

УДК 622.81

*Б.И. Римарчук, В.Я. Шварцер, В.Д. Прилипенко,  
Е.Д. Прилипенко, В.А. Дробот, М.Н. Коростелев*

**ПРИМЕНЕНИЕ НОВОГО ПРОСТЕЙШЕГО  
ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА – ИГДАНИТА ИВД-5  
НА ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ  
КРИВОРОЖСКОГО БАССЕЙНА**

Семинар № 3

---

**В** последние годы в мировой практике ведения взрывных работ при добыче твердых полезных ископаемых все более широко применяют простейшие взрывчатые вещества (ПВВ). Главной их особенностью и преимуществом является то, что они представляют собой смеси из компонентов, каждый из которых в отдельности не является взрывчатым веществом (ВВ). Простейшие взрывчатые вещества нет необходимости транспортировать в готовом виде, что всегда небезопасно, так как они могут быть изготовлены непосредственно на местах их применения. Важным их преимуществом является также то, что они не содержат нитросоединений и меньше других ВВ негативно воздействуют на окружающую среду и, прежде всего, на здоровье людей. К тому же, это самые дешевые ВВ.

На горнорудных предприятиях США и Канады доля различных модификаций ПВВ в общем количестве применяемых ВВ достигает 80 %. На шахтах и карьерах Украины ПВВ, в основном в виде традиционного игданита, представляющего собой смесь аммиачной селитры и дизельного топлива в пропорции 94,5: 5,5, применяют в незначительных объемах – около 8 % от общего количества ВВ, используемого в горнодобывающей промышленности.

Основной причиной, сдерживающей применение игданита, является его физи-

ческая нестабильность. Так, в заряженной игданитом скважине в тех случаях, когда взрывание осуществляют не сразу после заряжания, а по истечении определенного времени, что характерно для большинства горнодобычных технологий, дизельное топливо стекает с гранул аммиачной селитры, и это приводит к частичной, а иногда полной потере работоспособности ПВВ.

Предпринимались попытки повысить стабильность взрывчатой смеси путем добавления мелкодисперсных горючих компонентов: алюминиевого или угольного порошка, древесной муки, а также других материалов, например, железорудного концентрата. Как правило, это не позволяло существенно повысить физическую стабильность ПВВ, но приводило, прежде всего, к их удорожанию, ухудшало контакт дизельного топлива с аммиачной селитрой, снижая работоспособность взрывчатой смеси, а в ряде случаев приводило к повышению вероятности ее возгорания и самопроизвольных взрывов [1].

За рубежом стабилизации ПВВ достигают в основном за счет применения пористой аммиачной селитры, способной впитывать дизельное топливо и удерживать его длительное время.

В Украине пористую селитру пока не

Данные опытов по определению работоспособности граммонита 79/21 и игланита ИВД-5 методом воронкообразования

№ шпура	Тип ВВ	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
			Количество ВВ в шпуре	Плотность ВВ, г/см <sup>3</sup>	Длина шпура, мм	Длина незажаря, мм	Плотность ВВ в шпуре, г/см <sup>3</sup>	Длина «стакана»	Высота воронки	Коэффициент использования шпура (КИШ)	Радиус окружности, равной по площади основанию воронки	Отношение высоты воронки к диаметру шпура	Объем воронки выт-броса, м <sup>3</sup>	Работоспособность ВВ, м <sup>3</sup> /кг
1	Граммонит 79/21	860	0,98	1480	390	0,85	885	595	0,40	696	14,2	0,302	0,351	
2	ИВД-5	940	1,07	1440	400	0,97	845	595	0,41	697	14,2	0,303	0,322	
3	Граммонит 79/21	860	0,98	1440	300	0,80	848	592	0,41	755	14,1	0,353	0,410	
4	ИВД-5	940	1,07	1480	360	0,85	915	565	0,38	730	13,6	0,315	0,335	
5	Граммонит 79/21	860	0,98	1420	340	0,86	890	530	0,37	735	12,6	0,299	0,348	
6	ИВД-5	940	1,07	1400	360	1,0	840	560	0,40	745	13,3	0,325	0,346	
	Средние по граммониту 79/21	860	0,98	1447	343	0,84	874	573	0,39	729	13,6	0,318	0,370	
	Средние по ИВД-5	940	1,07	1440	373	0,93	867	573	0,40	724	13,6	0,314	0,334	

производят. Из стран СНГ приступили к ее производству только в России. Как показали результаты специально выполненных экспериментов по сравнительной оценке свойств используемых в промышленности России взрывчатых смесей, полученных на основе аммиачной селитры различных сортов, пористая аммиачная селитра российского производства по качеству и, прежде всего, по адсорбционной способности к дизельному топливу значительно уступает импортной [2].

При оценке эффективности перехода при изготовлении ПВВ от традиционных сортов аммиачной селитры к пористой следует учитывать более высокую абразивность последней, что приведет к более интенсивному износу зарядных шлангов.

Изучение свойств смесей аммиачной селитры различных сортов с дизельным топливом показало, что в случае приготовления смеси при влажности воздуха выше естественной влажности селитры даже пористая селитра контактирует с дизельным топливом, в основном, по поверхности гранул, а внутрь их дизельное топливо попадает только через сравнительно крупные поры, тогда как микрорпоры первоначально адсорбируют влагу из атмосферы, что не позволяет проникнуть в них дизельному топливу. В результате снижается физическая стабильность такой взрывчатой смеси, а также снижается полнота и скорость детонации при ее взрывании.

В качестве альтернативы игданиту, приготовленному на основе пористой селитры, разработана новая технология его производства, при которой стабилизация взрывчатой смеси достигается за счет создания временной пористости традиционной гранулированной аммиачной селитры, путем подогрева ее гранул до образования в них микротрещин и вдавливания в эти микротрещины дизельного топлива под давлением сжатого воздуха. После остывания селитры микротрещины закрываются и дизельное топливо остается в гранулах. В результате повышения стабильности своих характеристик это новое простейшее взрывчатое вещество, получившее название игданит высокого давления и аббревиатуру ИВД-5, на длительный период обеспечивает кислородный баланс равный нулю, что позволяет максимально сохранить потенциальную энергию и минимизировать количество выделяемых при взрыве отравляющих газов.

Игданит ИВД-5 защищен патентом Украины № 33544 [3] и допущен Госнадзорхрантруда Украины к постоянному применению по ТУ У 24.6-1346371-003-201, разработанному инициативной группой авторов изобретения и специалистов ЗАО «ВТНПФ «КОЛО». Проверка эффективности ИВД-5 производилась согласно нормативным требованиям, определяемым ЕПБВР.

Полигонные испытания игданита ИВД-5 (при участии ИГТМ НАН Украины, ГПИ «Кривбасспроект», ЗАО «ВТНПФ «КОЛО», НИИБТГ, ОАО «Кривбассвзрывпром») позволили установить, что критический диаметр открытого заряда этого простейшего взрывчатого вещества составляет 65 – 70 мм, критический диаметр заряда в стальной оболочке – 25 мм; скорость детонации открытых зарядов диаметром 40, 100, 150, 200 мм составляет соответственно 2800, 3450, 4050, 4400 м/сек.

На одной из железорудных шахт Криворожского бассейна провели предварительные и приемочные испытания игданита ИВД-5 [4]. Здесь же испытали первый

комплекс оборудования для приготовления игданита ИВД-5 с осуществлением таких операций, как сушка и подогрев аммиачной селитры, смешивание в заданной пропорции селитры с дизельным топливом, выдержку смеси под давлением воздуха 0,5 МПа в замкнутом объеме.

Игданит высокого давления ИВД-5 испытывали как на проходке горных выработок, так и при массовой отбойке руды в очистных блоках. Во время испытаний на проходке выработок произведено с использованием игданита ИВД-5 125 взрывов. Проходку вели как по руде крепостью 7–10 баллов\* (28 взрывов), так и по породам крепостью от 7 до 16 баллов. Выработки имели сечение от 3,3 до 13,4 м<sup>2</sup>. Шпуры на проходке бурили диаметром 40 – 46 мм и длиной от 1,1 до 2 м. Заряды игданита ИВД-5 в шпурах инициировались патронами-боевиками из аммонита 6ЖВ весом по 250 г, которые располагали в устье шпуров. Всего на проходку выработок израсходовали 4820 кг игданита ИВД-5. Его расход на 1 м<sup>3</sup> пройденной выработки колебался в зависимости от крепости пород и сечения выработок от 2,3 до 4,7 кг/м<sup>3</sup> и в среднем составил 3,2 кг/м<sup>3</sup>. Коэффициент использования шпура (КИШ) во всех случаях был не меньше 0,8 и в 55 % случаев был равен или превышал 0,95. Отмечена надежная детонация зарядов в шпурах.

Игданит ИВД-5 испытали также при отбойке руды глубокими скважинами в трех очистных блоках. Произвели 7 взрывов в рудах крепостью от 8 до 12 баллов при диаметре скважин 105 мм и длине их от 7 до 24 м. Длина заряда в скважинах составила от 5 до 17 м. Для инициирования скважинного заряда использовали по четыре патрона аммонита 6ЖВ по 250 г каждый, располагая их в устье скважины. Всего на отбойку руды было израсходовано около 6000 кг игданита ИВД-5. При взрывах зафиксирована полная детонация взрывчатого вещества в скважинах и хорошее дробление руды.

Положительно завершились испытания установленного в шахте специализированного комплекса для приготовления игданита ИВД-5. Средняя техническая производительность комплекса составила 6,3 кг/мин при коэффициенте использования оперативного времени 0,64. Таким образом, подобный комплекс может полностью обеспечить игданитом ИВД-5 шахту с годовой добычей железной руды до 3,25 млн т.

На основании результатов приемочных испытаний принято решение допустить комплекс оборудования для приготовления игданита ИВД-5 к постоянному применению в подземных условиях шахт, не опасных по газу и пыли.

Чтобы оценить экономическую эффективность перехода на игданит ИВД-5, сопоставили себестоимость его изготовления на испытуемом оборудовании – 690 грн/т, себестоимость приготовления простейшего взрывчатого вещества А-6 (смесь аммиачной селитры и дизельного топлива с добавлением алюминиевого порошка) – 1210 грн/т, а также цену широко применяемого в настоящее время на железорудных шахтах граммонита 79/21 – 2100 грн/т (все в ценах 2002 года). При переходе от граммонита 79/21 на ПВВ А-6 на каждой тонне ВВ экономится 890 грн., а при переходе на игданит ИВД-5 – 1410 грн.

Чтобы сравнить игданит ИВД-5 и граммонит 79/21 по работоспособности, на одной из шахт Криворожского бассейна провели специальные опыты с использованием метода воронкообразования. В выбранной для проведения опытов выработке, пройденной вкрест простирания по породам крепостью 8 – 9 баллов, пробурили по три шпура в левой и правой стенках. Шпуры расположили на высоте (от почвы выработки) 1,5 м и по одной линии на расстоянии один от другого не менее, чем на

2 м, чтобы исключить взаимовлияние при взрыве. Диаметр шпуров 42 мм, длина 1,5 м. Заряжали шпуры патронированным ВВ. Масса заряда в шпурах: граммонита 79/21 – 0,86 кг (шпуры 1, 3, 5), игданита ИВД-5 – 0,94 кг (шпуры 2, 4, 6).

Каждый из зарядов инициировали электровзрывным способом, в качестве патрона-боевика использовали аммонит 6ЖВ массой 250г. Исходные и результирующие данные выполненных опытов сведены в таблицу.

Из анализа данных таблицы и сопоставления воронок выброса, образовавшихся в результате взрывания шпуров, три из которых были заряжены игданитом ИВД-5 и три граммонитом 79/21, можно констатировать, что по конфигурации эти воронки отличаются незначительно, но по объему они практически одинаковы как при взрывах шпуров с одним из сравниваемых ВВ, так и при сопоставлении воронок, образованных шпурами, заряженными разными ВВ. То же самое можно сказать и по результирующему показателю – работоспособности. Таким образом, можно сделать вывод, что по работоспособности игданит ИВД-5 практически аналогичен граммониту 79/21 при ведении взрывных работ в горном массиве крепостью до 10 баллов. По результатам предварительных и приемочных испытаний игданита ИВД-5, о которых шла речь выше, видно, что игданит ИВД-5 с успехом применяли и на проходке выработок в породах крепостью свыше 10 баллов при увеличении удельного расхода этого ПВВ в сравнении с граммонитом 79/21 на 10–15 %.

Игданит ИВД-5 применяют пока на одной шахте – там, где имеется оборудование по его изготовлению. На других шахтах Криворожского бассейна вопросы, связанные с переходом на новое ПВВ, находятся в стадии решения.

Большие перспективы для применения игданита ИВД-5 имеются и на открытых горных работах, в частности на железорудных карьерах Криворожского бассейна. Так как игданит ИВД-5 обладает хо-

\*Здесь и далее крепость руды и пород дана по шкале профессора М.М. Протодьяконова.

рошей сыпучестью и высокой физической стабильностью, нет каких-либо ограничений для заряжения им на открытых работах сухих скважин взамен граммонита 79/21. В результате на железорудных карьерах Украины можно заменить игданитом ИВД-5 до 20 % общего количества используемого ВВ. Но большая часть скважин в железорудных карьерах (до 80 %) в большей или меньшей степени обводнены, и для их заряжения обычно используют весьма дорогостоящие водостойчивые ВВ. Нами разработана технология заряжения обводненных скважин дешевыми неводостойчивыми сыпучими ВВ, в том числе игда-

нитом ИВД-5, с использованием изоляционных полиэтиленовых рукавов, в которые ВВ подается с помощью пневмозарядчиков типа МЗС [5].

#### Выводы

Новое простейшее взрывчатое вещество игданит высокого давления ИВД-5, обладая высокой физической стабильностью и имея близкие с граммонитом 79/21 показатели взрыва, но в 2 – 2,5 раза дешевле его и более экологически безопаснее, является одним из наиболее перспективных взрывчатых веществ и рекомендуется для широкого применения на горнодобывающих предприятиях как с подземным, так и с открытым способом разработки.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Коростелев М.Н., Жуков С.А., Сорокопуд А.В. Причины самопроизвольных взрывов аммиачно-селитренных взрывчатых веществ и пути их предотвращения. Сб. научных трудов, Кривой Рог, НИГРИ, 1995.
2. Додух В.Г., Старшинов А.В., Черниловский А.М., и др. Влияние типа и свойств аммиачной селитры на взрывчатые характеристики сыпучих смесевых ВВ. – М. Горный журнал, 2003, № 4 – 5.

3. Римарчук Б.И., Шварцер В.Я. и др. Патент Украины на изобретение № 33544.
4. Ефремов Э.И., Римарчук Б.И., Дробин Г.Ф., и др. Новое простейшее ВВ – игданит высокого давления (ИВД-5). *Металлургическая и горно-рудная промышленность* – 2001, № 6.
5. Римарчук Б.И., Шварцер В.А. и др. Патент Украины на изобретение № 33978А.

#### Коротко об авторах

Римарчук Б.И., Шварцер В.Я. – ГПИ «Кривбасспроект», г. Кривой Рог,  
Прилипенко В.Д., Прилипенко Е.Д., Дробот В.А., Коростелев М.Н. – ЗАО «ВТНПФ «КОЛО», г. Кривой Рог.



© С.В. Цирель, 2005

УДК 622.235

**С.В. Цирель**

Одним из важнейших параметров буровзрывных работ является диаметр зарядов ВВ. В первую очередь, тенденции изменений применяемых диаметров зарядов зависят от тенденций развития буровой техники, стоимости бурения одного метра шпура или скважины и одного кубического метра их объема. Однако немалое влияние и на запросы (закупки) горной промышленности и на тенденции развития буровой техники оказывают результаты отбойки при разных диаметрах зарядов ВВ.

Надо отметить, что на протяжении последних десятилетий не существовало единой тенденции изменения диаметров шпуров и скважин. Легче всего меняющиеся тенденции проследить на примере открытых горных работ. В годы преобладания ударно-канатного бурения преобладали большие диаметры скважин (до 300–400 мм). Переход на более совершенные способы бурения привел к уменьшению диаметров (до 90–150 мм), однако доминирование шарошечного бурения постепенно изменило тенденцию и к середине 80-х годов повсеместно стали преобладать шарошечные станки СБШ с диаметрами коронок 214 и 243 мм, а при применении огневых расширителей скважин диаметры зарядов доходили до 350–400 мм и более. Росту диаметров зарядов также способствовал постепенный переход на малочувствительные ВВ местного приготовления, оптимальный режим детонации которых достигается лишь в скважинах большого диаметра. Тем не менее, рост диаметров зарядов вел к увеличению среднего размера кусков разрушенной массы, росту удельных расходов ВВ и, соответственно, вредных последствий взрывных работ. Поэтому, начиная с середины 80-тых начинает формироваться противоположная тенденция снижения диаметров зарядов.

Ее развитию способствуют не только возрастающие требования к качеству дробления горной массы, но также развитие буровой техники (например, станков с погружными гидроударниками) и новых более чувствительных ВВ местного приготовления (эмулиты, эмуланы, AN-FO на основе пористой селитры и т.д.).

В то же время и эту тенденцию, охватившую БВР, как на открытых, так и на подземных работах, нельзя считать окончательной. Успешные опыты применения зарядов большого диаметра на рудниках Сибири [1, 2] снова ставят вопрос об оптимальном диаметре зарядов ВВ. И хотя, как известно, "первая ласточка весны не делает", нельзя быть уверенным в том, что в ближайшее время не начнется новый период увеличения диаметров зарядов или хотя бы их диверсификации.

Все эти сложные меняющиеся тенденции, противоречивые результаты отбойки на разных рудниках, шахтах, карьерах и разрезах показывают, насколько важен и сложен вопрос об влиянии диаметра заряда ВВ на дробление. В настоящей статье предлагается подход к оценке влияния диаметра на степень дробления, основанный на развиваемом автором представлении о дроблении как сложном вязком диссипативном процессе, зависящем как от скоростей деформаций и длительности нагружения, так и от структуры породы.

Прежде, чем говорить об оценках разрушений, необходимо определить, какой смысл вкладывается в это слово. Если использовать понятия, принятые в механике конструкционных материалов, то обычный горный массив является уже разрушенным. Участки горного массива, в которых можно найти существенное количество блоков объемом в несколько кубических метров, не содержащих видимых трещин, столь редки, что их принято на-

зывать месторождениями блочного камня. Но даже у образцов горных пород, в которых нет видимых трещин, предел прочности на растяжение  $[\sigma_p]$  на порядок и более меньше предела прочности на сжатие  $[\sigma_{сж}]$ , что указывает на наличие микротрещин. Соответственно и понятие разрушения для горных пород отличается от понятия разрушения для конструкционных материалов. Точнее говоря, в разных ситуациях словом "разрушение" обозначаются различные состояния.

Рассмотрим две крайние ситуации. Первая из них заключается в том, что малотрешиноватый блок горной породы с помощью пороховых зарядов разбит на несколько кусков. Вторая – в глубоком зажиме взорвано несколько шпуровых зарядов, порода почти не сместилась, зияющих трещин на поверхности не видно, однако взорванная порода поддается выемке, а при повторном нагружении – разлетится на мелкие куски. Более естественно слово "разрушение" использовать для первой ситуации, однако во второй – изменения состояния массива и количество трещин существенно больше. Для того, чтобы различать разные типы разрушения, разделим понятия разрушения и дробления.

Под разрушением будет пониматься явное нарушение сплошности объекта, а под дроблением – множественное трещинообразование, пусть даже не доведенное до конца. Таким образом, оконное стекло, разбитое на два куска, является разрушенным, но не раздробленным, а триплекс, покрытый сетью трещин, – раздробленным, но не разрушенным; оконное стекло, разбитое на мелкие осколки, – и разрушенным и раздробленным. В этом смысле блочный горный массив является раздробленным, но не разрушенным. Конечно, нельзя сказать точно, начиная с какого количества осколков – двух, трех, четырех и т. д. – разрушение переходит в дробление, но в большинстве ситуаций их можно различить. Используя терминологию, принятую в практике взрывных работ, можно сказать, что от разрушающего действия

зависит качество проработки подошвы, а от дробящего – качество дробления.

Расчеты разрушения, как правило, базируются на геометрическом подобии волн напряжений и менее выраженном геометрическом подобии размеров зон разрушения; хотя для получения реалистических оценок, как правило, требуются "обратные пересчеты" – по фактическим разрушениям и расчетным значениям напряжений определяются условные пределы прочности, и с их помощью производятся расчеты других параметров взрывных работ. Много сложнее обстоит дело с оценками среднего размера кусков в разрушенной массе  $d_e$  и степени дробления  $I_{df} = d_0 / d_e$  – отношения средних размеров блоков в массиве и разрушенной массе внутри зон разрушения. Для того, чтобы критерий дробления мог использоваться для инженерных расчетов в широком диапазоне изменения условий взрывания, он должен учитывать целый ряд экспериментальных фактов, связанных с масштабным эффектом дробления (в разных условиях средний размер осколков  $d_e$  пропорционален диаметру заряда  $d_3$ ,  $d_3^{0,5}$  или асимптотически приближается к предельному значению – см. ниже); зональностью дробления; сложной зависимостью степени дробления от длительности воздействия и бризантности заряда ВВ; накоплением дробящего действия и т. д.

Существующие методы расчета среднего размера осколков при взрывном разрушении можно разделить на три группы. К первой группе отнесем эмпирические формулы, в основе которых лежат корреляционные связи между параметрами БВР, характеристиками взрывающей горной породы и  $d_e$ . Эти формулы, естественно, не претендуют на соответствие всем перечисленным выше закономерностям, но дают возможность получить конкретную численную оценку  $d_e$  в технологически важном диапазоне значений параметров заложения зарядов ВВ. Ко второй группе отнесем полумпирические методы, опирающиеся с од-

ной стороны на общие закономерности (чаще всего законы дробления), а с другой – на опыт ведения взрывных работ на одном месторождении или группе месторождений. К третьей группе отнесем теоретические методики, учитывающие механизм дробящего действия взрыва и характеристики взрывного нагружения. Подробный анализ показывает, что все существующие методы оценки дробящего действия взрыва как теоретические, так и эмпирические удовлетворяют только части из известных экспериментальных зависимостей.

Поэтому попытаемся построить новую характеристику НДС, в максимальной степени удовлетворяющую известным закономерностям и учитывающую структурные особенности горного массива. Масштабный эффект дробления, зависимость  $i_{fr}$  от времени воздействия, а также данные работ [3, 4] указывают на влияние скорости деформации. Подобное явление известно также при быстром освобождении образца от нагрузки – степень дробления тем сильнее, чем больше исходная деформация и чем выше скорость снятия нагрузки [5, 6]. Предлагается два способа введения характеристики дробления.

Первый основной способ опирается на предположение, что дробление – это вязкий диссипативный процесс, и напряжения, отвечающие за процесс дробления, линейным образом связаны со скоростями деформации. Тогда уравнение, описывающее процесс дробления, аналогично уравнению Навье-Стокса, а затраты энергии на дробление определяются диссипативной функцией для линейно-вязкой среды (для разделения разрушения сдвигом и отрывом будем использовать форму записи диссипативной функции со второй вязкостью  $\mu_2$  [7])

$$E = E^p + E^{cos} = \frac{\mu_2}{\rho} \int_0^{\tau} (\dot{\epsilon}_1 + \dot{\epsilon}_2 + \dot{\epsilon}_3)^2 dt + \frac{\mu_1}{\rho} \int_0^{\tau} [(\dot{\epsilon}_1 - \dot{\epsilon}_2)^2 + (\dot{\epsilon}_2 - \dot{\epsilon}_3)^2 + (\dot{\epsilon}_3 - \dot{\epsilon}_1)^2] dt \quad (1)$$

где  $E$  – характеристика дробления;  $E^p$  – характеризует сброс объемной деформации;  $E^{cos}$  – характеризует сдвиговые деформации;  $\dot{\epsilon}_i$  – главные скорости деформации;  $\tau$  – длительность действия напряжений,  $\mu_1$  и  $\mu_2$  – первая и вторая вязкости. В работе И.В. Белинского, А.В. Михалюка и Б.Д. Христофорова [8] установлено, что в очень широком диапазоне изменения времени действия нагрузок  $t = 10^{-6} - 10^{18}$  с вязкость  $\mu$  пропорциональна ему. Анализ этих данных показывает, что линейность сохраняется и при замене  $t$  на размер структурных элементов. Сходные зависимости  $\mu$  от размера структурных элементов известны также для некоторых полимеров и биологических препаратов [9, 10]. Тогда, чем больше структурные элементы, тем больше диссипация энергии и тем меньшая энергия необходима для прорастания трещин между ними. Исходя из этих представлений можно определить средний размер осколков:

$$E = l \left[ k^p \int_0^{\tau} (\dot{\epsilon}_1 + \dot{\epsilon}_2 + \dot{\epsilon}_3)^2 dt + k^{cos} \int_0^{\tau} [(\dot{\epsilon}_1 - \dot{\epsilon}_2)^2 + (\dot{\epsilon}_2 - \dot{\epsilon}_3)^2 + (\dot{\epsilon}_3 - \dot{\epsilon}_1)^2] dt \right] = le_1$$

$$E^{op} = k_s \left( \frac{1}{L} - \frac{1}{d^0} \right) = \eta E \quad (2)$$

где  $k_s$  – поверхностная энергоемкость разрушения;  $l$  – размер структурных элементов;  $L$  – расстояние между ними;  $L/l \approx K \approx 6 - 10$ .

Второй способ связан с предложенным в книге В.Н. Родионова, И.А. Сизова и В.М. Цветкова [11] уравнением, описывающее избыточные напряжения, возникающие на неоднородностях. Одна из возможных интерпретаций природы возникновения избыточных напряжений при



динамических нагрузках заключается в действии волн, отраженных от трещин. Деформации и разрушения, вызванные этими волнами, происходят с некоторой задержкой, определяемой формой и длиной падающей волны, что может восприниматься как проявление вязкости [12]. Можно показать, что при нормальном падении волны на трещину и постоянстве скорости деформации выражение для амплитуды фазы растяжения отраженной от трещины волны аналогично выражению для избыточных напряжений. В рамках данной интерпретации дробление за счет действия избыточных напряжений практически полностью аналогично "обычному" дроблению, а отрицательное влияние трещин и неоднородностей на дробление (ослабление волн напряжений) и положительное (трещины – источники нового трещинообразования) являются двумя сторонами одного процесса. Если бы существовали эффективные способы управления структурой массива (некоторые возможности дает многократное нагружение), то имело бы смысл говорить об оптимальной структуре массива для дробления.

Данный подход к оценке дробления был проверен с помощью шести групп экспериментальных данных, включая такие тонкие характеристики как характер скорости распространения фронта дробления и изменения степени дробления с удалением от заряда. В частности данный подход показывает причины хорошего дробления при сложных формах зарядов ВВ [13] – с одной стороны, высокочастотные составляющие сложных форм волн обеспечивают высокие скорости деформации &, с другой стороны, при использовании таких зарядов велика суммарная длительность действия напряжений  $\tau$ .

Рассмотрим подробнее в рамках данного подхода масштабный эффект дробления. Как указывалось выше, масштабный эффект относится к числу самых сложных закономерностей дробления, и хуже всего учитывается существующими

критериями дробления. Дело в том, что, исходя из самых разных представлений о природе дробления, наиболее логичными представляются две ситуации.

Первая ситуация – средний размер осколков  $d_e$  не зависит от размеров заряда (например, диаметра сферического заряда  $d_3$ ). В этом случае расход энергии на дробление полностью определяется максимальными напряжениями, максимальными деформациями, энергией упругого деформирования, удельным расходом ВВ и т.д.

Вторая – средний размер осколков  $d_e$  прямо пропорционально  $d_3$  (полное геометрическое подобие дробления при разных размерах зарядов), т.е. картина трещин не зависит от масштаба, а дробление определяется скоростями деформации, градиентами деформаций или напряжений и т.д. С учетом временной зависимости прочности, например формулы С.Н. Журкова, можно было бы ожидать противоположной (хотя и весьма слабой) зависимости типа  $d_e = f(d_3) (A - B \ln d_3)$  или  $d_e = f(d_3) \ln^k d_3$ .

Все перечисленные зависимости действительно имеют место, но чаще других в опытах встречается зависимость  $d_e \sim \sqrt{d_3}$ , не согласующаяся с элементарными соображениями.

Анализ зависимости (2) показывает, что можно выделить четыре основных случая.

1. Самый простой и общий случай – малотрещиноватая ("монокристаллическая") порода, в которой влияние размеров блоков в массиве  $d_0$  на дробление незначительно. Тогда для зарядов различных диаметров на равных относительных расстояниях от заряда:

$$d_e \sim \frac{1}{\sqrt{e_1}} \sim \frac{1}{\sqrt{\int_0^{\tau} \left(\frac{\sigma_{\max}}{\tau}\right)^2 dt}} \sim \sqrt{\tau} \sim \sqrt{d_3} \quad (3)$$

Т.е. мы приходим к наиболее общей зависимости, указанной в книгах В.М. Кузнецова [14], В.Н. Родионова [11],

Л.С. Евтерева [15] и др. В логарифмических координатах данная зависимость показана на рис. 1, а. Для примера на рис. 2, а приведены экспериментальные данные В.М. Кузнецова, построенные в координатах  $\ln q = \ln(Q/V)$ ,  $\ln(d_e/Q^{1/6}) \sim d_e/\sqrt{d_3}$ ; из графика, что именно отношение  $d_e/\sqrt{d_3}$  связано однозначной (степенной) зависимостью с удельным расходом ВВ  $q$ .

2. Второй часто наблюдаемый случай – блочная порода с одним характерным размером  $d_0$  (чаще всего  $d_0$  находится в диапазоне 0,5 – 1 м); согласно (2) при взрывах в таких массивах:

$$d_e = \frac{k_\mu d_3}{2d_0} \left[ -1 + \sqrt{1 + \frac{4(d_0)^2}{k_\mu d_3}} \right], \quad (4)$$

где  $k_\mu$  – характеристика дробимости породы. Т.е. у больших зарядов  $d_e$  с увеличением  $d_3$  асимптотически приближается к  $d_0$  (рис. 2.2.1, б). На подобную зависимость указывают множество работ, например данные [16] по крупномасштабным взрывам (рис. 2, б).

3. Третий случай – это породы, имеющие непрерывный набор характерных размеров. Естественно считать, что заряды различных диаметров отбирают свои структуры соответственно размеру зоны разрушения. Тогда при малых  $d_3$  зависимость  $d_e$  от  $d_3$  приближается к линейной (рис. 2, в и 2, г). При больших  $d_3$  влияние малых неоднородностей на дробление несущественно, и случай 3 мало отличается от случаев 1 и 2. Линейная зависимость  $d_e$  от  $d_3$  указывается во многих источниках, например [17, 18] (рис. 2, в). В.Н. Мосинец для описания этих данных предлагает зависимость  $d_e = d_3^{1,05}$ , т.е. показатель степени даже немного пре-

вышает единицу. Причины столь сильной зависимости, на наш взгляд, состоят в различии удельных расходов ВВ: для шпуровых зарядов малых диаметров, применяемых при проходке выработок, удельный расход ВВ  $q$  в несколько раз выше, чем для скважинных зарядов больших диаметров на открытых горных работах. Столь сильные различия  $q$  "задавливают" противоположные тенденции – переход к зависимостям (3) или (4) и влияние времени нагружения. Последняя закономерность иногда отмечается при лабораторных мелкомасштабных взрывах – у зарядов очень малых диаметров снижается не только степень дробления, но и размер зоны трещинообразования. Формула В.Н. Мосинца, а также данные Л.А. Борзенкова указывают еще на одну интересную закономерность – близость отношения  $d_e/d_3$  к единице на при применении цилиндрических зарядов и высоком удельном расходе ВВ. Значение коэффициента пропорциональности наш подход найти не позволяет, и причины примерного совпадения  $d_e$  и  $d_3$  в этой ситуации требуют особых исследований.

4. Четвертый случай – это дискретный набор характерных размеров блоков в массиве. Согласно предлагаемому подходу, если распределение характерных размеров блоков в породе дискретно, то в несколько стертном виде ступеньки должны проявляться и на кривой зависимости  $d_e$  от  $d_3$  (рис. 1, д и 1, е). Конечно, в чистом виде такой график в экспериментах получить невозможно, для этого нужно по крайней мере постоянство условий нагружения по всему разрушаемому объему, но некоторые экспериментальные подтверждения зависимостей такого вида существуют (рис. 2, г, данные Э.И. Ефремова [19]).

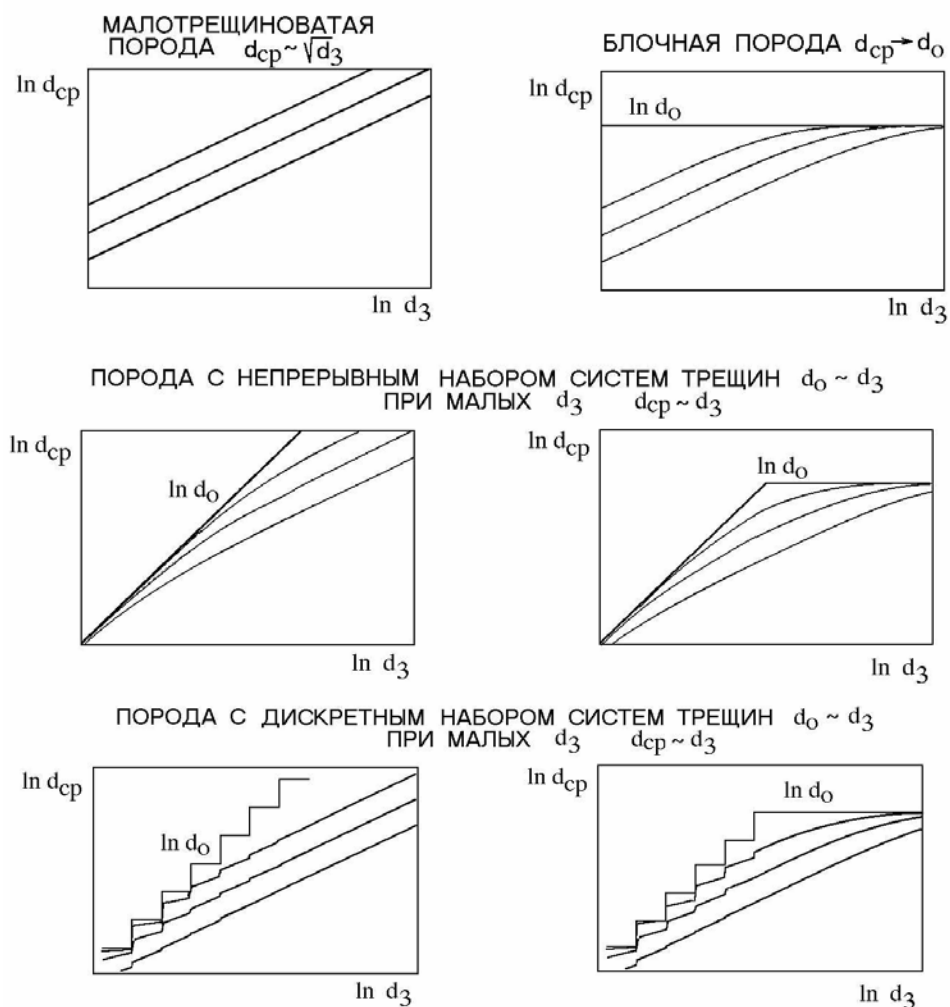


Рис. 1. Расчетные зависимости среднего размера осколков  $d_e$  от диаметра заряда  $d_3$

Таким образом, в таких сложных средах как горные породы не существует единой общей зависимости среднего размера осколков от диаметра заряда ВВ – в породах разной структуры в разных диапазонах реализуются разные закономерности. Поэтому и выбор оптимальных диаметров заряда должен учитывать

эти закономерности наряду со стоимостью бурения, допустимыми типами ВВ и близостью скорости детонации ВВ к предельной. Кроме того, при взрывах в зажиме важную роль играет кратность

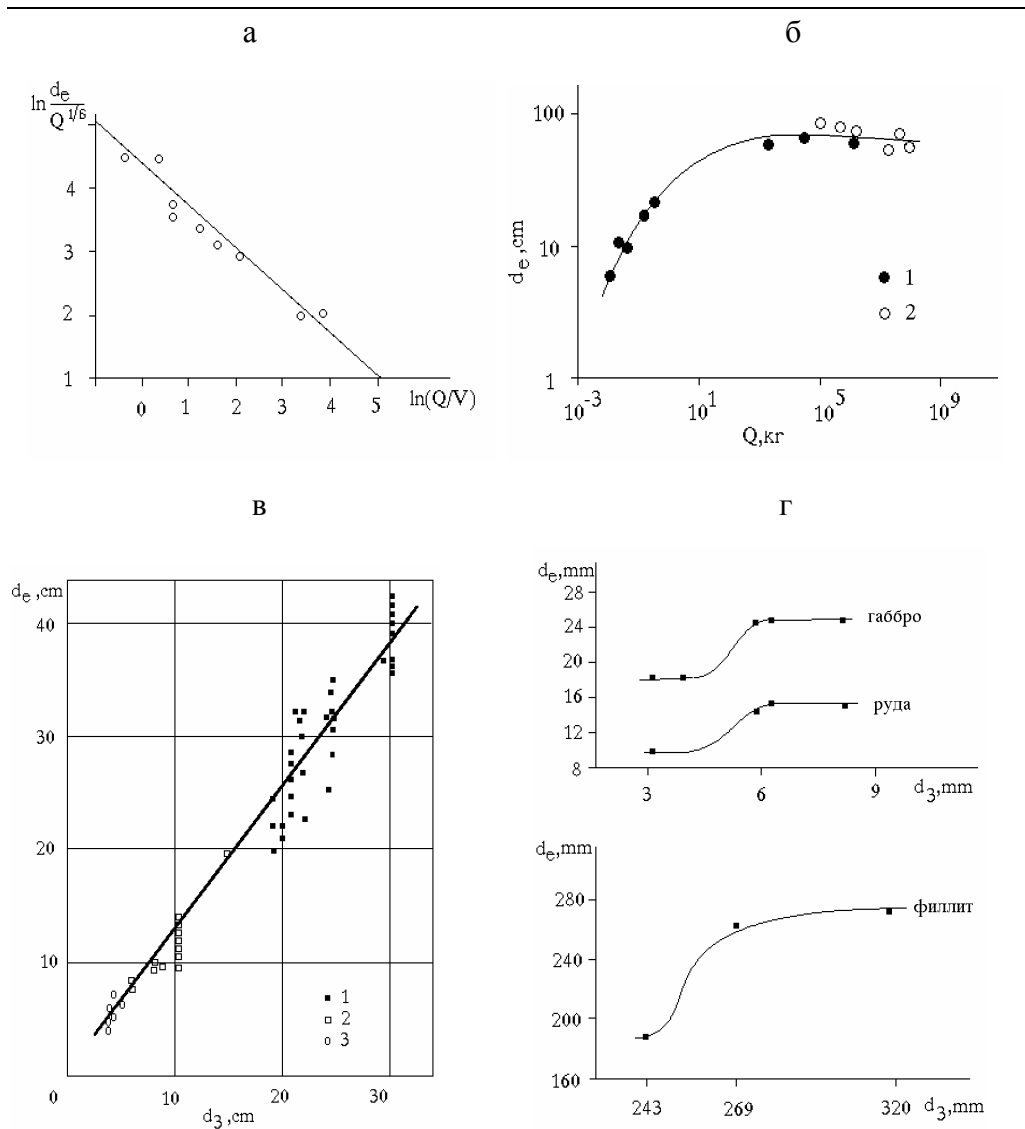


Рис. 2. Экспериментальные зависимости среднего размера осколков  $d_e$  от диаметра заряда  $d_3$ : а –  $d_e \sim \sqrt{d_3}$  (В.М. Кузнецов [14]); б –  $d_e \rightarrow d_0$  (В.В. Адушкин, А.А. Спивак [16]): 1 – взрывы химических ВВ, 2 – подземные ядерные взрывы; в –  $d_e \sim d_3$  (В.Н. Мосинец [17]): 1 – открытые горные работы, 2 – подземные очистные работы, 3 – проходка выработок; г – ступенчатое изменение  $d_e$  (Э.И. Ефремов [19]) в лабораторных опытах и при промышленной отбойке

нагружения, согласно нашим расчетам и экспериментальным данным [20] уменьшение среднего размера кусков

при многократном нагружении пропорционально кратности нагружения в степени 0,4–0,5.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Курленя М.В., Еременко А.А., Цинкер Л.М., Шрепп Б.В. Технологические проблемы разработки железорудных месторождений Сибири. Новосибирск: Наука, 2003.
2. Крупномасштабные взрывы на удароопасных месторождениях. Развитие циклично-поточной технологии на карьерах // Еременко А.А., Еременко В.А., Филиппов П.А., Викторов С.Д., Закалинский В. М., Куликов В.И., Шрепп Б.В., Машуков И.В. - Горный журнал, 2002, № 4.
3. Grady D.E. Fragmentation under impulsive stress loading // Fragmentation by Blasting. - N.Y.: Society for experimental Mechanics, 1985.
4. Liu L., Katsabanis P. Development of a continuum damage model for blasting analysis // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. - 1997.- V.24.
5. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. - М.: Недра, 1980.
6. Grady D.E. Local inertial effects in dynamic fragmentation // J. Appl. Phys. - 1982.- V.53.
7. Седов Л.И. Механика сплошной среды. Том I. - М.: Наука, 1973.
8. Белинский И.В., Михалюк А.В., Христофоров Б.Д. Вязкость горных пород при деформационных процессах // Изв. АН СССР. Физика Земли. - 1975.- № 8.
9. Реология. Теория и приложения. - М.: ИИЛ, 1962.
10. Михайлов И.Г., Соловьев В.А., Сырников Ю.П. Основы молекулярной акустики. - М.: Наука, 1964.
11. Родионов В.Н., Сизов И.А., Цветков В.М. Основы геомеханики. - М.: Недра, 1986.
12. Никифоровский В.С., Шемякин Е.И. Динамическое разрушение твердых тел. - Новосибирск: Наука, 1979.
13. Гончаров С.А., Дремин А.И., Еришов Н.П., Каркашадзе Г.Г. Ресурсосберегающие процессы разрушения горных пород на карьерах. - М.: Изд.МГГУ, 1994.
14. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. - М.: Наука, 1977.
15. Замышляев Б.В., Евтерев Л.С. Модели динамического деформирования и разрушения грунтовых сред. - М.: Наука, 1990.
16. Адушкин В.В., Спивак А.А. Геомеханика крупномасштабных взрывов. - М.: Недра, 1993.
17. Мосинев В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. - М.: Недра, 1976.
18. Макарьев В.П., Нефедов М.А., Виноградов Ю.И., Деев Е.А. Измерение сейсмозрывных волн в массиве при взрыве заряда ВВ постоянной энергии и переменного диаметра // Взрывное дело. - № 85/42, - М.: Недра, 1983.
19. Основы теории и методы взрывного дробления горных пород. / Э.И. Ефремов, В.С. Кравцов, Н.И. Мячина и др. - Киев: Наукова думка, 1979.
20. Клевцов И.В. Исследование эффективности разрушения в зависимости от кратности импульсных нагрузок // Взрывное дело. - № 70/27, - М.: Недра, 1971.

### Коротко об авторах

Цирель С.В. – доктор технических наук, главный научный сотрудник ВНИМИ.



**К ВОПРОСУ О ЗАКЛАДКЕ КРУПНЫХ  
ПОДЗЕМНЫХ ПУСТОТ**

Успех проведения противокарстовых мероприятий во многом определяется изучением горногеологических условий, но в большей степени, научно-обоснованным выбором технологических параметров процесса закладки и тампонажа пустот. При ликвидации карстов различных видов весьма важно достичь высокой степени заполнения пустот закладочным материалом, прекращения фильтрационных перетоков рассолов, упрочнения горного массива.

Закачка гидросмесей в карстовые полости может производиться для создания противофильтрационных завес (ПФЗ), для захоронения твердых отходов различных производств, а также для предотвращения провалов земной поверхности над карстовыми полостями.

В настоящее время сведения по гидродинамике движения гидросмеси в карстовых полостях отсутствуют. Еще в 70-е годы А.М. Гайдиным и В.С. Подхалюзиним были проведены опыты по изучению физического механизма движения гидросмеси [1]. В результате моделирования установлены следующие основные закономерности ее движения и осадения твердых частиц.

В первую фазу нагнетания гидросмеси на дне образуется конус из зернистого материала. Конус наращивается вверх до тех пор, пока скорость струи не станет критической.

Затем наступает вторая фаза движения. Направление потока гидросмеси у вершины конуса изменяется от нисходящего к горизонтальному, происходит наращивание боковой поверхности конуса, тогда как вдоль кровли полости остается сво-

бодная щель. На выходе из щели скорость резко снижается, в результате, чего твердые частицы выпадают в осадок. Сначала выпадают крупные частицы, они откладываются в верхней части откоса, затем все более мелкие частицы. Из-за этого распределение частиц в разрезе по крупности получается обратным: в верхней части частицы крупные, в нижней – мелкие, у подошвы – глинистые. В связи с различием угла внутреннего трения для осадка с разной крупностью частиц откос приобретает вогнутую форму – крутую в верхней части и пологую в нижней.

По мере расширения конуса длина свободной щели возрастает, в результате чего увеличивается гидравлическое сопротивление, уменьшается расход гидросмеси. При некотором минимальном расходе происходит расслоение гидросмеси в стволе скважины, в результате чего образуется песчаная пробка, и поглощение гидросмеси полностью прекращается.

Анализ физического механизма движения гидросмеси в карстовых полостях основывается на постулате о постоянстве скорости движения гидросмеси в свободной щели между кровлей и намытым телом и о равенстве этой скорости критическому ее значению, при котором происходит выпадение частиц в осадок. Действительно, если скорость была бы меньшей, чем критическая, то частицы бы выпали в осадок и не выносились из щели. Если бы скорость превышала критическую, то происходил бы размыв уже отложившегося осадка, сечение щели увеличивалось бы до тех пор, пока скорость не уменьшилась до критической.

Известно, скорость движения связана с градиентом напора зависимостью:

$$v = ki^n,$$

где  $k$  – постоянный для данной среды коэффициент,  $i$  – градиент напора,  $n$  – показатель, зависящий от режима движения.

Очевидно, что если  $v = const$ , то градиент напора также постоянен. Отсюда следует, что пьезометрическая поверхность при нагнетании гидросмеси имеет в пределах щели форму правильного конуса. Заметим также, что движение гидросмеси не зависит от высоты карстовой полости и формы ее нижней границы. Кроме того, все эти рассуждения справедливы как для радиального, так и для линейного характера движения гидросмеси.

Исходя из изложенной рабочей гипотезы о физическом механизме движения гидросмеси, попытаемся дать математическое описание процесса для простейших условий, а именно допуская, что высота полости постоянна, а ее кровля горизонтальна.

Для точки, соответствующей пересечению скважины с кровлей полости, справедливо следующее уравнение равновесия:

$$H_M + \gamma_c \Delta H_T - k_1 Q^2 = H_{II} \gamma_{II} + S_B \gamma_{II} + iR,$$

где  $H_M$  – напор в магистральном трубопроводе, из которого, отбирается гидросмесь;  $\gamma_c$  – относительная плотность гидросмеси;  $\Delta H_T$  – разность высот между точкой отбора гидросмеси и рассматриваемой точкой;  $k$  – коэффициент гидравлического сопротивления подводящих трубопроводов и ствола скважины;  $Q$  – расход гидросмеси;  $H_{II}$  – статический напор пластовых вод;  $S_B$  – повышение уровня за счет нагнетания в пласт воды;  $i$  – гидравлический уклон гидросмеси при ее движении в щели;  $R$  – радиус верхнего основания намытого конуса.

Поскольку водопроницаемость пластов, содержащих карстовые полости, чрезвычайно высокая, то повышением пьезомет-

рического напора пластовых вод  $S_B$  можно пренебречь.

Обозначим

$$H_M + \gamma_c \Delta H_T = H_1.$$

Кроме того,  $iR = S$ , причем  $i = const$ . Тогда

$$S = H_1 - k_1 Q^2, \quad Q = \sqrt{\frac{H_1 - S}{k_1}}. \quad (1)$$

Величины  $Q$  и  $S$  изменяются во времени,  $t$ .

Для нахождения этой зависимости положим, что тело твердого осадка имеет форму усеченного конуса с объемом

$$W_T = \frac{\pi m^2}{3tg\alpha} \left( 2R - \frac{m}{tg\alpha} \right), \quad (2)$$

отсюда

$$R = \frac{3W_T tg\alpha}{2\pi m^2} - \frac{m}{3tg\alpha}.$$

При  $\alpha \approx 30^\circ$  и  $m \ll R$  вторым членом уравнения можно пренебречь, тогда

$$R \approx k_2 \frac{W_T}{m^2}; \quad k_2 = \frac{3tg\alpha}{2\pi} = 0.27.$$

Объем конуса можно выразить через объем закачанной гидросмеси  $W$ :

$$W_T = Wc,$$

где  $c$  – отношение объема осадка к объему гидросмеси.

С учетом этих соотношений

$$S = iR = \frac{k_2 i W c}{m^2}.$$

Продифференцировав это уравнение по времени, получим

$$\frac{dS}{dt} = \frac{k_2 i c Q}{m^2}, \quad Q = \frac{dW}{dt}.$$

Подставляя значение  $Q$ , из формулы (1), находим

$$\frac{dS}{dt} = A \sqrt{H_1 - S}, \quad A = \frac{k_2 i c}{m^2 \sqrt{k_1}}.$$

Интегрирование этого уравнения приводит к выражению

$$-2\sqrt{H_1 - S} = At + c_1.$$

Постоянную  $c_1$  находим из условия:  $t = 0$ ;  $S = 0$ , то есть

$$c_1 = -2\sqrt{H_1},$$

в результате

$$\sqrt{H_1} - \sqrt{H_1 - S} = \frac{At}{2},$$

учитывая (1)

$$Q = \sqrt{\frac{H_1}{k_1}} - \frac{A}{2\sqrt{k_1}} t.$$

При неизменном составе гидросмеси в этом уравнении переменной является только  $t$ , то есть расход уменьшается во времени по прямолинейному закону. Максимальная приемистость скважины соответствует началу закачки и равна

$$Q_{\max} = \sqrt{\frac{H_1}{k_1}},$$

а при условии

$$\sqrt{H_1} = \frac{At}{2} \quad (3)$$

расход становится равным нулю.

Используя приведенные зависимости, проанализируем влияние некоторых факторов на параметры процесса. Прежде всего, необходимо отметить, что при принятых условиях градиент напора гидросмеси является постоянной величиной зависящей только от состава гидросмеси (концентрации и крупности частиц). Зная величину градиента напора, можно определить радиус верхнего основания конуса в любой момент времени, если известно  $S$ , так как  $R = S/i$ .

Радиус конуса намыва не зависит от высоты карстовой полости, а зависит (при данном составе гидросмеси) только от напора:

$$R_{\max} = \frac{H_1}{i}$$

При известном  $R$  легко определить объем намывного конуса по формуле (2). Максимальный объем определяется высо-

той полости и углом естественного откоса закладочного материала.

Длительность закачки гидросмеси определяется из формулы (3):

$$t_{\max} = \frac{2\sqrt{H_1}}{A} = \frac{2H_1 m^2}{Q_{\max} i c}.$$

Предложенная модель, по-видимому, справедлива в том случае, когда высота щели, по которой движется гидросмесь, меньше, чем высота карстовой полости. Необходимо оценить эти величины.

Скорость движения гидросмеси в щели при радиальном движении

$$v = v_{кр} = \frac{Q}{2\pi R_1 h},$$

где  $Q$  – расход гидросмеси;  $R_1$  – расстояние от скважины;  $h$  – высота щели.

Отсюда

$$h = \frac{Q}{2\pi v_{кр} R_1}.$$

Таким образом, высота щели зависит от расхода и убывает с увеличением радиуса.

За величину  $v_{кр}$  примем скорость трогания частиц, которая оценивается по формуле:

$$v_{кр} = 1,4\sqrt{dg(5 + 2/d)} \quad (4)$$

Для частиц диаметром 1 мм  $v_{кр} = 120$  мм/с; 2 мм – 150 мм/с.

С использованием формулы (4) получим следующие величины высоты щели для расхода 100 м<sup>3</sup>/час и диаметра частиц 1 мм:

$R, м$	1	2	5	10	20	30
$h, мм$	37	18	7	3,7	1,8	1,2

Из этих оценок видно, что высота щели невелика.

Поскольку расход, как было показано выше, уменьшается во времени, то высота щели также уменьшается в процессе закачки. В конечном счете, она может стать соизмеримой с диаметром частиц. Очевидно, что в этом случае начнется задерж-



ка крупных частиц, т.е. закладка полости заканчивается заполнением щели твердым осадком.

По результатам проведенного анализа представляется возможным сформулировать основные выводы:

1. Предложена модель, описывающая движение гидросмеси в затопленных горизонтальных неограниченных по площади полостях. В основу модели положен постулат о постоянстве скорости движения гидросмеси по радиусу и ее равенство критической скорости.

2. При заданных условиях максимальный радиус намытого в полости конуса

зависит только от состава гидросмеси и напора.

3. Расход гидросмеси при постоянном напоре в подводящем трубопроводе линейно уменьшается во времени.

4. Пьезометрическая поверхность в области движения гидросмеси имеет форму конуса с прямолинейной образующей.

Предложенная модель может быть использована для расчета параметров гидрозакладки затопленных подземных пустот, а также для обработки опытных данных, получаемых в процессе закладки.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Рыжиков Ю.А., Волков А.Н., Гоголин В.А. Механика и технология формирования закладочных массивов. – М.: Недра, 1985. – 191 с.

#### Коротко об авторах

Шубин А.А. – кандидат технических наук, доцент, Шахтинский институт Южно-Российского государственного технического университета.

#### ДИССЕРТАЦИИ

##### ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
<b>ИРКУТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ</b>			
АРТЕМОВА Олеся Станиславовна	Разработка технологии извлечения вольфрама из лежалых хвостов Джидинского ВМК	25.00.13	к.т.н.
ПОЛИНКИНА Ирина Викторовна	Разработка технологии извлечения золота из лежалых хвостов Джидинского вольфрамо-молибденового комбината	25.00.13	к.т.н.
ФРАНЧУК Александр Владимирович	Исследование технологии формирования примыканий центральных траншей к фронту горных работ при бестранспортной системе разработки	25.00.22	к.т.н.

