

## ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ БУРОВЗРЫВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВолов

Наведена модель руйнування гірських порід вибухом у вертикальних стволах, на базі якої розраховано найважливіші параметри техніко-економічних показників буро-вибухової технології.

Приведена модель разрушения горных пород взрывом в вертикальных стволах, на базе которой рассчитаны важнейшие параметры технико-экономических показателей буровзрывной технологии.

The model of destruction of rocks by explosion in vertical shafts is presented. On its basis the most important parameters of technical-and-economical indices of the drilling-and-blasting technology are calculated.

Успешная реализация мероприятий по реконструкции действующих и строительству новых угольных шахт невозможна без проведения капитальных горных выработок. При этом сооружение вертикальных стволов, количество которых в обозримом будущем существенно возрастет в связи с реконструкцией действующих и со строительством новых шахт, относится к категории наиболее сложных и трудоемких. Из всех сооружаемых стволов примерно 95 % проходится буровзрывным способом.

Одним из важнейших параметров взрывных работ является длина заходки  $l_{\text{зах}}$  – подвигание забоя выработки за одно взрывание в вертикальных стволах, которое характеризуется двумя составляющими:

$$l_{\text{зах}} = l_{1\text{ф}} + l_{2\text{ф}}, \quad (1)$$

где  $l_{1\text{ф}}$ ,  $l_{2\text{ф}}$  – углубление забоя ствола за счет первой и второй фаз уборки породы.

Отношение длины заходки к глубине шпуров называется коэффициентом использования шпуров (КИШ), которым характеризуется эффективность взрыва.

При проходке вертикальных стволов применяют глубокие шпуровые (4.2...4.5 м), что обусловлено высотой применяемой опалубки [1]. Результатом этого является различное действие взрыва на слои обуренного горного массива. На практике последствия такого действия взрыва проявляются в том, что процесс уборки разрушенной взрывом породы обычно разделяется на две фазы. В первой фазе выдвигается, как правило, до 80...90 % породы; при этом погрузочные и подъемные машины используются наиболее эффективно. Во второй фазе производительность грейферных погрузчиков резко пада-

ет, и они не обеспечивают самостоятельной зачистки забоя без дополнительных затрат ручного труда проходчиков [2, 3].

Повышение технико-экономических показателей (ТЭП) проходки вертикальных шахтных стволов в скальных горных породах по буровзрывной технологии невозможно без интенсификации процесса уборки разрушенной взрывом породы во 2-й фазе. Несмотря на накопленный опыт ведения взрывных работ в этих условиях, еще не разработаны надежные методы определения параметров обуренного массива, в пределах которого окажется после взрывания участок ствола с упомянутой фазой уборки. Для этого необходимо теоретически обосновать и подтвердить практикой модель осевого деформирования массива горных пород взрывом и на ее основе получить формулы для расчета каждой из установленных при этом зон разрушения. Методически эта задача решается путем систематизации известной модели радиального деформирования массива горных пород взрывом с учетом временных параметров протекания механических процессов, происходящих при внутреннем действии взрыва цилиндрического шпурового заряда, установленных МакНИИ.

Целью данной работы является построение модели разрушения горных пород вдоль обуренного массива и на ее основе установление зависимостей длины заходки и коэффициента использования шпуров при буровзрывных работах в вертикальных стволах от основных влияющих факторов. Для ее выполнения поставлены следующие задачи: 1) разработать модель разрушения горных пород в вертикальных шахтных стволах; 2) установить аналити-

ческие зависимости для расчета глубины «стаканов» шпуров и воронки рыхления.

Основываясь на современных теоретических представлениях, экспериментальных исследованиях и многолетнем опыте проходки

вертикальных шахтных стволов можно предложить следующую качественную модель разрушения массива скальных горных пород (рис. 1).

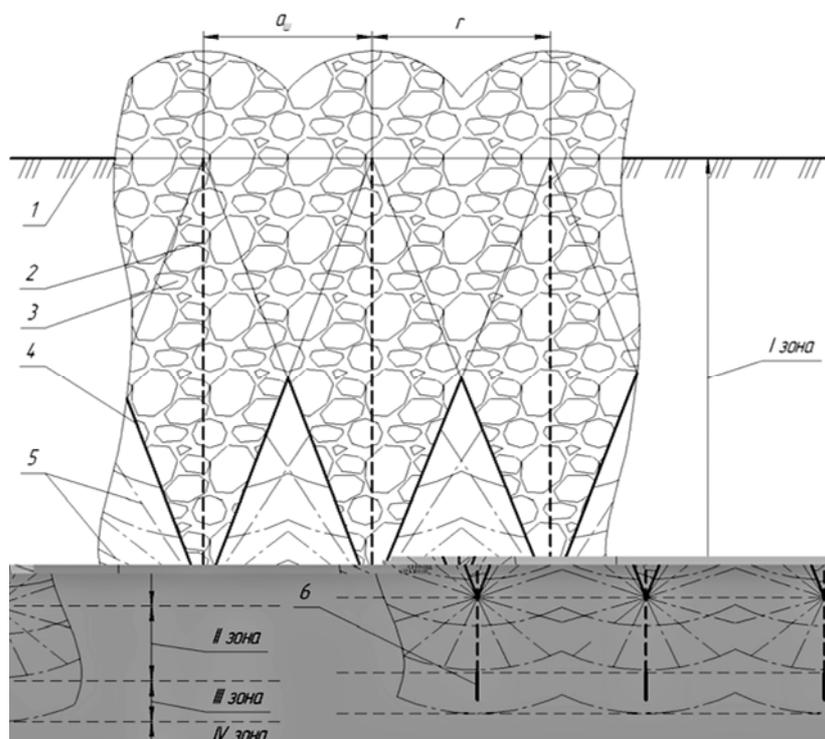


Рис. 1. Общий характер взрывного разрушения горного массива в вертикальных шахтных стволах  
1 – забой вертикального ствола; 2 – участок шпура, разрушенный взрывом размещенного в нем заряда ВВ; 3 – горная порода, разрушенная и приведенная в движение (размещенная в пределах воронки рыхления); 4 – боковая поверхность воронки рыхления; 5 – радиальные и кольцевые трещины; 6 – «стаканы» шпуров, оставшиеся в неразрушенном горном массиве;  $a_{ш}$  – расстояние между шпурами;  $r$  – радиус воронки рыхления горных пород; I – зона образования воронки рыхления; II – зона разрушения и дробления; III – зона растрескивания; IV – зона сотрясения.

### Качественная модель разрушения горных пород взрывом вертикальных шпуровых зарядов

Основываясь на современных теоретических представлениях, экспериментальных исследованиях общепринятых положений и многолетнем [1-3] опыте проходки вертикальных шахтных стволов, можно предложить следующую качественную модель и временные параметры процесса рыхления и разрушения массива скальных горных пород при производстве взрывных работ, показанную на рис. 1 на примере взрыва трех соседних шпуровых зарядов.

На представленной модели условно показано, что радиус воронки рыхления ( $r$ ) равен расстоянию между шпурами ( $a_{ш}$ ). В действительности, в зависимости от условий взрывания, он может быть или меньше, или больше этого расстояния. Как показано в работе [4], максимально возможный радиус воронки рыхления в вертикальных стволах при взрывании

одиночного шпурового заряда в «сухих» скальных горных породах равен 0.82 м, а в обводненных – 1.05 м. С подтоплением забоя ствола водой радиус воронки взрыва уменьшается и, например, при высоте слоя воды, равной 0.20 м, он составляет 0.25 м. В этом плане следует заметить, что эффективность взрывных работ при проведении горных выработок определяется не раствором, а глубиной воронки взрыва (в отличие от взрывных работ на выброс, когда радиус воронки является чуть ли не основным проектным параметром [1]). Разрушение пород в этом случае происходит в режиме так называемого «выпирающего горна» [3].

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 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 практически мгновенно наносит по окружающей среде резкий удар огромной силы. В момент выхода детонационной волны на поверхность заряда ВВ давление на ее фронте имеет значение порядка  $1.01 \cdot 10^{10}$  Па при температуре около  $3000$  °С.

Чтобы применить предложенную модель разрушения для установления искомых аналитических зависимостей, цилиндрический 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, располагаемую несколько ниже дна шпуров – за пределами дна шпура глубина трещинообразования не превышает диаметра шпура [4].

Приняв такую схему взрывного разрушения горных пород в вертикальных стволах, представилось возможным впервые в инженерной практике аналитически определить глубину «стакана» шпура. Общеизвестно, 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).

Сильная взрывная волна вызывает интенсивное дробление и сильнейшие пластические деформации среды, непосредственно примыкающей к заряду. Вдоль заряда образуется котловая (камуфлетная) полость, со стенками из мелкодробленой, уплотненной породы, радиус которой в скальных породах может достигать 2...4 радиусов заряда. По мере потери энергии, давление взрывных газов ослабевает и деформация породы сжатием на некотором расстоянии от места взрыва прекращается. Фронт ударной волны сглаживается и она переходит в волну напряжений. Начало деформаций в массиве происходит через 2.0 мс после взрыва. Волновые процессы в массиве завершаются за

4...6 мс. Однако все еще большое давление взрывных газов приводит к возникновению растягивающих усилий. Вокруг камуфлетной полости наступает лавинообразный процесс роста микродефектов и разрушения горных пород, происходят разрывы массива при средней скорости распространения деформаций в массиве, равной 7.5 мм/мс.

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 значительно 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 трещины (прерывистые, сферические)

Время начала сдвижения массива (формирования системы радиальных и кольцевых трещин) после взрыва, например, для песчаников равно в зависимости от условий взрывания 4.3...10.0 мс. Одновременно с этим происходят откольные явления (под действием отраженной ударной волны) на открытых поверхностях, в том числе на стенках сближенных шпуров, в которых заряды еще не взорвались. Давление, которое действует на заряды в упомянутых шпурах более 10 мс, условно называют остаточным или статическим (его величина может достигать 30 МПа). С течением времени раствор трещин возрастает. Максимальная радиальная скорость смещения частиц породы (расхождение берегов трещин) за фронтом волны напряжений изменяется от 16.0 до 0.5 м/с. Через 13...25 мс их сеть достигает такого предела, что продукты взрыва прорываются через них в призабойное пространство.

В результате взрывания комплекта зарядов в массиве возникает сложная картина интерференции волн напряжений (прямых и отраженных от взрыва последующих зарядов), образуются дополнительные открытые поверхности. Поэтому в зоне, в которой радиусы разрушения горных пород взрывом соседних шпуровых зарядов накладываются друг на друга, увеличивается эффект разрушения массива, ослабляется массив и тем самым облегчается его оконча-

тельное разрушение давлением газов взрыва. Через 25...46 мс после взрыва образуются дополнительные открытые поверхности. 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. Таким образом, верхний (ближайший к устью шпуров) объем обуренного горного массива не только подвергается интенсивному разрушению взрывом, но и приходит в движение, образуя воронку рыхления. Скорость разлета пород переднего фронта составляет 60...70 м/с, а последующих – 3...6 м/с. Ниже этого участка располагается область растрескивания пород (радиальными и кольцевыми трещинами) без полного разделения горного массива на отдельные. По мере приближения к дну шпура, трещиноватость уменьшается и постепенно переходит в породу, сохранившую свою структуру. Придонная

часть шпуров остается практически в ненарушенной взрывом породе в виде так называемых «стаканов». С течением времени происходит резкое торможение процесса сдвижения 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 (переходит в сейсмическую). Для смягчения такого сейсмического воздействия на поверхностный комплекс строящегося ствола проходчики перед взрыванием открывают ляды, а в обшивке копра делают разгрузочные окна.

Для наглядности нанесем на прямую АВ, определяющую общее время нахождения массива горных пород в напряженном состоянии от взрыва шпуровых зарядов, последовательность деформации массива (рис. 2).

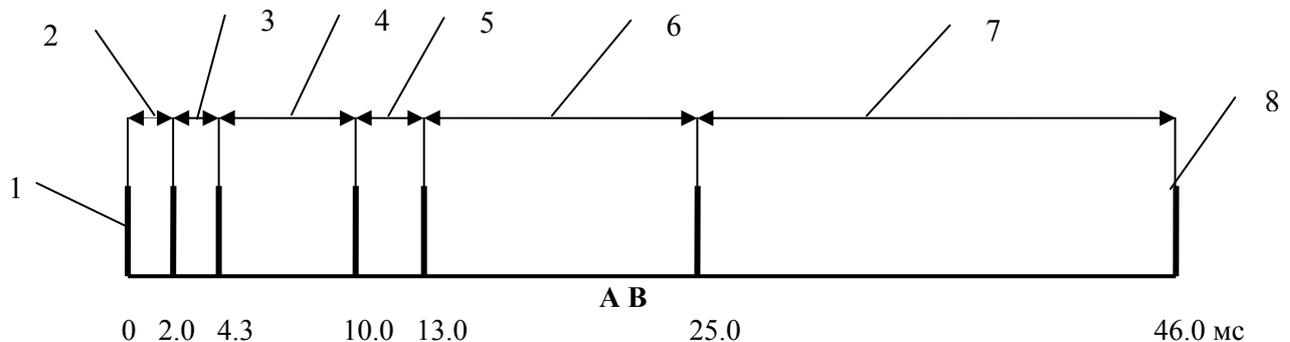


Рис. 2. Область нахождения массива горных пород в напряженном состоянии

1 – взрыв шпуровых зарядов ВВ; 2 – пластические деформации среды, непосредственно примыкающей к заряду; 3 – начало деформаций обуренного массива горных пород, не примыкающего непосредственно к заряду; 4 – начало разрушения и дробления среды; 5 – интенсификация откольных явлений на открытых поверхностях; 6 – сдвижение горных пород (истечение продуктов взрыва из зарядных полостей); 7 – образование дополнительных открытых поверхностей; 8 – начало формирования воронки рыхления

Из представленной модели четко просматриваются вертикальные зоны характера деформации массива горных пород под действием взрыва вертикальных шпуровых зарядов, а именно:

- I зона – зона образования воронки рыхления;
- II зона – зона разрушения и дробления массива горных пород;
- III зона – зона растрескивания горных пород – характеризуется отдельными трещинами с малым раствором;
- IV зона – зона сотрясения (образования и распространения в массиве сейсмических волн).

Установление принципиально различного характера разрушения по глубине обуренного массива позволяет определить физические истоки появления двух фаз уборки разрушенной взрывом породы в вертикальных стволах: I фаза – это уборка породы в пределах воронки рыхления (зона I), а II фаза – разборка разрушенного, но не приведенного в движение горного массива (зона II). В зоне III располагаются «стаканы» шпуров.

Необходимо обосновать параметры вертикальных зон деформации массива взрывом с тем, чтобы разработать технические предложения по усилению динамического воздействия на нижнюю часть обуренного массива.

При такой постановке задачи глубину «стакана» нетрудно определить, решая соответствующую геометрическую задачу. Конечная формула примет вид:

$$l_{\text{ст}} = R_p - d_{\text{ш}} - \sqrt{R_p^2 - a_{\text{ш}}^2}, \quad (2)$$

где  $R_p$  – радиус разрушения горных пород, м;  $d_{\text{ш}}$  – диаметр шпура, м;  $a_{\text{ш}}$  – расстояние между шпурами, м.

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

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 [5] установить размеры зоны интенсивного трещинообразования при совместном взрывании 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 [6]. Она оказалась равной  $3.88 \cdot 10^4 (\sigma_p)^{-0.43}$ . Теоретические исследования, изложенные в работе [7], 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. Кроме того, недостатком известных зависимостей является то, что они не разделяют размеры зоны разрушения «сухих» и обводненных скальных горных пород.

Модель, учитывающая упомянутые особенности, базируется на том, что прочность горных пород определяется только величиной потенциала бинарного взаимодействия между кластерами глинозема ( $\alpha$ - $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) в кластерной решетчатой структуре кремнезема ( $\alpha$ - $\text{SiO}_2$ ) [8]. Существует критическое давление, при котором происходит разрыв бинарной связи между кластерами  $\alpha$ - $\text{Al}_2\text{O}_3$  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, все полученные на его основе аналитические зависимости и количественные параметры будут справедливы для скальных алюмосиликатных пород с любым значением коэффициента крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова. Дополнительно к этому необходимо добавить следующее. После разрыва бинарных связей между кластерами берега микротрещин могут при определенных условиях (в зависимости от длительности действия критического давления, раствора трещин и других факторов) сомкнуться с возрастанием потенциала бинарного взаимодействия. Однако, при взрывном разрушении водонасыщенных горных пород такое явление полностью исключается из-за наличия молекул воды в межкластерном пространстве. Поэтому построенная модель является вполне достоверной для условий взрывного разрушения водонасыщенных скальных горных пород.

Основываясь на работе [8], определено численное значение радиуса разрушения скальных горных пород от взрывания заряда из аммонала скального № 1, прессованного ( $Q_V = 5.4 \cdot 10^6$  Дж/кг) для случая расположения заряда в шпуре на полное его сечение (без радиального зазора). Он оказался равным: для «сухих» скальных горных пород –  $R_{p,c} = 0.58$  м, для обводненных скальных пород –  $R_{p,b} = 1.02$  м.

Для проверки установленной зависимости (3) в условиях разрушения обводненных скальных горных пород использованы фактические данные, полученные при проходке вертикальных шахтных стволов, обобщенные в работе [9]. В качестве ВВ во всех проходках использовался аммонал скальный № 1 прессованный в диаметре  $d_{\text{п}} = 45$  мм при диаметре шпуров  $d_{\text{ш}} = 52...53$  мм. Масса заряда в отбойных и «длинных» оконтуривающих шпурах составляла 4.0 кг (длина заряда 1.8 м). Учитывая, что в реальных условиях проходки стволов коэффициент заряжения  $(d_{\text{п}} / d_{\text{ш}})^2$  численно равен 0.75, фактическая энергия воздействия на горный массив сосредоточенного заряда, а следовательно, и объем разрушенной взрывом породы окажутся меньше приведенных выше значений на 25 %, а именно: для обводненных скальных горных пород  $R_{p,b} = 0.93$  м. Фактические результаты взрывания и расчетные данные (глубина стаканов рассчитана для  $a_{\text{ш}} \leq R_{p,b}$ ) сведены в табл. 1.

**Фактические и расчетные данные проходки вертикальных шахтных стволов  
по буровзрывной технологии**

№ п/п	Место производства взрывных работ	Расстояние $a_{ш}$ , м		$l_{ш}$ , м	КИШ/длина заходки, м $(\frac{\eta}{l_{зах}})$	Подвигание забоя за счет I фазы уборки породы ( $l_{ф}$ ), м	$l_p^{**}$ , м	Глубина «стаканов» ( $l_{ст}$ ), 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.

\*\*  $l_p = l_{ш} - l_{ф}$

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.

При расстоянии между шпурами больше радиуса разрушения, глубина «стаканов» может достигать величины, равной глубине разрушения горных пород ниже отметки (забоя) ствола по завершению I-й фазы уборки породы ( $l_p$ ). Фактическая же глубина стаканов в этом случае будет определяться подвиганием забоя ствола во II-й фазе уборки породы. Из формул (1) и (2) следует, что для определения этой величины необходимо знать подвигание забоя ствола за счет I-й фазы уборки породы, которое, как следует из предложенной модели разрушения (см. рис. 1), взаимосвязана с глубиной воронки рыхления ( $h_p$ ).

Решение задачи по определению глубины воронки рыхления, выполненное методом «крупных частиц», отличается от известных методов учетом работоспособности применяемого для производства взрывных работ ВВ, глубины шпуров и величины заряда в них, а также крепости разрушаемых горных пород [10], а именно:

$$h_p = \frac{P^{0.6} \cdot l_{ш}^{0.8} \left[ 0.1 \ln(q_3)^{1.5} - 0.029 \ln(q_3)^3 \right]}{\sqrt{f}}, \quad (3)$$

где  $f$  – коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова ( $f = 7 \dots 20$ );  $P$  – работоспособность ВВ ( $P = 380 \dots 460 \text{ см}^3$ );  $l_{ш}$  – глубина шпура ( $l_{ш} = 2.5 \dots 4.5 \text{ м}$ );  $q_3$  – масса шпурового заряда ( $q_3 = 1.2 \dots 4.0 \text{ кг}$ ).

Результаты расчета глубины воронки рыхления по фактическим данным, полученным при проходке вертикальных шахтных стволов [9], сведены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты взрываний и расчета при проходке вертикальных шахтных стволов Донбасса

Ствол	Коэффициент крепости пород	Масса шпурового заряда, кг	Длина шпура, м	Коэффициент использования шпуров (КИШ)	Подвигание забоя за счет I-й фазы уборки пород, м	Глубина воронки рыхления, м
Клетевой, шахта им. 50-летия СССР	10	4.4	4.5	0.89	3.34	3.88
Воздухоподающий, шахта «Ново-Бутовская»	10	4.0	4.2	0.91	3.55	3.43
№ 2, «Красноармейская-Западная»	6	4.0	4.2	0.95	3.52	3.78
№ 2, АП «Шахта им. Засядько»	15	4.0	4.2	0.84	2.88	2.80
Вентиляционный, шахта № 17/17-бис	12	4.4	4.5	0.88	3.47	3.54

Анализ полученных результатов показывает, что фактическая величина подвигания забоя вертикального ствола по завершению I-й фазы уборки породы совпадает с расчетной глубиной воронки рыхления, полученной рассмотренным методом, т.е.

$$l_{1ф} = h_p. \quad (4)$$

Таким образом, глубина «стаканов» шпуров может достигать при  $a_{ш} > R_p$  величины, равной:

$$l_{ст} < l_{ш} \frac{P^{0.6} \cdot l_{ш}^{0.8} \left[ 0.1 \ln(q_3)^{1.5} - 0.029 \ln(q_3)^3 \right]}{\sqrt{f}}. \quad (5)$$

Следовательно, для получения высокого КИШ необходимо, чтобы расстояние между соседними шпуровыми зарядами, размещенными в пределах одной концентрической окружности или в двух последовательных окружностях (в идеальном случае там и там), было не

меньше радиуса разрушения, равного для разрушения обводненных скальных пород взрывом аммонала скального № 1, прессованного – 0.93 м.

### Выводы

1. Построенная физическая модель взрывной технологии проходки вертикальных шахтных стволов соответствует практике и позволила впервые установить вертикальные (осевые) зоны характера и степени воздействия взрыва шпуровых зарядов на обуренный массив горных пород в вертикальных стволах, что дает возможность решить различные технические и технологические задачи, одной из которых является установление расстояния между шпурами, при котором обеспечивается получение, по меньшей мере, нормативного значения КИШ, равного 0.8.

2. Решена задача по определению глубины воронки рыхления, выполненная методом «крупных частиц»; установленная закономерность отличается учетом работоспособности применяемого для производства взрывных работ ВВ, глубины шпуров и величины заряда в них, а также крепости разрушаемых горных пород.

3. Разработанный метод расчета глубины воронки рыхления позволяет прогнозировать протяженность I-й фазы уборки породы, а следовательно, управлять технологией сооружения вертикальных шахтных стволов.

4. Применительно к модели разрушения горных пород взрывом в вертикальных стволах наиболее близко соответствует практике гипотеза, состоящая в том, что прочность горных пород определяется величиной потенциала бинарного взаимодействия между кластерами. Полученные на ее основе значения радиуса трещинообразования после взрывания шпуровых зарядов в различных горно-геологических условиях и формулы для расчета «стаканов» шпуров в полной мере отражают фактические результаты взрывания.

5. Расстояние между шпурами должно быть не больше радиуса разрушения скальных горных пород, равного в случае производства взрывных работ в обводненном массиве аммоналом скальным № 1, прессованным 0.93 м, а аммонитом АП-5ЖВ – 0.59 м.

6. Разработанный метод расчета глубины «стаканов» шпуров позволяет на уровне составления паспорта БВР (проекта БВР) впервые прогнозировать длину заходки ( $l_{\text{зах}}$ ) и КИШ.

Данную работу необходимо продолжить в направлении разработки способов и средств процесса разрушения горных пород на II фазе уборки породы (во второй зоне).

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Новик Е. Б. Опыт проведения буровзрывных работ при скоростной проходке воздухоподводящего ствола шахты им. А. Ф. Засядько / Е. Б. Новик, В. В. Левит, И. В. Купенко // Уголь Украины, 2002, № 4. – С. 44-46.
2. Тюркян Р. А. Обобщение передового опыта и пути совершенствования технологии проходки вертикальных стволов с высокой производительностью труда. – М.: ЦНИЭИуголь, 1972. – 10 с.
3. Стоев И. С. Технология и организация строительства вертикальных стволов шахт. / И. С. Стоев, П. И. Стоев. – Донецк: ЦБНТИ, 1994. – 212 с.
4. 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 техн. ун-т. – Кривий Ріг, 2006. – 36 с.
5. 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 нац. техн. ун-т. – Донецк, 2001. – 20 с.
6. Черныгина Л. Ф. Эффективность способов управления взрывным разрушением напряженных пород / Л. Ф. Черныгина, К. С. Ищенко, А. Г. Бутырин // Уголь Украины, 2003, № 6. – С. 8-11.
7. Литвинский Г. Г. Геомеханика взрыва заряда на выброс // Матеріали міжн. конф. «Форум гірників-2006». – Д.: Нац. гірн. ун-т, 2006. – С. 65-73.
8. Гречихин Л. 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 междунауч.-практ. симпозиума 27 мая – 2 июня 2006 г., Крым, Алушта, Украина). Вып. 7. / Л. И. Гречихин, О. И. Рублева – Донецк: Норд-Пресс, 2006. – С. 85-96.
9. Пронин В. И. Основные причины значительной продолжительности уборки породы в вертикальных стволах при производстве взрывных работ // Прогрессивные технологии строительства, безопасности и реструктуризации горных предприятий: Материалы региональной науч.-практ. школы-семинара 24-26.11.2005 г. / В. И. Пронин, О. И. Рублева – Донецк: Норд-Пресс, 2006. – С. 80-92.
10. Налисько Н. Н. Действие отбойных зарядов ВВ в забое вертикальных стволов // Физика и техника высокоэнергетической обработки материалов: Сб. науч. ст. НГУ. / Н. Н. Налисько, А. В. Черный, В. В. Левит, О. И. Рублева. – Д.: АРТ ПРЕСС, 2007. – С. 320-328.

Поступила в редколлегию 22.10.2007.