

УДК 624.121.532

Н.С. Ремез (д-р техн. наук, проф.), **О.А. Вовк** (канд. техн. наук, доц.)
o.a.vovk@mail.ru, **В.В. Вапничная** (канд. техн. наук, доц.)
viktoria0203@yandex.ru

Национальный технический университет Украины «КПИ»,
г. Киев

РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ И СНИЖЕНИЯ ОПАСНОСТИ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

В статье рассмотрены вопросы прогнозирования и снижения опасности возникновения и развития динамических процессов; предложена эффективная схема ведения горных работ, позволяющая снизить проявления горного давления, газонасыщенность смежных пластов, регулировать процессы накопления и высвобождения упругой энергии; выбран эффективный метод снижения опасности возникновения горных ударов взрывной обработкой угля и вмещающих пород в районе горных выработок зарядами камуфлетного, камуфлетно-сотрясательного, камуфлетно-отбойного действия, торпедирования и др.

Ключевые слова: упругая энергия, взрывная обработка, горное давление, динамические процессы.

Общая тенденция развития угольной промышленности Донбасса, приводящая к вынужденному увеличению глубины разработки угольных залежей, ставит, в качестве одной из главных научно – технических проблем, проблему заблаговременной оценки и прогноза удароопасности, своевременное выявление месторождений с угрозой возникновения опасных динамических явлений.

Согласно определению ведущих ученых в области геомеханики (Петухов И.М., Зорин А.Н., Полянский С.А. и др.) горный удар, как одно из динамических проявлений, сопровождающих выемку горной массы в подземных условиях, есть результат разрушения предельно напряженной части массива горных пород в зоне влияния, возникающего при условиях, когда скорость изменения напряженного состояния в этой части превышает скорость релаксации напряжений в ней.

Большую роль играет разработка мероприятий по рациональному управлению геомеханическими процессами, способствующими снижению напряженности в породном массиве или пласте угля, путем перемещения зоны опорного давления вглубь массива и т.п. В результате обобщения и анализа практического материала специалистами выработаны разнообразные критерии оценки степени удароопасности и методы их локализации с доведением до безопасных уровней интенсивности. Разумеется, изучив напряженное состояние нетронутого массива того или иного месторождения, невозможно серьезно ставить вопрос о прогнозе степени его удароопасности и выборе общих подходов к его безопасной разработке. Помимо различных критериев оценки склонности к горным ударам, описанных нами в работе [3] следует упомянуть еще несколько признаков, основанных на определении критических уровней гравитационных напряжений в нетронутом массиве в сочетании с некоторыми характерными свойствами пород.

Так, на основе анализа обширных практических материалов, установлены ряд гравитационных и энергетических критериев, позволяющих оценить вероятность возникновения динамических процессов. Один из них – геомеханический показатель условий заложения выработки – основан на соотношении гравитационного давления на пласт и прочности угля на сжатие:

$$K_{\min} = \frac{\rho H_0}{\sigma_{\text{сж}}}, \quad (1)$$

где H_0 – глубина, на которой замечены признаки таких проявлений;

ρ – гравитационный градиент, который для некоторых сланцев является прочностью на сжатие до 18 МПа находится в пределах (24,3–25,6) для песчаников при прочности $\sigma_{\text{сж}} = 80,3 \text{ МПа} \cdot 24,5 - 25,3 \frac{\text{кПа}}{\text{м}}$;

$\sigma_{\text{сж}}$ – прочность угля на сжатие, МПа.

Из (1), зная шкалу значений K_{\min} можно получить зависимость минимальной глубины (H_0^{\min}):

$$H_0^{\min} = \frac{K_{\min} \cdot \sigma_{сжс}}{\rho}. \quad (2)$$

В условиях залегания угольных пластов на умеренных глубинах гравитационный градиент может быть принят в среднем равным $25 \frac{кПа}{м}$.

Для условий разработки мощных угольных залежей (6 – 15 м) в зависимости от крепости угля K_{\min} может изменяться от 0,25 до 0,8 (табл. 1).

Такую оценку, наряду с другими методами прогноза, можно осуществлять перед началом проектирования горного предприятия по данным лабораторных испытаний отобранных кернов из разведочных скважин. Если месторождение уже вскрыто горными работами, степень удароопасности отдельных участков породного массива можно оценивать по величине коэффициента ВНИМИ K_{σ} , характеризующего относительную напряженность пород вблизи обнажения выработки. Он представляет собой отношение максимального усилия вдавливания индентора на момент хрупкого выкола породы при бурении скважины (P_{\max}) к минимальному значению (P_{\min}), определяемому на глубине 0,7 – 0,8 м, т.е.:

$$K_{\sigma} = \frac{P_{\max}}{P_{\min}}. \quad (3)$$

За критерий потенциальной угрозы принимается неравенство $K_{\sigma} \geq 1,5$, зафиксированное на расстоянии от свободной стенки выработки до 1,5 м. Можно также этот показатель сопоставить с коэффициентом хрупкости (K_{xp}^M), определяемом в массиве с помощью скважинных приборов, критическим значением которого считают. Разумеется, в каждом случае эти показатели должны уточняться.

Рассмотрим картину напряженно – деформированного состояния призабойного пространства и расчетные схемы вычисления основных параметров (рис. 1).

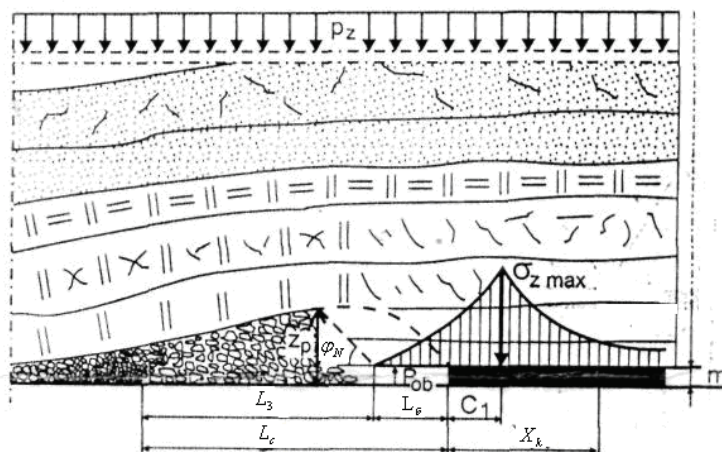


Рис. 1. Схема деформации пород кровли в призабойном пространстве при управлении кровлей с обрушением: m – мощность пласта; $R_{сж}$, R_p – средняя прочность пород кровли соответственно на сжатие и растяжение; $R_{z \max}$ – максимальное напряжение сжатия в зоне опорного давления перед фронтом эксплуатации; P_z – литологическое давление (ρH); Z_N – угол дезинтеграции пластов кровли, обрушаемых на всю высоту Z_p ; Z_N изменяется в пределах $24^\circ - 28^\circ$ (при весьма слабых породах достигает $Z_N^{\max} \approx 33^\circ$)

Ширина свода обрушения (L_s , рис. 1) может быть найдена из соотношения:

$$L_s = 21m \sqrt{\frac{R_p}{\rho H}} = 4,6m \sqrt{\frac{R_{сж}}{\rho H}}, \text{ м}, \quad (4)$$

Ширина зоны обрушения (L_g), при которой происходит полный завал, равна:

$$L_g = 14m \sqrt{\frac{R_p}{\rho H}} = 3m \sqrt{\frac{R_{сж}}{\rho H}}, \text{ м}, \quad (5)$$

Безопасная длина участка кровли над рабочей зоной равна:

$$L_e = 7m \sqrt{\frac{R_p}{\rho H}} = 1,53m \sqrt{\frac{R_{сж}}{\rho H}}, \text{ м}, \quad (6)$$

Ширина зоны концентрации напряжений в призабойной части пласта (X_k) может быть определена по следующей формуле:

$$X_k = 12,6m \sqrt{\frac{\rho H}{R_{сж}}} = 2,7m \sqrt{\frac{\rho H}{R_p}}, \quad (7)$$

Таблица 1

Оценка прогноза удароопасности при разработке мощных угольных пластов по их прочностным свойствам и литологическому напряжению

Мощность пласта, м месторождение	Прочность угля, МПа		K_{\min}	$\frac{\rho H}{\kappa Pa}$ м	Минимальная удароопасная глубина залегания пласта H_0 , м		Отношение фактического значения к расчетному
	на сжатие	на растяжение			фактическая в условиях конкретных месторождений	расчетное	
Шурабское, Сполюктинское, 15 м	7,5	0,35-0,4	0,6	25,0	180	180	1
Кызыл-Китское 6-14 м	8,5	0,25-0,47	0,8	25,0	280	272	1,1
Кок – Янгатское, 6,5 м	14-16	0,7-0,8	0,25	25,0	135	150	0,9
Челябинское, 11-13,6 м	17-21	1,06	0,45	25,0	340	342	0,99

Ширину призабойной части пласта от края до максимума напряжений (C_1) находим из выражения:

$$C_1 = 2,3m \sqrt{\frac{\rho H}{R_{сж}}} = 0,5m \sqrt{\frac{\rho H}{R_p}}. \quad (8)$$

На рис. 2 приведена схема, иллюстрирующая развитие деформационных процессов в зоне опорного давления A длиной X_k до реализации их в виде горного удара.

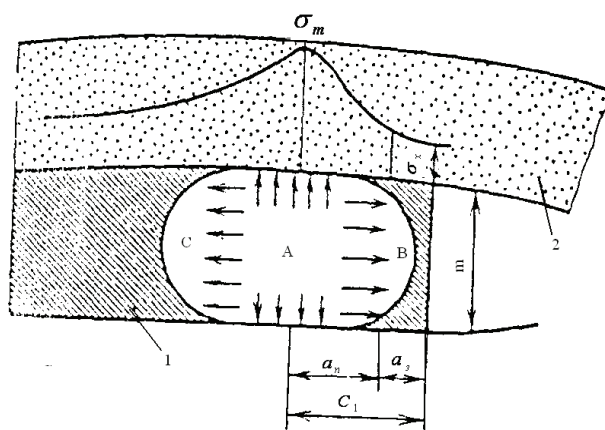


Рис. 2. Схема возникновения горного удара в угольном пласте: 1 – угольный пласт мощностью m ; 2 – пласт (слой) вмещающих пород кровли

В этой зоне A , при достижении максимальной нагрузки P_m , превышающей предельную величину P_n , которую может выдерживать нагружаемый участок пласта, происходит разрушение материала, сопровождающееся мгновенным переходом потенциальной энергии в кинетическую. Следствием этого процесса является выброс части материала зоны B (участка a_n , где деформация происходит на падающем отрезке опорного напряжения) в выработку и удар в сторону целика (зоны C) и в сторону кровли и почвы, сопровождающийся эмиссией сейсмических колебаний. Более общая концепция развития и реализации динамических событий (куда причисляются также внезапные выбросы) исходит из рассмотрения системы «кровля – пласт», соотношения их потенциальных энергий, перераспределения в связи с изменившимися обстоятельствами. В условиях разработки угольных месторождений Донбасса, с характерными большими глубинами разработки и умеренной мощностью пластов (типичная мощность пласта составляет $0,6 - 1,6 - 2$ м, в пластах $1 - 2$ м сосредоточено 30% запасов [6]), высокой газононасыщенностью (давление газа, равное $30 - 50$ атмосфер на глубине более $400 - 600$ м и достигающем $80 - 90$ и даже 130 атмосфер на больших глубинах [6]) -вероятными при определенных сочетаниях (литологических) прочностных и энергетических параметров будут как внезапные выбросы, так и горные удары. Напомним об одном из критериев оценки этих проявлений по соотношению энергетических параметров: энер-

гии упругого восстановления пласта W_s и эффективной доли энергии газа в процессе газодинамического события W_g . Эти параметры могут быть найдены из следующих соотношений:

$$W_s = \frac{(K\sigma)^2}{2E}, \quad (9)$$

где K – эмпирический коэффициент;

σ – давление налегающей породной толщи;

E – модуль упругости.

$$W_g = (9,3X - 0,01)Xv_{30}\rho, \quad (10)$$

где X – газоносность пласта, m^3/m ;

v_{30} – коэффициент газоотдачи, показывающий какая часть газа может выделиться из угля, разрушенного до $r = 0,75$ см за среднее время выброса 30с;

r – приведенный радиус частиц угля в начальной стадии выброса;

ρ – плотность угля.

При соотношении $\frac{W_s}{W_g} \geq 2$, например $\frac{0,4}{0,2}$, $\frac{0,6}{0,3}$ либо $\frac{0,8}{0,4}$ и сум-

ме $W_s + W_g > 0,4$ возможны как внезапные выбросы, так и горные удары. В практике ведения подземных горных работ динамические проявления имеют место при различных технологических процессах: выемке угля из целиков, на проходческих работах и в очистных забоях. Среди мероприятий организационного и технологического характера, предупреждающих либо снижающих опасные последствия динамических проявлений, в частности при ведении очистных и подготовительных работ, можно назвать взрывные методы обработки призабойного участка: сотрясательное, камуфлетное, камуфлетно – сотрясательное, камуфлетно – отбойное взрывание и некоторые другие. Задачей взрывных технологий есть: а) предварительная дезинтеграция труднообрушаемых пород; б) возбуждение горного удара в заданное время и в желаемом месте расположения очага; в) снятие критического напряжения в зоне А (рис. 3) и перемещения максимума давления передней пяты свода вглубь массива; г) ослабление напряжений с

одновременным разрыхлением призабойной полосы угля до стадии, пригодной к погрузке; д) снижение напряжения в массиве угля с отбрасыванием угля от очистного забоя с применением двухстадийного (двухъярусного) взрывания.

Практически при любой отмеченной схеме выполнения взрывных работ происходит дегазация угольного пласта, что само по себе способствует разгрузке напряжения в пласте за счет снижения порового давления. Кроме того, наличие пустот при бурении скважин и шпуров способствует снижению напряжения за счет релаксации.

Эффективность рассматриваемых методов зависит от того, насколько тщательно и обоснованно будут выполнены расчеты параметров взрывных работ в каждом конкретном случае для обеспечения оптимальных параметров зон трещинообразования, разрушения, релаксации напряжения, снижения порового давления и т.п. при минимальной интенсивности эмиссии сейсмических колебаний в направлении подземных горных выработок. В качестве примера приведем несколько схем взрывного воздействия на разрабатываемый угольный пласт и вмещающие породы с целью регулирования геомеханических процессов, направленного на обеспечение безопасности технологий угледобычи в сложных горно-геологических условиях. На рис. 3, 4, 5, 6 приведены несколько вариантов взрывания в угольном массиве и кровле очистного забоя. Торпедирование угольного пласта (рис. 3, а) скважинами, пробуренными вдоль забоя из транспортного штрека (1), либо из призабойного пространства более короткими скважинами (рис. 3, б). Данная схема используется при наличии геологических нарушений (рис. 3, б), флексуры зон с интенсивно раздробленным углем. При составлении паспорта буровзрывных работ должны выполняться ряд требований: при наличии геологического нарушения по всей длине лавы концы зарядов должны быть на расстоянии ближе 5 м от откаточного и вентиляционного штрека, если оно меньше длины лавы, то заряды помещают на 10 м выше и ниже нарушения. В скважинах, пробуриваемых из призабойного пространства (рис. 3, б), заряды должны быть на 5 м короче глубины скважины. Как вариант предлагается двухъярус-

ная схема. Первый ярус – подготовительный, представлен шпурами глубиной 0,6 – 1,3 м, второй ярус – скважины глубиной 8 – 10 м.

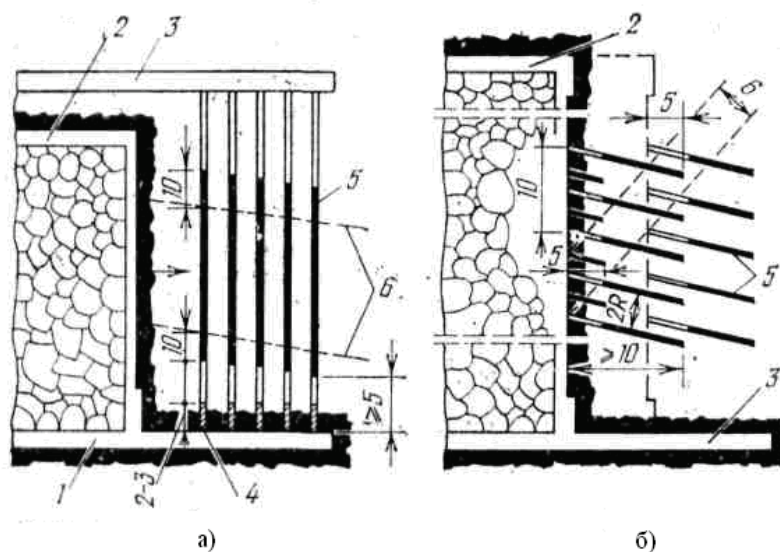


Рис. 3. Торпедирование угольного пласта зарядами ВВ

Взрыванием шпуров первого яруса уголь разрыхляется и частично отбрасывается от забоя, вторым ярусом выполняется задача ослабления напряжения в призабойной полосе угля с перемещением зоны концентрации вглубь массива.

Следующая схема (рис. 4) представляет собой вариант сотрясательно-камуфлетно-отбойного взрывного воздействия для провоцирования отжима угля или горного удара. Главным требованием при этом является обеспечение таких направлений распространения ударной волны в массиве, чтобы угол встречи ее фронта был как можно ближе к 90° по отношению к плоскости максимальных напряжений.

На рис. 5 изображен один из возможных вариантов использования энергии взрыва для управляемого обрушения кровли в крепких труднообрушаемых породах с целью снижения прочности и способности накапливать упругую энергию. Из двух возможных способов дезинтеграции пород кровли – мелкошпурового и длинными скважинами – последний представляется предпочтительней, поскольку может реализовываться еще до начала очистных работ.

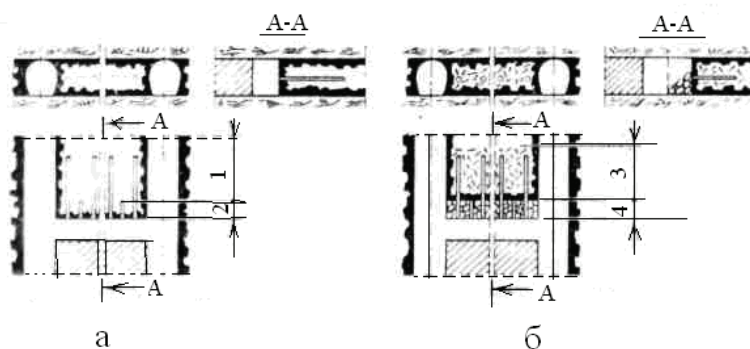


Рис. 4. Схема сотрясательно – камуфлетно – отбойного взрыва: а – положение перед взрывом; б – положение после взрыва; 1 – зона предусмотренного ослабления напряжений; 2 – забой до выемки; 3 – зона ослабленных напряжений; 4 – отбитый уголь.

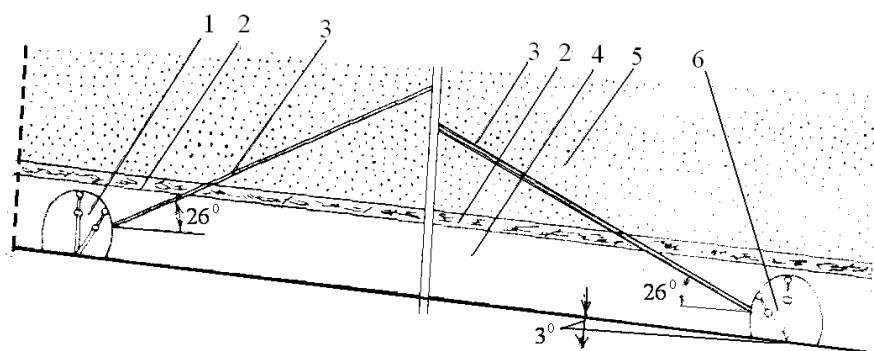


Рис. 5. Расположение скважины в кровле:
1 – транспортный штрек; 2 – слой глинистого грунта; 3 – скважины; 4 – угольный пласт; 5 – песчаник; 6 – околоствольный штрек.

Длина скважины может приниматься до 90 м диаметром 6-150 мм. В результате взрыва таких скважинных зарядов происходит дезинтеграция слоев кровли с образованием серии трещин желательного в направлении, близком к линии кровли и пласта. Самой масштабной технологией, направленной на предотвращение горных ударов, является торпедирование кровли массовыми взрывами большого количества глубоких скважин, выбуриваемых в лавах. Заряды в них размещаются примерно на $\frac{2}{3}$ длины (примерно 20 – 25 м), остальная часть заполняется забойкой.

Первостепенной задачей специалистов – взрывников, занятых организацией отмеченных работ, является определение параметров буровзрывного цикла в конкретных горногеологических и производственных условиях. К числу таких показателей

относятся: глубина (Z_c), диаметр (d_c) шпуров (скважины), расстояние между ними (r_c), длина заряженной части скважины, свойства принимаемых ВВ.

На рис. 6 приведена схема разгрузки призабойной части угольного пласта скважинными зарядами длиной $l_{зар}$, размещенными в скважинах глубиной Z_c . До начала работ по бурению и взрыванию скважин картина напряженного состояния призабойной части пласта выглядит следующим образом. За счет релаксации напряжений (а также дегазации) участок пласта на глубине, равной C_1 (рис. 1), находится в состоянии неравномерной разгрузки от σ_{max}^z до значения на линии забоя $\sigma \leq \sigma_z$. За этой зоной участок пласта длиной $x_k - c_1$ испытывает напряжения, превышающие σ_z , т.е. является частью зоны концентрации напряжений от σ_{max} до σ_z . Весь участок пласта на глубину x_k представляет собой зону концентрации напряжений и должен быть подвергнут разгрузке путем образования трещин с помощью взрывания заряженных скважин ударной волной цилиндрической части и двумя импульсами вдоль оси от торцевых частей заряда. Таким образом, для того, чтобы разместить заряд ВВ в зоне концентрации напряжений x_k , необходимо бурить скважины на глубину Z_c (рис. 6), равную ширине зоны разгрузки Z_p за вычетом длины участка l_T .

Зоны трещин цилиндрической части ударной волны: l_T – зона трещиноватости, вызванная действием торцевой части заряда; $l_{зар}$ – длина заряженной части скважины, равна $l_3 = Z_c - l_3$, $l_3 > c_1$.

Сопоставляя формулы 7 и 8 видим, что ширина зоны максимума напряжений в 5–5,4 раза больше ширины разгруженной призабойной зоны пласта C_1 . Такое отношение не может выполняться при любых исходных характеристиках горных пород, глубинах залегания пластов и их мощности. В табл. 2 приведены не-

которые рекомендуемые параметры для взрывной разгрузки пластов малой мощности в зависимости от величины C_1 .

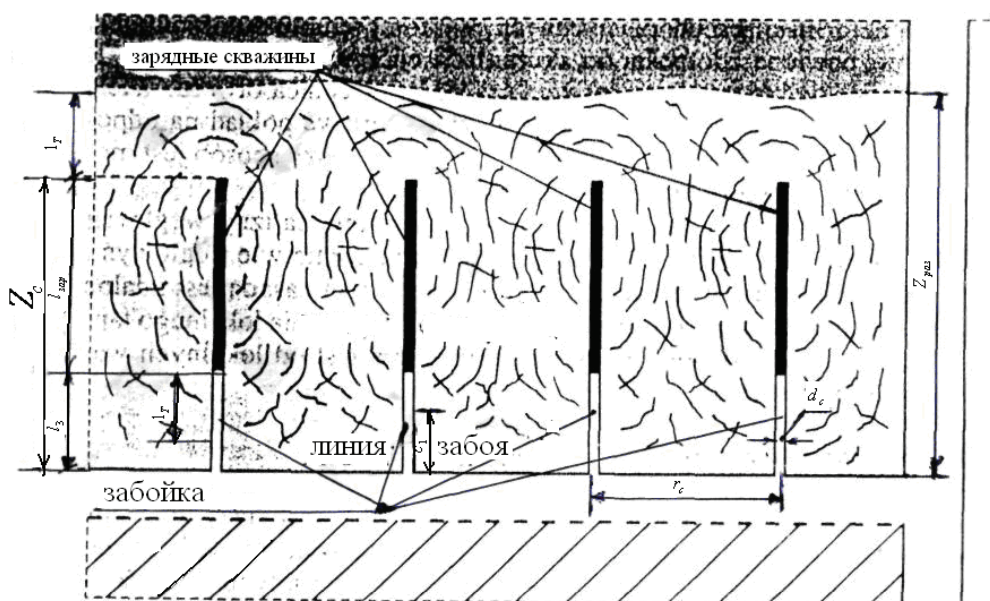


Рис. 6. Схема разгрузки угольного призабойного массива скважины ПММ зарядами: Z_c – длина скважины; l_3 – длина забойки; $Z_{раз}$ – зона разгрузки; $r_c = 2r_T$ – расстояние между скважинами; r_T – радиус трещины

Таблица 2

Рекомендуемые параметры взрывных скважин в зависимости от ширины призабойной зоны релаксации напряжений в пласте

Ширина зоны разгрузки пласта C_1 , м	1,0	1,5	2	2,5	3,0	3,5
Длина скважины Z_c , м	8,5	9	10	11	12	13,5
Длина забойки l_3 , м	3,5	4	5	5	5	5
Длина заряженной части скважины $l_{зар}$, м	5,0	5,0	5,0	6,0	7	8,5
Отношение Z_c к C_1	8,5	6	5	4,4	4	3,86
Разница по сравнению с расчетной по ф-лам (7,8), раз	1,57	1,11	0,93	0,81	0,74	0,71

Как видно из таблицы, соотношение размеров зоны концентрации напряжений к зоне разгрузки может изменяться в 2,2 раза при изменении ширины зоны разгрузки в 3,5 раза.

Однако таблица содержит данные по ограниченному диапазону вариантов (условий залегания, свойств пород), поэтому необходимо их уточнять в каждом конкретном случае.

Следующим важным параметром является расстояние между скважинами r_c . Это расстояние должно выбираться таким, чтобы обеспечить нарушение межскважинного пространства трещинами разрыва с перемещением зоны концентрации напряжений вглубь массива на расстояние, равное образовавшейся зоне разгрузки.

Размеры зоны трещинообразования (r_T) вокруг заряда прямо пропорциональны радиусу скважины (заряда), и нелинейно изменяются в зависимости от внутрискважинного ($P_в$), горного ($P_г$) и парового ($P_п$) давлений и сопротивления горной породы разрыву (σ_p). Этот параметр может быть найден из выражения [7]:

$$r_T = r_з \sqrt{\frac{2P_в - P_{вн} + \sigma_p}{P_{вн} + \sigma_p}} \quad (11)$$

здесь $P_{вн}$ - внешнее сопротивление деформациям на границе зоны трещин, оно зависит от горного и парового давления и пористости следующим образом:

$$P_{вн} = P_г(1 - n) - P_п \cdot n, \quad (12)$$

где: $r_з$ – радиус скважины (заряда);

σ_p – временное сопротивление породы (угля) на разрыв.

Проанализировав соотношения 11, 12 видим, что пользоваться ими для нахождения требуемого расстояния (r_T) затруднительно из-за сложности получения некоторых исходных данных: парового внутрискважинного давления, а также отсутствие учета влияния газовой компоненты угля (кровли), угла падения пласта, его мощности. Количество трещин, возникающих вокруг взрывающейся скважины, обратно пропорционально поверхностной энергии породы, которая возрастает с увеличением пластических свойств. Этот фактор может быть учтен частично через коэффициент Пуассона, но в формуле (11) он не нашел отражения. По

этой причине, равно как и по другим вышеуказанным, данные подсчета с использованием формулы (11) могут служить лишь для качественной оценки, а методики получения количественных показателей подлежат дальнейшей разработке. При том следует учитывать важность конкретизации прочностных и динамических характеристик горных пород непосредственно в районе ведения буровзрывных работ, имея в виду, что, например, временное сопротивление пород сжатию ($\sigma_{сжс}$) при всестороннем нагружении в несколько раз превышает этот показатель при одноосном сжатии. Определенную роль играет также анизотропия, в частности, коэффициент анизотропии ($K_a = \frac{X_{II}}{X_{\perp}}$) антрацита по прочности составляет 0,66, алевролита 0,75, сланца песчанистого 0,65; по коэффициенту Пуассона этот сланец характеризуется коэффициентом $K_a = 0,54 - 0,86$ и т.п.

В отдельных случаях, при работах по взрывной разгрузке породных и смешанных забоев, можно радиус зоны трещин вычислить из известного соотношения, описывающего закон падения напряжений с расстоянием:

$$\sigma_T = \sigma_0 \left[\frac{r_3}{K} \right]^{2 - \frac{\nu}{1-\nu}}, \quad (13)$$

где σ_0 – напряжение на стенке скважины;

r_3 – текущее расстояние.

Если приравнять σ_T к величине предельного радиального напряжения, способного вызвать окружные растягивающие напряжения, равные или предвещающие предел прочности на разрыв, тогда значение r_3 будет равным радиусу зоны трещин r_T . Влияние горного давления (P_e) на замеры зоны трещин в угольном массиве в работах [7] предлагается учитывать следующим соотношением:

$$r_T(P_e) = 0,048 \cdot r_T^0 l_n \frac{1,06 \cdot 10^{15}}{P_e}, \quad (14)$$

где r_T^0 – размеры трещин вблизи свободной поверхности (при $P_z \leq 10^6 \text{ Па}$). В работе [8] приведены значения этого показателя для различных горных пород: в известняках $(50,62 - 56,83)r_z$, в песчаниках $(41,53 - 53,57)r_z$, в углистых сланцах $51,5r_z$ и т.п. Однако формулу (14) не всегда можно использовать из-за сложности получения экспериментальных коэффициентов, поэтому параметры буровзрывных работ принимают, главным образом, на основе опыта их выполнения, по мере уточнения исходных параметров и анализа результатов.

Из числа технологических мероприятий по борьбе с горными ударами можно назвать три главных метода, с помощью которых можно воздействовать на механизм зарождения и проявления события: а) управление кровлей с помощью закладки выработанного пространства; б) регулирование процесса накопления и высвобождения упругой энергии через оптимизацию скорости подвигания забоя; в) при эксплуатации группы пластов мероприятия, связанные с использованием защитных пластов в восходящем, нисходящем и смешанном порядке обработки пластов в свите. На последнем методе остановимся более детально.

Создание защищенной зоны путем разработки защитного пласта с опережением. Сущность метода заключается в том, что при разработке свиты пластов выбирается защитный пласт, расположенный над – под – либо между удароопасными пластами, (часто он является некондиционным по мощности или по качеству угля), который разрабатывается с опережением, что позволяет уменьшить проявление горного давления, улучшить условия отработки свиты пластов, в частности для облегчения поддержания выработок, а также за счет частичной дегазации разрабатываемых смежных пластов рабочей мощности. Главной задачей проектировщиков, предусматривающих реализацию данного метода, является установление очередности отработки групп пластов в свите и отдельных пластов в группе, а также нахождение параметров защищенной зоны позади очистного забоя по защитному пласту, в частности допустимой мощности междупластья (h_{don}) и др. На рис 7 и 8 изображены схемы развития очист-

ных работ защитном и рабочих пластах вкрест простирания (рис. 7) и по простиранию (рис. 8).

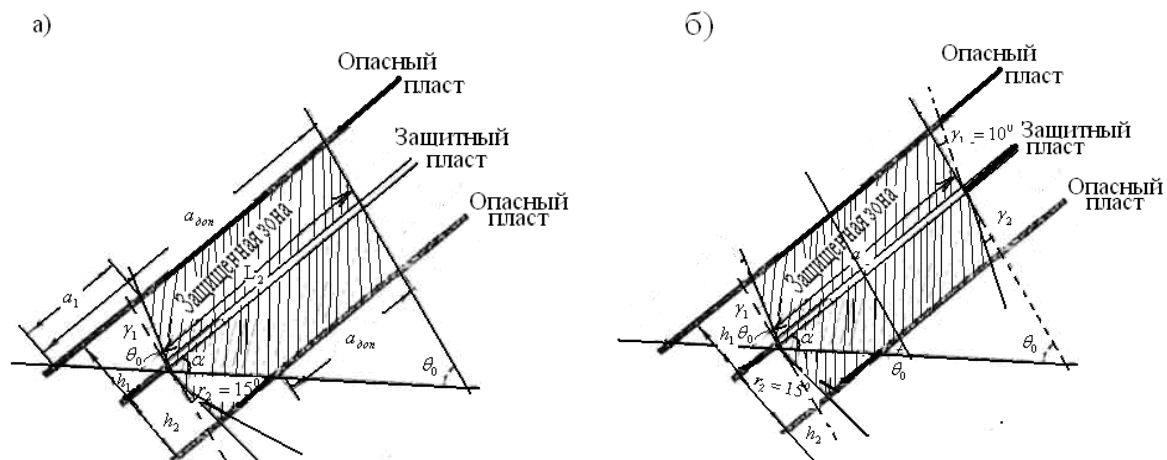


Рис. 7. Схемы к определению границ защищенных зон на разрезе вкрест простирания: а – при ведении работ без целиков у вентиляционного горизонта при h_1 не более 100 м, h_2 не более 60 м, $L_2 = 0,6H_0$; б – при ведении работ с целиками при $h_1 = 0,7a$, но не более 100 м, $h_2 = 0,5a$, но не более 60 м

На этих рисунках H_0 – это глубина, начиная с которой появились горные удары, а – защитная зона, h_1, h_2 – мощности междупластий (до подрабатываемого и надрабатываемого пласта). Схемой, изображенной на рис. 7, можно пользоваться, если $a < 1,2(H_0 + h)$ при подработке, и $a < 1,2(H_0 - h)$ при надработке.

Зависимость для определения допустимой мощности междупластия ($h_{дон}$), при которой обеспечивается сохранность подработанного пласта для последующей отработки, имеет вид:

$$h_1 = h_{дон} \geq 6m \cos \alpha, \quad (15)$$

где m – мощность подрабатывающего (защитного) пласта, м;

α – угол падения пласта (от 0 до 70°).

Степень влияния мощности защитного пласта на проявление его защитных свойств (характер зависимости размеров зоны разгрузки и интенсивности снижения нагрузок в ней) определяется соотношением мощности пласта и ширины выработанного пространства. Может случиться, что в одном случае отработка весь-

ма тонкого пласта будет достаточной для защиты, а в другом отработка пласта средней мощности недостаточной.

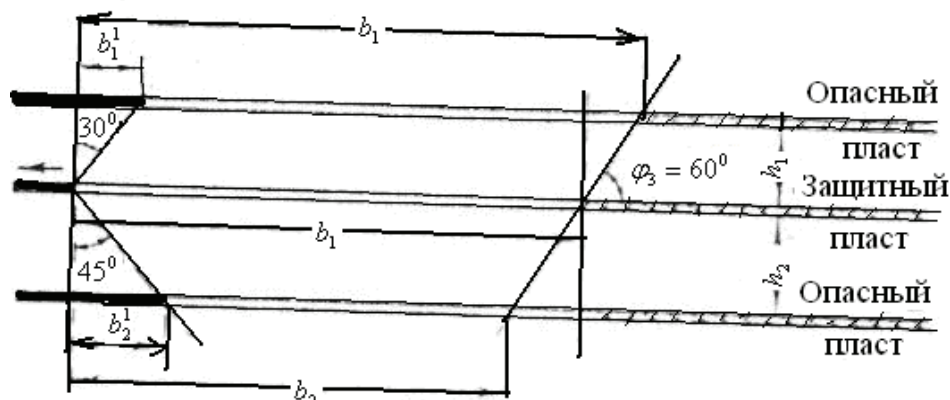


Рис. 8. Схема к определению размеров защищенной зоны позади очистного забоя по защитному пласту

При выемке по схеме использования защитных пластов по простиранию (рис. 8) допустимые опережения забоя этого пласта по отношению к защищаемым, должно находиться в следующих пределах:

минимальные: $b_1^1 = 0,6h, b_2^1 = h_2$;

максимальные: $b_1 = (H_0 + h)ctg\psi_3; b_2 = (H_0 - h)ctg\psi_3$ (16)

Как упоминалось выше, при решении вопросов эффективного использования защитных пластов допускается принимать восходящий, нисходящий либо смешанный порядок отработки пластов. При нисходящем порядке отработки этажей предпочтение следует отдавать нисходящему и смешанному (двойная защита) порядку отработки пластов, так как при этом достигается защита опасного пласта в пределах всего этажа. Может оказаться выгодной и более безопасной отработка защитного пласта одновременно в пределах двух этажей. При отработке этажей в восходящем порядке более рациональным является восходящий порядок отработки пластов. Одним из вариантов является опережающая на этаже разработка защитных пластов, с тем, чтобы вынимать виброопасные пласты после подработки пластами нижележащего этажа.

Рассмотренные схемы порядка отработки пластов применяются в комплексе с другими мероприятиями локального характера, направленными на нейтрализацию либо снижения опасностей

в подготовительных и очистных выработках (взрывная, химическая, гидромеханическая обработка пород кровли и угольного пласта их комбинации и многие другие).

Выводы.

1. Важным моментом в разработке методов прогноза удароопасности и предотвращения динамических событий является получение максимально достоверных исходных параметров физико-механических характеристик горных пород, (кровли, угля), реальной напряженно-деформационной картины в призабойном пространстве (рис. 1, ф-лы 4 - 8).

2. Одним из методов снижения удароопасности при разработке свиты пластов предложена последовательность работ, при которой выбирается для первоочередной эксплуатации защитный пласт, располагаемый над, под или между опасными пластами. Это позволяет снизить проявления горного давления, газонасыщенность смежных пластов, регулировать процессы накопления и высвобождения упругой энергии. Приведены параметры допустимой мощности междупластья, защищаемой зоны и т.п. (рис. 7, 8).

3. Установлено, что эффективным методом снижения опасности возникновения горных ударов, как следствия притока энергии извне в призабойную зону и создания очагов концентрации упругих сил до критических уровней, является взрывная обработка угля и вмещающих пород в районе горных выработок зарядами камуфлетного, камуфлетно-отрясательного, камуфлетно-отбойного действия, торпедирования и др.

Список литературы

1. Chudek M. Geomechanika z podstawami ochrony srodowiska gorniczego i powierchi terenu / M. Chudek. – Geivice: Wyd. Politechniki seaskiej, 2002. – 637 s.

2. Расчетные методы в механике горных ударов и выбросов / И.М. Петухов и др. – М.: Недра, 1992. – 257 с.

3. Вовк О.А. Прогнозування гірських ударів і критеріїв оцінки ударнебезпеки / О.А. Вовк // Проблеми охорони праці в Україні: Збірник наукових праць. – 2012. – Вип. 22. – С. 80 – 89.

4. Вовк О.А. Прогнозирование горных ударов на основе энергетического критерия / О.А. Вовк // Уголь Украины, 2012, № 3. – С. 25 – 27.

5. Пособие для служб прогноза и предотвращения горных ударов на шахтах и рудниках. – М.: Недра, 1995. – 240 с.
6. Вовк А.А. Развитие энергетики в Украины с учетом техногенной и экологической безопасности / А.А. Вовк, Л.И. Демешук, Ю.И. Шульга. – К.: ННІІПБОТ, 2011. – 220 с.
7. Михалюк А.В. Торпедирование и импульсный гидроразрыв пласта / А.В. Михалюк. – К.: Наукова думка, 1986. – 208 с.
8. [Вовк О.О., Ісаєнко В.М., Кравець В.Г., Вовк О.О.(мол.)]: [монографія]; Національний педагогічний університет ім. М.П. Драгоманова. – К.: Вид – во НПУ ім. М.П. Драгоманова, 2011. – 543 с.

Стаття надійшла до редакції 26.10.2013.

Рекомендовано до друку д-ром техн. наук М.М. Грищенковим

Н.С. Ремез, О.О. Вовк, В.В. Вапнічна

Національний технічний університет України «КПІ», м. Київ

РОЗРОБКА МЕТОДІВ ПРОГНОЗУВАННЯ І ЗНИЖЕННЯ НЕБЕЗПЕКИ ДИНАМІЧНИХ ПРОЦЕСІВ У ВУГІЛЬНІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ

У статті розглянуті питання прогнозування і зниження небезпеки виникнення і розвитку динамічних процесів; запропонована ефективна схема ведення гірських робіт, що дозволяє понизити прояви гірського тиску, газонасиченість суміжних пластів, регулювати процеси накопичення і вивільнення пружної енергії; вибраний ефективний метод зниження небезпеки виникнення гірських ударів вибуховою обробкою вугілля і вміщуючих порід в районі гірських виробок зарядами камуфлетної, камуфлетно-струшуючої, камуфлетно-відбійної дії, торпедування та ін.

Ключові слова: пружна енергія, вибухова обробка, гірський тиск, динамічні процеси.

N.S. Remez, O.O. Vovk, V.V. Vapnichna

National Technical University of Ukraine “Kiev Polytechnic Institute”, Kiev

DEVELOPMENT OF METHODS FOR PREDICTING AND REDUCING THE RISK OF DYNAMIC PROCESSES IN COAL INDUSTRY

The questions of predicting and reducing the risk of dynamic processes were investigated; an efficient scheme of mining, which allows reducing the manifestations of rock pressure, gas saturation of adjacent layers and regulating the processes of accumulation and release of elastic energy was proposed; an efficient method of reducing any risk of rock bursts by explosive processing of coal and enclosing rocks was chosen.

Keywords: elastic energy, explosive processing, rock presser, dynamic processes.