное направление использования эмульсионных ВВ не обеспечивает безусловных преимуществ по сравнению с приведенными выше отечественными и зарубежными по применению гранулированных бестротиловых ВВ с их пневмозаряжением. Возникают при использовании ЭВВ проблемы их надежного удержания в восстающих скважинах, безотказного инициирования по длине заряда. Поэтому работы по заряданию восстающих скважин при подземной разработке руд с использованием эмульсионных ВВ требуют серьезной технической и экономической проработки.

На рис. 14.19 показана автомашина для зарядания зарядчиками Анол на земной поверхности, а на рис. 14.20 — зарядчик Анол в проходческом забое на пневмомашинном ходу.

Для снижения доли ручного труда, повышения производительности на всех операциях переработки ВВ, сокращения числа рабочих, привлекаемых с других участков, и ограничения круга лиц, допущенных к обращению с ВВ, была разработана программа механизации всего комплекса переработки ВВ от вагона до забоя. На основе опыта доставки ВВ в шахту по трубопроводу на Лениногорском комбинате по технологии, разработанной отраслевой лабораторией КазПТИ, программой предусматри-



Рис. 14.19. Автомашина с зарядчиком Анол для зарядания на земной поверхности



Рис. 14.20. Зарядчик Анол на пневмомашинном ходу в проходческом забое

валось создание новых образцов оборудования и строительство комплексов перепуска ВВ по трубопроводу на рудниках Горной Шории и Хакасии.

Для механизации разгрузки ВВ из вагонов и погрузочно-разгрузочных работ на складах ВМ были применены аккумуляторные погрузчики ЭПВ-1 и переоборудованные дизельные автопогрузчики «Балканкар», которые значительно сократили долю ручного труда. Производительность разгрузки вагонов увеличилась в 3,5 раза и составила 6,5 т/чел.-смену. Число рабочих при этом сокращается до 4, которые заняты укладкой мешков ВВ на поддоны. Сократилось и время простоя вагонов под разгрузкой. Погрузочно-разгрузочные работы на складах ВМ при использовании погрузчиков полностью механизированы.

Комплекс перепуска по трубопроводу (рис. 14.21) включает поверхностный приемный бункер, расположенный в здании приемки ВВ на поверхности, транспортный трубопровод, подземный приемный бункер на рабочем горизонте, размещенный в специальной подземной выработке.

Работа комплекса осуществляется по следующей схеме. Гранулированное ВВ растаривается на пункте подготовки и загру-

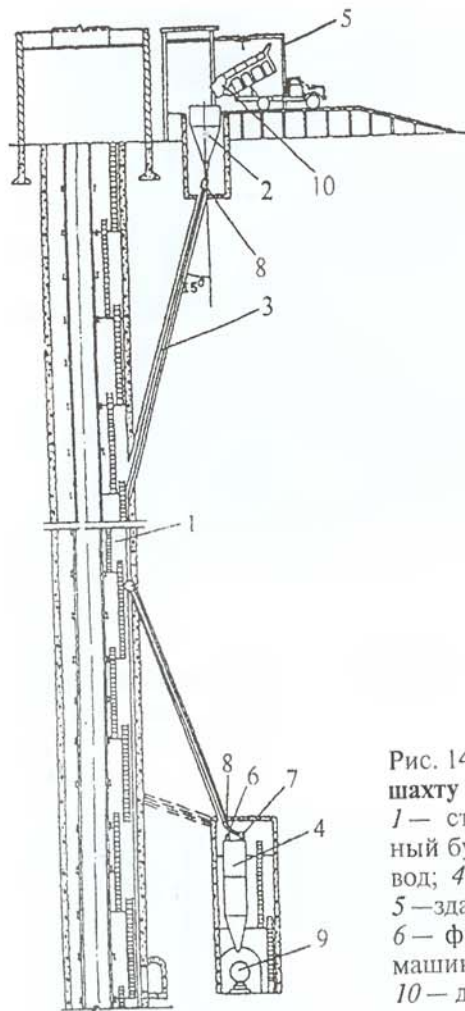


Рис. 14.21. Комплекс перепуска ВВ в шахту по трубопроводу:

1 — ствол; 2 — поверхностный приемный бункер; 3 — перепускной трубопровод; 4 — подземный приемный бункер; 5 — здание приемки ВВ на поверхности; 6 — фильтр; 7 — циклон; 8 — кран; 9 — машина транспортно-зарядная МТЗ-3; 10 — доставочная машина

жается в транспортную машину или в контейнер КВ-10, доставляется к комплексу перепуска и разгружается в приемный бункер на поверхности. После этого открываются верхний и нижний краны, и осуществляется перепуск ВВ под собственным весом в режиме свободного падения гранул в подземный приемный бункер. Из подземного приемного бункера ВВ загружается в транспортно-зарядные машины МТЗ-3 или доставочные вагоны ВД-2,4, которые формируют в составы и транспортируют на заряжаемый блок.

Основной проблемой эксплуатации комплексов перепуска при доставке гранулированных ВВ по трубопроводу является разрушение гранул ВВ и увеличение выхода мелких фракций.

Исследованиями granulометрического состава доставленного ВВ по трубопроводу в режиме свободного падения установлено, что повышается степень разрушения гранул с увеличением глубины перепуска. Глубина перепуска на Таштагольском руднике составляла 640 м, на Абаканском — 240 м, Шерегешском — 350 м и Казском — 530 м. Поэтому степень деградации гранул на Абаканском руднике была в 1,5—2 раза меньше.

Для снижения деградации гранул ВВ и устранения проблем при пневмозарядании был разработан способ перепуска с предварительным заполнением трубопровода и выпуска в режиме регулируемого пневмотранспортирования. При этом способе исключается свободное падение гранул ВВ в трубопроводе, а транспортирование происходит за счет стационарного перемещения гранул ВВ в трубопроводе. Для осуществления способа комплекс перепуска оснащается системой регулируемого пневмотранспортирования, которая включает арматуру управления, подвода сжатого воздуха и приборов контроля подачи сжатого воздуха. Испытания перепуска ВВ в шахту по трубопроводу с регулируемым пневмотранспортированием проводились на Казском руднике.

Способ перепуска осуществляется по следующей схеме. Первоначально трубопровод заполняется на всю высоту с одновременной подачей сжатого воздуха в его нижнюю часть. Это создает встречный поток воздуха движению гранул, и скорость падения гранул снижается. Средняя скорость движения гранул ВВ в трубопроводе при свободном падении составляет 100 м/с, с противотоком сжатого воздуха скорость падения гранул уменьшается до 25 м/с. После заполнения трубопровода открывают нижний кран транспортного трубопровода и производят выпуск ВВ. Производительность выпуска ВВ из трубопровода определяется величиной открытия нижнего крана. Средняя скорость движения гранул в этом режиме может составлять 0—5 м/с.

Для ликвидации пробки в нижнюю часть трубопровода подается сжатый воздух, давление доводится до установленной величины и производится сброс давления в нижней части трубопровода. За счет избыточного давления сжатого воздуха в меж-

гранульном пространстве происходит выброс уплотненной сыпучей среды потоком воздуха, что приводит к перемещению ВВ по трубопроводу.

Эксплуатацией перепуска ВВ по разработанному способу получено снижение деградации гранул в 2 раза, уменьшилось в 2,5—3 раза содержание фракции менее 1 мм. Применение системы регулируемого пневмотранспортирования обеспечивало надежное устранение возникающих пробок ВВ в трубопроводе. Полученные результаты позволяют эксплуатировать комплекс перепуска по трубопроводу на глубоких горизонтах шахты.

Список литературы

1. Пучков Л.А. О структуре горных наук // Горный журнал. — 1995. — № 7.
2. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. — М.: Недра, 1988.
3. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород. — М.: Изд-во МГГУ, 1995.
4. Юткин Л.В. Электрогидравлический эффект. — Машгиз, 1959.
5. Эпштейн Е.Ф., Ари Э.И., Виторт Г.К. Новые методы разрушения пород. — М.: Гостоптехиздат, 1960.
6. Щеголевский М.А. Взрывогенераторы — новая отрасль техники // На стройках России. — 1972. — № 9.
7. Шухман В.Л. Исследование основных закономерностей и разработка метода образования скважин патронированными зарядами ВВ: Докторская диссертация. — М., 1971.
8. Дмитриев А.П., Гончаров С.А. Термическое и комбинированное разрушение горных пород. — М.: Недра, 1978.
9. Нифонтов Б.И., Протопопов Д.Д., Ситников И.Е., Куликов В.В. Подземные ядерные взрывы. — М.: Атомиздат, 1965.
10. Киреев В.В., Ершов Н., Протопопов Д.Д. Промышленные ядерные взрывы. — М.: Атомиздат, 1971.
11. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологии в промышленности). — М.: МГГУ, 1994.
12. Проектирование взрывных работ в промышленности: Колл. авт./ Под редакцией Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1983.
13. Взрывные работы в опасных условиях угольных шахт: Колл. авт./ Под редакцией Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1979.
14. Справочник взрывника: Колл. авт./ Под редакцией Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1988.
15. Викторов С.Д., Галченко Ю.П., Закалинский В.М., Рубцов С.К. Разрушение горных пород сближенными зарядами. — М: РАН ИПКОН, 2006.
16. Черниговский А.А. Метод плоских систем зарядов в горном деле и строительстве. — М.: Недра, 1971.
17. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман И.Л. Производство массовых взрывов. — М.: Недра, 1977.
18. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. — М.: Недра, 1982.

19. *Покровский Г.И., Федоров И.С.* Действие удара и взрыва в деформируемых средах. — М.: Гос. изд. лит. по стройматериалам, 1957.
20. Единые правила безопасности при взрывных работах. ГУП «НТЦ по безопасности и промышленности Госгортехнадзора России». — М., 2001.
21. *Именитов В.Р.* Высокопроизводительные системы разработки руд. — М.: Гос. научно-техническое изд-во по горному делу, 1961.
22. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. — М.: Недра, 1972.
23. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве. — М.: ОАО «Гидроспецпроект», АФ «Гидроспецстрой», 1997.
24. *Викторов С.Д., Еременко А.А., Закалинский В.М., Машуков И.В.* Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири. — Новосибирск.: Наука, 2005.
25. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. — М.: Академия горных наук, 1997.
26. *Эткин М.Б., Азаркович А.Е.* Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве. — М.: МГГУ, 2004.
27. Правила устройства зарядного, доставочного и смесительного оборудования, предназначенного для механизации взрывных работ. — М.: Госгортехнадзор, 1995.
28. *Иоффе В.Б., Шученко Е.И.* Обеспечение промышленной безопасности при производстве и применении эмульсионных ВВ на горных предприятиях. — М.: ННЦГП ИГД им. А.А. Скочинского, 2002.
29. *Кутузов Б.Н., Нишпал Г.А.* Технология и безопасность изготовления и применения ВВ на горных предприятиях. — М.: МГГУ, 2004.
30. *Демидюк Г.П., Бугайский А.И.* Средства механизации и технология взрывных работ с применением гранулированных ВВ. — М.: Недра, 1975.
31. *Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И., Бондаренко Н.М. и др.* Механизация взрывных работ. — М.: Недра, 1984.
32. *Козловский Е.А.* Геология как жертва экономических реформ // Промышленные ведомости. — № 1—2, январь 2004.
33. *Козловский Е.А.* Геология. Уроки великой войны. — М.: Московский государственный геологоразведочный университет, ВНИИгеосистем, 2005.

Приложение 1

МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ОПЫТНЫХ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Обширный экспериментальный материал по исследованию и совершенствованию параметров взрывания с целью достижения требуемой интенсивности дробления пород на карьерах часто трудно использовать, так как отсутствуют необходимые данные об экспериментах для объективного сравнения результатов взрывов, полученных в различных условиях.

Различная оценка взрывааемых массивов приводит к тому, что иногда породы, одинаковые по трудности разрушения, рассматриваются в одних условиях как трудновзрывааемые, а в других — как средне- и даже легковзрывааемые. Существующие на карьерах местные классификации пород по взрываемости построены на различных исходных принципах.

Различными способами оценивается результат взрыва: по выходу негабарита, среднему размеру куска взорванной массы, выходу какой-то фракции, производительности экскаватора, дробилки и т. д. Различный размер кондиционного куска, различная мощность применяемого оборудования и производительность карьера — все это в значительной мере затрудняет получение сопоставимой оценки результатов массовых взрывов, проводимых на карьерах по добыче черных и цветных металлов, строительных и химических материалов и в других отраслях промышленности.

Поэтому по заданию Межведомственной комиссии по взрывному делу МГИ была разработана и широко обсуждена с горной научно-технической общественностью методика проведения опытных взрывов, основные положения которой изложены ниже.

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Опытный взрыв проводится с целью выявления влияния интересующих факторов (удельного расхода ВВ, диаметра скважин, конструкции зарядов и т. д.) на результат взрыва. Проведение серии взрывов на одном или нескольких карьерах при фиксированных параметрах и известных породах позволит использовать полученные результаты для прогнозирования результатов взрывания на других карьерах.

Во всех случаях сравнение должно производиться не с отчетными данными предприятий, а с проводимыми в сравнимых (одинаковых) породах взрывами по применяемым и экспериментальным параметрам с фиксацией результатов по настоящей методике.

Эффективность новых параметров оценивается сравнением качества дробления, проработки подошвы уступа, развала взорванной породы и производительности экскаватора.

Опытный взрыв, как и обычный массовый, производится взрывным участком предприятий в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» и «Временной инструкцией по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах».

Сотрудники научно-исследовательских институтов и лабораторий, при участии которых проводится опытный массовый взрыв, перед обустройством блока составляют техническое задание на проведение опытного взрыва, где указываются цель опытного взрыва и требуемые параметры взрывания. Техническое задание на проведение опытного взрыва согласовывается с начальником взрывных работ, утверждается главным инженером предприятия и передается к исполнению. Копия технического задания включается в технический паспорт или проект взрыва. Сотрудники исследовательских организаций контролируют правильности определения категории взрываемости и степени однородности пород, составления проекта на обустройство и расчета массового взрыва. Перед массовым взрывом они совместно с маркшейдером осуществляют контроль за правильностью выполнения проекта на обустройство блока, за заряджанием скважин, а также монтажом взрывной сети. Все вопросы по корректировке расчетов и схем решаются только с начальником взрывных работ и маркшейдером. Работники институтов и лабораторий, осуществляю-

щие контроль за проведением опытного взрыва, могут, по разрешению главного инженера предприятия, находиться на блоке до окончания монтажа взрывной сети зарядов. После этого они должны удалиться за пределы опасной зоны.

Пункты киносъемки взрыва, установка замерных станций и посты наблюдений до взрыва согласуются с начальником взрывных работ и утверждаются главным инженером предприятия.

После сигнала отбоя вместе с мастером или начальником взрывных работ сотрудники институтов или лабораторий могут прибыть на место проведения взрыва для предварительной визуальной его оценки. К замерам результатов взрыва можно приступать только после осмотра места взрыва взрывниками и соответствующего разрешения горного мастера или вышестоящего должностного лица.

1. СВЕДЕНИЯ О СВОЙСТВАХ ВЗРЫВАЕМЫХ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД

Все взрываемые массивы на карьерах, как правило, разделены трещинами на отдельные различных размеров.

Степень дробления массива при массовых взрывах в наибольшей степени зависит от трещиноватости массива и прочности отдельностей. Для опытного взрыва необходимо выбрать участок массива, одинаковый по степени трещиноватости и прочности пород. Если это сделать невозможно, то на плане и на разрезах по опытному блоку необходимо указать участки пород с различной трещиноватостью и прочностью отдельностей, приведя названия пород. Оценку результатов взрыва необходимо проводить с учетом различной степени трещиноватости и прочности отдельностей, слагающих массив, на различных участках опытного блока.

1.1. Определение прочностных характеристик отдельностей, слагающих массив

Для оценки прочности отдельностей рекомендуется применять коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова. В полевых условиях коэффициент крепости пород следует определять методом толчения (разд. 5, ч. I), плотность (объемный вес) взрываемых пород определяется взвешиванием (разд. 6, ч. I). При углублении знаний о свойствах пород целе-

сообразно будет пользоваться критерием трудности разрушения академика В.В. Ржевского.

1.2. Определение трещиноватости взрывае- мых пород

Оценка трещиноватости (определение категории трещиноватости) взрывае-
мых массивов производится по «Временной ме-
тодике определения трещиноватости горных пород в массиве»
фотопланиметрическим или планиметрическим методами по от-
ко-су уступов (разд. 7, ч. I). Поскольку нижняя часть уступа, как
правило, закрыта осыпавшейся породой, более удобен и объек-
тивен метод фотографирования уступа с применением масштаб-
ной сетки, которая монтируется на фотоаппарате, что исклю-
чает необходимость применения масштабных лент, реек и пр.
(разд.8). Для получения предварительных результатов по степе-
ни трещиноватости относительно однородных пород достаточ-
но одной фотографии с размером в натуре 10 × 10 м на каждом
участке по длине уступа 40 м. В случае применения взрывания
в зажиме можно использовать метод определения трещиновато-
сти по кернам и сейсмоакустический метод измерений (разд. 7.3
и 7.5, ч. I).

Породы I и II категорий по трещиноватости рекомендуется
объединять в одну категорию (см. табл. 1.1, ч. I учебника).

В настоящее время Институтом физики и механики горных
пород АН Кыргызстана совместно с Северокавказским филиа-
лом Всесоюзного научно-исследовательского и конструктор-
ского института «Цветметавтоматика» разработан метод опре-
деления крепости и трещиноватости пород по энергоемкости
шарошечного бурения с помощью аппаратуры «Прогноз-2». В
Московском горном институте разработан метод определения
свойств массива по уровню и спектру вибраций при шарошеч-
ном бурении. После широкой проверки эти методы целесооб-
разно использовать для оценки свойств взрывае-
мости массивов.

До взрыва определяется и наносится на план и поперечные
профили блока направление господствующей системы трещин
(сомкнутые, шириной до 1 см, до 10 см, зияющие или заполнен-
ные цементом, породой). На основе данных геолого-маркшей-
дерской службы уточняется представительность откоса уступа
опытного блока для оценки свойств взрывае-
мого массива в глу-

бину. Целесообразно кроме оценки категории трещиноватости
пород определить средний размер отдельностей (d_0) и постро-
ить графики распределения отдельностей, слагающих массив по
крупности на основе обработки фотопланограмм по отко-су усту-
па. Размеры фракций принимать в соответствии с табл. 1.1, ч. I
учебника.

2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ПРОВЕДЕНИЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

По каждому опытному взрыву составляется его проект в со-
ответствии с требованиями «Единых правил безопасности при
взрывных работах» и «Временной инструкцией по организации
и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых
горных работах».

На плане блока устанавливается сетка скважин, заколы от
предыдущего взрыва, отметки нижней и верхней бровок уступа,
линия сопротивления по подошве для первого ряда скважин. На
плане также приводятся 3—5 поперечных разрезов, отражающих
характерные участки взрывае-
мого блока. К плану прилагается
таблица (табл. П1) с фактическими параметрами сетки скважин,
величинами и конструкцией зарядов ВВ.

Таблица П1

Дата _____
Горизонт _____
Серия взрыва _____
Наименование ВВ: для сухих скважин _____
для обводненных скважин _____

1	Наименование и краткое описание пород	По группам скважин
2	Категория пород по трещиноватости	
3	Коэффициент крепости по шкале М.М. Прото- дияконова	
4	Категория взрывае- мости пород (по местной шкале)	
5	Номер скважины	
6	Высота уступа по скважине, м	
7	Глубина скважины, м	
8	Перебур, м	

9	Высота столба воды в скважине, м
10	Сопротивление по подошве (для 1 ряда), м
11	Расстояние между скважинами, м (a)
12	Коэффициент сближения (a/b)
13	Применяемые ВВ
14	Величина заряда в скважине, в т.ч. водоустойчивого ВВ
15	Высота заряда, в т.ч. водоустойчивого ВВ, м
16	Величина и характер рассредоточения, м
17	Длина забойки, м
18	Угол между направлением отбойки и господствующей системой трещин
19	Расстояние между рядами, м (b)

До взрыва на блоке выставляют два ряда вешек на расстоянии 20—30 м от последнего ряда скважин для определения действия взрыва в глубь массива и выброса породы на верхнюю бровку. Вешки или другие отличительные знаки выставляют также для оценки действия крайних скважин и определения ширины развала.

При взрывании с подпорной стенкой («в зажиме») фиксируются ее параметры (ширина, высота, коэффициент разрыхления).

На плане расположения скважин приводится схема взрывной сети с указанием интервалов замедлений, конструкции заряда в каждой скважине, применяемое ВВ, величины промежутков между частями зарядов, расположение и количество боевиков. На плане дается оценка нарушенности массива предыдущими взрывами, указывается господствующая система (системы) трещин.

Количество опытных взрывов для исследования влияния различных факторов на степень дробления горной массы определяется в зависимости от коэффициента вариации определяемого признака, допустимой ошибки и заданной надежности по формуле

$$n = \frac{t^2 \sigma_x^2}{\varepsilon_x^2},$$

где t — коэффициент, принимаемый при исследовательских работах равным 2,0 при надежности 95%;

σ_x — среднее квадратичное отклонение;

ε_x — заданная ошибка.

Среднее квадратичное отклонение k допускается из расчета, чтобы коэффициент вариации, определяемый по формуле

$$k = \frac{\sigma_x}{X} 100,$$

был в пределах 15—20%, заданная ошибка 5—10%. X — средняя величина.

В однородных по трещиноватости и петрографическому составу породах на крупных карьерах для получения надежных результатов с учетом усреднения влияния различных случайных факторов достаточно проведения 3—4 взрывов объемом 20—30 тыс. м³ при использовании скважин диаметром 243 мм. Количество рядов скважин 3—4. Изменение диаметра долот требует изменения объема опытных взрывов пропорционально отношению квадратов диаметров. Изменение объема взрыва при постоянном диаметре требует изменения числа опытов пропорционально квадратному корню из отношения объемов.

При проведении опытных взрывов следует исходить из значимости различных факторов, влияющих на степень дробления пород. В табл. П2 приведены различные факторы и степень их влияния на регулирование дробления взрывающей массы.

Таблица П2

Группа	Параметры	Примерные пределы регулирования выхода негабарита
I	Расчетный удельный расход ВВ, диаметр зарядов, размер сетки	(1,0—0,10) $v_{ом}$
II	Применяемое ВВ, конструкция зарядов, число зарядов, число рядов, высота уступа, схема и интервал замедления, забойка, величина	(0,1—0,01) $v_{ом}$
$v_{ом}$ — содержание (%) крупных отделимых в массиве,		

При проведении опытных взрывов следует придерживаться следующих максимально допустимых отклонений основных параметров взрывных работ и свойств пород, чтобы получаемые

результаты по сравниваемым участкам были представительны для последующего анализа.

Показатели	Максимальное отклонение по сравниваемым участкам
Трещиноватость (средний размер)	$\pm 10\%$ от размера отдельности
Коэффициент крепости f	$\pm 2\%$ (две единицы)
Расчетный расход ВВ, кг/м ³	$\pm 5\%$
Высота уступа	$\pm 1,0$ м
Перебур	$\pm 0,5$ м
Длина забойки	$\pm 0,5$ м
Величина СПП по первому ряду, расстояние между скважинами и рядами	$\pm 0,5$ м
Уровень воды в скважинах (обводненных)	$\pm 1,0$ м

Прежде чем оценивать эффективность факторов, которые изучаются проведением опытных взрывов, необходимо оценить применяемые на предприятии параметры взрывания, поскольку последние могут отличаться от оптимальных для конкретных горно-геологических условий.

Фактические параметры должны отличаться от расчетных не больше указанных величин. Ориентировочно определение расчетного расхода ВВ рекомендуется производить по шкале взрываемости пород, разработанной МГИ на основе многолетних исследований на карьерах по добыче руд черных и цветных металлов. Шкала разработана для диаметра долот 243 мм и кондиционного куска 1200 мм, высоты уступа 10—15 м (табл. 1.5, ч. I учебника).

Для ориентировочного определения расчетного расхода ВВ (q) в зависимости от свойств пород (трещиноватости и крепости) и при изменении диаметра скважин рекомендуется пользоваться следующей формулой:

$$q = 0,13\rho^4\sqrt{f}\left(0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_3 d_0\right)\left(\frac{0,5}{d_k}\right)^{\frac{2}{5}} k_{ВВ},$$

где d_0 — средний размер отдельностей, м;
 d_k — размер кондиционного куска, м;
 ρ — плотность пород, т/м³;
 d_3 — диаметр заряда (скважины), мм.

Остальные параметры рекомендуется определять по следующим формулам:

- величина СПП при высоте уступа 10—15 м (формула треста «Союзвзрывпром»):

$$W = \sqrt{\frac{0,56 p^2 + 4mqpHl_{скв} - 0,75}{2mqH}},$$

где p — вместимость 1 м скважины, кг;

H — высота уступа, м;

$l_{скв}$ — глубина скважины, м;

m — относительное расстояние между скважинами;

- величина забойки

$$l_{заб} = 0,7W, \text{ м};$$

- величина перебура

$$l_{пер} = 0,5qW;$$

- сетка скважин определяется соотношениями:
расстояние между скважинами

$$a = mW, \text{ м};$$

расстояние между рядами скважин

$$b = \frac{1}{m}W, \text{ м},$$

где $m = 0,8 \div 1,4$.

(В легко- и средневзрываемых породах необходимо применять рассредоточение зарядов воздушными промежутками, согласно рекомендациям Н.В. Мельникова и Л.Н. Марченко);

- интервал замедления:

$$\tau = AW, \text{ м},$$

где $A = 6$ — коэффициент при крепких крупноблочных породах.

В случае значительного расхождения расчетных и применяемых параметров необходимо оценить их эффективность проведением опытных взрывов и по сравнительным взрывам выбрать лучший вариант для оценки исследуемого фактора.

Рекомендуемые расчетные параметры должны давать результаты по дроблению, близкие к указанным в табл. 1.5, ч. I учебника.

3. ФИКСАЦИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ВЗРЫВА

После взрыва измеряются и наносятся на план блока параметры развала: общая конфигурация развала в плане, его характерные профили, выброс на верхнюю бровку, заколы и т. д.

Степень дробления массива характеризуется:

- полным фракционным составом и средним диаметром куска;
- выходом крупной (негабаритной) фракции и мелочи, идущей в отходы.

Для измерения гранулометрического состава можно пользоваться различными методами.

При линейном способе измерений линии замеров в зависимости от однородности кусковатости взорванной массы прокладываются на расстоянии 5—10 м одна от другой. Измерениями охватывают всю поверхность развала. **При планиметрическом способе** площадь развала разбивают на несколько «лент» шириной не менее 2 м по всей ширине развала. Количество лент определяется однородностью развала, расстояние между ними изменяется в пределах 20—30 м. Предпочтительным методом является метод непосредственных измерений или фотографирование развала с масштабной рамкой, при возможности фиксировать гранулометрический состав горной массы по мере уборки породы, т. е. по различным заходкам экскаватора. При этом фотографировать необходимо те же участки и с тем же интервалом, как и до взрыва.

Крупные куски рекомендуется измерять поштучно в процессе работы экскаватора. На поверхности развала определенной площади можно произвести подсчет всех кусков требуемой крупности и определить их число на 1 м породы по формуле

$$N = \frac{n\sqrt{n}}{S\sqrt{S}},$$

где n — число зафиксированных крупных кусков на площади S , м.

Переход к относительному объему фракции производится по формуле

$$V = NV_{\text{ср}},$$

где $V_{\text{ср}}$ — средний объем кусков данной фракции, м³.

Площадь замера должна быть 500—1000 м².

Результаты замеров гранулометрического состава взорванной породы заносятся в табл. ПЗ. Шаг разделения фракций может быть укрупнен, но должен иметь отмеченные граничные интервалы.

Таблица ПЗ

0—20	21—30	31—40	41—50	51—60	61—80	81—120	121—150	> 150	Выход кусков > 500 мм, %	Выход кусков > 1000 мм, %	Размер среднего куска, см	Размер кондиционного куска, см	Выход негабарита, %

Если взрыв проведен в разных породах, фиксация результатов для каждой категории по трещиноватости или взрываемости делается отдельно. Производится раздельный учет по рядам скважин или заходкам экскаватора. Средний размер куска взорванной массы определяется по формуле

$$d_{\text{ср}} = \frac{d_i \gamma_i}{100}, \text{ см,}$$

где d_i — середина интервала соответствующей фракции, см;

γ_i — выход кусков этой фракции, %.

В качестве критериев оценки гранулометрического состава взорванной горной массы следует использовать средний размер куска $d_{\text{ср}}$, выход фракций 500 и 1000 мм, выход негабарита и его размер, выход некондиционной мелочи.

4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ВЗРЫВА

Для оценки результатов массовых взрывов определяют по маркшейдерским данным фактический объем взорванной массы, общий метраж бурения, расход ВВ и средств взрывания.

Данные по сравнимым производственному и опытному взрывам фиксируются в виде таблицы (табл. П4).

Для более детального анализа при погрузке взорванной породы необходимо указывать тип экскаватора, вместимость ковша и продолжительность погрузки по I, II, III и т. д. заходам:

- продолжительность цикла черпания $t_{\text{ч}}$;
- продолжительность погрузки данного сосуда $t_{\text{с}}$ вместимостью, м^3 ;
- время откладывания негабарита $t_{\text{н}}$;
- общее время на подготовку забоя к погрузке $t_{\text{п}}$;
- время разборки подошвы уступа $t_{\text{пу}}$;
- время оборки откоса уступа $t_{\text{оу}}$

Таблица П4

Дата _____
Горизонт _____
Номер блока _____

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПО ВЗРЫВУ

Показатели	Различные участки опытного блока			
	Категории пород по взрываемости			
	I	II	III	IV
Объем взорванной горной массы, м				
Общий объем бурения, м				
Выход горной массы с 1 м, м^3				
Общая величина зарядов, кг				
Удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$:				
а) расчетный				
б) фактический				
Ширина развала, м				
Завышение подошвы, м				
Средний размер куска, м				
Выход фракции +500 мм, %				
Выход фракции +1000 мм, %				
Выход негабарита, %, и его размеры				
Выход мелочи, %				
Величина зарядов на вторичное дробление, кг				
Вместимость ковша экскаватора, м^3 *				
Сменная производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{ч}$ *				
Использование экскаватора в смене, %				

Окончание табл. П4

Показатели	Различные участки опытного блока			
	Категории пород по взрываемости			
	I	II	III	IV
Транспорт				
Объем транспортного сосуда, м^3				
Время загрузки одного сосуда				
* Для достоверной фиксации работы экскаватора необходим хронометраж.				

Полученные данные после усреднения результатов заносятся в табл. П5 сравнения производственного и опытного взрывов.

Таблица П5

ПОКАЗАТЕЛИ ПОГРУЗКИ ВЗОРВАННОЙ ПОРОДЫ

Показатели	Экскаваторные заходы			
	I	II	III	IV
Категория пород по трещиноватости				
Выход негабарита, %				
Средний размер куска, м				
Средняя высота развала, м				
Время, затраченное на операции:				
черпание $t_{\text{ч}}$				
откладывание негабарита, разборку подошвы $t_{\text{пу}}$				
оборку откоса уступа $t_{\text{оу}}$				
подготовку забоя $t_{\text{п}}$				
загрузку транспортного сосуда вместимостью, м^3 , $t_{\text{с}}$				

По полученным в табл. П3, П4, П5 данным известными методами вычисляют:

- стоимость первичного бурения и взрывания,
- стоимость вторичного дробления,
- стоимость погрузки породы,
- стоимость транспорта,
- убытки от выхода некондиционной мелочи.

Технологическое совершенство производственного (П) и опытного (О) взрывов оценивается следующими основными показателями (табл. П6):

Таблица П6

Сравнение производственного и опытного взрывов

Показатели	П	О	±
Время подготовки ВВ к заряданию блока, ч			
Трудоемкость подготовки ВВ, чел.-смен			
Время зарядания 1 скважины, мин			
Трудоемкость зарядания 1 скважины, чел.-смен			
Время монтажа сети для (условных) 100 скважин, мин			
Трудоемкость монтажа сети для (условных) 100 скважин, мин			
Процент механизации работ по заряданию			
Время остановки работ в карьере на взрыв, ч			
Чистое время подготовки блока к взрыву, ч/1000 м			

Технико-экономическая эффективность опытного взрыва по сравнению с производственным оценивается по следующим основным показателям:

Таблица П7

Показатели	П	О	±
Выход породы с 1 м скважины, м			
Удельный расход ВВ, кг/м			
Выход негабарита, %			
Выход мелочи (отходов), %			
Наличие порогов (% по площади или по числу полных и неполных циклов экскаваторов)			
Стоимость обустройства 1 м горной массы, руб/м ³			
Стоимость первичного взрывания, руб/м ³			
Стоимость вторичного дробления, руб/м ³			
Производительность зарядания, т/ч, в том числе: • по ВВ • по монтажу сети			

Окончание табл. П7

Показатели	П	О	±
Производительность погрузки, м ³ /ч			
Стоимость погрузки, руб/м ³			
Стоимость транспорта, руб/м ³			
Стоимость первичного механического дробления, руб/м ³			
ИТОГО: затраты на 1 м ³ , руб.			

При необходимости в результатах взрыва фиксируются и другие не указанные в методике специфические особенности, характерные для данного карьера.

При более подробной оценке результатов взрыва необходимо учитывать производительность, расход электроэнергии, затраты на получение концентрата руд и его выход при промышленных и опытных взрывах. Однако эти работы весьма трудоемки и сложны по выполнению, а потому их применяют только при специально поставленных работах, чтобы учесть факторы влияния параметров опытного взрыва на дробление, а также на последующую переработку и извлечение полезных компонентов в концентрат руды и процент его выхода на 1 т переработанной массы.

КОМПЛЕКС КОМПЬЮТЕРНЫХ ПРОГРАММ «УСТУП 10» ДЛЯ ОПЕРАТИВНОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ БВР НА КРУПНЫХ КАРЬЕРАХ

Эффективность работы горных предприятий в значительной степени зависит от техники, технологии и организации буровзрывных работ. В последние десятилетия буровзрывные работы на карьерах получили существенное развитие. На многих крупных горных предприятиях стали изготавливать и использовать дешевые и безопасные взрывчатые вещества собственного приготовления. Почти полностью механизированы трудоемкие и опасные работы по приготовлению ВВ и заряданию скважин. Существенно возросли масштабы массовых взрывов. Обеспечивается, как правило, качественное дробление отбитой горной массы.

Эти достижения стали возможными благодаря глубоким и систематическим научным исследованиям физической природы разрушения горных пород взрывом, физических превращений при взрыве промышленных зарядов ВВ и их взаимодействия с массивом горных пород, научным исследованиям по определению рациональных параметров буровзрывных работ в различных горно-геологических условиях, исследованиям по совершенствованию методов проектирования взрывов и методов организации работ. В научных исследованиях принимали участие многие научные коллективы, среди которых особое место занимает Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук. Становление и развитие буровзрывных работ на карьерах в их современном виде неразрывно связаны с именами академиков Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, профессора Г.П. Демидюка и их учеников.

В настоящее время буровзрывной комплекс горных предприятий вступает в принципиально новый этап использования

компьютерных технологий в проектировании массовых взрывов, в организации буровых и взрывных работ, в сборе, обобщении и анализе физической, технологической и экономической информации о промышленных взрывах.

В мире существует большой рынок программных средств для горной промышленности. Разработчиками этих средств являются: Mine Planning Software, Mineral Industries Computing Limited, Gem COM Services, Exploration Computer Services и др. Импортные программные средства имеют высокую цену, сложны в эксплуатации и трудно адаптируемы к стандартам отечественных горных предприятий.

Из числа российских следует отметить разработки Горного института КНЦ РАН, Института горного дела УрО РАН, Московского государственного горного университета.

Расчет рациональных параметров БВР на карьерах является только частью оперативного проектирования массовых взрывов. Оперативное проектирование буровзрывных работ на карьерах является длительным многостадийным процессом и осуществляется практически ежедневно. Одновременно в разных стадиях проектирования находятся 10—15 блоков.

Обеспечением и осуществлением проектирования БВР занимается большая группа инженерно-технических работников маркшейдерского, геологического отделов и взрывных цехов. Каждый блок находится в разных стадиях проектирования до месяца.

Проект массового взрыва содержит большое количество проектных документов, основными из которых для каждого блока являются: схема расположения скважин для бурения, таблица параметров буровых работ, план фактического положения скважин под взрыв, таблица параметров взрывных работ, технический расчет, схема конструкции скважинных зарядов, схема коммутации взрывной сети.

Наиболее трудоемкими работами при подготовке и составлении проектов являются: маркшейдерская съемка, построение графической документации вручную, корректировка графической документации, вынос проектного положения скважин на уступ. Ручная корректировка графической документации сопровождается практически полной заменой ранее подготовленной проектной документации.

Наиболее часто встречающимися и трудно исправляемыми ошибками и отклонениями при составлении и исполнении проектов БВР являются: ошибки при ручном построении графических материалов, ошибки при выносе проектного положения скважин на уступ, отклонения при наезде бурового станка на будущую скважину, ошибки при маркишейдерской съемке фактического положения обуренных скважин, ошибки при ручном занесении положения обуренных скважин на план.

Подготовка проектной документации часто отстает во времени от работ, выполняемых на блоке фактически без проекта, по опыту исполнителей. Проект на массовый взрыв часто утверждается перед самым проведением взрыва, когда не только буровые работы на блоках завершены, но и работы по заряданию скважин находятся в стадии завершения. Проектная документация лишь приблизительно отражает фактическое положение выполненных работ, а не является руководством для исполнения работ. Такое положение может быть преодолено только при широком использовании компьютерных методов проектирования и при использовании спутниковых методов маркишейдерской съемки GPS.

Коллективом сотрудников ИПКОН РАН, под руководством профессора С.Д. Викторова, разработана компьютерная программа «Ustup10» для оперативного проектирования массовых взрывов на карьерах. Фактически это скомпонованный в единую программу комплекс программ.

Компьютерное проектирование базируется на использовании объемных цифровых топографических моделей, занесенных в память компьютера. Программой предусмотрена возможность формирования таких моделей по блоку, уступу и по всему карьерному полю. В программе используются: декартовы, полярные, общие и локальные системы координат и переход от одной системы координат к другой в процессе проектирования. Предусмотрены различные варианты ввода топографической и иной оперативной информации в память компьютера. Можно вводить цифровой материал маркишейдерской съемки. Можно сканировать имеющийся на карьерах топографический материал, вводить его в память компьютера и оцифровывать.

В объемную цифровую модель карьера или его участка вводится цифровая информация о структуре массива. Под струк-

турой горного массива понимается расположение в трехмерном пространстве положения и контуров различных рудных тел. В память компьютера заносятся любые свойства рудных тел, представляющие интерес для технологов, часть из которых обязательны при проектировании БВР.

Вся занесенная в память компьютера информация может длительное время храниться в памяти, многократно использоваться, легко и оперативно корректироваться, с оставлением не откорректированных копий по желанию проектировщика.

Любой участок хранящейся в памяти компьютера объемной цифровой модели карьерного уступа может быть показан на мониторе компьютера и отпечатан принтером на бумаге. На рис. П1 показан участок смежных уступов, хранящихся в цифровом виде в памяти компьютера, выведенный на экран монитора и отпечатанный на бумаге. На выделенном участке изображены три рудных тела, сложенных кварцитом, лимонитом и богатой маргитовой рудой.

Внесением соответствующих координат и перемещением поисковой точки можно выбрать и показать любой участок карьера, занесенный в память компьютера. Программа предусмат-

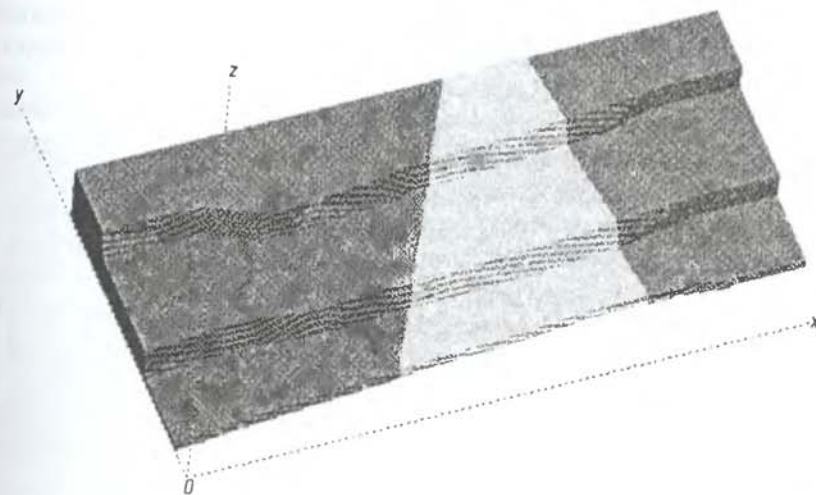


Рис. П1. Выведенный из памяти компьютера участок трех смежных уступов, сложенных тремя рудными телами

ривает возможность изменения масштаба изображения в очень широких пределах.

Любой участок объемного изображения можно вывести на экран, построить и отпечатать продольные и поперечные сечения.

Проектировщик вводит в компьютер ориентировочное положение и размер обуриваемой площади, диаметр заряда и тип взрывчатого вещества. В автоматическом режиме за две — три минуты выполняется расчет параметров буровых работ, формируется схема положения скважин для бурения и таблица параметров буровых работ. Схема и таблица могут быть выведены на экран и отпечатаны на бумаге. На рис. П2 представлена схема положения скважин для бурения в масштабе 1:2000, без номеров скважин. Масштаб ее без особого труда может быть изменен, может быть вызвана из памяти компьютера нумерация скважин.

На экране монитора она будет иметь фрагментарный вид, но на бумажном листе размером А3 она будет отпечатана в полном объеме в соответствии с принятыми на карьерах стандартами. На рис. П3 представлен фрагмент этой схемы в масштабе 1:500 с номерами скважин. На рисунке видно, что в менее крепких породах (лимонитах) проектная сетка скважин реже, чем в более крепких кварцитах.

Схема положения скважин для бурения и таблица параметров буровых работ в сумме представляют собой проект на обури-

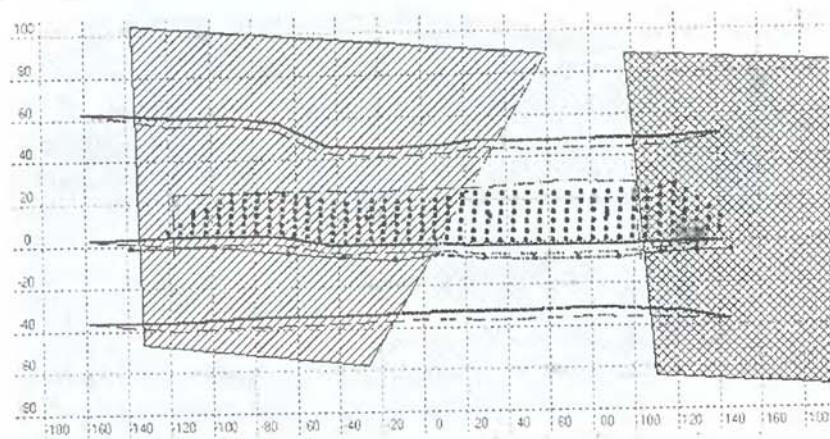


Рис. П2. Схема расположения скважин для бурения в масштабе 1:2000

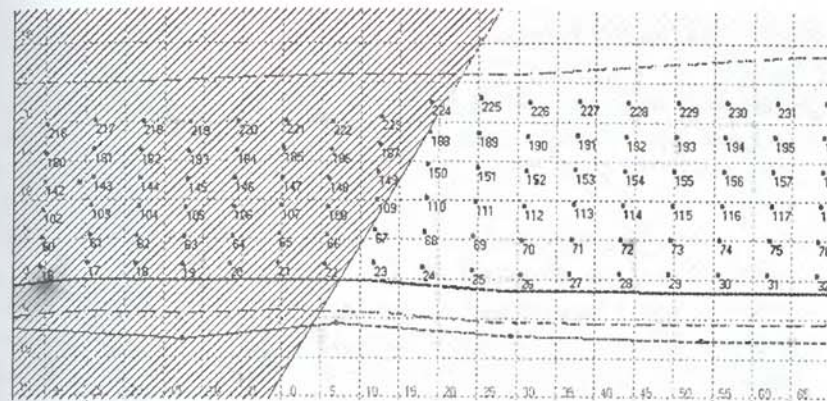


Рис. П3. Фрагмент схемы расположения скважин для бурения в масштабе 1:500

вание блока. Они подписываются, согласовываются, утверждаются, приобретают статус проектной документации, размножаются и передаются исполнителям.

Хотя таблица параметров взрывных работ не входит в проект на бурение, за одну — две минуты она может быть сформирована и отпечатана по проектному (не фактическому) положению скважин. Она может представлять определенный интерес на ранних стадиях подготовки к взрывным работам.

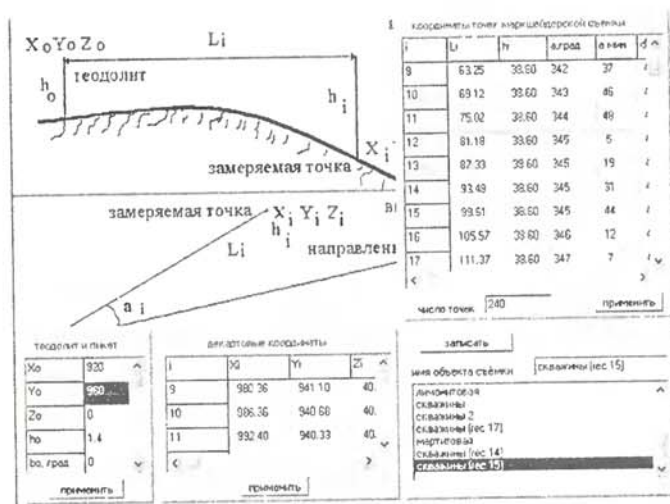
Если проектируемый блок не попадает в зону сформированной объемной цифровой модели массива, то можно сформировать локальную цифровую объемную модель для блока и его ближайших окрестностей. Выполняется это следующим образом.

Приготовленный маркшейдерским и геологическим отделами план блока, подлежащего обурированию, передается в проектную группу взрывного цеха. План сканируется, вводится в память компьютера, привязывается к системе координат. Все элементы плана и их объемное продолжение оцифровываются. На этой основе создается локальная объемная цифровая модель участка. На выполнение этой работы один инженер-компьютерщик, при наличии некоторого навыка, затрачивает минут тридцать — сорок.

Дальнейшее проектирование ничем не отличается от описанного выше. Особо необходимо подчеркнуть, что во всех случаях проектирования положение скважин на план выносится

Фактическое положение обуренных на блоке скважин не точно совпадает с их проектным положением. Поэтому предусматривается обязательная маркшейдерская съемка фактического положения обуренных скважин. Результаты маркшейдерской съемки, сделанные, как правило, в полярной системе координат, заносятся в память компьютера.

На рис. П4 показано рабочее положение экрана монитора, в котором осуществляется занесение в компьютер результатов маркшейдерской съемки. Поясняющий рисунок окружают четыре таблицы. В левую нижнюю таблицу заносят точки стояния теодолита и директивное направление. В среднюю нижнюю таблицу занесены декартовы координаты каждой скважины и их высотные отметки. На экране видны только три скважины. Но с помощью линеек вертикальной и горизонтальной прокрутки можно просмотреть и исправить координаты всех 240 скважин нашего примера. В правой нижней таблице осуществляется вызов в работу нужного варианта. В верхнюю таблицу справа заносятся полярные координаты каждой скважины (результаты маркшейдер-



430

Полярные и декартовы координаты находятся в жесткой связи между собой. Если введены координаты любых точек в одной системе, то нажатием кнопки «применить», автоматически рассчитываются координаты точек в другой системе.

Программа предусматривает возможность расчета нескольких вариантов с изменением численных значений некоторых параметров. Расчет вариантов осуществляется за несколько минут. Количество их не ограничено.

В основу программы «Ustup10» заложена принципиально новая идеология автоматизированного проектирования, предусматривающая не только определение рациональных параметров БВР, но и формирование всего набора проектных документов, соответствующих стандартам оперативного проектирования массовых взрывов. В программу заложен новый расчетный метод, позволяющий индивидуально около каждой скважины учитывать геологическую структуру любой сложности, учитывать любую конфигурацию карьерного уступа.

Для каждой ячейки, в зависимости от типа породы, в которую она попала, рассчитывается удельный расход ВВ по формуле

где q_e — эталонный расход ВВ для руды, слагающей этот объемный элемент;

e — коэффициент, учитывающий энергию применяемого ВВ;

K_d — коэффициент, учитывающий размер кондиционного куска.

Эталонный расход ВВ выбирается по таблице в зависимости от трещиноватости и крепости породы. Коэффициент, учитывающий энергию применяемого ВВ, и коэффициент, учитывающий размер кондиционного куска, выбираются по таблицам.

На первом шаге один раз для всех скважин определяется ориентировочная величина линии наименьшего сопротивления W .

Энергия дробления объема ячейки

$$\Delta E = q \Delta V.$$

В программе рассчитывается требуемая энергия дробления всего объема отбиваемого скважинным зарядом.

$$E_i = \iiint_V q dV.$$

Оптимальное расположение скважины соответствует такому значению линии наименьшего сопротивления W , при котором требуемая энергия E_i равна заданной энергии заряда E_z .

Таким образом определение расположения зарядов сводится к численному решению уравнения

$$E_z - E_i(W) = 0.$$

Программа в полной мере учитывает особенности многостадийного оперативного проектирования массовых взрывов. Она позволяет легко, перетаскиванием точек мышкой компьютера, корректировать проектные документы по уточняемой информации об объекте, получаемой в ходе выполнения работ.

В ближайшие годы технология компьютерного оперативного проектирования буровзрывных работ из-за ее значительно более высокой оперативности и объективности может полностью вытеснить традиционные громоздкие методы проектирования массовых взрывов на карьерах.

Список литературы

1. *Викторов С.Д., Казаков Н.Н., Кочанов А.Н.* Автоматизированное проектирование массовых взрывов на карьерах // Физические проблемы разрушения горных пород. — Новосибирск: Наука, 2003. — С. 39—42.
2. *Викторов С.Д., Казаков Н.Н.* Особенности автоматизированного проектирования БВР на карьерах // Физические проблемы разрушения горных пород. — М.: ИПКОН РАН, 2005. — С. 81—85.
3. *Викторов С.Д., Казаков Н.Н.* Оперативное компьютерное проектирование БВР // Горный журнал. — 2005. — № 8. — С. 75—79.

СИСТЕМА АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

МЕТОДИКА И ПРИКЛАДНАЯ ПРОГРАММА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВВ НА КАРЬЕРАХ «РЕЗУЛЬТАТ» (Версия 2007 г.)

Методика проектирования и прикладная программа «Результат» предназначены для технологических расчетов параметров взрывания скважинных зарядов ВВ на карьерах. Программное обеспечение позволяет оператору-проектировщику в активном диалоговом режиме просчитывать на ПК многовариантные комбинации параметров взрывных работ, производить их экспертную оценку путем сопоставления и выбора наиболее рационального варианта, максимально удовлетворяющего различным технологическим критериям и требованиям производства. Программа позволяет осуществлять ввод исходных данных с терминала, выдачу результатов расчета и справочного материала на экране дисплея, а для документирования результатов — на печатающее устройство (принтер).

В методике проектирования используются принципы системного подхода, позволяющие осуществлять последовательно детальные технологические расчеты скважинных зарядов ВВ для условий уступной отбойки пород на карьерах по следующим группам показателей:

- гранулометрический состав отдельностей разрушаемого массива пород и кусков взорванной горной массы;
- параметры взрывчатых веществ для эффективной отбойки горных пород;

* Программа и методика проектирования разработаны Научно-технической фирмой «Взрывтехнология», автор В.Х. Кантор.

- геометрические параметры пространственного расположения и взрывания скважинных зарядов ВВ с учетом требований по интенсивности взрывного дробления и разрыхления горной массы;
- элементы развала горной массы при взрывании на подобранный забой и в зажатой среде (на буфер неубранной породы);
- параметры промышленной и экологической безопасности массовых взрывов;
- производственно-технические показатели эффективности взрывных работ.

МЕТОДИКА ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

А. Исходные технологические требования для проектирования

1. Группа грунтов по СНиП — F и коэффициент крепости по М.М.Протодакионову f .
2. Высота уступа H , м.
3. Угол откоса уступа к горизонту α , градус.
4. Вместимость ковша экскаватора E , м³.
5. Размер куска, принятый за негабарит X_n , м.
6. Минимальный размер кондиционного куска X_k , м.
7. Выход негабарита при взрыве $V_{нд}$, %.
8. Годовой объем горной массы V_r , м.

Б. Гранулометрический состав массива горных пород и взорванной горной массы

1. Гранулометрический состав взорванной горной массы и естественных отдельностей массива горных пород характеризуется средними размерами и процентным содержанием кусков различных технологических фракций. В зависимости от технологических особенностей разработки горных пород и от максимального размера куска (отдельности) X_{max} , размера куска, принятого за негабарит, X_n и минимального размера кондиционного куска X_k выделяют фракции с размерами кусков (отдельностей) X_i : негабаритную ($X_n < X_i \leq X_{max}$), габаритную ($X_i \leq X_n$), кондиционную ($X_k \leq X_i \leq X_n$) и некондиционную мелочь ($X_i \leq X_k$).

2. Уравнение распределения по крупности линейных размеров естественных отдельностей трещиноватых массивов горных пород и кусков взорванной горной массы в технологических расчетах принимается в виде интегральной (кумулятивной) функции степенного вида:

$$Y_i = 100 \left(\frac{X_i}{X_{\max,i}} \right)^{K_i},$$

где Y_i — суммарный выход кусков (отдельностей) с размерами менее интересующей крупности X_i , %;

$X_{\max,i}$ — максимальный размер куска (отдельности), соответствующий 100%-ному выходу фракций по кумулятивной кривой;

K_i — показатель распределения по крупности гранулометрического состава кусков горной массы (отдельностей массива).

Индекс $i = м$ относится к показателям, характеризующим параметры гранулометрического состава трещиноватого массива, а индекс $i = д$ — к показателям гранулометрического состава кусков взорванной горной массы.

3. Показатель распределения отдельностей трещиноватого (блочного) массива горных пород по крупности принимается в зависимости от группы грунтов по СНиП — F :

F	4	5	6	7	8	9	10	11
K_d	0,25	0,40	0,55	0,75	1,00	1,30	1,55	1,90

4. Показатель распределения кусков взорванной горной массы по крупности принимается из условия эффективной работы экскаватора:

$$K_d = 0,7 \left(1 - \frac{E_3}{10,6} \right) \text{ при } E_3 \leq 6 \text{ м}^3;$$

$$K_d = 0,30 \text{ при } E_3 > 6 \text{ м}^3,$$

где E_3 — вместимость ковша экскаватора, м^3 .

5. Максимальный размер отдельности в породном массиве и куска взорванной горной массы

$$X_{\max,м} = 1 + K_m, \text{ м};$$

$$X_{\max,д} = \frac{X_n}{\left(1 - \frac{V_{нл}}{100} \right)^{1/K_d}}, \text{ м}.$$

6. Средний (средневзвешенный) диаметр куска взорванной горной массы и отдельности массива

$$X_{ср,i} = \frac{X_{\max,i}}{1 + 1/K_i}.$$

7. Параметры крупности кусков и отдельностей технологических фракций:

Технологическая фракция	Средневзвешенный диаметр куска (отдельности) фракции	Содержание по объему кусков (отдельностей) фракции, %
Негабаритная	$X_{н,i} = X_{ср,i} \left[\frac{1 - (X_n / X_{\max,i})^{1+K_i}}{1 - (X_n / X_{\max,i})^{K_i}} \right]$	$V_{н,i} = 100 [1 - (X_n / X_{\max,i})^{K_i}]$
Габаритная	$X_{г,i} = \frac{X_n}{1 + 1/K_i}$	$V_{г,i} = 100 (X_n / X_{\max,i})^{K_i}$
Кондиционная	$X_{к,i} = X_{г,i} \left[\frac{1 - (X_k / X_n)^{1+K_i}}{1 - (X_k / X_n)^{K_i}} \right]$	$V_{к,i} = 100 [(X_n - X_k) / X_{\max,i}]^{K_i}$
Некондиционная мелочь	$X_{н,i} = \frac{X_k}{1 + 1/K_i}$	$V_{н,i} = 100 (X_k / X_{\max,i})^{K_i}$

8. Число негабаритных кусков (отдельностей) в единице объема взорванной горной массы (массива)

$$N_{н,i} = \frac{K_i}{(3 - K_i) X_{\max,i}^3} \left[\left(\frac{X_{\max,i}}{X_n} \right)^{3-K_i} - 1 \right].$$

В. Интенсивность дробления и разрыхления горной массы

1. Степень дробления горной массы

$$i = \frac{X_{ср,м}}{X_{ср,д}} = j \frac{(1 + 1/K_d)}{(1 + 1/K_m)},$$

где j — степень дробления отдельности максимального размера:

$$j = \frac{X_{\max,м}}{X_{\max,д}} = \frac{(1 - V_{нл}/100)^{1/K_d}}{(1 - V_{нм}/100)^{1/K_m}}.$$

Коэффициент разрыхления горной массы

$$K_p = 1 + (\sqrt[4]{i} - 1) \frac{N + 1}{2N},$$

где N — количество взрывааемых рядов скважинных зарядов для эффективной отбойки пород.

Г. Параметры для выбора применяемых промышленных взрывчатых веществ

1. Коэффициент взрывной эффективности $K_{ВВ}$ для расчета эквивалентных масс (удельных расходов) сосредоточенных зарядов ВВ, обеспечивающих одинаковую интенсивность дробления (разрыхления) горных пород,

$$K_{ВВ} = \frac{q}{q_э} = K_U \frac{U_{ВВэ}}{U_{ВВ}} + K_D \frac{D_{ВВэ}}{D_{ВВ}} + K_V \frac{V_{ВВэ}}{V_{ВВ}},$$

где $q, q_э$ — удельный расход сосредоточенного заряда для применяемого и эталонного ВВ, кг/м³;

$U_{ВВэ}, U_{ВВ}$ — удельная энергия (по идеальной работе взрыва) для эталонного и применяемого ВВ, ккал/кг;

$D_{ВВэ}, D_{ВВ}$ — идеальная скорость детонации для эталонного и применяемого ВВ, км/с;

$V_{ВВэ}, V_{ВВ}$ — удельный объем газовыделения для эталонного и применяемого ВВ, л/кг;

K_U, K_D, K_V — коэффициенты пропорциональности, учитывающие влияние свойств горных пород на уровень взрывной эффективности ВВ.

Численные значения коэффициентов K_U, K_D, K_V принимаются в зависимости от величины группы горных пород по СНиП — F:

F	4	5	6	7	8	9	10	11
K_U	0,45	0,40	0,35	0,30	0,25	0,20	0,15	0,10
K_D	0,10	0,20	0,30	0,40	0,50	0,60	0,70	0,80
K_V	0,45	0,40	0,35	0,30	0,25	0,20	0,15	0,10

2. Оптимальная величина удельной объемной энергии (концентрации энергии) ВВ в скважине, соответствующая максимальной полезной работе газов взрыва против сил прочностного сопротивления твердой среды при взрыве зарядов ВВ, в зависи-

мости от величины коэффициента крепости f по М.М. Прото-
дыконову

$$U_V = 45f + 400, \text{ ккал/дм}^3.$$

3. Скорость детонации ВВ в скважине из условия соответствия её скорости распространения звука в трещиноватом массиве горной породы

$$D_{ВВ} = \sqrt{\rho_r f A}, \text{ км/с},$$

где ρ_r — плотность породы в образце, г/см³;

A — акустический показатель трещиноватости массива в зависимости от группы грунтов по СНиП — F:

F	4	5	6	7	8	9	10	11
A	0,15	0,20	0,25	0,30	0,40	0,50	0,60	0,80

4. Критический диаметр детонации ВВ в открытом заряде d_k , согласованный с диаметром скважин d , применяемых для отбойки горных пород, для обеспечения условия распространения взрывного процесса по колонне скважинного заряда в стационарном режиме

$$d_k \leq 0,25d \frac{\rho_r}{\rho_{ВВ}}.$$

5. Коэффициент сравнительной технико-экономической эффективности для выбора конкретного типа применяемого ВВ

$$K_э = K_{ВВ} K_n \sqrt{\frac{\rho_{ВВэ} C_{ВВ}}{\rho_{ВВ} C_{ВВэ}}},$$

где $C_{ВВэ}, C_{ВВ}$ — стоимость соответственного эталонного и применяемого ВВ с учетом транспортно-складских расходов, руб/кг;

$K_n = d/d_n$ — коэффициент, учитывающий плотность заряжения для патронированного ВВ;

d, d_n — диаметр соответственно скважины и патрона ВВ, м.

Для сравниваемых типов ВВ предпочтение отдается ВВ, имеющему наименьшее значение $K_э$.

Д. Параметры расположения и взрывания скважин

1. Принимается угол наклона скважин α_n , градус.

2. Рациональный диаметр скважинного заряда при $H > 5$ м принимается из условия:

а) обеспечения необходимого разрыхления массива и проработки подошвы уступа:

$$d = 10^{-3}(9H + 35,5K_p + 33,5F - 195), \text{ м};$$

б) соответствия производительности экскаватора и бурового станка:

$$d = 0,1\sqrt{E_9}, \text{ м}.$$

Принимается ближайший стандартный диаметр скважины исходя из имеющегося в наличии бурового инструмента;

в) при высоте $H \leq 5$ м диаметр скважин не должен превышать значения

$$d = \frac{H}{14 + H}, \text{ м}.$$

3. Длина забойки:

а) $l_{\text{заб}} = (10 + 3H)d$, м, при $H \leq 5$ м;

б) $l_{\text{заб}} = (24d - 2,3K_p + 3) / \sin \alpha_n$ при $H > 5$ м.

4. Длина заряда над подошвой уступа

$$l_v = \frac{H}{\sin \alpha_n} - l_{\text{заб}} - l_{\text{пер}}, \text{ м}.$$

5. Степень дробления массива при безнегабаритной отбойке ($V_{\text{нд}} = 0$)

$$i_0 = \frac{X_{\text{ср.м}}}{X_n} \left(1 + \frac{1}{K_d} \right).$$

6. Степень дробления массива в зоне действия взрыва при безнегабаритной отбойке ($V_{\text{нд}} = 0$)

$$i_{0\text{д}} = \frac{i_0 - \frac{l_{\text{заб}}}{H \sin \alpha_n}}{1 - \frac{l_{\text{заб}}}{H \sin \alpha_n}}.$$

7. Расчетный удельный расход ВВ сосредоточенного заряда в зоне действия взрыва при безнегабаритной отбойке пород

$$q_{0\text{д}} = q_k i_{0\text{д}}, \text{ кг/м}^3,$$

где q_k — расчетный удельный расход ВВ сосредоточенного заряда наибольшего камуфлета, кг/м³.

Удельный расход ВВ сосредоточенного заряда наибольшего камуфлета определяется физико-техническими характеристиками горных пород и условиями взрывания зарядов:

$$q_k = q_n K_{\text{ВВ}} K_c \varepsilon_n \sigma_p / \sigma_{\text{сж}}, \text{ кг/м}^3,$$

где q_n — удельный расход ВВ на формирование камуфлетной полости, кг/м³;

$K_{\text{ВВ}}$ — коэффициент взрывной эффективности ВВ;

K_c — коэффициент, учитывающий последовательность короткозамедленного взрывания зарядов;

ε_n — относительная объемная трещинная пустотность массива;

$\sigma_p, \sigma_{\text{сж}}$ — предел прочности отдельностей массива на растяжение и сжатие, МПа.

Физико-технические характеристики для проектирования параметров взрывной отбойки горных пород:

Характеристика массива	Группа грунтов F							
	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
Объемная трещинная пустотность взрываемого массива ε_n , %	6	4	3	2	1,5	1,2	1	0,85
Коэффициент хрупкости пород $\sigma_{\text{сж}}/\sigma_p$	15	17	18,5	20	21	22,5	24	25
Удельный расход ВВ для образования камуфлетной полости q_n , кг/м ³	27	65	125	215	340	510	730	1000

Коэффициент K_c принимается в зависимости от схемы КЗВ и F .

Индекс схемы КЗВ	Последовательность взрыва- ния четырех соседних зарядов, образующих сетку скважин	F			
		4—5	6—7	8—9	10—11
А	Все заряды одновременно	1	1,05	1,1	1,15
Б	По два заряда одновременно в любой комбинации	1	1	1	1
В	Два заряда одновременно и два заряда одновременно в любой комбинации	1	0,95	0,9	0,85
Г	Все заряды одновременно и в любой комбинации	1	0,9	0,85	0,80

8. Линейная плотность скважинного заряда P при плотности заряжения ВВ $\rho_{ВВ}$ [кг/м³]

$$P = 0,785 \rho_{ВВ} d^2, \text{ кг/м.}$$

9. Радиус зоны дробления скважинного заряда в массиве гор-
ной породы при безнегабаритной отбойке

$$W_0 = \sqrt{\frac{P}{q_{од}}}, \text{ м.}$$

10. Расчетная линия сопротивления по подошве уступа для
зарядов наибольшего камуфлета

$$W_k = \sqrt{\frac{P}{q_k}}, \text{ м.}$$

11. Выход негабаритной фракции при взрыве скважинных
зарядов первого ряда

$$V_{нд1} = \frac{V_{нд} N}{1 + \frac{2}{\sqrt{F}} (N - 1)}, \text{ \%}.$$

12. Величина сопротивления по подошве уступа для зарядов
первого ряда

$$W = \frac{W_k}{1 + (1 - \frac{V_{нд1}}{V_{нм}}) (\frac{W_k}{W_0} - 1)}, \text{ м.}$$

13. Минимально допустимая по условиям безопасности бу-
рения скважин в первом ряду линия сопротивления по подошве
уступа

$$W_6 = b_6 + H (\text{ctg} \alpha_y - \text{ctg} \alpha_n), \text{ м.}$$

где b_6 — допустимое безопасное расстояние от верхней бровки
уступа до бурового станка, м.

При отбойке на подобранный забой

$$b_6 = 3 \text{ при } H > 3 \text{ м;}$$

$$b_6 = H \text{ при } H \leq 3 \text{ м.}$$

14. Проверка условия безопасности бурения первого ряда
скважин:

$$W \geq W_6.$$

При $W < W_6$ необходимо увеличить количество рядов сква-
жин N , перейти на увеличенный диаметр скважин d , уменьшить
угол наклона α_n или перейти на взрывание парносближенных
(кустов) скважин с количеством скважин в кусте N_k .

Эквивалентный диаметр кустового скважинного заряда

$$d_3 = d \sqrt{N_k}.$$

15. Выход негабаритной фракции из массива отбиваемым
вторым и последующим рядами скважинных зарядов

$$V_{нд2} = \frac{2}{\sqrt{F}} V_{нд1}, \text{ \%}.$$

16. Расстояние между рядами скважин

$$b = \frac{W_k}{1 + (1 - \frac{V_{нд2}}{V_{нм}}) (\frac{W_k}{W_0} - 1)}, \text{ м.}$$

17. Степень дробления массива при взрыве зарядов первого ряда скважин

$$i_1 = (i_0 - 1) \left(1 - \frac{V_{нл1}}{V_{нм}}\right)^{1/K_a}.$$

18. Степень дробления массива в зоне действия взрыва зарядов первого ряда скважин

$$i_{д1} = \frac{i_1 - \frac{l_{заб}}{H \sin \alpha_n}}{1 - \frac{l_{заб}}{H \sin \alpha_n}}.$$

19. Степень дробления массива при взрыве зарядов второго и последующих рядов скважин

$$i_2 = 1 + (i_0 - 1) \left(1 - \frac{V_{нл1}}{V_{нм}}\right)^{1/K_a}.$$

20. Степень дробления массива в зоне действия взрыва зарядов второго и последующих рядов скважин

$$i_{д2} = \frac{i_2 - \frac{l_{заб}}{H \sin \alpha_n}}{1 - \frac{l_{заб}}{H \sin \alpha_n}}.$$

21. Усредненная степень дробления в зоне действия взрыва

$$i_{д} = \frac{i_{д1} + i_{д2}(N-1)}{N}.$$

22. Расстояние между скважинными зарядами в ряду

$$a = 0,75 K_p W, \text{ м.}$$

23. Коэффициент формы сетки расположения скважин

$$K_\phi = a/b.$$

При $K_\phi < 1,05$ принимается прямоугольная форма сетки расположения скважин.

При $K_\phi \geq 1,05$ — косоугольная форма сетки расположения скважин (в шахматном порядке).

24. Длина заряда над подошвой уступа для эквивалентного вертикального скважинного заряда

$$l_{бз} = l_b \left[\sin \alpha_n - \frac{\cos \alpha_n}{W / (H - l_{заб} \sin^2 \alpha_n) - 1 / l_b} \right], \text{ м.}$$

25. Длина перебура скважинного заряда:

а) в первом ряду

$$l_{п1} = l_{бз} (\sqrt[3]{1 + (W / l_{бз})^2} - 1), \text{ м;}$$

б) во втором и последующих рядах

$$l_{п2} = l_{бз} (\sqrt[3]{1 + (b / l_{бз})^2} - 1), \text{ м.}$$

26. Длина скважинного заряда:

а) в первом ряду

$$l_{з1} = l_b + l_{п1}, \text{ м;}$$

б) во втором и последующих рядах

$$l_{з2} = l_b + l_{п2}, \text{ м.}$$

27. Масса скважинного заряда:

а) в первом ряду

$$Q_1 = P l_{з1}, \text{ кг;}$$

б) во втором и последующих рядах

$$Q_2 = P l_{з2}, \text{ кг.}$$

28. Удельный расход ВВ:

для зарядов первого ряда

$$q_1 = \frac{Q_1}{HaW}, \text{ кг/м}^3;$$

для зарядов второго и последующих рядов

$$q_1 = \frac{Q_1}{Hab}, \text{ кг/м}^3;$$

средний удельный расход при многорядном взрывании

$$q = \frac{q_1 + q_2(N-1)}{N}, \text{ кг/м}^3.$$

29. Усредненный коэффициент заполнения скважины

$$\eta_3 = \frac{l_{31}}{(H_y + l_{n1})N} + \frac{l_{32}(N-1)}{(H_y + l_{n2})}.$$

30. Выход взорванной горной массы с единицы длины скважинного заряда

$$\rho = \frac{P}{q} \eta_3, \text{ м}^3/\text{м}.$$

31. Выход горной массы с одной скважины при взрыве типовой серии зарядов ВВ

$$\rho_c = \rho \left[\frac{(H_y + l_{n1}) + (H_y + l_{n2})(N-1)}{N} \right], \text{ м}^3.$$

32. Количество скважинных зарядов, взрывающихся в типовой серии,

$$n_c = \frac{V_{rc}}{\rho_c}, \text{ шт.}$$

33. Объем горной массы при взрыве типовой серии скважинных зарядов

$$V_{rc} = V_r / n_r, \text{ м}^3,$$

где n_r — среднегодовая частота (количество) массовых взрывов.

34. Суммарная масса скважинных зарядов ВВ, взрывающихся в типовой серии,

$$Q = qV_{rc}, \text{ кг.}$$

35. Рациональный интервал времени замедления при КЗВ скважинных зарядов для эффективного дробления (рыхления) горных пород

$$t_3 = 40 + 2H - 2,5F - 10K_p, \text{ мс.}$$

Е. Параметры развала взорванной горной массы

1. Взрывание на подобранный забой

1. Максимальный отброс породы от нижней бровки уступа

$$B_0 = 3,5K_n K_{cx} H^4 \sqrt[3]{Fq/H}, \text{ м;}$$

$$K_n = 1 + 0,5 \left[1 - \left(\frac{\alpha_n}{45} - 1 \right)^2 \right];$$

$$K_{cx} = 1 - 0,5 \left[1 - \left(\frac{\phi}{90} - 1 \right)^2 \right],$$

где ϕ — угол между направлением линии откоса уступа и линией одновременно взрывающихся скважин, градус.

Значения угла ϕ зависят от принятых схем КЗВ:

Схема КЗВ	ϕ , градус
Прямая порядная продольными рядами	$\phi = 0$
Прямая диагональная	$0 < \phi < 90$
Поперечная	$\phi = 90$
Обратная диагональная	$90 < \phi < 180$
Обратная порядная продольными рядами	$\phi = 180$

2. Ширина буровой заходки по целику

$$A = W + b(N-1), \text{ м.}$$

3. Полная ширина развала

$$B = B_0 + A, \text{ м.}$$

4. Максимальная высота навала взорванной горной массы при уступной отбойке

$$H_p = \frac{K_p H}{1 + \frac{B_0 - W}{2A}}, \text{ м.}$$

II. Взрывание на необрабатываемую горную массу (подпорную стенку)

1. Ширина развала

$$B_p = B_0 \left(1 - \frac{X}{X_{np}} \right), \text{ м,}$$

где X — принятая ширина подпорной стенки на уровне подошвы уступа, м;

X_{np} — предельная ширина подпорной стенки, при которой не образуется при взрыве развала породы ($B_p = 0$), м.

Предельная ширина подпорной стенки:

$$X_{\text{пр}} = \frac{B_0}{1 + 50/F^2}, \text{ м.}$$

Ширина подпорной стенки принимается для сохранения неизменной степени дробления, как и при взрывании на подобраный забой:

$$X = K_{\text{рп}} W (i - 1), \text{ м.}$$

где $K_{\text{рп}}$ — коэффициент разрыхления породы в подпорной стенке ($K_{\text{рп}} = 1,15$).

2. Ширина заходки по целику

$$A = W + b(N - 1), \text{ м.}$$

3. Полная ширина развала

$$B = B_p + X + A, \text{ м.}$$

4. Максимальная высота навала горной массы

$$H_p = H_0 \left[1 + (K_{\text{рб}} \frac{H}{H_0} - 1) \frac{X}{X_{\text{пр}}} \right], \text{ м.}$$

где $K_{\text{рб}}$ — коэффициент разрыхления взорванной горной массы при отбойке на буфер из несубранной породы;

$$K_{\text{рб}} = 1 + (K_p - 1) \left(1 - \frac{X}{X_{\text{пр}}} \right) + (K_{\text{рб}} - 1) \frac{X}{X_{\text{пр}}}.$$

III. Промышленная и экологическая безопасность при взрывных работах

1. Максимальная дальность разлета отдельных кусков породы при взрывании в нормальных условиях;

$$r_p = 1250(\eta_3 + \Delta\eta_3) \sqrt{\frac{f + \Delta f}{(2 - \Delta\eta_{\text{заб}})(a/d - \Delta a/d)}}, \text{ м.}$$

где a — расстояние между скважинами в ряду или рядами (принимается наименьшее из двух значений), м;

η_3 — коэффициент заполнения скважины ВВ в первом ряду;

$\Delta a/d, \Delta\eta_3, \Delta\eta_{\text{заб}}$ — принятые предельно допустимые отклонения параметров расположения скважинных зарядов от проектных значений;

Δf — возможный предел отклонения коэффициента крепости пород от его усредненного значения f .

2. Безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы для людей при взрывании скважинных зарядов на косогоре

$$R_p = (1 + \text{tg}\beta) \left(1 + \frac{V_n}{V_p} \right) r_p, \text{ м.}$$

где β — угол косогора к горизонту, градус;

V_n — средняя допустимая скорость ветра или его порывов в момент взрыва, м/с;

V_p — средняя скорость разлета кусков, забрасываемых на максимальную дальность, м/с;

$$V_p = 3\sqrt{r_p}.$$

3. Радиус опасной зоны по разлету отдельных кусков породы в условиях превышения верхней отметки взрываемого участка над участками границы опасной зоны более 30 м:

$$R_p = 0,5 \left(1 + \frac{V_n}{V_p} \right) \left(1 + \sqrt{1 + \frac{4H_n}{r_p}} \right) r_p, \text{ м.}$$

где H_n — превышение верхней отметки взрываемого участка над участком границы опасной зоны, м.

4. Безопасное расстояние для зданий и сооружений по сейсмическому действию при многократных короткозамедленных взрывах

$$R_c = 29\sqrt[3]{Q/N_r}, \text{ м.}$$

где N_r — число групп скважинных зарядов, взрываемых с одинаковым интервалом замедления.

5. Безопасное расстояние по действию УВВ при первой степени безопасности (отсутствие повреждений) по нормам ЕПБ при ВР для типовой серии скважинных зарядов ВВ

$$R_n = 2(i^{1/3} - 1)^{3/4} K_3 \sqrt{\frac{Q}{N_r}} (1 + \Delta\eta_{\text{заб}}), \text{ м.}$$

где K_3 — коэффициент, учитывающий влияние интервала времени КЗВ на дальность распространения УВВ: $K_3 = 2 - t_3/50$ при $t_3 \leq 50$ мс и $K_3 = 1$ при $t_3 \geq 50$ мс.

6. Концентрация ядовитых газов взрыва в пылегазовом облаке в пересчете на условный оксид углерода на момент окончания его формирования

$$C = \lambda_3 [1 + 25(1 - \lambda_{\text{ВВ}})] C_0, \text{ л/кг},$$

где C_0 — расчетный (теоретический) удельный объем ядовитых газов, выделяющихся при полном взрывчатом превращении, в пересчете на условный оксид углерода, л/кг;

λ_3 — коэффициент относительной эффективности действия взрыва скважинного заряда ВВ,

$$\lambda_3 = 1 - \frac{1}{i};$$

$\lambda_{\text{ВВ}}$ — коэффициент относительной полноты энергосодержания при детонации скважинного заряда ВВ,

$$\lambda_{\text{ВВ}} = \sqrt[4]{D_{\text{ф}} / D_{\text{и}}};$$

$D_{\text{ф}}$ — фактическая (измеренная) скорость детонации применяемого ВВ в скважинном заряде, м/с;

$D_{\text{и}}$ — идеальная скорость детонации применяемого ВВ, м/с;

$$D_{\text{и}} = 2641 + 3,23 \rho_{\text{ВВ}} \sqrt{U_{\text{ВВ}} V_{\text{ВВ}}}, \text{ м/с}.$$

7. Радиус газоопасной зоны при взрыве скважинных зарядов ВВ, на границе которой содержание ядовитых газов в пересчете на условный оксид углерода не превышает предельно допустимую концентрацию (ПДК) по санитарным нормам в воздухе рабочей зоны:

$$R_{\text{г}} = 35(1 + 0,5V_{\text{в}} \sqrt{CQ_{\text{ВВ}}}), \text{ м},$$

где $Q_{\text{ВВ}}$ — суммарная масса ВВ взрывааемых скважинных зарядов, т.

8. Залповый объем выброса ядовитых газов в надземное воздушное пространство при взрыве скважинных зарядов ВВ

$$V_{\text{я}} = 100 CQ_{\text{ВВ}}, \text{ тыс.м}^3.$$

9. Объем выброса ядовитых газов с концентрацией, превышающей ПДК при взрыве скважинных зарядов ВВ:

$$V_{\text{ПДК}} = 90 CQ_{\text{ВВ}}, \text{ тыс.м}^3.$$

10. Расчетное время проветривания взорванного блока горных пород для безопасного доступа людей в район производства массового взрыва

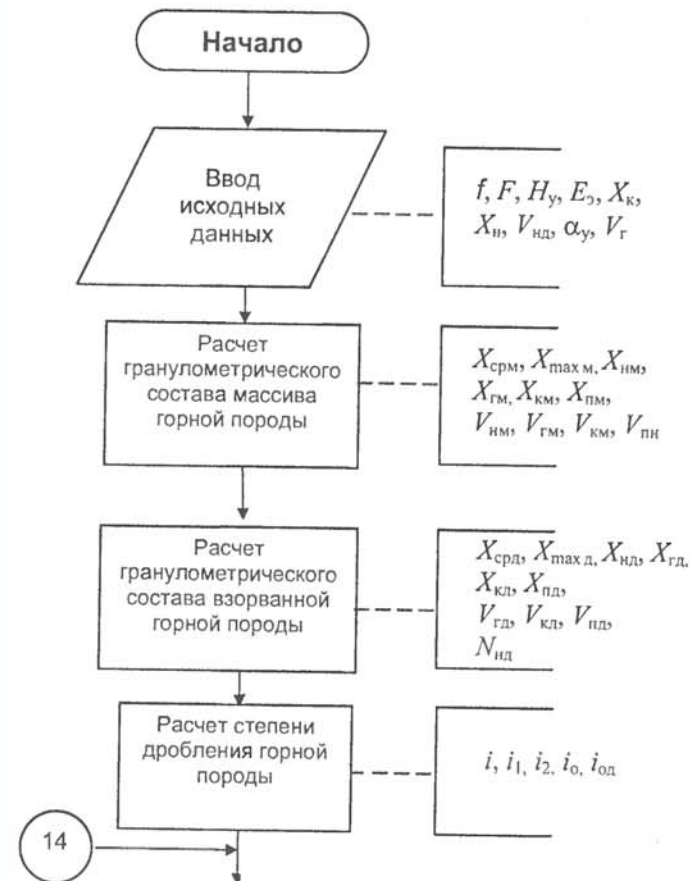
$$T_{\text{б}} = \sqrt{\frac{1 - 0,045K_{\text{б}}}{(5V_{\text{в.п}} - 0,025Q_{\text{ВВ}} + 20)C_{\text{д}}}} \exp \frac{H_{\text{у}}}{0,0014K_{\text{б}} - 0,0286}, \text{ ч},$$

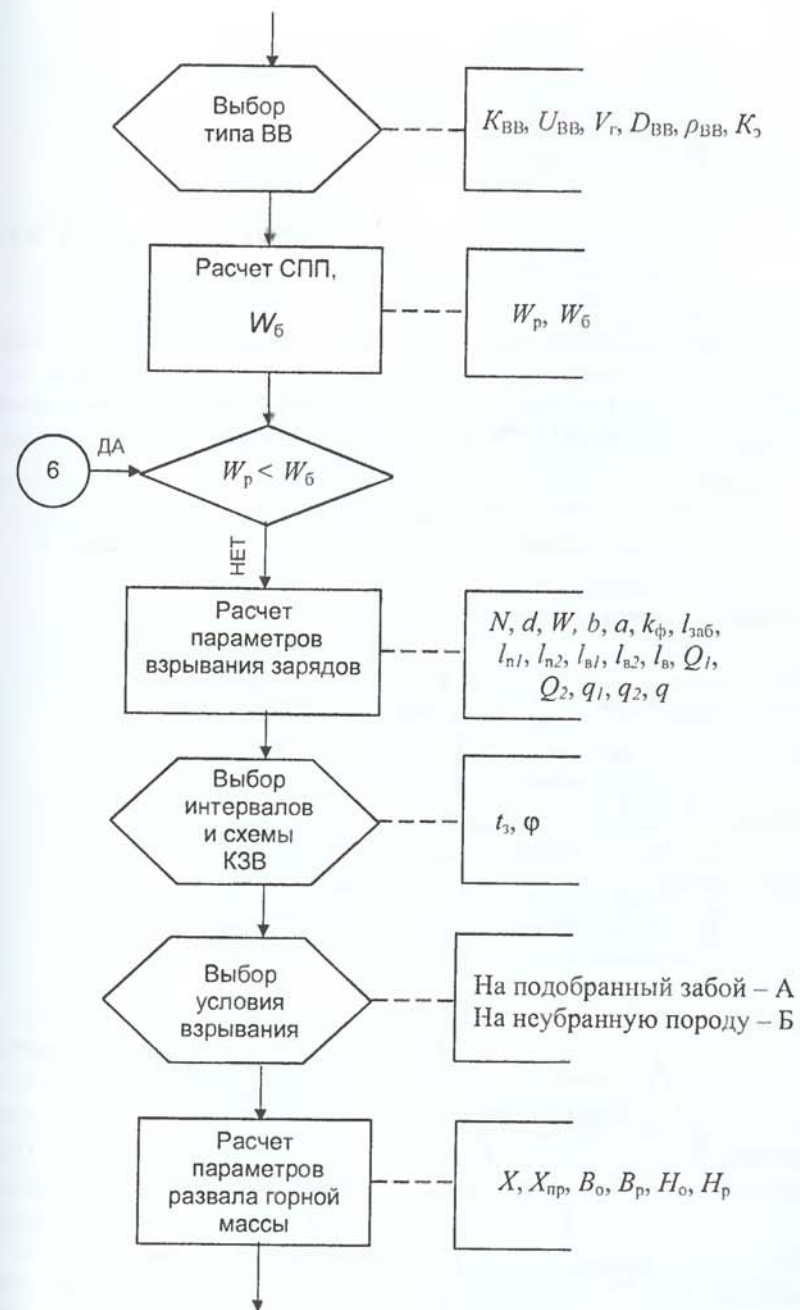
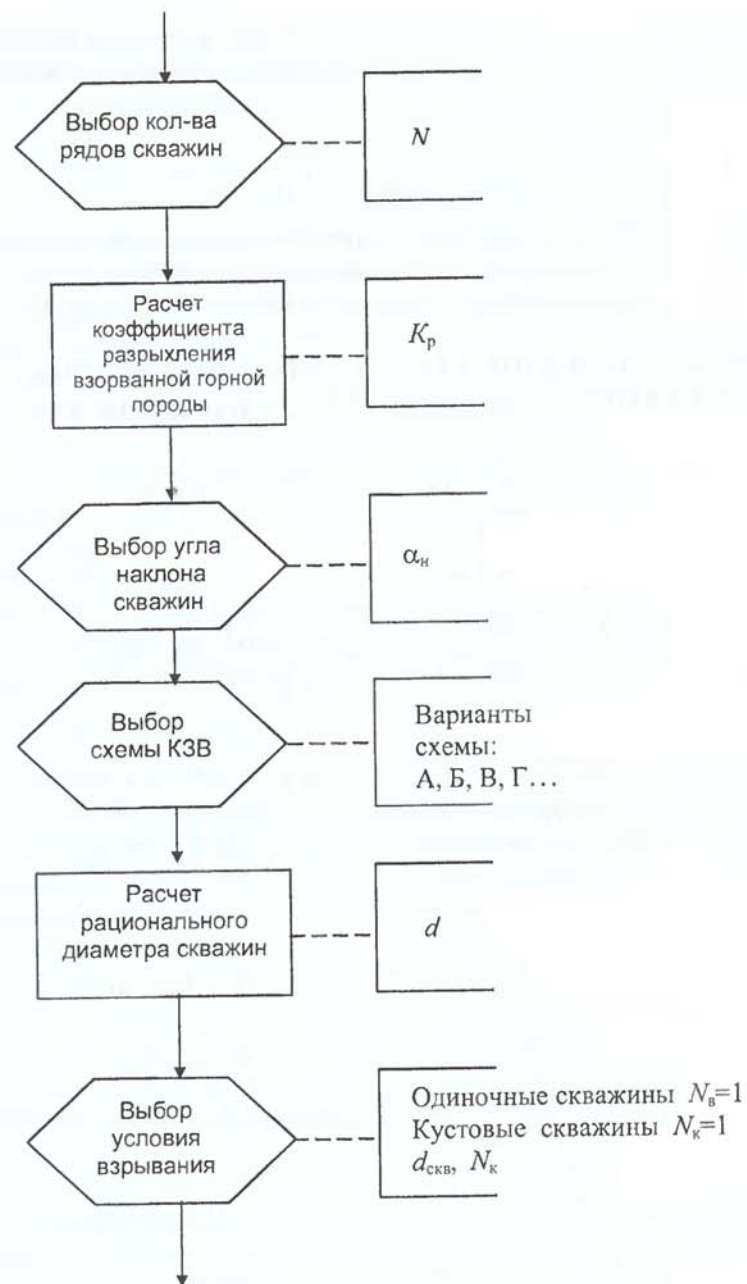
где $V_{\text{в.п}}$ — скорость воздушного потока в районе взрыва, м/с;

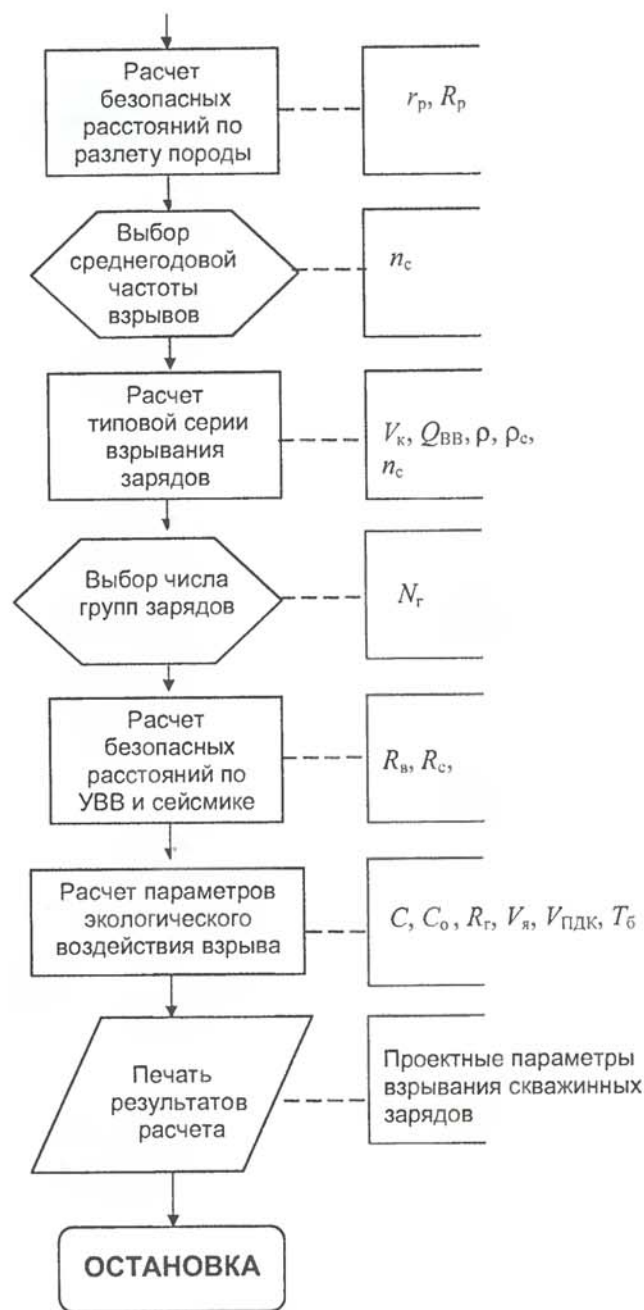
$K_{\text{б}}$ — кислородный баланс применяемого ВВ, %;

$C_{\text{д}}$ — допустимая концентрация СО в районе взрыва, %.

УКРУПНЕННАЯ БЛОК-СХЕМА ПРОГРАММЫ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ «РЕЗУЛЬТАТ»







СИСТЕМА Blast Maker-4.0

Система Blast Maker-4.0 предназначена для автоматизированного проектирования массовых взрывов на карьерах.

Система разработана Кыргызско-Российским Славянским университетом при участии Московского инженерно-физического института и Ecole des Mines de Paris по проекту Международного научно-технического центра (МНТЦ — www.istc.ru).

Комплекс Blast Maker-4.0 включает:

- цифровую модель месторождения, построенную на основе метода конечных элементов;
- модель расчета оптимальных параметров буро-взрывных работ;
- инструментальные средства непрерывного сбора, обработки и передачи информации о массиве горных пород непосредственно с буровых станков, процессе проходки взрывных скважин; мониторинг режимов бурения;
- картирование массива горных пород по физико-механическим свойствам на основании данных бурения;
- пакет программ автоматизированного проектирования параметров буровзрывных работ, объединяющий предлагаемые элементы новой информационной технологии в систему.

Названным комплексом управляют с помощью графического редактора в диалоговом режиме.

Одно из главных достоинств Системы — осуществленная на практике идея синтеза исходных данных о массиве горных пород в границах взрывааемых блоков и технологических требований при минимальных затратах на основные процессы открытой разработки месторождений.

В частности, оптимизируются параметры взрывных скважин, тип и количество взрывчатых веществ и средств взрывания для отдельной скважины. Созданы условия для установки

буровых станков по координатам, определяемым Системой, что повышает эффективность применения GPS. В результате такого решения значительно улучшилось состояние экскаваторного забоя, сохранение структуры взорванного массива, повысилась производительность погрузочных и транспортных работ. Отмечено снижение отрицательного воздействия сейсмического эффекта и экологических последствий взрывных работ.

Успешные опытно-промышленные испытания Системы Blast Maker-4.0 проведены на золоторудном карьере «Kumtor» — совместном канадско-киргизском предприятии «Kumtor operating company». Испытания комплекса подтвердили самые оптимистические ожидания разработчиков и специалистов предприятия практических результатов применения Системы.

Система Blast Maker-4.0 может успешно применяться автономно и совместно с другими системами, например, GEMCOM. Бизнесменам и менеджерам, желающим получить максимальную прибыль на вложенный в горные предприятия капитал, мы говорим: «Добро пожаловать в мир новых компьютерных технологий для производства массовых взрывов на карьерах».

Более подробную информацию о Системе и о принципах автоматизированного проектирования БВР можно получить по адресу: www.carsu.kg.

Наш адрес:

Кыргызская Республика, г. Бишкек, ул. Киевская, 44. Кыргызско-Российский Славянский университет, лаборатория «Геоинформатики».

Тел./факс: 996 (312) 28-28-59

E-mail: kovalenko@krsu.edu.kg

Website: www.carsu.kg

ПУТИ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМЫ ДОСТИЖЕНИЯ ГОРНО-ДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТЬЮ РОССИИ МИРОВОГО КОНКУРЕНТОСПОСОБНОГО УРОВНЯ

5.1. ВВЕДЕНИЕ

Эта проблема является комплексной, включающей весь цикл процессов: разведки, добычи, обогащения, металлургии и создания из полученного полуфабриката готовой продукции — листа, проката, различных деталей, оборудования, а также машин для различных отраслей промышленности (тяжелой, средней, легкой, сельскохозяйственной, продовольственной, оборонной, авиационной и др.). При этом новизна, на сегодняшний день, подхода с учетом процессов глобализации и перспектив вступления России в ВТО состоит в том, что изношенные на 60—90% машины горного цикла (буровые, погрузочные, транспортные) и выпущенные 40—50 лет назад, так же как и оборудование обогательного и металлургического цикла, имеющие такой же длительный период эксплуатации и степень изношенности, должны быть заменены на новые, отвечающие мировому уровню. Это в полной мере относится и к заводам машиностроительного и ремонтного цикла и других отраслей.

Комплекс этих вопросов составляет многофакторную, достаточно сложную проблему, время реализации которой может быть значительным в зависимости от интенсивности (привлечения людских и инвестиционных ресурсов страны).

Главным в данной проблеме является то, что добыча жидких и твердых полезных ископаемых из недр Земли останется для нашей страны фундаментальной основой ее общественного существования, национальной безопасности и суверенитета. Несомненно одно: наша страна, обладая огромными запасами минерального сырья, должна, по словам Президента России В.В. Путина, приступить к диверсификации как внутренней, так

и особенно экспортной продукции, а также сосредоточить усилия ученых и промышленности на реализации инновационных программ и проектов.

5.2. ЭТАПЫ РАЗВИТИЯ ГОРНОГО И ВЗРЫВНОГО ДЕЛА

Ретроспективный анализ развития добычи твердых полезных ископаемых (угля, руд черных, цветных и драгоценных металлов, строительных материалов, включая блочный камень и минеральные удобрения) за последние 30–40 лет позволяет установить следующие главные этапы, которые неразрывно связаны с экономическими преобразованиями в России.

1. Завершающий этап правления КПСС 1970–1989 гг. с гигантскими расходами на оборону и все увеличивающимся застоем в мирных отраслях машиностроения. Экономика страны поддерживалась запредельно активной эксплуатацией нефтяных, газовых месторождений, добычей алмазов в Якутии, железных и медных руд.

2. Период коренной экономической перестройки и демократизации страны, включая болезненный, а в ряде случаев разрушительный процесс первой стадии приватизации А. Чубайса, шоковой терапии в макроэкономике Е. Гайдара 1989–2000 гг., когда в два и более раз уменьшились добыча и переработка полезных ископаемых, было практически остановлено развитие большинства разделов оборонной отрасли и крайне неудачно проводилась федеральная программа «Конверсия».

3. Период с 2001 г. по настоящее время характеризуется некоторой стабилизацией вертикали управления страной и оживлением работы отдельных предприятий добывающей промышленности (железные руды, уголь, цветные металлы, нефть, газ).

Оборудование ремонтных и машиностроительных заводов горного цикла также не обновлялось. Это положение характерно и для других отраслей народного хозяйства России и стран СНГ. Горное производство относится к весьма инерционным отраслям и, учитывая вышесказанное, а также то, что многие горные предприятия России находятся в завершающей стадии эксплуатации, а руды с высоким содержанием компонентов в значительной степени уже извлечены, для создания условий их добычи на конкурентоспособном уровне требуется произвести общее тех-

ническое перевооружение приоритетных горных, обогащательных, металлургических и машиностроительных предприятий. Следует не заниматься вялотекущей реконструкцией базового цикла заводов, а осуществлять четвертый, коренной, этап индустриализации нашей страны, сосредоточив внимание в первую очередь на стратегически главных направлениях, к которым относится прежде всего горно-добывающая, металлургическая и машиностроительная отрасли промышленности как базовые для всех остальных отраслей.

Решение этого вопроса только за счет приобретения импортных машин и оборудования для отдельных предприятий невозможно.

Это решение потребует приобретения новых заводов горного и общего машиностроения (для выпуска бурового, взрывного, погрузочного, транспортного, обогащательного и другого оборудования), отвечающих мировому уровню. Потребуется практически полное обновление ремонтной службы и оборудования горно-обогащательных предприятий.

Вопрос этот осложняется тем, что государство в результате приватизации во многих случаях потеряло влияние на техническую политику ОАО, компаний и корпораций. В угольной промышленности большинство шахт и разрезов стали частными, что в ближайшие годы приведет, а в Кузбассе уже привело, к негативным последствиям в части их оснащенности новой техникой и безопасных условий ведения работ.

На наш взгляд, частные шахты, рудники, прииски и другие горные предприятия должны стать составными элементами крупных энергетических компаний, если добывается энергетический уголь; эти предприятия должны стать долей в энергетических или металлургических компаниях, если добывается коксующийся уголь для металлургического процесса. Также должны войти в состав этих крупных компаний и предприятия по добыче руд черных, цветных и драгоценных металлов. Этот процесс в России происходит, однако здесь требуется государственная поддержка и регулирование этого процесса через «золотую» акцию или блокирующий пакет акций.

В итоге компании должны производить конечную продаваемую продукцию (электроэнергию, сортовой лист и прокат, трубы и машины), причем вся эта продукция должна быть конкуренто-

способной на мировом рынке, особенно учитывая перспективы вступления России в ВТО.

Надо направленно уменьшать экспорт сырья и полуфабрикатов в виде угля, руды, окатышей, слябов, а увеличивать вывоз готовой продукции, что будет в десятки и сотни раз выгоднее за счет более высокой стоимости экспортируемой продукции и уменьшения в абсолютном объеме (массе) экспорта.

Эта, безусловно, сложная и длительная программа потребует перестройки всей промышленности страны, но она необходима для создания национальной безопасности России. Много раз ведущие экономисты и политики поднимали вопрос о недопустимости развития экономики страны за счет все увеличивающейся добычи и экспорта нефти и газа.

Для этого необходимо выполнить крупный комплекс работ по созданию заводов, перерабатывающих сырьевые ресурсы в готовую продукцию — машины и оборудование. При этом обязательным условием должно быть, чтобы эта продукция была сертифицирована на качество мирового уровня, по международным правилам (стандартам) и была допущена на рынки Европы, Америки и Азии.

Можно, повторяя мысли Президента России, сказать: «Необходимо прекращать торговать сырьевыми ресурсами страны: нефтью, газом, углем, железорудными окатышами, стальными слябами и мн. др., т. к., превращая сырьевые материалы в готовую продукцию, страна получит доход, в десятки раз больший».

Таким образом, для решения указанной проблемы требуется решить следующие задачи, каждая из которых может быть эквивалентна по значимости национальным проектам. Особенности этих задач состоят в том, что они должны быть решены комплексно в сроки, обеспечивающие близкий к одновременному пуск всех перечисленных ниже проектов (программ), задач:

- минерально-сырьевые рудные ресурсы России;
- машины и оборудование бурового и горно-транспортного цикла;
- машины и оборудование для механизированного изготовления и заряжания взрывчатых веществ;
- стратегия развития открытой и подземной геотехнологий (подземных и открытых горных работ);
- оборудование дробильно-обогащительного цикла;

- оборудование металлургического цикла;
- оборудование машиностроительного цикла, включая трехмерное компьютерное проектирование;
- обеспечение инженерно-технического и нижнего работающего звена, рабочего состава заводов и предприятий нового уровня под девизом «новым заводам и предприятиям — новые кадры»;
- обеспечение выхода на мировые рынки, продажи конкурентоспособных готовых машин, оборудования и прочей продукции.

Это необходимо сделать в России для достижения высокого уровня диверсификации производства готовой продукции, особенно экспортируемой. Это в полной мере относится не только к горно-металлургическим отраслям, но и ко всем остальным, включая деревообрабатывающую, легкую, текстильную, продовольственную и другие.

5.3. МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫЕ РУДНЫЕ РЕСУРСЫ РОССИИ

Минерально-сырьевые рудные ресурсы России на сегодняшний день не обеспечивают промышленной самостоятельности страны, а следовательно, и полной национальной независимости.

Это связано с распадом в 1991 г. СССР на отдельные республики, с которыми из России были изъяты крупные месторождения коксующегося угля (Донбасс, Караганда), железных (Кривой Рог, ССГОК, Качканарский ГОК), медных (Джезказган) и молибденовых руд (Каджаран, Агарск), хромитов (Украина), титана (Украина), полиметаллических (Алтай), урановых, золотосодержащих (Мурунтау и Алмалыкский ГМК) и многих других. Вывод из СССР указанных и многих других месторождений и заводов бывших союзных республик нанесли серьезный ущерб минерально-сырьевой базе нашей страны. Это также сказалось и на запасах урановых руд, которые СССР успешно добывал в Киргизии, Казахстане, Чехословакии, Германии и др. странах.

«...Минерально-сырьевой комплекс России, созданный до начала 90-х годов, обладавший более высокой устойчивостью к выживанию в условиях реформирования по сравнению с другими отраслями экономики, оказался в критическом состоянии. Тем не менее он продолжает сохранять фундаментальное значе-

ние для народного хозяйства, сдерживая его от еще более глубокого кризиса. Около 40% фондов промышленных предприятий и 13% балансовой стоимости основных фондов экономики России сосредоточено именно в сфере недропользования, а добывающими и геолого-разведочными отраслями обеспечивается не менее 33% ВВП и около 70% объема экспорта страны.

Следует помнить, что Россия унаследовала от СССР положение самой обеспеченной страны минерально-сырьевыми ресурсами. Доля России в мировых запасах нефти составляет 13%, газа — 32%, угля — 11%, свинца, цинка, кобальта, никеля, железа — от 10 до 36% и т. д. Валовая ценность разведанных и предварительно оцененных запасов составляет около 28,5 трлн долл. США.

По уровню обеспеченности России разведанными запасами минерально-сырьевых ресурсов выделяются четыре группы полезных ископаемых:

- газ, алмазы, никель, платина, бериллий, калийные соли, хризотил-асбест — запасы этих ископаемых рассчитаны на длительный период;
- нефть, свинец, цинк, сурьма, олово, вольфрам, молибден, ниобий — интенсивный уровень добычи обеспечен на 5—7 лет;
- марганец, титан, рудное золото, бокситы, каолиновые и бентонитовые глины, плавиковый шпат — уровень добычи их обеспечен, однако уровень запасов явно недостаточен;
- уран, вольфрам, цирконий, рений, стронций — разведанные запасы их следует считать ограниченными, но имеется возможность их расширения.

Это должно взывать нас к серьезному анализу и здравому смыслу. Особо следует отметить, что в последнем десятилетии XX в. на фоне устойчивой мировой тенденции роста разведанных запасов, производства и потребления минеральных ресурсов в России происходили диаметрально противоположные процессы. Так, структура топливно-энергетического баланса России резко отличается от структур других стран в худшую сторону, а это не может не сказаться на будущей экономической перспективе. Большие разведанные запасы природного газа, сконцентрированные в основном в крупных и уникальных месторождениях, позволяют обоснованно рассчитывать на преимущественное развитие газовой промышленности. Но не следует забывать

при этом о переходе основных месторождений газа в режим падающей добычи.

Надо помнить о сложном положении в нефтедобывающей промышленности: свыше 70% запасов нефтяных компаний находятся на грани рентабельности. Если десять лет назад доля вовлеченных в разработку запасов с дебитом скважин 25 т/сут составляла 55%, то сейчас такую долю составляют запасы с дебитами скважин до 10 т/сут. Запасы нефти высокопродуктивных месторождений, дающих около 60% добычи, выработаны более чем на 50%. Доля запасов с выработанностью свыше 80% превышает 25%, а доля с обводненностью в 70% составляет свыше трети разрабатываемых запасов. Продолжают расти трудноизвлекаемые запасы, доля которых уже достигла 55—60% от разрабатываемых.

Нынешние проблемы угольной отрасли порождены определенной недооценкой ее роли в народно-хозяйственном комплексе страны: освоение угольных сырьевых ресурсов осуществляется темпами, не соответствующими их потенциалу. Приходится констатировать, что прогнозируемое развитие атомной энергетики на первую половину XXI в. сбалансировано с имеющейся сырьевой базой урана только на первую четверть столетия, т. е. до 2025 г. Дальнейшее поддержание и развитие атомной энергетики потребует производства урана из новых, еще не открытых месторождений.

Сырьевая база железорудной промышленности России весьма разнообразна по типам и масштабам месторождений, степени концентрации запасов в регионах, условиям добычи руд, их обогатимости, удаленности от потребителей и прочим факторам. Вместе с тем ряд железорудных предприятий имеет неблагоприятные сырьевые базы.

После распада СССР Россия осталась практически без промышленных месторождений марганцевых руд. Преобладающим типом руд является труднообогатимый карбонатный, на долю которого приходится около 91% балансовых запасов, остальная часть — легкообогатимые окисные и окисленные руды.

Россия не имеет разведанных запасов металлургических сортов хромитов. Свыше половины разведанных запасов бокситов сосредоточено в северном регионе и около 28% на Урале. Более 84% бокситов добывается на Урале, в том числе 73,6% — в Северо-уральском бокситоносном районе.

Характерными особенностями минерально-сырьевой базы меди в России является главенствующая роль в запасах и добыче месторождений сульфидного медно-никелевого и колчеданного геолого-промышленных типов. Она характеризуется высокой степенью промышленного освоения балансовых запасов, достигшей к настоящему времени 52%.

Несмотря на кризисные явления, охватившие в последние годы никелевую промышленность, наша страна по-прежнему занимает первое место в мире по разведанным запасам и добыче никеля. В начале 90-х годов на долю России приходилось 95% разведанных запасов и 91% добычи никеля в странах СНГ.

Как предсказывает компетентный анализ, в ближайшие годы состояние с собственным производством свинца и цинка еще более ухудшится. Помимо выбытия мощностей по добыче цинка на уральских медно-цинковых месторождениях, запасы на разрабатываемых свинцово-цинковых месторождениях в других районах уменьшатся к 2010 г. на 80—85%.

Потребность в олове почти на треть превышает его производство, а разница покрывалась за счет импорта. Сложившееся в оловодобывающей промышленности положение представляется достаточно трудным. Ряд предприятий плохо обеспечен разведанными запасами.

По оценке, вольфрамодобывающая отрасль обеспечена запасами от 8 до 40 лет. Обеспеченность запасами пяти рудников с богатыми месторождениями и одного со средним качеством руд составляет всего 8—14 лет.

Ценность балансовых (разведанных) запасов в России нематаллических полезных ископаемых сравнима по стоимости руд металлов и алмазов. На нерудные полезные ископаемые приходится 15%, а на черные, редкие, благородные металлы и алмазы — 14,3% валовой потенциальной стоимости.

В России со всей остротой встала проблема воссоздания стратегических запасов.

В целом, оценка минерально-сырьевой базы вызывает глубокую тревогу по следующим причинам.

1. В СССР за период с 1960-х до начала 1990-х годов эффективность энергопотребления повышалась до 9 т условного топлива на человека в год, при ВВП на душу населения, превышающем 15000 долл., что соответствовало тогда уровню развитых стран. За

последние четырнадцать лет эти показатели в России уменьшились более чем вдвое, в то время как в высокоразвитых странах производство ВВП на душу населения достигло 30000 долл., при том же уровне потребления энергетических ресурсов, что и в России.

2. Расчеты показывают, что для того, чтобы переломить тенденцию падения добычи углеводородного сырья, требуется освоить месторождения, содержащие 3,5 трлн м³ газа и 4,5 млрд т нефти. Для обеспечения роста добычи только нефти в ближайшем пятилетии потребуется от 9 до 22 млрд долл. при условии, что это будет происходить в старых нефтедобывающих районах.

3. Следует признать, что в стране искажены ценовые соотношения на взаимозаменяемые энергоресурсы, а это привело к деформации структуры спроса с чрезмерной ориентацией его на газ и со снижением конкурентоспособности угля.

4. Из-за резкого снижения объемов геолого-разведочных работ уровни добычи полезных ископаемых не компенсируются приростом запасов, обострилась проблема восполнения запасов на добывающих предприятиях в основных горно-промышленных районах страны. А это, как известно, не может не повлиять на базовые отрасли экономики страны и ее экономическую безопасность. За 10 лет восполнение извлекаемых из недр запасов минерально-сырьевых ресурсов их приростами составило по нефти — до 73%, газу — 47%, меди — 33%, цинку — 57%, свинцу — 41% и т. п.

5. Объемы добычи полезных ископаемых в России за этот же период существенно снизились: газа, никеля, цинка, железных руд — на 7—17%, угля, урана, меди, бокситов, платиноидов, калийных солей — на 20—35%, хромовых руд, свинца, олова, молибдена, сурьмы, ниобия, золота, серебра, апатитов — на 40—60%, вольфрама, титана, фосфоритов, плавикового шпата — в 3 раза и более. Несколько возросла, после крупного спада, лишь добыча нефти.

6. Особо следует отметить роль экспорта в экономике страны. За рубежи России вывозится 45 и 33% добываемых в стране нефти и газа, 34% нефтепродуктов, 90% меди, до 97% никеля, до 99% алюминия от общего объема производимых в стране этих важнейших видов минерально-сырьевой продукции. Значительная ее часть экспортируется в сыром виде (нефть, товарная руда, концентраты) без высокой переработки ее внутри страны. Непомерный рост экспорта продукции минерально-сырьевого ком-

плекса, наблюдавшийся в последние 10 лет, негативно влияет на развитие экономики России, в частности, возросший экспорт минерально-сырьевой продукции при резком снижении объемов добычи не только усиливает диспропорции между производством и потреблением, но и ухудшает макроструктуру экономики, все более приближая ее к модели экспортно-сырьевого типа.

Доминирование сырьевого фактора в процессе формирования международной специализации России обусловило низкую степень диверсификации ее экспорта. Так, на уровне пяти основных позиций экспорта — нефть, природный газ, драгоценные металлы и камни, необработанный алюминий и рафинированный никель, концентрация их поставок за рубеж в 2001 г. достигла 60% от общей стоимости российского экспорта. Чрезмерная зависимость отраслей топливно-сырьевого комплекса от внешнего рынка, где в последние годы отмечались резкие колебания цен, приводит к их зависимости от состояния мировой конъюнктуры. Так, в последние годы дважды отмечалось значительное падение мировых цен на нефть (в 1998 г. — на 29%, в 2001 г. — на 13%), никель (соответственно на 31 и на 25%), а также рафинированную медь (на 25 и 15%). Потери валютной выручки от снижения мировых цен компенсировались, и то не в полной мере, увеличением физических объемов экспортных поставок (Е.А. Козловский. *Геология, уроки Великой Отечественной войны*. — М.: РАЕН, Институт геолого-экономических проблем, МГГУ, 2005).

Полностью соглашаясь с текстом академика РАН Е.А. Козловского, необходимо отметить, что открытие месторождения и подсчет его запасов — это только начальный и далеко не решающий фактор вовлечения его в эффективную разработку.

Для этого необходимо:

- оценить качество руд с точки зрения содержания в них ценных компонентов и степень трудности их обогащения. В России известны крупные месторождения меди «Удокан» и золота «Сухой Лог», в которых проблема обогащения пока сдерживает их быстрое освоение;
- оценить положение месторождений с точки зрения создания инфраструктуры для нормальной его разработки. В России есть крупные месторождения угля в Якутии (Эльгинское), полиметаллических руд (Белозиминское), для освоения которых необходимо строить железные до-

роги значительной протяженности, создавать рабочие поселки и фабрики для обогащения, а также рассматривать возможность переработки ископаемых в конечные продукты высокого конкурентоспособного уровня;

- рассматривать технологические возможности разработки богатых руд под дном рек (Горьевское полиметаллическое месторождение), в зоне прибрежного шельфа морей и океанов, в прибрежных морских зонах с обильными водопритоками (Архангельское месторождение алмазов и др.).

Пока не освоенными в центре России в КМА находятся Приоскольское и Чернянское месторождения черных руд.

Учитывая сказанное, можно утверждать, что далеко не все разведанные месторождения в настоящем и будущем пригодны для эффективной промышленной эксплуатации и, очевидно, с учетом тенденций глобализации и перспектив вступления в ВТО следует внимательно оценить сравнительную эффективность для компаний России разработки труднодоступных и сложнообогащаемых отечественных руд и экспорт их из зарубежных стран.

Несмотря на это, интенсивный и опережающий поиск на территории России всех видов минерального сырья должен оставаться стратегическим направлением в области пополнения минерально-сырьевой базы страны, обеспечивая ее национальную самостоятельность и безопасность.

5.4. СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ ОТКРЫТОЙ И ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ (ОТКРЫТЫХ И ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ)

В связи с достаточной исчерпанностью отечественных разведанных запасов твердых полезных ископаемых развитие горного дела происходит одновременно по следующим направлениям.

1. Усиление геолого-разведочных работ, особенно в освоенных районах, где с наименьшими затратами на инфраструктуру возможно разрабатывать новые месторождения.

Пора прекратить создавать вокруг карьеров горно-обогажительных комбинатов гигантские по площади отвалы (лунные ландшафты), которые успешно могут быть переработаны на щебень для дорожных и строительных целей, а хвосты обогачитель-

ных фабрик из хвостохранилищ использованы для изготовления дорожных и строительных материалов, а также для доизвлечения полезных ископаемых из этих техногенных месторождений.

Необходимо прекратить применять системы подземной разработки с обрушением выработанного пространства.

Опыт Донбасса, например, в Донецке и Горловке, где идет оседание огромных площадей в городской черте, и Кривбасса, где запрещена любая эксплуатация больших площадей земель вокруг выработанных пространств подземных рудников, показал катастрофичность применения таких систем разработки.

Минимальный экологический вред окружающей среде — среде обитания человека — таков должен быть общий девиз горных разработок как твердых, так и жидких полезных ископаемых.

2. Создание транспортных сетей для труднодоступных в настоящее время месторождений и регионов, богатых перспективными запасами полезных ископаемых (районы Сибири, Якутии, Восточных районов, Транссиба и Севера). Это, как правило, потребует крупных инвестиций, в том числе и иностранных, но с обязательным сохранением государственного контроля комплексности планов развития указанных регионов.

В этих районах надо создавать комплекс предприятий по добыче, обогащению, металлургии и машиностроению, чтобы вывоз из этих районов осуществлялся в виде готовой продукции (машин, оборудования, запчастей и т. д.), а эти предприятия, в том числе и горные, оснащать машинами и оборудованием современного уровня.

Вопрос о более широком создании совместного производства по выпуску, в том числе и для России, бурового горно-транспортного и другого оборудования требует всестороннего изучения. Этой сферой промышленного бизнеса Россия практически не занимается, что и создает ее экономическую замкнутость, в том числе и при выходе на мировой рынок, особенно при вступлении в ВТО. Хороший пример в этом отношении могут дать такие страны, как Китай и Индия, в том числе по привлечению иностранного капитала, созданию совместных заводов, строительству дорог, промышленных и бизнес-объектов.

Таким образом, будет происходить взаимное проникновение инвестиционного иностранного капитала в наши отрасли,

которые правительство должно определить как приоритетные, и российских вложений в зарубежные горные и машиностроительные предприятия, пока есть еще свободные от западного и американского капитала зоны. Это трудный, но единственно реальный путь усилить международное значение и влияние России на мировом рынке и превратить страну в мировую промышленную державу.

Это будет не реструктуризация, которая частично и неудачно проведена в угольной промышленности. Это будет обновление горной, металлургической и машиностроительной базы страны с целью увеличения качества и конкурентоспособности выпускаемой продукции. Это задача подобна той, которая решалась для Западной Европы планом Маршалла после окончания Великой Отечественной войны 1941–1945 гг. Для успеха этого грандиозного плана потребуется смелость и искусство в финансово-административной области крупных компаний и банков и поддержка правительства.

5.5. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКАЯ ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Ниже даны извлечения из раздела 5 «Физико-техническая геотехнология» книги «Горные науки, освоение и сохранение недр Земли». — АГН, 1997.

Открытый способ разработки месторождений будет являться генеральным на ближайшие несколько десятилетий благодаря использованию более мощной горной техники, организационным и социальным преимуществам перед подземным.

Наиболее быстрое развитие открытых горных работ в СССР началось после окончания Великой Отечественной войны. Открытый способ разработки становится основным при добыче большинства видов полезных ископаемых. На базе выполненных в этот период научных разработок создаются проекты строительства крупных карьеров большой глубины, позволяющих обеспечить все возрастающие потребности страны в минеральном сырье путем применения бестранспортной системы разработки с мощными шагающими драглайнами, современных способов взрывания, применения автомобильного и комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта.

Научное обеспечение интенсивного развития открытой разработки месторождений полезных ископаемых базируется на

широко проводимых исследованиях: физических, механических и других свойств горных пород и массивов, а также взаимодействия последних с рабочими органами горных машин для разрушения, выемки, погрузки, перевозки и складирования (отвалообразования) горной массы; теории создания и совершенствования высокопроизводительного горного (бурового, выемочного, транспортного) оборудования (обоснование прогрессивных видов, размеров и главных параметров техники); теории процессов вскрышных и добычных работ; теории проектирования главных параметров карьеров (их границ, производительности и др.), вскрытия месторождений и рабочих горизонтов карьеров, режимов и систем открытых горных работ.

С развитием масштабов добычи полезных ископаемых открытым способом все большее значение приобретают научные проблемы обеспечения устойчивости уступов и откосов бортов карьеров, отвалов вскрышных пород. С использованием новых знаний о первоначальном напряженном состоянии массива пород установлено, что напряженное состояние массива формируется в результате перераспределения первоначальных напряжений вокруг карьерного пространства и определяется параметрами карьера, в том числе его размерами и формой. Взаимосвязь этих двух факторов (первоначальное напряженное состояние — форма и параметры карьера) открывает перспективу управления параметрами вторичного поля напряжений, а следовательно, и устойчивостью бортов карьеров путем задания специальной последовательности образования карьерного пространства, создания защитных и разгрузочных зон.

Создана теория формирования транспортных систем карьеров, которая является составной частью физико-технической геотехнологии и в значительной степени опирается на достижения геотехники.

Учение о карьерном транспорте развивается как связующее звено технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых. Серьезные научные исследования в этой области начались лишь в 50–60-е годы, когда наладили промышленный выпуск нескольких типоразмеров карьерных автосамосвалов, локомотивов, думпкаров, конвейеров.

По мере развития карьеров и понижения горных работ встала задача обоснования рациональных условий применения раз-

личных видов карьерного транспорта в зависимости от высоты подъема и дальности транспортирования горной массы.

Значительным вкладом в создание научных основ формирования транспортных систем глубоких карьеров явилась разработка теоретических основ и методики сравнения и выбора видов карьерного транспорта. Приоритетными направлениями исследований проблемы карьерного транспорта как технологического процесса открытых горных разработок являются: установление эффективных по энергетическим, экологическим и экономическим показателям областей применения основных видов транспорта в различных горно-технических условиях; изыскание технологических схем глубокого ввода железнодорожного транспорта на основе применения тяговых агрегатов и уклонов до 60‰; обоснование параметров технологических схем комбинированного транспорта с применением крутонаклонных (до 50°) конвейерных подъемников.

В 60–70-е годы при интенсивном развитии открытого способа разработки железных руд и росте глубин ряда крупных карьеров возникла научная проблема перехода от циклической технологии к поточной, успешно осуществленного, например, при разработке рыхлых пород. Препятствием к такому переходу была циклическая буровзрывная технология отбойки больших объемов скальных горных пород от массива, в результате которой получали крупнокусковую горную массу, практически не пригодную для погрузки и транспортирования производительными машинами непрерывного действия. В этот период ИГД Минчермета СССР (ныне ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург) в творческом сотрудничестве с академическими, учебными, отраслевыми НИИ и проектными институтами был проведен обширный комплекс исследований и созданы научные основы циклично-поточной технологии (ЦПТ) разработки скальных горных пород.

В составе научных основ ЦПТ были разработаны: принципиальные технологические схемы ЦПТ и их классификация; состав комплектов оборудования для основных схем ЦПТ со стационарными, передвижными, самоходными дробильными агрегатами и грохотами; способы вскрытия, проведения капитальных и подготовительных выработок, подготовки горизонтов, развития горных работ, размещения транспортных коммуникаций в карьерах и т. д.; методы ведения буровзрывных работ, обеспечиваю-

шие приемлемую для ЦПТ степень дробления горной массы при различных физико-механических свойствах пород; методика определения момента перехода от циклической технологии к ЦПТ при реконструкции карьеров.

При активном участии машиностроительных институтов и заводов были обоснованы технические требования и создан ряд опытных образцов оборудования для ЦПТ, испытанных на ряде горных предприятий (Гайский, Ново-Криворожский, Центральный Криворожский, Качканарский ГОКи и Тургорский карьер). Положительные результаты научно-исследовательских, конструкторских и опытно-промышленных работ позволили за проектировать и впоследствии реализовать ЦПТ на большинстве железорудных комбинатов бывшего СССР. Опыт применения ЦПТ показал, что своевременное внедрение ее на глубоких карьерах позволяет сократить затраты на транспортирование горной массы на 15—20%, повысить производительность труда, снизить объем горно-капитальных работ и количество вредных выбросов в атмосферу.

Получила развитие теория вскрытия и систем открытой разработки разнообразных типов месторождений; созданы и получили дальнейшее развитие классификации способов вскрытия и систем открытой разработки; обосновано применение на карьерах циклической, поточной и комбинированной технологий, освоенных в настоящее время; созданы научные основы и комплекс методов проектирования технологии применения мобильного оборудования на открытых разработках и прогнозирования возможности его эффективного использования на карьерах.

Наиболее существенными научными достижениями последних десятилетий в области физико-технической открытой геотехнологии являются:

- теория вскрытия и систем разработки месторождений различных полезных ископаемых в разнообразных горно-геологических и природно-климатических условиях;
- теория формирования транспортных систем глубоких карьеров на основе одновременного или последовательного (во времени и пространстве) применения автомобильного, железнодорожного и конвейерного видов транспорта;

- научные основы применения циклично-поточной технологии разработки скальных пород и руд;
- расчетные методы определения оптимальных параметров современного мощного горного и транспортного оборудования и принципы формирования на их основе рациональных комплексов для различных горно-технических условий;
- разработка и внедрение рецептур и технологии приготовления простейших, горячелюющих водосодержащих и эмульсионных ВВ.

Основными направлениями научных исследований в области физико-технической открытой геотехнологии являются:

- развитие теории комплексного освоения минеральных ресурсов недр Земли, включая разработку научных и методических положений по добыче и сохранению попутных полезных ископаемых, освоению запасов, находящихся за проектными контурами разработки, использованию техногенного минерального сырья и целенаправленному созданию техногенных минеральных образований, утилизации отходов добычи полезных ископаемых;
- разработка научных основ развития современных и перспективных карьеров, обеспечение их конкурентоспособности в условиях проведения экономических реформ, ресурсных, экономических и экологических ограничений при научном обосновании этапов реконструкции карьеров;
- развитие теории в области создания новых эффективных видов горного оборудования, применение которого позволит компенсировать объективное ухудшение условий разработки месторождений и снижение производительности;
- создание методологии обоснования границ и последовательности применения открытого и подземного способов при комбинированном их использовании для разработки месторождений;
- разработка научных основ создания новых ресурсосберегающих технологий извлечения георесурсов из недр открытым способом, обеспечивающих повышение полноты и качества их извлечения;

- разработка научных основ создания ресурсосберегающих и экологически безопасных транспортных систем глубоких карьеров.

Перспективы дальнейшего прогресса физико-технической открытой геотехнологии и ее места в горных науках будущего тесно связаны с решением проблемы оптимизации взаимоотношений между человеком и природной средой. Особое значение для будущего человечества имеют разработки эффективных и в то же время экологически чистых технологий, не наносящих ущерба окружающей среде.

5.6. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКАЯ ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Раздел горных наук, обеспечивающий исследованиями различные технологии добычи твердого минерального сырья посредством сооружения комплекса подземных выработок и производства подземных работ по извлечению полезного ископаемого.

Целью физико-технической подземной геотехнологии как раздела горных наук является установление объективных закономерностей и взаимосвязей между параметрами подземных выработок, последовательностью их формирования, технологическими процессами горных работ, экологической безопасностью и экономической эффективностью извлечения георесурсов из недр. Главная задача ее состоит в выработке научно обоснованных рекомендаций, обеспечивающих надежность, безопасность и эффективность извлечения георесурсов из недр. Исходя из целей и задач исследований сформировались следующие основные разделы подземной физико-технической геотехнологии: теория вскрытия и подготовки месторождений полезных ископаемых; принципы обоснования порядка развития горных работ в шахтном поле; системы подземной разработки месторождений полезных ископаемых; научные основы формирования технологических схем рудников и шахт; теория процессов подземной добычи полезных ископаемых (отбойки, выпуска и доставки полезного ископаемого, управления состоянием массива горных пород, вентиляции, рудничного транспорта, подъема и др.); теория и методы организации управления производственными процессами добычи твердых полезных ископаемых при подземной добыче; физическое и экономико-математическое моделирование технологий и процес-

сов подземных горных работ; квалитетрия и теория формирования качества полезных ископаемых при подземной добыче.

В области исследований технологий подземной добычи руд развитие физико-технической подземной геотехнологии связано с крупными достижениями в прогнозировании процессов сдвижения и обрушения руд и вмещающих пород, а также процессов истечения руды из обрушенных блоков. В сочетании с широко-масштабными исследованиями технологии взрывного разрушения эти работы послужили теоретической базой для создания систем разработки с массовым обрушением руды и вмещающих пород, что обеспечило радикальные преобразования в области разработки руд черных и цветных металлов, а также горно-химического сырья. Кроме того, на базе многочисленных экспериментов была разработана теория последовательного извлечения полезного ископаемого из очистного пространства под действием силы тяжести, а также изучены его разновидности: торцовый и вибрационный выпуск руды. Необходимость отбойки больших массивов горных пород в подземных условиях дала толчок к созданию научных основ и технологий, обеспечивающих достаточно равномерное и мелкое дробление массива пород при взрывных работах. Существенным достижением явилось создание слоевых одностадийных систем разработки мощных рудных залежей с закладкой выработанного пространства, особенно для условий повышенного напряженного состояния горного массива. Большое значение имеет также разработка технологических схем выемки пологих и наклонных залежей с применением самоходного оборудования, а также коренное совершенствование технологии эксплуатации маломощных и жильных рудных месторождений на базе механизированных комплексов.

Для подземных горных предприятий, существующих более 30—40 лет, характерно вскрытие верхних запасов многочисленными неглубокими стволами, которые в дальнейшем могут прекратить свое существование. В последние годы месторождения, залегающие на небольшой глубине, часто вскрывают уклонами, по которым транспортируют руду самоходным оборудованием.

Вскрытие месторождений, залегающих на средних и больших глубинах, повсеместно осуществляется вертикальными шахтными стволами. Применяемое ранее в ряде случаев вскрытие наклонными стволами с целью сокращения объема проходки

квершлагов в настоящее время не используется. Практика показала, что скиповой подъем по наклонным стволам менее надежен в эксплуатации, чем по вертикальным.

В связи с массовым применением на подземных работах самоходных колесных машин на рудниках проходят с поверхности уклоны и съезды большого сечения, обеспечивающие возможность перемещения по ним самоходных машин с поверхности до забоя. Это позволяет осуществлять профилактику и ремонт машин в хорошо оборудованных мастерских на поверхности. Однако по экономическим соображениям расстояния перемещения машин собственным ходом, как правило, не могут превышать 5—7 км. Поэтому при глубине разработки месторождений более 1 км спуск самоходного оборудования в подземные выработки осуществляют через специальные вертикальные стволы.

При разработке месторождений, залегающих на больших глубинах, основным является способ вскрытия вертикальными шахтными стволами с максимально возможной глубиной первой ступени подъема. При этом нижние горизонты вскрывают слепыми вертикальными или наклонными стволами также значительной длины исходя из стремления уменьшить общее число ступеней подъема и тем самым сократить капитальные и эксплуатационные затраты на оборудование стволов. Вентиляционные стволы, имеющие меньший диаметр, целесообразно проходить сразу до конечной глубины разработки месторождения.

На протяжении всего периода деятельности человека, связанной с добычей полезных ископаемых подземным способом, вплоть до 60-х годов XX в. управление НДС — напряженно-деформированным состоянием (горным давлением) массива горных пород осуществлялось на уровне горного искусства. Практический опыт, интуиция и первые приближенные методы геомеханических расчетов в конечном итоге приводили к тому, что управление горным давлением заключалось в приспособлении к нему технологии добычи руды: изменяли порядок ведения очистных работ, расположение и ориентировку выработок, уменьшали размеры камер, увеличивали целики, в которых оставляли до 50—60% запасов блоков, заменяли прогрессивные в данных горно-геологических условиях системы разработки на менее прогрессивные, но более устойчивые по отношению к горному давлению, что отрицательно сказывалось на полноте извлечения руды и экономических показателях

добычи. С увеличением глубины горных работ и ростом горного давления эти экстенсивные технологические приемы стали ощутимым тормозом в развитии подземной добычи руд.

Начиная с 60-х годов стали проводить исследования по управлению НДС массива не путем усиления подземных конструкций, а путем изменения их жесткости (податливости), что следует считать началом разработки интенсивных методов управления НДС массива.

К 80-м годам были обоснованы и внедрены в практику технологические приемы управления НДС массива в строго заданных в широком диапазоне изменения пределах. В качестве податливого элемента использовали закладочный материал. Впоследствии были разработаны и сейчас широко применяются специальные технологические схемы ведения горных работ.

В ИГД УрО РАН были предложены конструкции податливых целиков различного назначения, позволяющие осуществлять с малыми затратами регулирующую в широких пределах пространственную конвергенцию вмещающих пород. Это дало возможность не только существенно снизить нагрузку на целики, но и изменять в требуемом направлении напряженное состояние кровли камер.

Обоснование на базе решения объемных геомеханических задач указанных направлений по интенсивному управлению НДС массива и разработка применительно к ним технологических схем ведения горных работ является главным научным достижением в данной области за последнее время.

Научное осмысление взрывных работ как части физико-технической геотехнологии началось после использования массовой отбойки руды с помощью минных зарядов. Данная технология сразу же потребовала научно обоснованных методик расчета действия взрыва на горный массив, методов проходки минных выработок и учета негативных факторов взрыва — сейсмической и ударной воздушных волн.

Несколько раньше была создана теория бурения для расчета и изготовления бурильных молотков. Однако только с появлением станков с погружными пневмоударниками (в 50-е годы) началось повсеместное внедрение скважинной отбойки руды, что сопровождалось широким развитием исследований как процесса бурения, так и взрывного разрушения горных пород.

На настоящий момент в подземной технологии можно выделить два основных класса буровзрывных работ: отбойку массива с помощью шпуров диаметром 40—60 мм и глубиной до 4 м; массовое обрушение массива с помощью глубоких скважин.

В исследованиях технологии скважинной отбойки можно отметить следующие направления: обоснование и выбор диаметра скважинного заряда; пучковое расположение скважинных зарядов и теория расчета параметров пучков; теоретическое обоснование учета напряженности массива взрываемых пород на параметры БВР.

Были разработаны новые типы ВВ, отличающиеся высокой безопасностью в обращении и позволяющие механизировать технологию заряжания. Обоснованы теоретические положения по механизации взрывных работ и разработке зарядного оборудования.

Основными направлениями совершенствования буровзрывного способа отделения и дробления массива на подземных работах являются: разработка новых теоретических моделей дробления горных пород взрывом; оптимизация объемов буровзрывных работ в соответствии с технологическими требованиями и экологическими условиями; разработка дешевых, безопасных в обращении ВВ, позволяющих механизировать процессы погрузочно-разгрузочных и зарядных работ; разработка технологических решений буровзрывного способа дробления массива, обеспечивающих заданные показатели качества взрыва, управление кусковатостью отбитой горной массы; новые технологические решения, обеспечивающие снижение расхода ВВ при повышении общего качества взрыва.

Вопросы теории выпуска руды начали рассматривать в 30-е годы, когда на железорудных шахтах Кривбасса стали применять системы с массовым обрушением руды и вмещающих пород. В этот период и в последующие годы широкий круг исследований был посвящен следующим аспектам теории выпуска: площадный выпуск руды из одной или нескольких воронок; выпуск переуплотненной руды в связи с применением одностадийных систем разработки и отбойки в зажатой среде; торцовый выпуск руды, в том числе с использованием самоходных погрузочно-доставочных машин; воздействие вибрации на процесс выпуска и создание на этой основе технологии выпуска с применением виброустановок.

В целом, основываясь на общих задачах физико-технической подземной геотехнологии и известных результатах исследований по выпуску руд, можно считать приоритетными направлениями исследований на ближайшую перспективу: создание теории выпуска неравномерно-раздробленных и неравномерно-уплотненных сыпучих горных материалов с учетом напряженно-деформированного состояния среды и изменения ее состояния в процессе движения материала; изучение динамической системы «массовая отбойка — выпуск полезного ископаемого» с точки зрения взаимовлияния ее составляющих; изучение динамики потока неравномерно раздробленного материала в сходящихся каналах; исследование влияния на механизм и динамику истечения сыпучих горных материалов внешних механических и немеханических воздействий и разработка на этой основе нетрадиционных технологий выпуска руд.

Процессы погрузки и доставки включают в себя перемещение раздробленного полезного ископаемого от забоя (точки выпуска) до погрузочного пункта магистрального транспорта, включая погрузку материала.

Давно известны и хорошо изучены люковая погрузка с использованием люков различных конструкций, а также самотечная, в том числе грохотная, схемы доставки. Более широкие и основательные исследования связаны со скреперной доставкой руд и выбором ее технологических параметров. Это привело к повсеместному внедрению на рудниках скреперной доставки руды и безлюковой погрузки, что по своему значению сравнимо с внедрением конвейерной доставки на угольных шахтах, поскольку только после этого стало возможным говорить о создании рудопотока от забоя до поверхности.

В 60-х гг. были проведены научные исследования по разработке оборудования и внедрению отечественной технологии вибровыпуска руды, что привело к созданию целого класса вибромашин и достаточно широкому их использованию на шахтах. Нужно отметить большой вклад ученых ИПКОН РАН, ИГД СО РАН и ВостНИГРИ в решении этой проблемы. В последующие годы НИПИГормаш, УНИпромедь, ИГД МЧМ были разработаны технологические схемы с передвижными и самоходными вибропитателями, в том числе при торцовом выпуске руды.

В конце 60-х гг. началось широкое внедрение на рудниках, прежде всего цветной металлургии, доставки руды самоходными погрузочно-доставочными машинами.

Приоритетными направлениями исследований в области погрузки и доставки являются: научное обоснование выбора наиболее эффективного горного оборудования для погрузки и доставки при минимальной энергоемкости и высокой экологичности процесса; разработка новых средств осуществления процесса доставки—погрузки полезных ископаемых на шахтах.

Становление горной науки о подземном транспорте полезных ископаемых неразрывно связано с геотехникой, а с технологической точки зрения — со схемами вскрытия и подготовки месторождений, организацией грузопотоков, сопряжено со смежными технологическими процессами, разработкой требований к соответствующему горному оборудованию. Результатом исследований стало создание и внедрение на шахтах современной развитой системы подземного электровозного транспорта с большегрузными вагонами, высокопроизводительной системой разгрузки составов, частичной автоматизацией управления.

Перспективной научной разработкой является создание локомотивосоставов с непрерывной загрузкой и разгрузкой, существенно повышающей производительность транспорта в подземных условиях (ИГД МЧМ, ВНИПИРудмаш).

Большой объем исследований посвящен альтернативным видам транспорта: конвейерному, автомобильному, гидротранспорту. В качестве перспективных можно отметить создание технологий с применением автопоезда, конвейеров для перемещения крупнокусковой руды, конвейерных поездов.

Следует сказать, что перемещение полезного ископаемого в шахте является единым процессом, требующим (наряду с исследованием вышеперечисленных вопросов) единого научного осмысления. В частности, исследования данного направления позволили разработать ряд схем циклично-поточной и поточной технологий на шахтах, освоение которых весьма перспективно, но требует более глубокой научной проработки.

Системы разработки месторождений подземным способом определяют порядок проведения подготовительных, нарезных

и очистных выработок, увязанных во времени и пространстве, и технологию процесса очистной выемки.

Рудные месторождения отличаются исключительным разнообразием. Это обусловило множество вариантов применяемых систем их разработки. Важность классификации систем разработки, как основы для их изучения и выбора, а вместе с этим трудность составления такой классификации общепризнаны. Главным условием разработки месторождений является полнота выемки полезного ископаемого, которая зависит в основном от состояния выработанного пространства. Известно, что при системах с обрушением руды и вмещающих пород наиболее велики потери и разубоживание. Системы с закладкой позволяют снизить их до минимальных. Поэтому в качестве главного признака для классификации систем целесообразно принимать признак, определяющий конструктивные и технологические характеристики систем, условия их применения, т. е. состояние очистного пространства по окончании разработки.

Дифференцирование систем разработки внутри групп следует вести по признаку способа отбойки. Для характеристики систем разработки с закладкой важным является тип закладки. Широкое распространение в настоящее время получили твердеющая закладка, упрочнение сухой закладки различными инъекционными растворами, гидрозакладка. Поэтому отдельные группы систем разработки с закладкой разделяются по признаку — типа закладки.

Таким образом, с использованием основного признака — состояние выработанного пространства — все системы разработки разбиваются на три класса: системы разработки с открытым выработанным пространством; системы разработки с обрушением вмещающих пород; системы разработки с закладкой. В свою очередь, разделение классов на группы осуществляют по указанным выше частным признакам.

Основные направления фундаментальных исследований в области физико-технической подземной геотехнологии применительно к освоению месторождений руд черных, цветных металлов и горно-химического сырья связаны со следующими проблемами:

- создание подземных рудников многофункционального назначения, обеспечивающих рациональное использова-

ние и своевременное воспроизводство георесурсов недр различного назначения;

- разработка ресурсосберегающих технологий реконструкции подземных рудников, направленных на сохранение и развитие их производственного потенциала в новых макроэкономических и экологических условиях;
- научное обоснование стратегии сбалансированного функционирования и развития горно-рудной и машиностроительных отраслей горно-обогатительного и горно-металлургического комплексов.

Для решения этих крупных и комплексных по своему содержанию проблем необходимо дальнейшее развитие всех смежных горных наук и в первую очередь:

- горно-промышленной геологии, геометрии и квалитметрии недр, которые должны обеспечить геотехнологию существенно большим объемом информации о месторождениях полезных ископаемых, расширить ее номенклатуру и оперативность, повысить точность данных о состоянии запасов, их контурах и качестве, закономерностях изменения показателей качества и условий залегания;
- геомеханических методов оценки состояния массива горных пород для его анализа и прогноза при различных технологиях горных работ на больших глубинах и при комбинированной разработке;
- теории разрушения горных пород в свете нейтрализации негативных проявлений взрывного способа, повышения эффективности механического, термического и гидравлического разрушения, создания принципиально новых способов разрушения горных пород, альтернативных существующим;
- рудничной аэрогазодинамики с целью изучения аэрологических условий на больших глубинах и создания эффективных и экономических средств и схем вентиляции горных выработок;
- теории проектирования освоения недр, которая должна дать надежные научные методы обоснования параметров, конструкций горных выработок, анализа динамики горных работ, создать научную базу инженерных систем автоматизированного проектирования рудников и шахт;

- горной экологии в свете изучения реальных экологических последствий в окружающей среде во взаимосвязи со способами и технологиями горных работ.

5.7. ПОДЗЕМНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Усилия ученых были направлены, в первую очередь, на разработку научных основ, обеспечивающих технический прогресс в очистной выемке. Наибольшее внимание уделялось созданию технологии и средств механизации применительно к пологим угольным пластам, преобладающим в ресурсной базе твердых топлив России и наиболее интенсивно разрабатываемым.

Технология очистных работ в своем развитии прошла следующие этапы.

I. Механизация отдельных производственных процессов. Этот этап во многих странах, за исключением США, Австралии, ЮАР, характеризуется применением длинных очистных забоев с механизацией процессов зарубки и доставки угля. Такая технология применялась вплоть до 50-х годов.

II. Совмещение во времени отдельных механизированных производственных процессов (отбойка, навалка, доставка угля, крепление и управление кровлей) и начало применения узкозахватной выемки. Эта технология применялась в период с 50-х до начала 70-х годов.

III. Комплексная механизация основных производственных процессов с их частичной автоматизацией на базе узкозахватной технологии. В настоящее время эта технология занимает господствующее положение в нашей стране, в странах Европы и достаточно широко применяется в США и Австралии.

В отечественной практике центрами, осуществляющими научное обоснование совершенствования и развития технологий очистных работ, являются ИГД им. А.А. Скочинского и выросшие из его филиалов бассейновые институты и проектно-конструкторские организации. Отечественными учеными впервые в мировой практике была поставлена и успешно решена крупнейшая научно-техническая и социальная проблема комплексной механизации очистных работ в длинных очистных забоях на пологих угольных пластах. Были обоснованы принципы этой прогрессивной технологии: создание бесстоечного пространства

между забоем и лавным конвейером; применение узкозахватных выемочных машин; совмещение основных операций выемочного цикла — отбойки, погрузки, транспортировки (доставки) угля, крепления и управления кровлей во времени и пространстве, что обеспечивает поточность процесса выемки.

Современные методы исследований позволили установить новые закономерности взаимодействия крепей с углевмещающим массивом, что явилось научной основой создания передвижных механизированных крепей для длинных очистных забоев.

Основными машинами, обеспечивающими комплексно-механизированную технологию очистных работ, являются механизированные гидравлические передвижные крепи, узкозахватные комбайны или струги, скребковые конвейеры. При этом определяющую роль в создании современных технологий сыграла механизированная крепь.

Первая в мире щитовая механизированная крепь была предложена И.А. Журавлевым и испытана в 1935 г. на шахте «Сюлюкта». В конце 40-х годов в Гипроуглемаше создали узкозахватный комбайн ВОМ. Приоритет в создании струговых установок принадлежит специалистам Германии, особенно фирме «Вестфалия Люнен».

Отличительной особенностью щитовых механизированных крепей является применение развитых по габаритам перекрытий, ограждений и оснований, практически полностью ограждающих призабойное пространство от вмещающих угольный пласт пород и обрушенного массива.

Механизированные крепи подразделяют на поддерживающие, поддерживающе-оградительные и оградительно-поддерживающие. Критерием классификации является соотношение длин проекций перекрытия и ограждения на почву пласта.

По структурной схеме при взаимодействии секций между собой и базой-конвейером механизированные крепи разделяют на три класса: агрегатные, комплектные, и комплектно-агрегатные. Наиболее перспективным является новый класс комплектно-агрегатных механизированных крепей.

В комплектно-агрегатной механизированной крепи структурные единицы (секции) имеют общую групповую, силовую и кинематическую связь между собой и с базой-конвейером, чем

обеспечиваются силовая разгрузка базы-конвейера в процессе передвижки секций крепи и удержание ее от сползания.

Стремление расширить область применения щитовых механизированных крепей и улучшить условия нахождения человека в призабойном пространстве потребовало создания механизированных крепей поддерживающе-оградительного типа. В таких крепях свободный проход для людей отделен от забоя рядом гидростоек, и при одной и той же вынимаемой мощности пласта этот проход в 1,5–2 раза больше, чем проход в крепях оградительно-поддерживающего типа.

Сущность комплексно-механизированной технологии состоит в следующем. Вслед за очистным выемочным комбайном, осуществляющим отбойку и погрузку угля на конвейер, с минимальным отставанием от него передвигаются секции механизированной крепи. При челноковой схеме работы передвижка лавного конвейера осуществляется «волной», а при односторонней выемке передвижка конвейера осуществляется после перегона комбайна в исходное положение для зарубки.

При струговой технологии, когда выемка угля осуществляется исключительно по челночной схеме, исполнительный орган — струт, перемещаемый вдоль лавы тяговой цепью, находится в постоянно прижатом к забою положении и производит отбойку и погрузку угля. Выдвигание секций крепи или их козырьков осуществляется группами в определенной последовательности.

В практике шахт России господствующее положение занимает комбайновый вариант технологии, легче приспособляемый к изменениям горно-геологических условий залегания пласта.

В начале 80-х годов была разработана электрогидравлическая система управления щитовой механизированной крепью. Благодаря использованию искробезопасной микроэлектроники и слаботочных электромагнитных клапанов появилась возможность установить на каждой секции крепи малогабаритные гибкие устройства управления. Эта система управления позволила: улучшить управление кровлей за счет более быстрой автоматической оценки процесса взаимодействия крепи и вмещающих угольный пласт пород.

Управление процессом выемки пласта осуществляется специальной системой, в которую входят подсистемы управления

комбайном, крепью и конвейером. При этом в автоматическом режиме осуществляются вождение комбайна по гипсометрии и мощности угольного пласта, его зарубка.

Созданная с использованием достижений науки в области геомеханики, теории резания, управления, геотехники и машиноведения технология очистных работ с комплексами, оснащенными микропроцессорными системами управления, позволила резко интенсифицировать производственные процессы, повысить производительность труда рабочих и их безопасность. Эта технология еще не обеспечила полный вывод людей из опасной зоны очистного забоя, однако создала возможность существенного сокращения состава сменного звена очистного забоя. В высокопроизводительных лавах Австралии, США и Великобритании состав сменной бригады по обслуживанию оборудования лавы составляет в среднем шесть человек.

Многолетние поиски принципиально новых технологий очистных работ, выполняемых без присутствия человека в призабойном пространстве, до сих пор не увенчались успехом, и нет оснований делать на них ставку в ближайшем будущем.

Проблема радикального сокращения ручного труда не имела решения до тех пор, пока не появились первые образцы шахтной робототехники. Наибольший интерес представляет ее основной компонент — манипулятор. Это многостепенный, оснащенный следящими приводами, дистанционно управляемый исполнительный механизм, обладающий необычайно широким спектром функциональных и технологических возможностей. С помощью одного многоцелевого манипулятора можно выполнить множество разнородных вспомогательных операций, что в перспективе делает его полноценным средством замены ручного труда.

Не менее трудной является проблема вывода людей из вредных для здоровья и опасных для жизни технологических зон. Эта проблема имеет два аспекта — механический и информационный. Люди присутствуют в лаве, во-первых, для того, чтобы выполнять двигательные действия, и, во-вторых, для контроля и управления рабочими процессами. Введение в состав очистного комплекса дистанционно управляемых манипуляторов позволит уже при существующей степени надежности, адаптивности и автономности машин исключить необходимость постоянного

присутствия людей в лаве в связи с выполнением штатных вспомогательных операций, нештатных ремонтно-восстановительных работ, а также простейших операций по устранению внешних неисправностей оборудования.

Информационную сторону проблемы во всей ее глубине удалось раскрыть, выполнив микроструктурный анализ трудовой деятельности машинистов забойного оборудования. Поскольку человек около 90% информации получает из внешнего мира по зрительному каналу, на первое место по значимости следует поставить визуальное сенсорное устройство — телевизионную установку. Она может рассматриваться как универсальный датчик интегральной информации. В то же время телевизионная установка входит в состав дистанционно управляемых манипуляционных роботов, где используется в качестве эффективного средства внешней обратной связи оператора с объектом.

Таким образом, шахтная робототехника в совокупности с новейшими средствами дистанционного контроля и управления даст принципиальную возможность радикально решить обе узловые проблемы технического развития и создать выемочное оборудование качественно нового уровня — роботизированные выемочные комплексы.

Сложнее решается проблема создания эффективной технологии для отработки крутых угольных пластов. Попытки переноса основных технико-технологических решений, использовавшихся на пологих пластах, на крутые пласты тонкие и средней мощности за редким исключением положительного эффекта не дали. В частности, применяемые на шахтах Центрального района Донбасса щитовые агрегаты не обеспечили ожидаемых технико-экономических показателей вследствие горно-технической сложности разработки таких пластов, заключающейся в необходимости управления кровлей, почвой и собственно угольным пластом. Существенную отрицательную роль играет также склонность этих пластов к внезапным выбросам угля и газа. Высока трудоемкость и велика опасность работ с использованием агрегатов особенно при монтаже-демонтаже и изменении длины очистного забоя. В большинстве стран мира от отработки таких пластов отказались.

Многочисленные исследования и эксперименты по созданию эффективной технологии разработки мощных крутых пла-

стов Кузбасса позволили прийти к выводу, что в сложных горно-геологических условиях района (большая мощность пластов, их высокая газоносность, пожароопасность, сближенность, нарушенность и др.) наиболее эффективной является заимствованная из практики разработки мощных рудных тел технология выемки горизонтальными слоями с литой твердеющей закладкой. Считается целесообразным наряду с технологией выемки комбайнами использовать гидравлическую и механо-гидравлическую технологии. Из-за невысоких технико-экономических показателей разработка мощных крутых пластов вряд ли получит широкое применение в перспективе.

До последнего времени при создании технологий и проектировании предприятий по разработке угольных месторождений ориентировались преимущественно на добычу угля и предотвращение вредных последствий, возникающих при ведении горных работ, с последующим изысканием возможностей утилизации отходов производства. Современная идеология освоения минерально-сырьевых и энергетических ресурсов угольных месторождений и создания горных предприятий должна предусматривать наряду с добычей угля при экономически оправданной полноте освоения запасов также рациональное, комплексное извлечение, использование сопутствующих углю полезных ископаемых, компонентов и вновь создаваемых ресурсов, в том числе выработанного пространства и низкопотенциального тепла недр.

Исходя из того, что добыча угля подземным способом характеризуется высокой трудоемкостью и капиталоемкостью, в решении этой задачи основным направлением следует считать опережающее развитие открытого способа добычи как экономически наиболее эффективного. На долю подземного способа следует оставить добычу высококачественных коксующихся и энергетических углей, преимущественно в относительно благоприятных горно-геологических условиях.

В решении этой проблемы одной из центральных научных задач следует считать создание методологии обоснования рациональных ограничений по использованию запасов угля с учетом требований рентабельности производства и конечных цен потребителей. Не менее важным является создание методологии рационального районирования и размещения предприятий по

добыче угля с учетом потребностей регионов и спроса на угли различных марок и транспортных тарифов.

Другая актуальная научная проблема заключается в интенсификации освоения угольных месторождений, т. е. в повышении полноты и комплексности использования всех ресурсов недр, сопутствующих углю. Для достижения этой цели необходимо создание теоретических основ и методов практической реализации комплексного освоения угольных месторождений.

5.8. СОЗДАНИЕ БУРОВОГО, ВЗРЫВНОГО, ПОГРУЗОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НОВОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УРОВНЯ

Лишившись отраслевого или государственного инвестирования, каждое горное предприятие (ОАО) должно самостоятельно решать задачу обновления парка работающего оборудования, находясь в весьма сложной экономической обстановке из-за действующей налоговой системы, часто ведущей их к экономическому обнищанию и банкротству. Это усугубляется сильной изношенностью (на 60% и более) эксплуатируемого оборудования и тем, что стоимость добываемого сырья на горных предприятиях возросла существенно меньше, чем увеличилась стоимость энергии, машин, вспомогательных материалов, из-за чего резко снизилась рентабельность добычи, а во многих случаях ее себестоимость стала выше цены.

Условия разработки на подавляющем большинстве горных предприятий усложняются, ухудшается качество добываемого сырья, увеличивается его стоимость, а потому это надо учитывать в планировании рентабельности и применяемой к ним налоговой системы.

Усложняет ситуацию отсутствие федерального финансирования заводов, создающих новую технику, и незаинтересованность проведения такого финансирования для отдельного предприятия, компании или концерна.

Вместе с тем очевидно, что высококачественное горное и обогатительное оборудование при незначительных отличиях необходимо всем горно-рудным добывающим предприятиям России.

Рассматривая комплекс буровых и обогатительных машин и оборудования, их технический уровень и качество, по сравне-

нию с лучшими зарубежными, можно сделать следующие выводы.

1. До настоящего времени (с 1964—1966 гг.) «Рулгормашем» без принципиальных изменений выпускается основной тип шарошечного электрического станка (СБШ-250МНА) для бурения скважин диаметром 250 мм, модификации этих станков для наклонного (контурного) бурения скважин диаметром 160 мм (СБШ-160) имеются только в опытных образцах, а рамно-платформенный мощный станок для скважин диаметром 270—310 мм находится в стадии изготовления. Ижорским заводом выпущен шарошечный станок СБШ-270И на базе экскаватора ЭКГ-4, однако он имсет много конструктивных и технологических недостатков и не годен для замены станков СБШ-250, так как используется для бурения скважин диаметром 250 мм. Необходимо крупные карьеры оснащать сразу большим числом таких станков, с буровым ставом и долотами на диаметр 269 мм соответственно. Следует увеличить производительность винтовых компрессоров до 40—50 м³/мин. Ходовая часть станка в сравнении с зарубежными чрезмерно тяжела и громоздка и требует полной переработки. Небольшими партиями выпускаются устаревшие модели станков 4СБШ-200, 5СБШ-200, СБУ-125, БТС-1. Нет станков для контурного бурения с наклоном мачты поперек продольной оси станка, нет мощных гидроударных станков для скважин диаметром 60—120 мм и пневмоударных, которые в зарубежных странах работают на давлении воздуха 2—3 МПа, а скорость их бурения в 10—15 раз выше отечественных станков. Практически отсутствуют автономные станки с дизельным приводом, которые необходимы для работы на глубоких горизонтах и при бурении контурных скважин. Буровой инструмент, особенно ударный, уступает зарубежному по показателям до 10 раз, в меньшей степени это относится к шарошечным долотам «Волгабурмаш» и «Уралбурмаш», но их стоимость приближается к зарубежным.

Анализ выпускаемых зарубежными фирмами шарошечных, гидроударных и пневмоударных станков (в том числе с погружными пневмоударниками) и бурового инструмента «Атлас Копко», «Тамрок», «Бюсайрус Эри», «Харнишвегер», «Сименс» и др. показывает, что за счет использования трехмерного компьютерного проектирования, наличия в каждой фирме опытных полигонов

для испытаний новых моделей станков и бурового инструмента происходит непрерывное повышение их качества; создаются все более благоприятные условия для работы машинистов буровых станков за счет герметизации кабин, ее надежной звуко- и виброизоляции. Сказанное позволяет констатировать, что технический уровень отечественных станков и инструмента все больше отстает от лучшего зарубежного. Для выхода, по существу, из кризисного положения с буровой техникой и выхода по техническому уровню на международный необходимо создать группу новых заводов для выпуска мобильных, средних и тяжелых станков с электрическим и дизельным приводом, качественных винтовых компрессоров и другого комплектующего оборудования. При этом, учитывая вступление России в ВТО, следует подумать о приобретении комплектующих изделий для станков, как это делает Финляндия, Швеция и другие страны. Это в полной мере относится и к другим машинам: экскаваторам, обогащательному оборудованию, а также ремонтному комплексу.

2. Выпущенные в 2005 г. международные правила перевозки опасных грузов ДАПОГ значительно усложнили требования к транспортным грузовым машинам для перевозки ВВ классов 1,1—1,5, а также транспортно-смесительно-зарядным машинам для гранулированных и компонентов эмульсионных ВВ (матричной эмульсии). Ни одну из применяемых грузовых и зарядных машин без доработки, повышающей их безопасность, нельзя, строго говоря, допускать к эксплуатации, а грузовые машины могут использоваться на 0,1—0,15 их грузоподъемности. Поэтому предстоит срочная и серьезная работа по доведению по уровню безопасности имеющегося парка транспортных и зарядно-транспортных машин до требований ДАПОГа. Пока не решен также вопрос о совместной перевозке промышленных ВВ и СИ.

3. Погрузка взорванной горной массы осуществляется электрическими экскаваторами-мехлопатами с вместимостью ковша 1—20 м³ Воронежского, Ижорского заводов и Уралмаша. Срок их выпуска составляет от 15 до 30 лет. Практически не выпускаются все шире распространяющиеся в зарубежных странах автономные дизельные гидравлические экскаваторы с ковшом вместимостью 30—40 м³ с регулируемым открываемым днищем, которые намного лучше ковшей с откидным днищем в части сохран-

ности кузова машин и думпкаров. Явно недостаточен парк шагающих роторных экскаваторов.

Последние 20 и более лет и до настоящего времени не создано новых экскаваторов на отечественных заводах, школы отечественного экскаваторостроения разрушены, а новых с трехмерным компьютерным проектированием пока не создано.

4. *Перевозка горной массы* осуществляется думпками и электровозами. Парк ж/д (думпкары, электровозы, тепловозы) транспорта сейчас обновляется. С углублением карьеров процент использования автосамосвалов увеличивается. В последние 30 лет в основном использовались отечественные БелАЗы, выпускавшиеся в Белорусской ССР. Крупные карьеры постепенно стали заменять БелАЗы на автосамосвалы фирм США («Юни-Триг», «Катерпиллер»), Японии («Камацу», «Терекс») и др. Эти автосамосвалы по надежности в 2 и более раз превосходят БелАЗы, а колеса из натурального каучука в 3 и более раз надежнее отечественных, изготовленных из изопропиленового каучука.

Очевидно, создавать в России завод по выпуску автосамосвалов нецелесообразно, а следует осмотрительно выбирать их типаж из зарубежных.

5. Оборудование для извлечения полезных компонентов из руд черных, цветных, драгоценных и редкоземельных металлов устарело за период перестройки, и необходима его модернизация с учетом опыта лучших зарубежных обогатительных фабрик. При этом оптимальным вариантом была бы лизинговая покупка уникального оборудования или даже фабрик целиком.

6. Вспомогательное, ремонтное и сборочное оборудование должно многократно превышать сегодняшнюю производительность труда и качество ремонта. Крупным фирмам целесообразно создать пункты централизованного ремонта сложных машин, категорически пересмотреть идею: «работать на машине, пока она работает», шире применять блочный ремонт по образцу многих зарубежных фирм, как, например, «Атлас Копко» в ОАО ГМК «Норильский никель».

Опыт Китая и Индии показывает, что наиболее короткий и эффективный путь выпуска совершенных машин — создание совместных предприятий с участием передовых зарубежных фирм. Эти предприятия начинали со сборки зарубежных станков и машин с постепенным увеличением количества изготавливаемых

узлов и комплектующего оборудования на своих заводах. Таким образом, в течение 3—5 лет в этих странах налажен выпуск шарошечных станков и другого оборудования, отвечающих международным требованиям.

Изготавливать буровые станки и другое оборудование необходимо на новых заводах, оснащенных современным лучшим отечественным и зарубежным оборудованием, с организацией конструкторских бюро с компьютерным обеспечением работ. Действующие заводы не способны выполнять самостоятельно эти работы.

При этом совместно с зарубежными фирмами необходимо решить вопрос о привлечении фирм США, Швеции, Финляндии, Бельгии и других стран для поставки комплектующего оборудования с постепенной заменой его на отечественное, т. е. построить схемы, аналогичные для автомобилестроения и авиации.

Опыт замены отечественных станков и экскаваторов на высококачественные зарубежные, что было осуществлено для ряда угольных разрезов Якутии и Кузбасса, оказался удачным. Станки R60 фирм «Бюсайрус Эри» и М-4 «Марион» успешно работали в течение 15 лет и более, а на некоторых разрезах находятся в эксплуатации и сейчас. Производительность этих станков была в 3—5 раз выше, чем отечественных СБШ-250МН и СБШ-320. Такие же результаты дает замена отечественных экскаваторов на зарубежные.

Однако в настоящее время такая замена должна рассматриваться только как исключительная мера для обеспечения стратегического развития флагманов наших горно-добывающих предприятий: ОАО «Лебединский ГОК», Качканарский ГОК. Это связано в основном с высокой стоимостью зарубежных тяжелых станков — от 1,5 до 2,5 млн долл. США (в ценах 2005 г.). В то же время отечественные заводы постоянно увеличивают стоимость станков. Так, стоимость среднего станка РД-10 составляет 370 тыс. долл. США, а опытный тяжелый станок СБШ-320 Ижорского завода — 625 тыс. долл. США, т. е. в 3—4 раза ниже, чем зарубежных. Однако даже при такой высокой стоимости зарубежных станков их производительность и надежность в эксплуатации будут выше не менее чем в 4—5 раз, т. е. в расчете на 1 м³ горной массы расходы на ее обустройство будут примерно одинаковы.

Целесообразность использования дорогого, но высококачественного оборудования доказана промышленной эксплуатаци-

ей зарубежных автосамосвалов, экскаваторов, шарошечных долот и др.

5.9. АССОРТИМЕНТ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ

В настоящее время (2006 г.) на заводах выпускают:

- тротил в виде гранул, чешуек и порошка;
- гранулированные ВВ (граммониты) с содержанием гранулированного и чешуйчатого тротила от 18 до 70%;
- порошкообразные патронированные аммониты с содержанием порошка тротила 15–21%.

Кроме того, на заводах выпускают бестротиловые гранулиты (АС + 4, 6, 8% ДТ).

На отдельных заводах начат выпуск грамотолов на основе пористой аммиачной селитры с содержанием гранул тротила 5, 10, 15 и 20%.

В нашей стране и особенно за рубежом в производстве промышленных ВВ проявляется четкая тенденция замены тротила и тротилсодержащих ВВ на эмульсионные и бестротиловые гранулированные.

1. *Взрывные работы на земной поверхности.* Предприятия с потреблением ВВ более 15 (25) тыс. т/год начали в 70-х гг. XX в. на прикарьерных пунктах выпускать акваторы с содержанием гранулола от 10 до 20%. В настоящее время их заменяют на пункты приготовления исходных компонентов для бестротило-вых эмульсионных ВВ (ЭВВ): матричной эмульсии из раствора смеси селитр (аммиачной, натриевой и кальциевой) и горючего (из смеси эмульгатора с ДТ или индустриального масла). Такими пунктами для приготовления ЭВВ оснащены практически все крупные предприятия России по добыче угля, руд черных и цветных металлов.

Для объектов средней и малой производственной мощности (500–5000 т/год ВВ) два российских завода выпускают патронированные ЭВВ, эмульсолиты для ручного заряжания и гранулированные эмулины для ручного и механизированного заряжания.

Оба типа ЭВВ водоустойчивы, а цена 1 т ВВ примерно в 2–3 раза ниже, чем гранулола.

Можно предположить, что гранулола в ближайшие 3–4 года не будет потребляться для взрывания на земной поверхности.

Граммониты 50/50 и 70/30 будут заменены в обводненной части скважин эмульсолитами.

Целесообразно на прикарьерных пунктах крупных карьеров выпускать эмулины — бестротиловые гранулированные ВВ, содержащие до 20% эмульсии в смеси АС с горючими добавками. Эти ВВ эквивалентны по мощности граммониту 79/21 и пригодны для заряжания скважин с небольшим количеством воды. Они могут выпускаться на отдельных установках или в зарядных машинах, приспособленных для изготовления и заряжания таких ВВ.

Сухую часть скважин, особенно на угольных разрезах, целесообразно заряжать угленитами — бестротиловыми гранулированными ВВ, содержащими пористую АС, жидкую горючую добавку и мелкодробленный каменный уголь. С повышением энергетики угля эти ВВ успешно заменяют граммонит 79/21 с коэффициентом перехода $K_{ВВ} = 1,1$. Такие ВВ можно рекомендовать изготавливать и в зарядных машинах, и на пунктах с транспортировкой угля на небольшие расстояния. Однако по качеству углениты уступают АС-ДТ на пористой селитре и минеральном масле.

Кроме того, получит более широкое распространение зарядание в полиэтиленовые рукава граммонитов по методам ОАО «Взрывпром Юга Кузбасса» и ООО «Промтехвзрыв». Эти методы более сложны, чем зарядание эмульсолитом, а потому последний будет предпочтительнее.

Таким образом, граммониты 79/21, 50/50 и 70/30 будут вытеснены бестротиловыми более дешевыми ВВ.

Для сухих и сухой части обводненных скважин на местах применения готовят (Нерюнгринский разрез, Сорский ГМК, ОАО «Взрывпром Юга Кузбасса») ВВ с малым содержанием тротила (8–10%) или бестротиловые углениты, игданиты, которые успешно разрушают вскрышные породы угольных разрезов, хорошо дробимые породы рудных карьеров и карьеров строительных материалов, но значительно дешевле тротилсодержащих и алюмосодержащих гранулитов заводского приготовления. Годовая производительность пунктов угленитов может достигать в зависимости от потребности 10–20 тыс. т/год готового ВВ. Эффективность этих ВВ существенно возрастет при их изготовлении на пористой селитре.

В настоящее время объем ВВ, изготавливаемых непосредственно на горных предприятиях, составляет более 50% и будет продолжать расти.

2. *Шашки промежуточных детонаторов* используют выпускаемые ТНТ, ТГ, ТП, баллиститные, но, очевидно, по стоимости и утилизации баллиститных порохов будет выгодно применять баллиститные шашки БШДУ-800 и т. п. Недостаток последних — отказы, из-за чего ряд предприятий прекратил их применение. Шашки из тротила и смеси его с гексогеном и ТЭНом, несмотря на их мощность, будут по стоимости расти, особенно когда закончатся конверсионные гексоген и ТЭН.

Опыт ЗАО «НИТРОСибирь» и зарубежный показывает возможность изготовления промежуточных шашек-детонаторов из эмульсионных ВВ. Эти работы следует всячески форсировать.

3. *Подземные горные работы (проходка выработок и отбойка руд восходящими скважинами 60–100 мм).* Проходка выработок связана с применением патронированного аммонита 6ЖВ и дстонита. Они могут быть успешно заменены гранулированными граммонитами (порошок АС 6; 3% + 2% ДТ) при их механизированном зарядании.

Патроны будут нужны только как донные или устьевые боевики. Их тоже можно изготавливать на предприятиях в патронировочных агрегатах «Интеррин» или получать с заводов в меньших количествах (5–10 раз), чем раньше. Это повысит их цену и сделает более привлекательным использование боевиков местного изготовления. Преимущество зарядки россыпными ВВ заключается в скорости и механизации зарядания, а также более низкой их стоимости.

Отбойка руд связана с механизированной зарядкой восстающих скважин диаметром до 100 мм. Имевшие место аварии, хотя и редкие, с использованием граммонита 79/21 на чешуйчатом тротиле вынуждают органы Ростехнадзора пойти на запрещение его применения в подземных условиях при механизированном зарядании. Как показал многолетний опыт его использования, при строгом соблюдении технологии зарядания аварий с этим ВВ не было. Поэтому есть альтернатива: строжайшее выполнение технологии зарядания этим ВВ с учетом подачи воды, устранения пыления и просыпей или замена его на бестротильный гранулит А-6 или А-3 на пористой селитре.

Серьезная и требующая срочного решения проблема — создание машин (механизмов) для зарядания шпуров и скважин на земной поверхности и в подземных условиях.

Применение ЭВВ в подземных условиях требует серьезной технико-экономической проработки как для проходки выработок, так и для скважин. Ни теоретических основ, ни конструктивных разработок (зарядных машин) для ЭВВ в России нет, а закупка таких машин и технологий для одного-двух предприятий (ОАО) должна решаться индивидуально, согласно действующему законодательству.

Таким образом, тротил как самостоятельное ВВ и граммониты в ближайшие годы должны быть заменены более эффективными бестротильными и по стоимости, и по экологической вредности.

4. *Средства инициирования.* Имеются успехи в области создания неэлектрических систем взрывания, аналогичных известным системам Нонель, Инсайд Бикфорд. Отечественные системы СИНВ и Эдилин успешно используют на горных предприятиях на земной поверхности и в подземных условиях. Однако отечественные системы не аттестованы по международной системе ISO-9000–1, а поэтому могут возникнуть проблемы с их экспортом, а также использованием в России.

Это в полной мере относится и к выпускаемым промышленным ВВ, ЭД, ДШ и шашкам промежуточных детонаторов.

Следует обратить особое внимание производителей на то, что выпуск детонаторов без первичных иницирующих ВВ (азид свинца и ТНРСа) не решает проблему их безопасности от механического воздействия при отказах, так как чувствительность замедляющих составов и материала воспламенительных капель в детонаторах аналогична чувствительности первичных иницирующих. Поэтому спорным является вопрос повышения безопасности механизированной разборки отказавших зарядов при отсутствии в таких детонаторах первичных иницирующих ВВ.

Аналогичная картина наблюдается при использовании шашек промежуточных детонаторов из смеси тротил + гексоген, тротил + тэн, тротил + бездымный порох. По ТУ указанные шашки в выпускаемом конструктивном исполнении не допускают воздействия на них зубьев ковша экскаватора, что при разборке отказавшего заряда сделать достаточно сложно.

Поэтому системы инициирования во всех звеньях от точки начала инициирования до заряда ВВ в шпуре или скважине, т. е. точка возбуждения, передача импульса по сети, передача им-

пульса от волновода (электропроводов) детонатору и шашкам, должны гарантировать надежность приблизительно на 100%.

В этом случае мы, так же как и на зарубежных предприятиях, снимем вопрос об отказах, а следовательно, и о чувствительности к механическим воздействиям как элементов взрывной системы, так и самого ВВ в заряде.

Это позволит отечественным производителям промышленных взрывчатых материалов выйти на международный рынок, особенно при вступлении России в ВТО.

Полагаем, что сейчас главная задача для производителей и существующих экспертных организаций России — не столько изобретение новых систем контроля качества, а внедрение на заводах систем, соответствующих международным стандартам ISO-9000, чтобы на всех этапах (от сырья до конечного продукта) выпускаемые промышленные ВМ соответствовали этим стандартам.

Необходимо создание в России независимого экспертного центра, который должен соответствовать существующим в Европе (Бельгия, Германия) центрам для реализации Директивы Совета №93/15 ЕЭС от 5 апреля 1993 г. «О гармонизации положений, касающихся выпуска на рынок и надзора за взрывчатыми веществами, применяемыми в гражданских целях».

Необходимо чрезвычайно серьезно производителям ВМ, контролирующим и экспертным организациям отнестись к этим правовым вопросам, так как, не имея указанной сертификации, российские ВМ не будут иметь (а по указанной директиве уже не имеют) доступа на международный рынок, а в ближайшие годы это может произойти и на ряде российских горных предприятий (ОАО, компаний, корпораций), где будут выступать совладельцами иностранные компании и инвесторы. Причем главным в этом вопросе будет требование по безопасности и качеству применяемых ВМ, которые должны соответствовать указанной выше директиве. Вступив в ВТО и не выполнив условия европейской директивы, можно полностью остановить мощности по производству российских ВМ.

5. Перспективы замены тротилсодержащих на бестротилловые промышленные ВВ для взрывания на земной поверхности.

История развития взрывного дела в странах Запада и России показывает, что периодически происходит смена ассортимен-

та применяемых в горном деле ПВВ: черного пороха, динамита, тротила, тротилсодержащих и гексогенсодержащих ВВ, бестротилловых — ANFO (АС-ДТ) и гранулитов (порошкообразных, прессованных и гранулированных). Последний этап — переход на водосодержащие сларри и акватолы, а затем эмульсионные (чистые эмульсии — эмулиты, порэмилы, сибириты) и смесевые с добавками в эмульсию 20—70% ANFO (АС-ДТ), получившие название эмуланы и гранэмилы. При этом с 60-х годов на Западе и с 80-х годов в России все больший процент ПВВ стали изготавливать на горных предприятиях вблизи мест их применения для заряжания взрываемых блоков. Объем ВВ местного приготовления в западных странах составляет 70—80% общего потребления, а в России 60—65%, и этот процент продолжает расти.

Уход от гранулолита в России для взрывания обводненных скважин связан с увеличившейся в 100 раз его стоимостью (до 30 000 руб/т с учетом ж/д тарифа и НДС) и огромным количеством выделяемых при взрыве ядовитых газов (до 200 л/кг), что с увеличением глубины карьеров становится для предприятий непреодолимой проблемой по экологии.

При этом следует учесть, что во всех странах давно отказались от применения гранулолита и тротилсодержащих ВВ, и только Россия продолжает использовать тротил для ПВВ, ссылаясь на необходимость сохранения его выпуска для снаряжения боеприпасов. Не является секретом, что новые боеприпасы снаряжают уже не тротилом, а более мощными ВВ. Нами показано, что в ближайшем будущем тротил, как самостоятельное ВВ, а также его смеси с другими компонентами (аммониты, граммониты, граммолы, акватолы и др.) практически будут полностью исключены из заводских поставок для горной промышленности.

Следует отметить, что для химических заводов, которые являются, как правило, градообразующими предприятиями, прекращение выпуска тротила и тротилсодержащих ВВ представляет достаточно сложную социально-экономическую проблему для больших коллективов трудящихся, а потому необходимо безотлагательно решать задачу на этих заводах о замене производства тротила на другие вещества, например, эмульсионные наливные или патронированные для взрывания на земной поверхности и в подземных условиях, которые более чем в 2 раза дешевле троти-

ла и выделяют в 10 раз меньше ядовитых газов. В этом плане заслуживает внимания опыт ОАО «Знамя», на котором выпускают наливные эмульсионные ВВ, снаряжают на заводах в смесительные транспортно-зарядные машины и везут неактивированную эмульсию как на основной карьер, так и на другие, расположенные на расстоянии до 600 км карьеры небольшой производственной мощности, и по требованию заказчика заряжают ЭВВ блоки, подготовленные к взрыванию.

Таким образом, небольшие карьеры должны иметь у себя только хранилище для средств инициирования, а склады для ВВ и приемные железнодорожные тупики для выгрузки вагонов становятся ненужными.

Проведенный ранее в 80-х годах Госгортехнадзором СССР анализ показал, что большая часть приемных ж/д тупиков на предприятиях, так же как и системы охраны небольших складов ВМ, не отвечают современным требованиям безопасности.

Определенные проблемы возникают при перевозке с заводов готовых ПВВ в специальных вагонах из-за необходимости обеспечения требований безопасности, а также условий погрузки и выгрузки мешков с ВВ. Следует обратить особое внимание на особенности использования эмульсионных ВВ. Практически наливные ЭВВ весьма мало отличаются между собой по энергетическим характеристикам. Для увеличения энергии и объемной теплоты взрыва широко применяют добавки в эмульсию 20—70% ANFO (АС-ДТ) и в меньшей степени 4—6% тонкодисперсного алюминия или ферросилиция. Добавки последних компонентов применяют в основном для приготовления патронированных ЭВВ диаметром от 36 до 180 мм. При этом патронированные ЭВВ изготавливают с использованием полых стеклянных микросфер, перлитового песка и газогенерирующей добавки по специальной технологии. Есть определенные трудности для изготовления патронированных ЭВВ в части качества полых микросфер, качества пористой селитры по сравнению с лучшими зарубежными образцами. Заводам-производителям необходимо срочно улучшать качество сырьевых компонентов, которое бы соответствовало стандартам ISO 9001—9004 (США). Особенно существенного улучшения требуют отечественные эмульгаторы, значительно уступающие зарубежным (лубризол или СМО). В течение почти 20 лет наши химики не могут создать эмульга-

торы, аналогичные по качеству зарубежным. Поэтому следует рассмотреть вопрос закупки для отечественных ЭВВ зарубежных эмульгаторов для значительного улучшения качества эмульсии и ЭВВ.

Но в целом оказывается, что наливными эмульсионными ВВ, отличающимися незначительно один от другого по взрывчатым характеристикам, можно взрывать и вскрышные породы угольных разрезов (Кузбасс, Якутия), и разные по крепости породы (ОАО «Ураласбест» и ОАО «Апатит»), и крепкие породы железорудных месторождений КМА и Кольского полуострова.

Регулирование степени дробления достигается за счет увеличения расчетных расходов ЭВВ в 1,2—1,3 раза по сравнению с заводскими гранулолом и граммонитами 79/21, 50/50.

При этом большое увеличение расчетных расходов водосодержащих акваторов было связано с их растеканием по трещинам в массиве. Это, но в меньшей степени, имеет место и с применением ЭВВ. Для снижения утечек ЭВВ по трещинам увеличивают их вязкость или заряжают их в полиэтиленовые комбинированные рукава.

Успешно проводится взрывание патронированными эмульсолитами ОАО «Знамя» на многих золоторудных карьерах ЗАО «Полюс», «Эльдорадо» («Соврудник»), а также вскрыше ряда угольных разрезов.

На основе приведенных данных можно утверждать, что при правильной технологии заряжания и достижении требуемой вязкости ЭВВ, а также эффективных средств газогенерации эти ВВ пригодны для взрывания всего диапазона (по крепости) пород на отечественных карьерах, а эффективность одних ЭВВ относительно других исчисляется в процентах, и это необходимо уметь использовать производителям, достигая наибольшей эффективности их использования.

При этом в породах невысокой крепости с $f = 6 \div 12$ по М.М. Протодьяконову вполне успешно применяются бестротилловые гранулированные ВВ.

Здесь необходимо отметить, что применение комбинированных зарядов гранулолом-АС-ДТ, когда вода поглощается межгранульным пространством гранулолома, менее пригодно для комбинированных зарядов ЭВВ-АС-ДТ. Это связано с тем, что ЭВВ

полностью вытесняют воду и ее уровень в скважине повышается на длину заряда ЭВВ. Зарядка АС-ДТ может быть произведена только после опускания уровня воды до первоначального за счет дренажа по трещинам, что связано с затратами времени, а потому не всегда достижимо и требует опытной проверки на каждом карьере и горизонте.

Опыт ОАО «Ураласбест» подтверждает особенность изменения ассортимента ВВ после перехода на промышленное применение порэмита. Применение гранулолома было сведено к нулю, а также фактически прекратилось применение АС-ДТ, объем использования которого в совокупности с гранулолом достигал 10—12 тыс. т.

Таким образом, можно считать вполне обоснованным применение только эмульсионных и гранулированных бестротило-вых ВВ для взрывных работ на земной поверхности. Для этого необходимо, кроме увеличения числа заводов, выпускающих качественную аммиачную селитру, рекомендовать всем пунктам крупных предприятий, а также химическим заводам, выпускающим эмульсию для производства ЭВВ, рассмотреть и обеспечить в своем регионе в радиусе 600—700 км поставку на карьеры и дорожные объекты в транспортно-зарядных машинах компонентов ЭВВ и зарядание блоков по заказам потребителей.

Необходимо просить Ростехнадзор рассмотреть, совместно с заинтересованными экспертными организациями, необходимость строительства на территории России пунктов приготовления компонентов ЭВВ для полного регионального обеспечения горных объектов гранулированными бестротиловыми ВВ и ЭВВ. При этом в комплексе этих работ необходимо учитывать и работу 19 действующих пунктов по изготовлению гранулированных бестротило-вых ВВ, радиус поставки ВВ из которых может быть также увеличен до 600—700 км. Можно рассмотреть вопрос о строительстве пунктов только для снаряжения транспортно-зарядных машин типа МЗ-3, МЗ-4Б, МДЗ-1 и более совершенных, вновь созданных для транспортировки в отдельных емкостях селитры и дизельного топлива и приготовление АС-ДТ на зарядаемом блоке. Это позволит исключить транспортировку тротилосодержащих ВВ по железным дорогам и перейти к доставке на пункты и заводы только аммиачной селитры в мягких контейнерах вместимостью 800—1000 кг с полной механизацией по-

грузочно-разгрузочных работ от химического завода до зарядной машины.

Принятие такого решения позволит значительно повысить безопасность оборота промышленных ВВ гражданского назначения, снизить стоимость взрывных работ, упростить требования к приемным площадкам на предприятиях для разгрузки аммиачной селитры из ж/д вагонов.

Кроме этого, можно рассмотреть и уточнить требования по безопасности к действующим (более 1000 единиц) складам ВМ, в хранилищах которых будет лежать только аммиачная селитра.

Для вновь строящихся горных предприятий на земной поверхности необходимо сразу предусматривать склады под аммиачную селитру и применение только бестротило-вых ВВ.

Отдельно необходимо рассмотреть оборот и ассортимент ВВ для подземных рудников и угольных шахт, в том числе использующих предохранительные ВВ.

Рассматривая весь комплекс вопросов в масштабе России, можно считать его одним из национальных проектов государственного масштаба по значимости и важности для прогрессивного развития горно-добывающей промышленности страны коренного изменения применяемого ассортимента ПВВ гражданского назначения.

5.10. ПОДГОТОВКА КАДРОВ НОВОЙ КВАЛИФИКАЦИИ

Внедрение новой техники с компьютерным оснащением технологий, компьютерного конструирования техники современного технического уровня потребует от учебных заведений (вузов, техникумов, ПТУ и т.п.) коренной перестройки своей работы, переоборудования учебных лабораторий и, что особенно важно и трудно осуществить, привлечь в сферу образовательной деятельности педагогов, которые понимают и умеют работать на современных машинах, оборудовании и компьютерах. Следует признать, что уровень преподавания в настоящее время отстает от технического уровня передовых предприятий, в допотопном состоянии находится большинство лабораторий, а нищенская зарплата педагогов вузов и техникумов привела к старению персонала, а это главное и весьма медленно исправляемое звено в техническом прогрессе промышленности. Приходилось неоднократно наблюдать, как выводится из строя

весьма дорогая, совершенная, с компьютерным контролем и управлением техника в результате ее неквалифицированного обслуживания.

В настоящее время и тем более в будущем ведущими специалистами станут конструкторы, владеющие трехмерным компьютерным проектированием, рабочие по обработке металлов на станках с компьютерным управлением, умеющие вводить новые программы для перестройки работы оборудования. Нужны будут не экономисты и менеджеры в современном понимании, а инженеры-специалисты, получившие дополнительно второе образование по экономике и менеджменту.

Возможна корректировка учебных планов горных инженеров-технологов с усилением их современного экономического образования, компьютерной грамотности и менеджмента.

Не секрет, что горные предприятия уже несколько лет отказываются брать на работу вышеназванных специалистов, так как вообще экономист или менеджер не нужен в технологическом цикле предприятия. Он должен хорошо знать технологию выпуска продукции и уже на основе инженерных знаний корректировать экономические вопросы производства и улучшать организацию работы на предприятии, включая бизнес.

Следует признать правильным и разумным начинанием, когда некоторые крупные ОАО и компании дают стипендии для студентов вузов, но это не может заставить низкообеспеченных доцентов или профессоров учить студентов по-новому на устаревшем лабораторном оборудовании. Надо мыслить реальными категориями и сказать, что стоимость оснащения учебных лабораторий за последнее время возросла в сотни и тысячи раз. Кроме того, наш опыт показал, что передача предприятиями в учебные заведения новой техники малоэффективна, так как нельзя в лаборатории воспроизвести весь технологический цикл работы предприятия. Поэтому центром формирования знаний студента как инженера-специалиста должна пока стать производственная практика на передовых предприятиях, что в настоящее время почти ликвидировано в учебных и финансовых планах учебных заведений.

Этот процесс должен проходить одновременно с оснащением предприятия новой техникой и оборудованием, что, очевидно,

но, будет трудным и потребует многолетней напряженной работы: нельзя заставить производителей, получающих в десятки раз большую зарплату, чем педагоги учебных заведений, идти учить студентов. Нельзя, не заинтересовав производителей, принимать на рабочие места студентов, нельзя и не нужно, чтобы все инженеры-специалисты после окончания вузов шли получать вторую специальность. Для этого у них должно быть время для сознательного осмысливания этой необходимости после определенного времени работы на предприятии.

Только такой комплексный государственный подход позволит вывести горно-добывающую и смежные с ней отрасли промышленности на конкурентоспособный мировой уровень с рациональным порядком приоритетных разработок действующих и вновь осваиваемых месторождений, размещением машиностроительных и ремонтных заводов, освоением инфраструктуры стационарной или вахтовой зон разработки и созданием транспортных путей, выдачей на экспорт только готовой, высококачественной продукции в виде машин, оборудования, комплектов узлов.

5.11. ПРОБЛЕМЫ РЕАЛИЗАЦИИ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ РОССИИ

Это наиболее острая проблема для населения и промышленности нашей страны, что видно было зимой 2005–2006 гг.

Энергетика страны в настоящее время обеспечивается сжиганием все большего количества газа и нефтепродуктов в ТЭЦ как экологически наиболее чистого топлива. Это крайне неразумно и неэкономично. Все отечественные ТЭЦ целесообразно перевести на уголь, особенно учитывая высокую изношенность оборудования станций, что облегчит их перевод на другой, менее дефицитный вид топлива. Очевидно, необходимо учитывать неблагоприятную экологию использования угля для ТЭЦ, расположенных в крупнейших городах России.

Ведется, хотя и не так интенсивно, газификация городов и населенных пунктов. Все больше продается электроэнергии, газа и нефти зарубежным странам, за счет чего увеличиваются золотой запас и стабилизационный фонд.

Оценивая перспективы такого развития теплоэнергетики страны, следует отметить следующее. Продажа нефтепродук-

тов и газа за рубеж и увеличивающееся внутреннее потребление приведут в конечном счете к истощению запасов жидкого и газообразного топлива, что заставит тратить наши золотовалютные резервы и стабилизационный фонд на импорт промышленных товаров и продуктов. В результате потеряется роль нашей страны как ведущей энергетической державы, а следовательно, изменятся взаимоотношения с западными и дальневосточными странами, а население нашей страны вынуждено будет перейти на электричество, уголь и дрова, что потребует огромных вложений в перестройку жилищно-бытового комплекса городов и поселков.

Такой пессимистический прогноз подтверждается тем, что в последние годы (2004—2005 гг.) добыча нефти и газа увеличилась в России всего на 1—2%, при все увеличивающихся потребностях этих видов топлива как внутри страны, так и в зарубежных странах. Освоение новых месторождений на полярном шельфе потребует весьма крупных инвестиций и разработки принципиально новых технологий перекачки сырья от скважин на сушу к трубопроводам в суровых ледовых условиях прибрежной зоны. Значительны будут затраты на создание нормальных условий работы бригад, эксплуатирующих продуктивные нефтяные и газовые скважины. Это неизбежно приведет к повышению стоимости добываемого сырья, что снизит его конкурентоспособность по сравнению с норвежским сырьем, а также стран Средней Азии.

Электроэнергию и тепло придется производить на гидро- и атомных станциях, чего явно будет недостаточно для нормального функционирования промышленности и жилищно-бытового комплекса. Кроме того, здесь надо учитывать факт изношенности оборудования гидро- и атомных станций, а также факт весьма ограниченного резерва урана для атомных станций, который в виде готового сырья в большом невосполнимом объеме был продан в США, а месторождения урана в России после распада СССР фактически не разведаны. Поэтому рассчитывать на эти источники энергии следует с большой осторожностью и тщательными расчетами.

Разумно не увеличивать, а уменьшать продажу энергоресурсов, помня, что климат в нашей стране требует несоизмеримо большего расхода энергии на душу населения для нормальной

жизни общества (в 3—5 и более раз на одного человека по сравнению с жаркими странами) и что мы торгуем в основном невозобновляемыми источниками энергии. Денежные резервы должны быть планомерно израсходованы также и на фундамент промышленности — горно-добывающий и перерабатывающий комплекс с использованием альтернативных источников тепла и энергии. Только такой комплексный подход позволит решить указанную в заглавии проблему.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	5
Глава 1. Основные этапы развития методов разрушения горных пород при добыче полезных ископаемых	9
1.1. Развитие различных методов разрушения	12
1.2. Развитие средств и способов бурения скважин и шпуров	19
1.3. Развитие и ассортимент взрывчатых материалов (ВМ) гражданского назначения	24
Глава 2. Общие сведения о методах взрывных работ	29
2.1. Совершенство операций при различных методах ведения взрывных работ	31
2.2. Отказы, их причины, методы их предупреждения и ликвидации	36
2.3. Методы вторичного дробления негабарита	43
2.4. Взрывные способы вторичного дробления	45
2.5. Механические способы вторичного дробления	48
2.6. Электрофизические методы вторичного дробления	52
Глава 3. Методы ведения взрывных работ при проведении подземных выработок	55
3.1. Общие сведения	57
3.2. Расчет параметров взрывания	65
3.3. Выбор диаметра шпуров	68
3.4. Контурное взрывание	69
3.5. Короткозамедленное взрывание при проведении выработок	72
3.6. Забойка шпуров при взрывании в угольных шахтах	73
3.7. Особенности взрывных работ при проведении выработок в опасных условиях угольных шахт	77
3.8. Способы снижения интенсивности выбросов при сотрясательном взрывании	88
Глава 4. Методы ведения взрывных работ при подземной разработке угля	93
4.1. Методы взрывных работ на пластах небольшой мощности	95
4.2. Взрывная посадка угольной кровли	97
Глава 5. Методы ведения взрывных работ при подземной отбойке руды	103
5.1. Общие сведения	105

5.2. Отбойка руды скважинными зарядами	106
5.3. Определение расчетного расхода ВВ и параметров расположения скважин	112
5.4. Отбойка руды шпуровыми и камерными зарядами	117
5.5. Опасные зоны по действию ударных воздушных волн при массовых взрывах	121
5.6. Защитные устройства для локализации действия воздушных ударных волн	125
Глава 6. Методы ведения взрывных работ на карьерах	135
6.1. Методы взрывных работ	137
6.2. Метод скважинных зарядов	138
6.3. Подготовка массового взрыва	140
6.4. Короткозамедленное взрывание скважинных зарядов	145
6.5. Отрицательные результаты взрывов скважинных зарядов и способы их предупреждения	151
6.6. Методы взрывания окоптурирующих скважин	153
6.7. Методы ведения взрывных работ шпуровыми зарядами	158
6.8. Методы взрывания котловыми зарядами	159
6.9. Методы ведения взрывных работ при строительстве дорог в горных условиях	164
6.10. Определение рациональной степени дробления горных пород взрывом	171
6.11. Опыт и перспективы применения ЭВМ в расчетах параметров взрывания	174
Глава 7. Методы ведения взрывов на выброс и сброс	181
7.1. Общие сведения	183
7.2. Взрыв на выброс	184
7.3. Взрыв на сброс	188
7.4. Взрывы на выброс плоскими зарядами	190
Глава 8. Методы ведения специальных видов взрывных работ на земной поверхности	195
8.1. Методы взрывания перемычек в водосмах реках	197
8.2. Методы взрывного обрушения неустойчивых частей массивов	198
8.3. Методы образования взрывом камуфлетных полостей	200
8.4. Методы взрывной посадки насыпей на болотах	203
8.5. Методы взрывных работ в лесном хозяйстве	206
8.6. Методы взрывных работ в сельском хозяйстве	209
8.7. Методы образования траншей и каналов взрывом удлиненных зарядов	210

8.8. Методы подводного взрывания	211
8.9. Методы ведения взрывных работ при добыче штучного камня	218
8.10. Методы обработки и разрушения металла взрывом	221
8.11. Методы взрывных работ при борьбе с лесными пожарами	224
Глава 9. Методы ведения взрывных работ в городских условиях и при реконструкции предприятий	233
9.1. Методы валки зданий	235
9.2. Методы взрывной валки труб и башен	240
9.3. Методы взрывания бетонных и железобетонных конструкций	241
9.4. Методы ведения взрывов при ремонте доменных, мартеновских печей и миксеров	248
Глава 10. Методы ведения взрывания мерзлых и скальных грунтов с использованием локализаторов	265
10.1. Общие сведения	267
10.2. Оборудование для производства взрывных работ	268
10.3. Методы ведения взрывных работ	275
10.4. Расчет сейсмически опасных зон	280
Глава 11. Методы ведения прочих видов взрывных работ	285
11.1. Дноуглубительные взрывные работы	287
11.2. Ледокольные взрывные работы	292
11.3. Лесосплавные взрывные работы	296
Глава 12. Методы ведения взрывных работ при строительстве газонефтепроводов	299
12.1. Общие сведения	301
12.2. Методы ведения взрывных работ и рекомендуемые типы ВВ	304
12.3. Методы взрывных работ при подготовке полосы строительства магистральных трубопроводов	307
12.4. Методы взрывного сооружения траншей в скальных грунтах	309
12.5. Методы взрывного сооружения траншей и каналов	311
12.6. Методы сооружения взрывом подводных траншей для прокладки дюкеров	317
12.7. Методы взрывного сооружения траншей в мерзлых грунтах	322
12.8. Взрывные работы вблизи действующих трубопроводов	325
Глава 13. Методы механизированного приготовления промышленных ВВ вблизи мест их использования	333
13.1. Общие сведения	335
13.2. Методы механизации работ с компонентами ВВ	336
13.3. Классификация оборудования для смешения компонентов и получения гранулированных ВВ	338

13.4. Схемы и оборудование пунктов для получения гранулированных ВВ	339
13.5. Классификация оборудования для приготовления водосодержащих ВВ на поверхности	344
13.6. Оборудование для приготовления суспензионных гелеобразных ВВ	347
13.7. Оборудование для изготовления эмульсионных ВВ	351
13.8. Оборудование для изготовления акватала Т-20ГК	369
Глава 14. Методы механизированного заряжания шпуров и скважин в подземных условиях	377
14.1. Классификация зарядных устройств	379
14.2. Зарядчики для шпуров и скважин гранулированными ВВ	380
14.3. Зарядно-доставочная установка ЗДУ-50	391
14.4. Самоходная машина ПМЗШ-2 для заряжания шпуров	393
14.5. Составы для доставки взрывчатых веществ	394
14.6. Зарубежное оборудование для бестропиловых гранулированных и кристаллических ВВ	397
14.7. Зарубежное зарядное оборудование для эмульсионных ВВ	400
Список литературы	407
Приложение 1. Методика проведения опытных массовых взрывов на открытых горных работах	409
Приложение 2. Комплекс компьютерных программ «Уступ 10» для оперативного проектирования БВР на крупных карьерах	424
Приложение 3. Система автоматизированного проектирования буровзрывных работ. Методика и прикладная программа технологического проектирования параметров взрывания скважинных зарядов ВВ на карьерах «Результат»	434
Приложение 4. Система Blast Maker-4.0	455
Приложение 5. Пути решения проблемы достижения горно-добывающей промышленностью России мирового конкурентоспособного уровня	457

Борис Николаевич
Кутузов

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

ЧАСТЬ 2

ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ
В ГОРНОМ ДЕЛЕ
И ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *О.И. Сорокина*
Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета *Ю.С. Яковлев*
Дизайн серии *Е.Б. Капралова*
Зав. производством *Н.Д. Уробушкина*

*Диапозитивы изготовлены
в Издательстве МГГУ*

Подписано в печать 26.02.2008.
Формат 60×90/16. Бумага офсетная № 1.
Гарнитура «Times». Печать офсетная.
Усл. печ. л. 32,0 + 0,5 цв. вкл.
Тираж 3500 экз. Заказ 82

*«Мир горной книги»
Издательство Московского
государственного горного
университета
Издательство «Горная книга»*

Отпечатано в ОАО
«Московская типография № 6»
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24
Магнисные штампы изготовлены в Первой
Образцовой типографии

119991 Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6,
«Мир горной книги», Издательство МГГУ,
издательство «Горная книга»,
тел. (495) 236-97-80; факс (495) 956-90-40;
тел./факс (495) 737-32-65



ВЗРЫВНОЕ ДЕЛО