

УДК 622.235: 622.016.2

Докт. техн. наук ЛЕВИТ В. В. (ГХК «Спецшахтобурение»), инж. РУБЛЕВА О. И. (ДонНТУ)

МОДЕЛЬ БУРОВЗРЫВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

В Украине постоянно проходятся вертикальные стволы, количество которых в обозримом будущем существенно возрастет в связи со строительством новых шахт. Из всех сооружаемых стволов примерно 95% проходится буровзрывным способом. При этой технологии главным временным ограничителем является уборка породы. Современная технология уборки породы базируется на применении высокопроизводительных погрузочных машин типа КС с механизированным вождением. Процесс уборки разрушенной взрывом породы по условиям погрузки обычно разделяется на две фазы. В первой фазе выдается, как правило, до 80...90% породы, при этом погрузочные и подъемные машины используются наиболее эффективно. Во второй фазе производительность грейферных погрузчиков резко падает, и они не обеспечивают самостоятельной зачистки забоя без дополнительных затрат ручного труда проходчиков [1].

Количество выдаваемой породы в обеих фазах, ее кусковатость и время, затраченное на уборку, тесно взаимосвязаны с параметрами БВР (глубина шпуров, тип применяемого ВВ, КИШ и прочее), поэтому применение взрывных работ в строительстве шахт остро ставит задачу оптимального управления взрывными строительными технологиями. При этом основными факторами, обуславливающими скорость проведения вертикальных шахтных стволов и продолжительность проходческого цикла являются (при фиксированной глубине шпуров) время на уборку породы во второй фазе, а также глубина оставшихся в горном массиве «стаканов» [2]. Эти факторы определяются КИШ, а также характером и степенью разрушения горных пород взрывом и во многом зависят, при прочих равных условиях, от способа инициирования шпурового заряда ВВ [3].

Хотя в области разрушения скальных горных пород взрывом накоплен достаточно большой опыт, до сих пор нет ни строгой теории действия взрыва на рыхление, ни достаточно точных эмпирических формул для расчета паспорта БВР. Причем задача о движении разрушенной взрывом среды получается столь сложной, что расчетом не удастся получить надежные количественные результаты. Ее решение усугубляется особенно для вертикальных зарядов, взрывааемых в сильном зажиме и при наличии воды в шпурах, трещинах и порах.

Целью данной работы является разработка физико-математической модели разрушения взрывом обводненных горных пород в вертикальных шахтных стволах.

Для этого были поставлены и решены следующие задачи:

- смоделировать общий характер разрушения взрывом обуренного горного массива в вертикальных шахтных стволах;
- установить аналитическую зависимость для расчета глубины «стаканов» шпуров оставшихся в массиве после взрыва;
- проверить сходимостъ расчетных данных с данными, полученными на практике;
- разработать рекомендации по повышению эффективности взрывных работ в вертикальных шахтных стволах в условиях обводненности.

Основываясь на современных теоретических представлениях, экспериментальных исследованиях и многолетнем опыте проходки вертикальных шахтных стволов можно предложить следующую качественную картину рыхления и разрушения массива скальных горных пород при производстве взрывных работ, показанную на рис. 1 на примере взрыва трех соседних шпуровых зарядов.

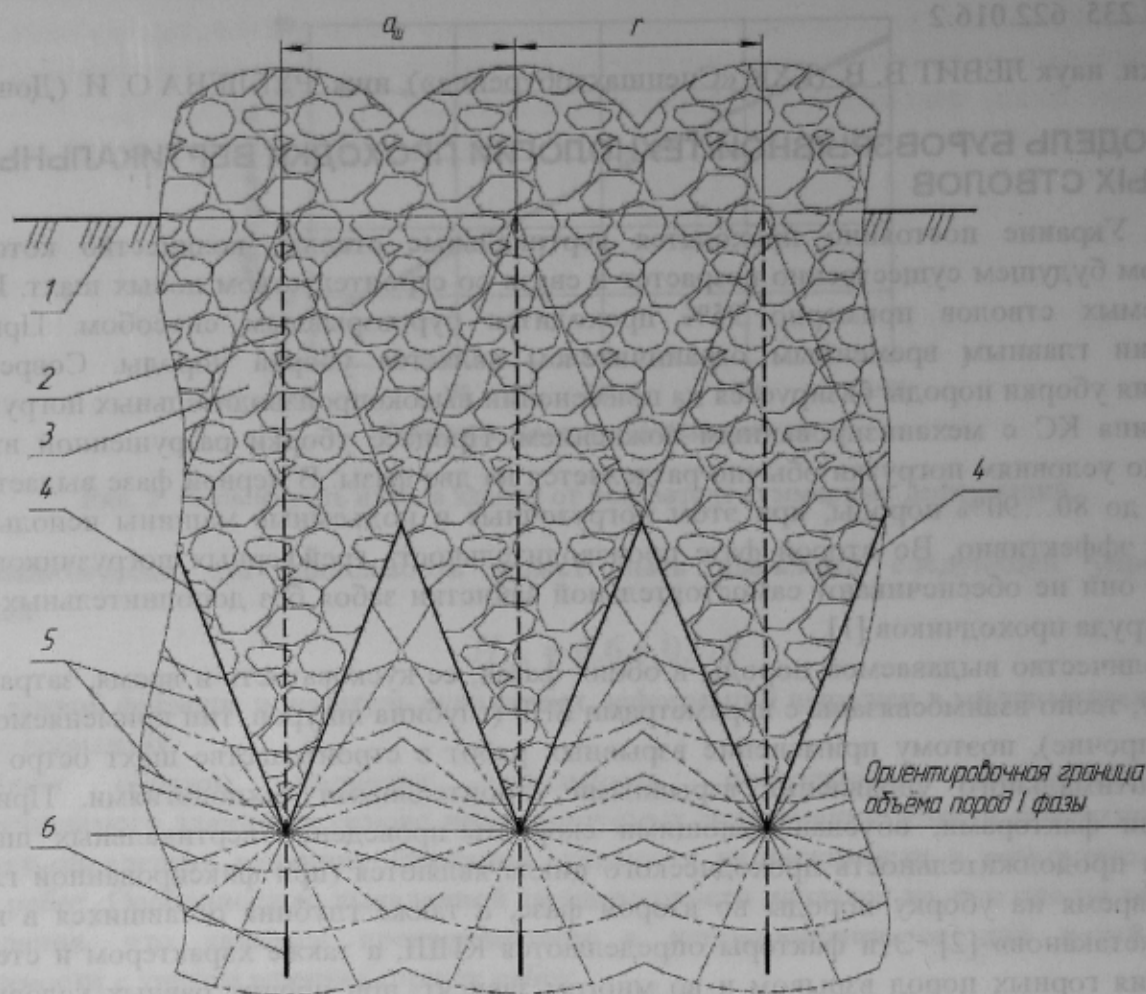


Рис. 1. Общий характер взрывного разрушения горного массива в вертикальных шахтных стволах. 1 – забой вертикального ствола; 2 – участок шпура, разрушенный взрывом размещенного в нем заряда ВВ; 3 – горная порода, разрушенная и приведенная в движение (размещенная в пределах воронки рыхления); 4 – боковая поверхность воронки рыхления; 5 – зона разрушения (без приведения в движение) a_w – расстояние между шпурами; r – радиус воронки рыхления) горных пород кольцевыми и радиальными трещинами (система трещин условно показана пунктирными линиями); 6 – «стакан» шпура, оставшийся в неразрушенном горном массиве.

На представленной модели условно показано, что радиус воронки рыхления (r) равен расстоянию между шпурами (a_w). В действительности в зависимости от условий взрывания он может быть или меньше, или больше этого расстояния. Причем в последнем случае не исключается возможность среза устьев шпуров, ведущего к образованию отказов. Как показано в работе [4], максимально возможный радиус воронки рыхления в вертикальных стволах при взрывании единичного шпурового заряда в «сухих» скальных горных породах равен 0,82 м, а в обводненных – 1,05 м.

В соответствии с предлагаемой моделью процесс разрушения скальных пород протекает так. При инициировании шпурового (цилиндрического) заряда ВВ вдоль него распространяется детонационная волна, за которой следует область расширяющихся продуктов взрыва. Одновременно с расширением продуктов взрыва формируется взрывная волна сжатия, состоящая из ударной волны и сопутствующего потока продуктов взрыва, обладающих высокими температурой и давлением, и распространяющихся во все стороны от места взрыва. Взрывная волна наносит по окружающей среде резкий удар огромной силы (начальное давление газов в шпуре достигает 1,0...2,5 тыс. МПа и более). При такой нагрузке на стенки шпура наступает лавинообразный процесс роста микродефектов и разрушения горных пород, причем, при растяжении происходит их разрыв, а при сжатии – сдвиги и

продольные расколы. В результате этого, в первую очередь, образуются радиальные трещины в виде лучей, суживающихся по мере удаления от места взрыва шпурового заряда. В то же время на некотором расстоянии от взорвавшегося заряда ВВ взрывные газы значительно расширяются и охлаждаются, давление резко падает, а растягивающие усилия становятся недостаточными, чтобы вызвать такой характер разрушения породы. Поэтому сильно сжатая упругая порода незначительно смещается обратно в направлении места взрыва соответствующего шпурового заряда, т.е. вслед за волной сжатия в породе возникает волна растяжения, под действием которой между радиальными трещинами образуются кольцевые (на рис. 1 последствия этих процессов показаны штрихпунктирными линиями). Часть энергии взрывной волны преобразуется в кинетическую, расходуемую на приведение в движение горного массива до открытой поверхности в объеме воронки взрыва - в вертикальных стволах это воронка рыхления (на рис. 1 последствия этого процесса показаны в виде совокупности отдельных разрушенной породы). С течением времени происходит резкое торможение процесса сдвигания горной породы. В это время ударная волна опережает волну сжатия, уходит за пределы радиуса разрушения и распространяется на значительные расстояния. При этом она не вызывает нарушений связи между частицами породы, но создает значительные упругие колебания и сотрясение окружающих пород. Для смягчения такого сейсмического воздействия на поверхностный комплекс строящегося ствола проходчики перед взрыванием открывают ляды, а в обшивке копра делают разгрузочные окна.

Временные параметры отдельных процессов в предложенной модели разрушения можно оценить исходя из известных экспериментальных данных [5]. Волновые процессы в массиве после взрыва зарядов ВВ завершаются в среднем за 4...6 мс. Время начала сдвигания массива после взрыва, например, для песчаников равно 4,3...10,0 мс. Время образования дополнительных открытых поверхностей (в нашем случае разрушение массива за пределами воронки рыхления наступает примерно в 2 раза позже начала сдвигания массива). Процесс сдвигания (перемещения) разрушенных скальных горных пород завершается за время, не превышающее 1 с после взрыва зарядов последней серии замедления.

Из представленной модели разрушения горных пород четко просматриваются физические истоки двух фаз уборки разрушенной взрывом породы в вертикальных стволах: I фаза - это уборка породы в пределах воронки рыхления, а II фаза - уборка породы в пространстве между дном воронки рыхления и неразрушенной частью шпура, т.е. по существу разборка разрушенного, но не приведенного в движение горного массива.

Теоретическая задача по определению глубины воронки взрыва решена в работе [6] применительно к прямым взрывным врубам в горизонтальных и наклонных горных выработках при глубине шпуров порядка 2,0...2,5 м. Формула для инженерных расчетов воронки рыхления в вертикальных шахтных стволах, где глубина шпуров достигает 4,2...4,5 м и забой, как правило, подтоплен водой, до настоящего времени не получена. В то же время многолетний опыт проведения вертикальных шахтных стволов [2] подтверждает, что глубина воронки взрыва колеблется в пределах линии наименьшего сопротивления (ЛНС) - расстояния от центра зарядной колонки ВВ до забоя выработки (см. рис. 1).

Задача по расчету радиуса зоны разрушения горных пород (под зоной разрушения понимается совокупность зон вытеснения и трещинообразования) решалась многими учеными. Например, системный анализ данных, взятых из опубликованных работ по разрушению горных пород взрывом, позволил в работе [7] установить размеры зоны интенсивного трещинообразования при совместном взрывании в камуфлетном режиме комплекта шпуровых зарядов ВВ, равной в зависимости от прочности пород на сжатие (18,7...34,0) радиусов заряда. Корреляционная зависимость размеров зоны трещинообразования от прочности пород на растяжение установлена в работе [8]. Она оказалась равной $3,88 \cdot 10^4 (\sigma_p)^{-0,43}$. Теоретические исследования, изложенные в работе [9],

рассматривают только конкретную задачу расчета зарядов выброса. В то же время известные расчетные схемы основаны на эмпирических зависимостях и поэтому естественно получены с учетом дефектности и трещиноватости горных пород, т.е. для каких-то конкретных условий, когда разрушение происходит по поверхности естественной трещиноватости. Это означает, что расчеты по существующим зависимостям не дадут точных значений радиуса разрушения для определенного забоя.

Одним из недостатков известных зависимостей является то, что они не разделяют размеры зоны разрушения «сухих» и обводненных скальных горных пород. Модель, учитывающая эти особенности, разработана докт. физ.-мат. наук Л.И. Гречиным [10] на принципах традиционной механики горных пород, построенной на бесструктурных теориях. Она базируется на том, что основу горных пород составляет алюмосиликат, известный под названием каолин ($Al_2O_3 \cdot SiO_2 \cdot H_2O$). При этом пористая кластерная структура кремнезема полностью заполнена кластерами глинозема. Поэтому прочность горных пород определяется только величиной потенциала бинарного взаимодействия между кластерами глинозема ($\alpha - Al_2O_3$) в кластерной решетчатой структуре кремнезема ($\alpha - SiO_2$).

Существует критическое давление, при котором происходит разрыв бинарной связи между кластерами $\alpha - Al_2O_3$ в процессе сжатия, равное $1,75 \cdot 10^6$ Па. Если взрывом воздействовать на горную породу давлением большим, чем критическое, то порода будет разрушена. Следовательно, исходя из данного механизма разрушения горных пород взрывом полученные в данной работе на его основе аналитические зависимости и количественные параметры справедливы для скальных алюмосиликатных пород с любым значением коэффициента крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова.

В работе [10] получены расчетные формулы для определения количества бинарных связей, которое может быть разрушено взрывом сосредоточенного (длина заряда не превышает четырех его диаметров [11]), а также объема, который займут оказавшиеся свободными кластеры, численно равный объему разрушенной горной породы (V_p). Очевидно, при сферически симметричном разрушении (рис. 2) радиус зоны разрушения составит

$$R_p = \sqrt[3]{\frac{3V_p}{\pi}} \quad (1)$$

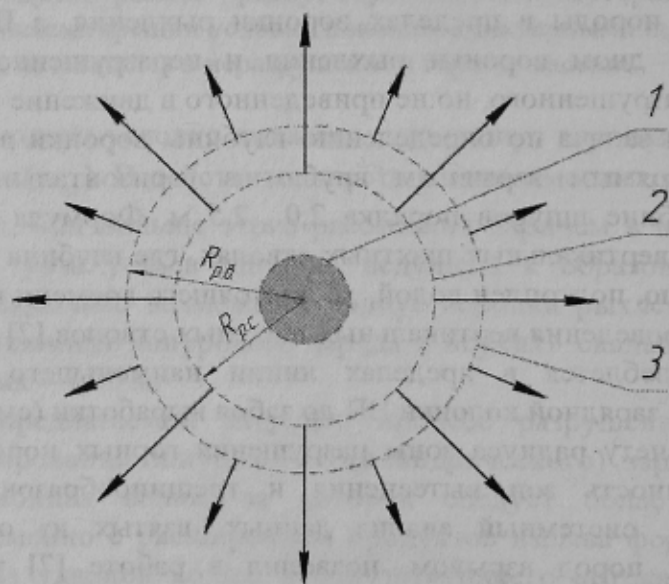


Рис. 2. Схема сферически симметричного разрушения горных пород взрывом шпурового заряда (стрелками показано направление движения сейсмической и звуковой волн)

1 – шпуровой заряд ВВ; 2 – сфера разрушения «сухих» горных пород; 3 – сфера разрушения обводненных горных пород; $R_{pс}$ – радиус разрушения «сухих» скальных горных пород; $R_{pв}$ – радиус разрушения обводненных скальных пород.

В работе также обосновано, что если проходка ствола ведется по водонасыщенным горным породам с подтоплением забоя ствола, то при расчете параметров V_p и R_p гидростатическим давлением можно пренебречь, а в процессе деформации горных пород происходит быстрое заполнение молекулами воды освободившегося от глинозема межкластерного пространства. Связь между кластерами $\alpha - Al_2O_3$ будет происходить уже через молекулу воды. Энергия связи при этом ослабляется. В работе установлено, что, если пренебречь размерами молекулы воды, то количество кластеров глинозема, связь между которыми будет разрушена сосредоточенным зарядом, возрастет в 5,62 раза. Исходя из формулы (1) радиус разрушения обводненной горной породы возрастет по сравнению с разрушением «сухой» породы в 1,78 раза.

О.И. Рублевой, основываясь на работе [10], определено численное значение радиуса разрушения скальных горных пород от взрывания сосредоточенного заряда из аммонала скального № 1 прессованного ($Q_v = 5,4 \cdot 10^6$ Дж/кг). Одной из его особенностей является то, что стандартные патроны этого ВВ (длина – 0,18 м, диаметр – 45 мм, масса – 0,4 кг) отвечают понятию «сосредоточенный заряд». Поэтому расчет выполнен применительно к взрыву одного патрона, причем, расположенного в шпуре на полное его сечение (без радиального зазора). Радиус разрушения (R_p) в этом случае оказался, исходя из формулы (1), равным: для «сухих» скальных горных пород – $R_{p,c} = 0,58$ м, для обводненных скальных пород – $R_{p,v} = 1,02$ м (см. рис. 2).

Таким образом, в работе [10] объем разрушенных кластеров, а в результате этого и все параметры разрушения горных пород, установлены для сосредоточенного заряда. В то же время на практике применяют цилиндрические (шпуровые) заряды. Поэтому, чтобы применить предложенную модель разрушения, фактический шпуровой заряд представим как заряд, составленный из примыкающих друг к другу своими торцами сосредоточенных зарядов. При этом вокруг каждого такого «элементарного» заряда формируется своя сфера разрушения. В своей совокупности они образуют цилиндр с полусферическим основанием радиусом R_p , сопрягающимся с горизонтальной плоскостью, проходящей через нижнюю границу зоны разрушения несколько ниже дна шпуров – за пределами дна шпура глубина трещинообразования не превышает 0,94 диаметра шпура [12] (рис. 3).

Приняв такую схему взрывного разрушения горных пород в вертикальных стволах, мы смогли впервые в инженерной практике аналитически определить глубину стакана шпура. Известно [11], что при совместном действии близко расположенных шпуровых зарядов глубина «стакана» будет меньшей, чем при взрыве одиночного заряда. Поэтому за величину стакана принимаем придонную часть шпура, на которую воздействует только взрыв заряда рассматриваемого шпура (ниже пересечения передних фронтов зоны разрушения всех соседних шпуров забойного комплекта). При такой постановке задачи его нетрудно определить, решая соответствующую геометрическую задачу. На рис. 4 приведена расчетная схема решения задачи, построенная на дополнительных графических построениях в придонной части цилиндра разрушения (см. рис. 3).

Из рис. 4 имеем, что $AD + BN = 2R - AB$, но $AD = BN = \ell_{cm} + \Delta l_p$, а $AB = 2BK$.

Тогда $2(\ell_{cm} + \Delta l_p) = 2R_p - 2BK$, откуда $\ell_{cm} = R_p - \Delta l_p - BK$.

Из $\triangle AOB$ следует, что $BK^2 = OB^2 - OK^2$.

Подставив значения OB и OK , получим $BK^2 = R_p^2 - a_{ш}^2$, откуда $BK = \sqrt{R_p^2 - a_{ш}^2}$.

Следовательно, формула для определения глубины стаканов примет следующий вид:

$$\ell_{cm} = R_p - \Delta l_p - \sqrt{R_p^2 - a_{ш}^2}, \quad (2)$$

где R_p – радиус разрушения горных пород;

$a_{ш}$ – расстояние между шпурами (шпуровыми зарядами);

$\Delta l_p = 0,94d_{ш}$ – глубина проникновения трещин ниже дна шпура;

$d_{ш}$ – диаметр шпура.

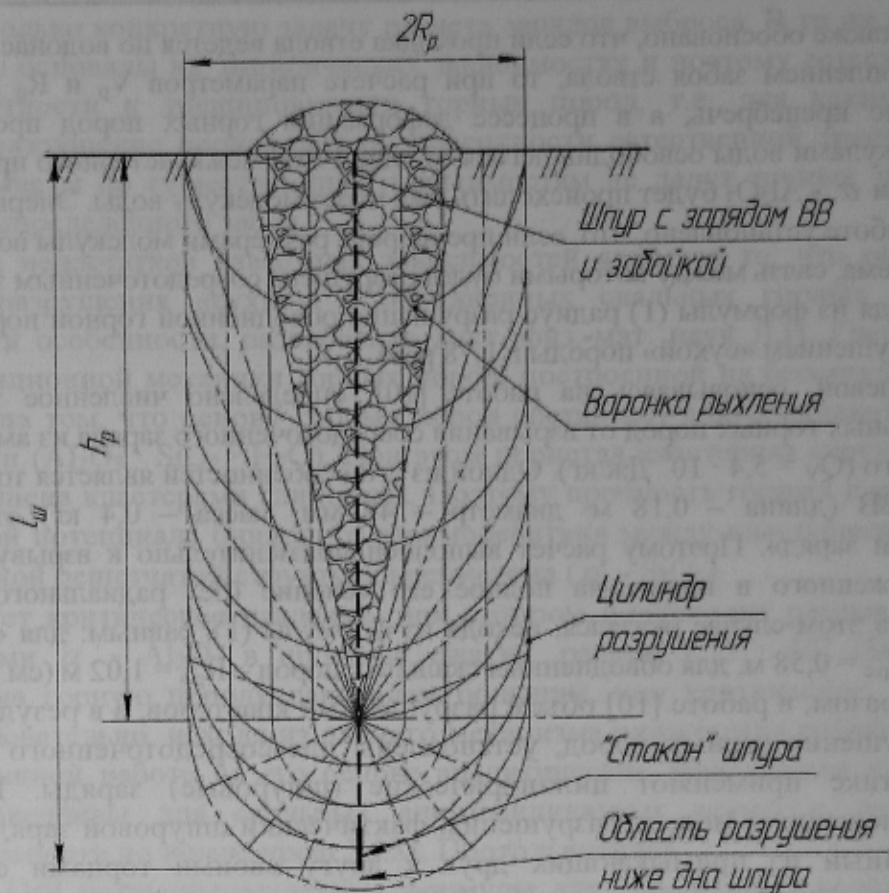


Рис. 3. Принципиальная схема разрушения горных пород на примере взрыва заряда в одиночном вертикальном шпуре.

$l_{ш}$ – глубина шпура; h_p – глубина воронки рыхления; $2R_p$ – диаметр цилиндра разрушения горных пород кольцевыми и радиальными трещинами.

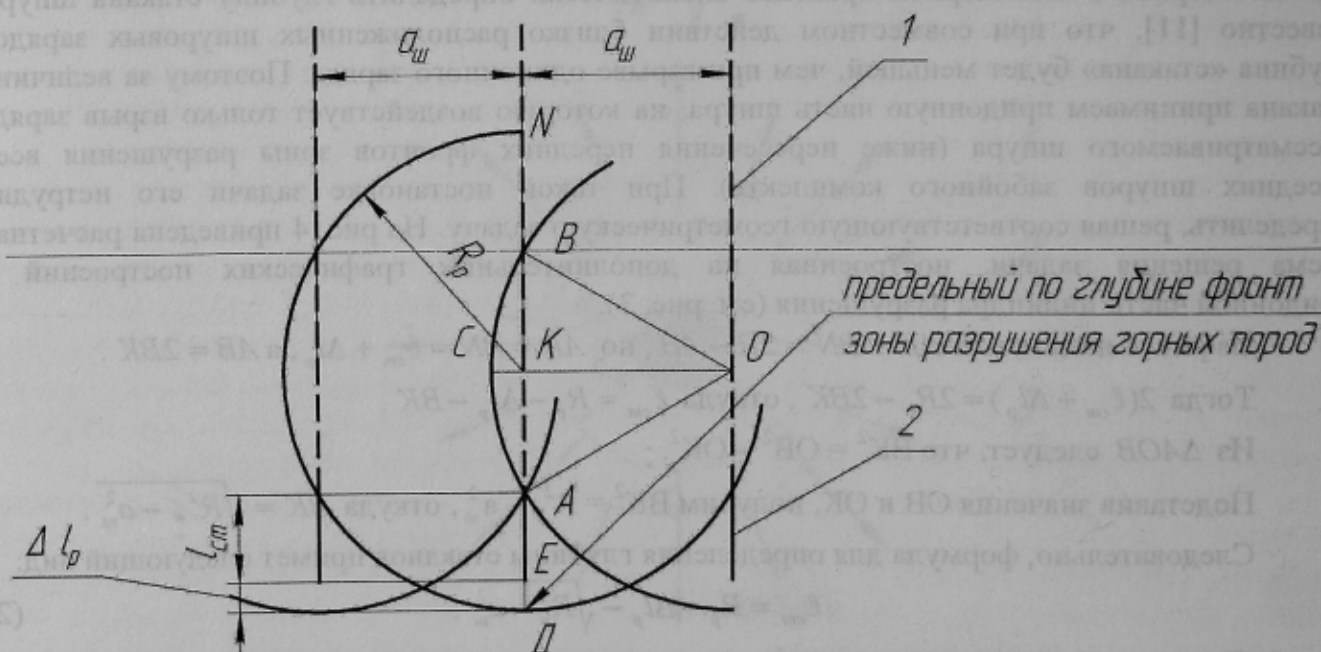


Рис. 4. Расчетная схема определения глубины стакана шпура.

1 – приустьевой участок шпура, разрушенный взрывом заряда; 2 – стакан шпура.

Приняв $\Delta l_p \approx d_{ш}$, окончательно получим

$$\ell_{cm} = R_p - d_{ш} - \sqrt{R_p^2 - a_{ш}^2} \quad (3)$$

Глубину стаканов по этой формуле можно рассчитывать только для условий, когда расстояние между шпурами будет меньше радиуса разрушения, т.е. при условии $a_{ш} < R_p$.

Для проверки разработанной физико-математической модели процесса разрушения обводненных скальных горных пород использованы фактические данные, полученные при проходке вертикальных шахтных стволов, обобщенные в работе [2]. В качестве ВВ во всех проходках использовался аммонал скальный № 1 прессованный в диаметре $d_{п} = 45$ мм при диаметре шпуров $d_{ш} = 52...53$ мм. Масса заряда в отбойных и «длинных» оконтуривающих шпурах составляла 4,0 кг (длина заряда 1,8 м, ЛНС – 3,3...3,5 м). Учитывая, что в реальных условиях проходки стволов коэффициент заряжения $(d_{п}/d_{ш})^2$ численно равен 0,75, фактическая энергия воздействия на горный массив сосредоточенного заряда, а следовательно, и объем разрушенной взрывом породы окажутся меньше установленных в работе [10] значений на 25%, а именно: для обводненных скальных горных пород $V_{p.a} = 3,37 \text{ м}^3$ при $R_{p.a} = 0,93$ м. Фактические результаты взрывания и расчетные данные (глубина стаканов рассчитана для $a_{ш} \leq R_{p.a}$) сведены в табл. 1.

Табл.1. Фактические и расчетные данные проходки вертикальных шахтных стволов по буровзрывной технологии

№ п/п	Место производства взрывных работ	Расстояние ($a_{ш}$), м		$\ell_{ш}$, м	КИШ/длина заходки, м $(\frac{\eta}{\ell_{зах}})$	Подвигание забоя за счет I фазы уборки породы ($\ell_{1ф}$), м	l_p^{**} , м	Глубина «стаканов» (ℓ_{cm}), м	
		между окружностями	между шпурами вдоль окружности					фактическая	расчетная
1.	Клетевой ствол ш. им. 60-летия Октября	0,88	0,80	4,2	0,85/3,57	3,29	0,91	0,63	0,41...0,58
2.	Клетевой ствол ш. им. 50-летия СССР	-	0,75*	4,5	0,89/4,00	3,34	1,16	0,50	0,33
3.	Вентиляционный ствол ш. «Бутовка-Донецкая»	-	0,92*	4,5	0,80/3,60	3,14	1,36	0,90	0,87
4.	Вентиляционный ствол ш. им. Калинина	0,65	1,00	4,5	0,93/4,18	3,88	0,62	0,32	0,22
5.	Вертикальный ствол ш. «Пролетарская-Глубокая»	1,0...1,1	0,77...0,86	4,5	0,90/4,07	3,35	1,15	0,72	0,36...0,53
6.	Вентиляционный ствол ш. № 17-17 бис	0,87...1,05	0,84...1,05	4,5	0,88/3,96	3,47	1,03	0,54	0,49...0,56
7.	Воздухоподающий ствол № 2 ш. «Красноармейская-Западная»	0,60...0,75	1,14...1,18	4,2		3,52	0,68	0,20	0,17...0,32
8.	Восточный вентиляционный ствол № 2 АП «Шахта им. А.Ф. Засядько»	0,50	0,91...1,04	4,2	0,88/3,70	3,34	0,86	0,50	0,11...0,71
9.	Воздухоподающий ствол № 2 АП «Шахта им. А.Ф. Засядько»	0,60...0,90	0,82...0,94	4,2	0,84/3,53	2,88	1,32	0,67	0,17...0,62

* – рассчитано по площади поперечного сечения ствола и числу шпуров.

** – $l_p = l_{ш} - l_{1ф}$

Сопоставление расчетных и экспериментальных данных убедительно подтверждает достоверность предложенной модели разрушения горных пород взрывом вертикальных зарядов в обводненном массиве скальных горных пород, а также выдвинутого определения понятия «стакан шпура» – придонная часть шпура, на которую не воздействует взрыв соседних шпуровых зарядов.

Таким образом, разработанная физико-математическая модель обосновывает, что наличие двухфазного процесса уборки породы после взрывания шпуровых зарядов ВВ в вертикальных шахтных стволах это не результат каких-либо технических просчетов, а объективная технологическая неизбежность. На продолжительность проходческого цикла будет влиять степень и характер разрушения горного массива ниже воронки взрыва (см. рис. 1 и 3), т.е. время, затрачиваемое на II фазу уборки породы.

Исследование уравнения (3) показывает, что при $a_{ш} \geq R_p$ глубина «стаканов» может достигать величины, равной глубине разрушения горных пород (l_p) ниже отметки (забоя) ствола по завершению I фазы уборки породы ($l_{1ф}$), т.е. ниже величины, равной $l_p = l_{ш} - l_{1ф}$. Фактическая глубина стаканов в этом случае будет определяться подвиганием забоя ствола во II фазе уборки породы, т.е. степенью взрывного разрушения пород на этом участке ствола.

Для подтверждения достоверности разработанной модели в условиях, когда расстояние между шпурами больше радиуса разрушения ($a_{ш} > R_p$), были обобщены и проанализированы результаты проходки скипового ствола (диаметр ствола вчерне - 10,1 м, в свету - 9,0 м) подземного рудника «Удачный» АК «АЛРОС» (Россия, Якутия). Пересекаемые горные породы: битумизированные глинистые известняки, или глинистые доломиты, с прослоями глинистого известняка, льдистость 3...7%. В качестве ВВ применялся аммонит АП-5ЖВ ($Q_V = 3,5 \cdot 10^6$ Дж/кг, масса одного патрона – 0,3 кг, длина патрона – 0,27 м). Диаметр шпуров был равен 42...43 мм, т.е. $(d_{зар}/d_{ш})^2 = 0,74$. Глубина шпуров принята равной 4,2 м, а их число на забой – 124. Расстояние между концентрическими окружностями колебалось в пределах 0,70...0,80 м, а между шпурами по окружности – 0,90...1,02. Масса заряда в отбойных и «длинных» оконтуривающих шпурах была равна 3,6 кг – заряд состоял из 12 патронов, ЛНС – 2,70 м.

Наряду с традиционной конструкцией шпурового заряда ВВ (один патрон-боевик, прямое инициирование) были проведены взрывания, при которых примерно в центре цилиндрического заряда ВВ «длинных» оконтуривающих или врубовых шпуров дополнительно размещался второй патрон-боевик. Цель этих экспериментов заключалась в том, чтобы оценить: повлияет ли такая конструкция заряда на протяженность и продолжительность II фазы уборки породы.

Длина каждого патрона аммонита АП-5ЖВ составляет 7,5 их диаметра, т.е. не удовлетворяет требованию, предъявляемому к понятию «сосредоточенный заряд», применительно к которому разработана используемая в расчетах схема взрывного разрушения горного массива. Поэтому шпуровой заряд аммонита АП-5 ЖВ представим состоящим из отдельных сосредоточенных зарядов длиной, равной четырехкратному его диаметру, т.е. $0,036 \cdot 4 = 0,144$ м и соответственно массой, равной $0,3 \cdot 0,144 : 0,27 = 0,16$ кг. Расчет выполнен по описанной методике применительно к рассчитанной величине сосредоточенного заряда, но с учетом коэффициента заряжения, равного 0,74. Исходя из работы [10], установлено, что при взрывании в «сухом» горном массиве $R_{p,c} = 0,33$ м, а в обводненном - $R_{p,b} = 0,59$ м, т.е. расчетные значения радиусов разрушения при этой проходке

оказались меньше принятых на практике расстояний между концентрическими окружностями и шпурами, вдоль каждой окружности.

Условия и результаты взрывания в упомянутом скиповом стволе, а также расчетные данные сведены в табл. 2.

Анализ результатов, полученных в этих специфических условиях, еще раз убедительно подтверждает, что разработанная физико-математическая модель разрушения горных пород в вертикальных шахтных стволах в полной мере описывает происходящие при взрывном разрушении горных пород фактические процессы – расчетные максимально возможные значения глубины стаканов во всех вариантах взрывания практически совпали с фактическими (см. табл. 2).

Табл. 2. Результаты взрываний в скиповом стволе подземного рудника «Удачный»

№ п/п	Отметка ствола на момент производства взрывных работ, м	КИШ/длина заходки, м $(\frac{\eta}{l_{\text{зах}}})$	Кол-во бадей погрузки породы при I фазе уборки/общее кол-во бадей погрузки за цикл	Под-вигание забоя ствола после I фазы уборки ($l_{1ф}$), м	l_p , м	Под-вигание забоя ствола после II фазы уборки ($l_{2ф}$), м	Длительность погрузки породы при II фазе уборки, общее время (в мин.) относительно общего времени погрузки	Глубина «стаканов», м	
								фактическая	максимально возможная по расчету
Результаты взрывания при применении шпуровых зарядов ВВ традиционной конструкции									
1	97,0	0,83/3,49	101/113	3,12	1,08	0,37	180/0,27	0,71	1,08
2	100,0	0,83/3,49	82/90	3,18	1,02	0,31	109/0,14	0,71	1,02
3	103,0	0,83/3,49	92/100	3,21	0,99	0,28	173/0,18	0,71	0,99
Результаты взрывания с дополнительным патроном-боевиком в «длинных» оконтуривающих шпурах									
4	121,0	0,71/2,98	87/93	2,79	1,41	0,19	108/0,16	1,22	1,41
5	137,5	0,83/3,49	89/96	3,24	0,96	0,25	125/0,14	0,71	0,96
6	140,7	0,76/3,19	91/97	2,99	1,21	0,20	110/0,14	1,01	1,21
7	143,2	0,59/2,48	87/94	2,30	1,90	0,18	130/0,20	1,72	1,90
8	150,2	0,47/1,97	85/95	1,76	2,44	0,21	105/0,09	2,23	2,44
Результаты взрывания с дополнительным патроном-боевиком в «длинных» врубовых шпурах									
9	164	0,95/3,99	121/129	3,74	0,46	0,25	87/0,07	0,21	0,46
10	167,7	0,88/3,70	90/98	3,40	0,80	0,30	107/0,08	0,50	0,80
11	171	0,78/3,28	117/127	3,02	1,18	0,26	92/0,09	0,92	1,18
12	174,5	0,77/3,24	81/89	2,95	1,25	0,29	113/0,12	0,96	1,25

Кроме того, результаты обработки экспериментальных данных показывают, что при размещении дополнительного патрона-боевика в длинных оконтуривающих шпурах (девятым от дна шпура) подвигание забоя ствола за счет II фазы уборки породы увеличилось в среднем на 30%, а ее продолжительность уменьшилась на 30%; при размещении патрона-боевика в длинных врубовых шпурах (седьмым от дна шпура) время на уборку породы во второй фазе сократилось примерно в 2 раза, хотя подвигание забоя ствола возросло в среднем только на 15%. Эти факты можно объяснить тем, что размещение дополнительного боевика примерно в середине шпурового заряда сократило время взрыва шпурового заряда, а следовательно, повысила его тепловую мощность, что привело к более интенсивному

разрушению горного массива, а также к обеспечению полноты детонации шпурового заряда ВВ ниже воронки взрыва.

Таким образом, построенная модель разрушения горных пород взрывом позволила впервые установить зависимость для расчета глубины стаканов шпуров и тем самым рассчитать важнейший параметр буровзрывной технологии – длину заходки и основной критерий взрыва – КИШ при принятой глубине шпуров в вертикальных стволах, равной 4,2 м, и при расстоянии между шпурами не больше R_p :

$$\ell_{\text{зак}} = 4,2 - R_p + d_{\text{ш}} + \sqrt{R_p^2 - a_{\text{ш}}^2}, \quad (4)$$

$$\eta = 1 - \frac{R_p - d_{\text{ш}} - \sqrt{R_p^2 - a_{\text{ш}}^2}}{4,2} \quad (5)$$

При взрывных работах в обводненных скальных горных породах аммоналом скальным № 1 прессованным ($d_{\text{ш}} = 53$ мм, $d_{\text{п}} = 45$ мм, $R_{\text{р.в.}} = 0,93$ м) формулы (4) и (5) при $a_{\text{ш}} \leq 0,93$ м примут вид

$$\ell_{\text{зак}} = 3,22 + \sqrt{0,86 - a_{\text{ш}}^2} \quad (6)$$

$$\eta = 0,77 + \frac{\sqrt{0,86 - a_{\text{ш}}^2}}{4,2} \quad (7)$$

Следовательно, для получения высокого КИШ необходимо, чтобы расстояние между смежными шпуровыми зарядами было не меньше радиуса разрушения, равного для разрушения обводненных скальных пород аммоналом скальным № 1 прессованным – 0,93 м, а аммонитом АП-5ЖВ – 0,59 м.

Выводы

1. Построенная физико-математическая модель взрывной технологии проходки вертикальных шахтных стволов соответствует практике и может быть использована для дальнейших исследований, а также решения различных технических и технологических задач, одной из которых является установление расстояния между шпурами, при котором обеспечивается получение, по меньшей мере, нормативного значения КИШ, равного 0,8.

2. Параметры зоны разрушения должны рассчитываться с учетом энергии, которая выделяется при взрыве сосредоточенного заряда, т.е. части заряда длиной, равной четырем его диаметрам; при этом следует принимать, что вокруг каждого сосредоточенного заряда формируется сферически симметричное разрушение.

3. Расстояние между шпурами должно быть не больше радиуса разрушения обводненных скальных горных пород равного в случае производства взрывных работ аммоналом скальным № 1 прессованным 0,93 м, а аммонитом АП-5ЖВ – 0,59 м.

4. Разработанный метод расчета глубины «стаканов» шпуров позволяет на уровне составления паспорта БВР (проекта БВР) впервые длину заходки ($\ell_{\text{зак}}$) и КИШ (η).

5. На базе построенной модели вытекают следующие направления повышения эффективности взрывных работ в вертикальных шахтных стволах:

- проектирование расстояния между шпурами в диапазоне между расчетным радиусом разрушения горных пород и величиной, обеспечивающей получение нормативного значения КИШ, равного 0,8;

- размещение внутри заряда «длинных» оконтуривающих и врубовых шпуров дополнительного патрона-боевика, что позволяет увеличить степень разрушения (растрескивания) пород, а следовательно, увеличить подвигание забоя ствола за счет сокращения времени на уборку породы II фазы, а также уменьшить глубину стаканов.

Работа будет продолжена в направлении разработки и проведения опытно-промышленной проверки технических средств повышения безопасности и эффективности взрывных работ в вертикальных шахтных обводненных стволах, а также в направлении разработки методики расчета подвигания забоя ствола после завершения I фазы уборки породы.

Литература

1. Тюркян Р.А. Обобщение передового опыта и пути совершенствования технологии проходки вертикальных стволов с высокой производительностью труда. – М.: ЦНИЭИуголь, 1972. – 10 с.
2. Проинин В.И., Рублева О.И. Основные причины значительной продолжительности уборки породы в вертикальных стволах при производстве взрывных работ // Прогрессивные технологии строительства, безопасности и реструктуризации горных предприятий: Материалы региональной научно-практической школы-семинара, 24-26 ноября 2005 г. – Донецк: Норд-Пресс, 2006. – С. 80-92.
3. Новик Е.Б., Левит В.В., Купенко И.В. Опыт проведения буровзрывных работ при скоростной проходке воздухоподающего ствола шахты им. А.Ф. Засядько // Уголь Украины. – 2002. - № 4. – С. 44-46.
4. Купенко И.В. Обоснование эффективных параметров буровзрывных работ при проходке вертикальных шахтных стволов: Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.15.04 / Национальный горный университет. – Днепропетровск, 2004. – 19 с.
5. Безопасность взрывных работ / Б.Н. Кутузов, Ф.М. Галаджий, С.А. Давыдов и др. // Под общ. ред. Б.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1977. – 344 с.
6. Налисько Н.Н. Совершенствование буровзрывной технологии проведения полеских выработок путем обоснования рациональных параметров конструкций прямых врубов: Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.15.04 / Национальный горный университет. – Днепропетровск, 2005. – 16 с.
7. Фам Ван Лан. Обоснование безопасных параметров камуфлетного взрывания при открытом способе разрушения горных пород и строительных конструкций: Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.26.01 / Донецкий национальный технический университет. – Донецк, 2001. – 20 с.
8. Черныгина Л.Ф., Ищенко К.С., Бутырин А.Г. Эффективность способов управления взрывным разрушением напряженных пород // Уголь Украины. – 2003. - № 6. – С. 8-11.
9. Литвинский Г.Г. Геомеханика взрыва заряда на выброс // Матеріали міжнародної конференції „Форум гірників – 2006”. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2006. – С. 65-73.
10. Гречихин Л.И., Рублева О.И. Взрывные технологии в шахтном строительстве // Современные проблемы шахтного и подземного строительства: Вестник Отраслевого отделения «Строительство шахт, рудников и подземных сооружений» Академии строительства Украины (материалы международного научно-практического симпозиума 27 мая - 2 июня 2006 г., Крым, Алушта, Украина). Вып. 7. – Донецк: Норд-Пресс. – 2006. – С. 85-96.
11. Шевцов М.Р., Таранов П.Я., Левит В.В., Гудзь О.Г. / Під заг. ред. М.Р. Шевцова. Руйнування гірських порід вибухом: Підручник для вузів. - 4-е видання перероб. і доп. – Донецьк: ТОВ „Лебідь”, 2003. – 272 с.
12. Андреев Б.М. Наукове обґрунтування технології і параметрів вибухової відбійки при підземному добуванні руд в умовах техногенезу: Автореф. дис... д-ра техн. наук: 05.15.12 / Криворізький технічний університет. – Кривий Ріг, 2006. – 36 с.

© Левит В. В., Рублева О. И., 2007