ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

УДК 622.235

А. А Сысоев, С. В. Гришин, С. В. Кокин

АНАЛИЗ ПРИНЦИПОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И НАПРАВЛЕНИЙ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ БВР НА РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА

В угольной компании «Кузбассразрезуголь» большое внимание уделяется вопросам качества взрывной подготовки вскрышных пород к выемке, поскольку оно предопределяет уровень большинства показателей технико-экономических эффективности производства в целом. Цель настоящей статьи заключается в том, что бы кратко представить результаты анализа методических принципов проектирования параметров буровзрывных работ на разрезах ОАО «УК Кузбассразрезуголь» с учетом состояния изученности факторов, оказывающих влияние на качество взрывной подготовки вскрышных пород, и наметить направления дальнейшего совершенствования существующих методов проектирования параметров БВР в производственных условиях.

Методологические принципы обоснования параметров БВР на разрезах сформулированы в 70-х годах прошлого столетия проф. Н. Я. Репиным [1]. Решение задачи по выбору рациональных параметров взрывной подготовки пород и рационального сочетания основных параметров экскаваторов и буровых станков при разработке скальных вскрышных пород должно основываться на следующих предпосылках:

– качество подготовки пород при прочих равных условиях определяется свойствами массива и слагающих его пород;

– главный параметр бурового станка – диаметр бурения – является одним из наиболее мощных средств регулирования степени дробления пород, а его изменение (без изменения расхода взрывчатых веществ) неизбежно приводит к изменению качества подготовки пород;

– производительность горнотранспортного оборудования и технико-экономические показатели последующих технологических процессов при прочих равных условиях определяются качеством подготовки пород;

– рациональное сочетание комплекса вскрышного оборудования в звене «экскаватор–буровой станок» и соответствующие параметры буровзрывных работ должны обеспечивать наиболее высокую экономическую эффективность вскрышных работ при возможно более простой их организации.

Другим необходимым условием решения задачи по выбору параметров взрывной подготовки пород является исчерпывающая информация о производительности основного горнотранспортного оборудования в зависимости от качества подготовки горной массы.

Одним из основных показателей качества подготовки является гранулометрический состав горной массы. В рамках перечисленных предпосылок выполнен большой объем теоретических и экспериментальных исследований по изучению структурных, физико-механических и технологических свойств вскрышных пород угольных разрезов Кузбасса.

Прогнозирование статистических параметров распределения крупности кусков, а также диаметра среднего куска по известной блочности взрываемого массива и заданным параметрам заряда разработано проф. А. В. Бирюковым [2]. Размеры и форма зоны разрушения массива скважинными зарядами, принципы их взаимного расположения в зависимости от прочностных и структурных свойств взрываемых пород исследованы проф. И. А. Паначевым [3]. Работы проф. А. С. Ташкинова [4] по исследованию производительности и технико-экономических показателей горнотранспортного оборудования в зависимости от качества подготовки горной массы замкнули создание полного перечня предпосылок для научного обоснования рациональных параметров взрывных работ на разрезах.

На этой основе была разработана и утверждена на отраслевом уровне методика расчета параметров БВР, которая с незначительными изменениями практически применяется и в настоящее время не только в ОАО «УК Кузбассразрезуголь», но и в других угледобывающих компаниях в форме таких нормативно-методических документов, как проекты массовых взрывов.

Для оценки направлений ее совершенствования рассмотрим последовательность выполнения расчетов параметров БВР.

1. Исходным пунктом является определение рациональной степени дробления взрываемых пород (отношение диаметра средней естественной отдельности к диаметру среднего куска породы во взорванном массиве) в зависимости их физико-механических и структурных свойств, а также

типоразмерного параметра экскаватора. Свойства пород характеризуются диаметром средней естественной отдельности, которая связана надежной статистической зависимостью с прочностью пород, а типоразмер экскаватора – геометрической емкостью ковша и некоторыми коэффициентам, постоянными для прямых механических, обратных гидравлических лопат и драглайнов.

2. По рациональной степени дробления породы устанавливается рациональный удельный расход ВВ в тротиловом эквиваленте с использованием названных в п. 1 исходных данных, а также диаметра взрывных скважин.

3. Проектный удельный расход определяется путем корректировки рационального удельного расхода на энергетический эквивалент штатного (фактически используемого) ВВ и обводненность скважин, которая, как известно, обуславливает необходимость увеличения расхода ВВ.

4. Конструкция скважинного заряда включает в себя рекомендуемую при данном диаметре скважин длину забойки, глубину перебура, величину воздушного промежутка и соответствующее им количество ВВ в скважине.

5. Размеры сетки скважин устанавливаются в зависимости от общего количества ВВ в скважине с учетом проработки подошвы уступа, безопасного расстояния бурового станка при бурении первого ряда и заданной ширины буровзрывной заходки.

6. Форма сетки скважин устанавливается с учетом угла между направлением максимальной скорости упругой волны в массиве и линией откоса уступа.

Установление расчетных формул для рациональной степени дробления является основным с научной точки зрения этапом методики. Критерием рациональности служит минимум затрат на взрывную подготовку и выемочно-погрузочные работы.

Следует сказать, что имеющиеся в настоящее время рекомендации для экскаваторов типа ЭКГ и ЭШ разработаны достаточно давно на основе критерия приведенных затрат с использованием нормативного коэффициента эффективности, который был призван учитывать фактор времени. Этот критерий широко использовался в период плановой экономики и в настоящее время при решении задачи по выбору параметров взрывной подготовки пород не является актуальным. Учет капитальных затрат и фактора времени при решении оперативных и текущих задач горного производства при сформировавшемся парке оборудования в настоящее время не считается необходимым. Кроме того, существенно изменились пропорции цен на материально-технические ресурсы, которые участвуют в процедуре расчета оптимальных параметров. Поэтому существующие рекомендации для названных типов экскаваторов требуют пересмотра.

Рекомендации для экскаваторов типа ЭГО разработаны в 2007 г. на основе минимизации прямых эксплуатационных затрат, что в большей степени соответствует принципам принятия технических решений для текущих и оперативных задач горного производства.

Функциональная взаимосвязь рациональной степени дробления (Z_P) в зависимости от блочности взрываемых пород и типоразмерных параметров экскаватора (E, n_1, n_2, n_3 – емкость ковша экскаватора и постоянные коэффициенты различные для экскаваторов ЭКГ, ЭГО и ЭШ) устанавливается по результатам многовариантных расчетов технико-экономического показателя эффективности (затраты на буро-взрывные и выемочно-погрузочные работы) при различных значениях удельного расхода ВВ

Рациональная степень дробления принимается по величине удельного расхода ВВ, обеспечивающего минимум затрат и соответствует рациональному удельному расходу. В принципе введение этой промежуточной величины вполне оправдано, поскольку позволяет упростить процедуру расчетов в практических условиях и сократить объем исходной информации, которая требуется в полной экономико-математической модели.

В процессе выполнения технико-экономических расчетов по существующей модели для определения производительности экскаватора рассчитывается качество дробления массива в виде диаметра среднего куска взорванной породы в соответствии с определенной моделью дробления. При этом учитываются только удельный расход, диаметр скважин и блочность массива.

Теоретически рациональный удельный расход ВВ и, следовательно, многие другие параметры БВР зависят от любого фактора, который влияет на качество подготовки горной массы и технико-экономические показатели оборудования. Включить в рассмотрение все факторы, естественно, невозможно, поэтому как в теоретических исследованиях, так и в практических расчетах приходится ограничиваться наиболее значимыми из них. В анализируемой методике все эти факторы перечислены. Значимость их не вызывает никаких сомнений и подтверждена успешной практикой использования методики на разрезах Кузбасса в течение многих десятилетий. Тем не менее, методика должна совершенствоваться и в части уточнения существующих расчетных формул и в части расширения перечня исходных факторов. По существу процесс ее совершенствования все это время и не прекращался.

На данном этапе целесообразно, на наш взгляд, исследовать и, в случае получения обоснованных результатов исследования, включить в методику возможность учета такого фактора, как высота уступа. Предпосылок к решению этой задачи имеется несколько.

Во-первых, основоположники данной методи-

ки в фундаментальной монографии [5, с. 100] отмечают, что «…высота уступа оказывает существенное влияние на соотношение объемов зон нерегулируемого и регулируемого дробления, на длину колонки заряда и его разрушающее действие, а следовательно, и на кусковатость взорванной горной массы. Поэтому высоту уступа следует рассматривать как один из факторов, который следует непременно учитывать при расчете кусковатости».

В монографии [1] приводится *теоретическая* зависимость диаметра среднего куска взорванной горной массы от высоты уступа для пород различной крепости. При этом значимость фактора высоты уступа возрастает по мере ее уменьшения и по мере увеличения крепости взрываемых пород. Из теоретических зависимостей следует, что при высоте уступа менее 10 м имеет место резкое увеличение размера среднего куска.

Во-вторых, имеющийся производственный опыт показывает, что при относительно небольшой глубине скважин (4 – 6 м) требуется увеличение удельного расхода на 0,15 – 0,2 кг/м^3 по сравнению с типовыми условиями для повышения качества подготовки массива как с позиций качества дробления, так и с позиций повышения коэффициента разрыхления горной массы.

Эти предпосылки требуют проведения более глубокого исследования на основе опытно-промышленных взрывов и анализа качества подготовки породы при различной высоте буровзрывного блока.

Актуальность данного вопроса связана также с тем, что в силу горно-геологических условий на большинстве разрезов Кузбасса взрывные работы ведутся при нетиповых геометрических параметрах блоков с относительно небольшой и/или переменной высотой блока и глубиной скважин. Научно обоснованные рекомендации по расчету параметров буровзрывных работ и, в честности, удельного расхода ВВ в таких условиях в настоящее время отсутствуют.

Рациональный удельный расход ВВ является технико-экономическим параметром, который зависит от стоимостных показателей процесса подготовки горной массы и, в частности, от цены на фактически применяемое (штатное) ВВ. Очевидно, что при одинаковых энергетически характеристиках двух типов ВВ предпочтение будет отдано более дешевому из них. При этом баланс между затратами на БВР и выемочно-погрузочные работы будет различным и, следовательно, различна рациональная степень дробления.

Попытка учесть стоимостной эквивалент штатного ВВ по отношению к эталонному предпринималась, но она была недостаточно обоснована, в какой-то части противоречила энергетическому эквиваленту и, в конечном итоге, стоимостной эквивалент был исключен из методики и не вовлекался в расчеты при разработке типовых проектов массовых взрывов. Влияние стоимостного эквивалента и его значимости требует дополнительного исследования на основе детальной экономико-математической модели процессов буровзрывной подготовки и экскавации горной массы.

На некоторых разрезах компании [6] в настоящее время применяется предварительное контурное взрывание с целью образования щели между запланированным для взрывной подготовки блоком и окружающим его массивом горных пород. Традиционно считается, что контурное взрывание при открытой разработке месторождений полезных ископаемых применяется для повышения устойчивости бортов карьеров. Между тем, этот метод подготовки блока к взрыву имеет много других положительных последствий:

– повышение устойчивости откоса уступа и борта карьера в целом;

– снижение сейсмического воздействия массового взрыва;

– снижение коэффициента вскрыши за счет увеличения угла откоса рабочих и нерабочих бортов карьера;

– снижение уровня обводненности взрываемого блока;

– увеличение производительности буровых станков за счет меньших объемов бурения обводненной части массива;

– увеличение сроков службы буровых коронок;

– экономия за счет сокращения более дорогих водоустойчивых ВВ;

– более качественная проработка подошвы уступа;

– увеличение коэффициента сброса при бестранспортной системе разработки за счет двукратного взрывного воздействия на массив на уровне линии сопротивления по подошве уступа.

Параметры таких взрывов определяются главным образом на основе производственного опыта с учетом самых общих рекомендаций имеющихся в монографической литературе. Научно обоснованные рекомендации, связывающие параметры контурного взрывания и параметры взрывных работ в пределах подготовленного контура в условиях угольных разрезов также отсутствуют.

Негативным моментом подготовки блока путем предварительного контурного взрывания является некоторое увеличение затрат на буровзрывные работы, соотношение которых с положительным влиянием на экономические показатели вскрышных работ предстоит определить.

Рекомендации по установлению формы сетки скважин на основе измерения скоростей упругих волн в различных направлениях носят скорее академический характер, нежели практический. Установление угла между направлением максимальной скорости упругой волны и линией бровки уступа не является регламентированной процедурой на разрезах. Кроме того, при нетиповых геометри-

ческих параметрах взрываемых блоков, когда линия бровки уступа не прямолинейна, названный угол не может быть определен однозначно. Отсюда следует, что в существующей методике нет достаточной информации для определения таких параметров, как форма сетки скважин и коэффициент их сближения.

К нетиповым условиям относятся также случаи, когда взрываемое междупластие сложено из существенно отличающихся по мощности слоев (так называемый «слоеный пирог»). При попадании наиболее мощных слоев в зону нерегулируемого дробления или в зону рассредоточения зарядов предопределяет высокий уровень неравномерности дробления и повышенную вероятность выхода негабарита. Одна из возможностей избежать подобной ситуации заключается в управлении местом размещения интервалов рассредоточения по глубине скважины при соблюдении допустимых пределов изменения длины верхней и нижней частей скважинного заряда при расчетной величине забойки.

Нетрудно заметить, что в методике отсутствуют рекомендации по выбору схем взрывания и времени замедления. Сейчас применяется, как правило, межскважинное замедление с интервалом 25 – 67 мс с использованием неэлектрических средств инициирования (СИНВ). Целесообразность их применения связана с тем, что практически во всех существующих условиях можно вписаться в требования безопасности с точки зрения сейсмического воздействия взрыва. Кроме того, в процессе развития взрыва создается дополнительная обнаженная поверхность, что благоприятно сказывается на качестве подготовки горной массы.

Перспективной задачей в части схем взрывания мы рассматриваем внутрискважинные относительно небольшие замедления (до 10 мс) между отдельными частями рассредоточенного заряда, что позволит совместить эффекты образования дополнительной поверхности и наложения волн напряжений от отдельных частей заряда и, следовательно, более качественное дробление и более высокий коэффициент разрыхления. Актуальность этой задачи связана также с существованием и возможным внедрением электронных инициирующих устройств на основе волновода и капсюля-детонатора с электронным замедлением («Искра-Т»). Данное средство инициирования сочетает точность замедления (± 0,5 мс) и удобство монтажа неэлектрических систем взрывания с волноводом. По предварительным данным завода-изготовителя, которые необходимо проверить в производственных условиях разрезов, имеется возможность снижения удельного расхода ВВ на 15 – 20 %.

Имеются предпосылки совершенствования конструкции заряда в части материала, используемого для рассредоточения отдельных его частей. В настоящее время рассредоточение производится воздушными промежутками или буровой мелочью. В статье [7] на основе теоретических, экспериментальных исследований, а также опытно-промышленных взрывов обоснована эффективность низкоплотных пористых забоек, которые позволяют обеспечить пережатие скважин разрушенной породой за счет разных скоростей ударных волн в материале забойки и во взрываемой породе. Это дает основание считать, что аналогичный эффект будет иметь место и в случае использования низкоплотных пористых материалов в качестве средства рассредоточения отдельных частей скважинного заряда.

Подводя итог краткому анализу принципов проектирования и направлений совершенствования параметров БВР на разрезах Кузбасса, сформулируем основные задачи, решение которых будет способствовать повышению эффективности процесса взрывной подготовки вскрышных пород к выемке.

1. Исследовать количественные закономерности и значимость влияния высоты взрываемого блока на качество подготовки породы к выемке.

2. Разработать рекомендации по расчету конструкции заряда в зависимости от мощности слоев породы, слагающих взрываемый блок, при соблюдении допустимых диапазонов изменения длины отдельных частей рассредоточенного заряда и интервалов их рассредоточения.

3. Установить взаимосвязь между параметрами предварительного контурного взрывания и параметрами буровзрывных работ для оконтуренного блока.

4. Выполнить экономическую оценку эффективности контурного взрывания с учетом его комплексного влияния на последующие виды и процессы работ.

5. Исследовать возможность и целесообразность внутрискважинного замедления с относительно небольшими интервалами (до 10 мс) при инициировании рассредоточенных зарядов.

6. Исследовать специальные средства создания промежутков рассредоточения, обеспечивающие пережатие скважин разрушенной породой на уровне зон рассредоточения.

7. Исследовать влияние стоимостного эквивалента штатного ВВ на рациональную степень дробление и обосновать целесообразность его использования при расчете параметров БВР.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Репин, Н. Я.* Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. – М .: Недра, 1978. – 256 с.

2. *Бирюков, А. В.* Статистические модели в процессах горного производства / А. В. Бирюков, В. И. Кузнецов., А. С. Ташкинов А. С – Кемерово : Кузбассвузиздат, 1996. – 228 с.

3 . *Паначев, И. А*. Взрывная подготовка пород в угленасыщенной зоне : учеб. пособие для студентов специальности 0209 "Технология и комплекс. механизация откр. разработки месторождений полез. ископаемых" / А. С. Ташкинов, И. А. Паначев, А. В. Бирюков; Кузбас. политехн. ин-т, Кемерово , 1979, 108 с.

4 . *Ташкинов А. С.* Управление качеством взрывной подготовки пород на разрезах : Учеб. пособие / А. С. Ташкинов, В. И. – Кузнецов; Кузбас. гос. техн. ун-т. Кемерово , 1994

5. *Репин, Н. Я.* Буровзрывные работы на угольных разрезах / Н. Я. Репин, В. П. Богатырев, В. Д. Буткин и др. – М.: Недра, 1987.

6. *Гришин, С. В.* Пути снижения обводненности массива при ведении взрывных работ / С. В. Гришин, С. В. Кокин, А. В. Новиков // Вест. Кузбасс. гос. техн. ун-та. – 2008. – № 2. – с. 34– 35.

7. *Сысоев, А.А*. Повышение качества взрывных работ на основе использования свойств пеногелеобразующих составов / А.А. Сысоев, И.Б. Катанов // Вест. Кузбасс. гос. техн. ун-та. – Кемерово : 2007. – № 3(61). – С. 32 – 36.

Авторы статьи

Сысоев
Андрей Александрович
- докт. техн. наук, проф. каф. открытых горных работ КузГТУ
saa.ormpi@kuzstu.ru

Гришин
Сергей . Валентинович
- генеральный директор ООО «Кузбассразрезуголь – Взрывпром»
Раб. тел. 8342-44 -04 -45

Кокин
Сергей. Вадимович.
- технический директор ООО «Кузбассразрезуголь – Взрывпром»
Раб. тел. 8342-44 -04 -45

УДК 622.838.53

А. В. Крекова

К ВОПРОСУ УСТАНОВЛЕНИЯ ГРАНИЦ ОПАСНЫХ ЗОН У ГЕОЛОГИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ

При разработке месторождений угля подземным способом в массиве горных пород возникают опасные зоны – локальные участки недр, в пределах которых требуется осуществлять дополнительные меры безопасности, предусматриваемые специальными проектами или мероприятиями. Ведение горных работ в этих зонах регламентируется «Положением о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах» [1].

Зоны опасного ведения горных работ у геологических нарушений в подавляющем большинстве случаев пространственно связаны с разрывами и складками. В опасных зонах у геологических нарушений наблюдается снижение прочности и устойчивости угля и боковых пород, увеличение их трещиноватости, обводненности и газовыделения, что заметно усложняет процесс выемки угля механизированными комплексами, снижает уровень безопасность ведения горных работ.

За отнесение участков к опасным зонам у геологических нарушений, расчет и построение границ этой зоны несет ответственность геолого-маркшейдерская служба шахты. Границы зон влияния нарушений устанавливаются на основе прогноза положения и параметров нарушения, а также наблюдений и измерений, проводимых в горных выработках в соответствии с требованиями «Инструкции по геологическим работам...» [2].

Опасная зона устанавливается у любого типа разрывного нарушения и используется при принятии решения о возможности «перехода» нарушения комплексом (в этом случае в границах опасной зоны планируются мероприятия по обеспечению безопасного ведения горных работ), либо оставления целика или списания запасов.

Границы опасных зон у разрывных нарушений определяются шириной зон повышенной трещиноватости и пониженной крепости угля. В зоне повышенной трещиноватости снижается устойчивость боковых пород, что вызывает появление заколов, вывалов, высыпания породы и требует дополнительных мер по поддержанию горных выработок. В зоне пониженной крепости угля условия поддержания кровли резко ухудшаются: происходит куполение кровли, обрушение ее непосредственно вслед за выемкой угля и т. д.

Многолетними исследованиями, проведенными в Кузбассе, установлены зависимости размеров зон повышенной трещиноватости и пониженной крепости угля от нормальной и вертикальной амплитуды разрыва (*N* и *Z* соответственно). Результаты исследований отражены в методических документах [3-7], на основе которых разработаны действующие в настоящее время нормативные документы [1, 2, 8, 9, 11], регламентирующие ширину опасных зон (предохранительных целиков) у разрывных нарушений (табл. 1).

В работе [3] установлены зависимости ширины общей зоны влияния нарушения (*b),* ширины зоны в висячем ($b_в$) и лежачем ($b_л$) крылеот верти-