УДК 622.235.535

ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ И СНИЖЕНИЕ ИНТЕНСИВНОСТИ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЯВЛЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

О. А. Вовк, канд. техн. наук (НТУУ «КПИ»)

Розглянуто питання попередження та зниження інтенсивності прояву небезпечних динамічних процесів у вугільних пластах. Запропоновано метод зниження гірничого тиску та газонасиченості суміжних пластів.

Ключові слова: удaронебезпека, породний пласт, підривні роботи, гірський удар.

Рассмотрены вопросы предупреждения и снижения интенсивности проявления опасных динамических процессов в угольных пластах. Предложен метод снижения горного давления, газонасыщенности смежных пластов.

Ключевые слова: удароопасность, пласт, взрывные работы, горный удар.

The article deals with the prevention and reduction of the intensity of dangerous dynamic processes in coal seams. Method to reduce rock pressure and gas saturation of adjacent layers is proposed.

Key words: rock-bump hazard, seam, blasting operations, rock bump.

Введение. Ввиду наличия в угольной промышленности Донбасса общей тенденции к вынужденному увеличению глубины разработки угольных залежей на первый план выдвигаются научно-технические проблемы заблаговременной оценки и прогноза удароопасности, а также своевременного выявления угрожаемых месторождений.

Анализ состояния проблемы. Согласно определению ведущих ученых в области геомеханики (С. Г. Авершин, И. М. Петухов, А. Н. Зорин, А. А. Козырев, M. Chudek 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, возникающее в условиях, когда скорость изменения напряженного состояния в упомянутой предельно-напряженной зоне превышает скорость релаксации напряжений [2]. Главным фактором при этом выступает потенциальная энергия горной породы, величина которой зависит от ее упругих и прочностных характеристик. Возникновение горного удара связано с геологическим строением, тектоническими особенностями, сопровождающимися асимметрией напряжений, а также особенностями ведения горных работ, при которых может происходить концентрация напряжений критического уровня, способствующая формированию очага.

Цель работы – решить две группы задач: а) на стадии проектирования горных предприятий установить степень удароопасности пласта и энергетически прогнозируемый уровень событий; б) разработать и реализовать мероприятия по рациональному управлению геомеханическими процессами, способствующими снижению напряженности в породном массиве или пласте угля путем предотвращения или снижения до безопасного уровня

динамических проявлений в процессе производства горных работ без нарушения технологии их ведения.

Изложение основного материала исследования. В настоящее время специалистами сформированы различные критерии, основанные на тех или иных гипотезах оценки склонности к горным ударам. Помимо некоторых из них, описанных в [3], рассмотрим еще несколько признаков, базирующихся на определении критических уровней гравитационных напряжений в нетронутом массиве в сочетании с некоторыми характерными свойствами пород.

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

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

где H_0 – глубина, на которой замечены признаки таких проявлений; $\sigma_{сж}$ – прочность угля на сжатие, МПа; $\rho_г$ – гравитационный градиент, который для некоторых сланцев прочностью на сжатие до 18 МПа находится в пределах 24,3–25,6, для песчаников при $\sigma_{сж}$ = 80,3 МПа – в пределах 24,5–25,3 кПа/м.

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

$$H_0^{\min} = \frac{K_{\min}\sigma_{сж}}{\rho_г}. \quad (2)$$

В условиях залегания угольных пластов на умеренных глубинах гравитационный градиент может быть принят в среднем равным 25 кПа/м.

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

Такую оценку, наряду с другими методами прогноза, можно осуществлять перед началом проектирования горного предприятия по данным лабораторных испытаний кернов, отобранных 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, то есть:

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

За критерий потенциальной угрозы принимается неравенство $K_\sigma \geq 1{,}5$, зафиксированное на расстоянии от свободной стенки выработки до 1,5 м. Этот показатель можно сопоставить с коэффициентом хрупкости $K_{хр}^{м}$, определя-

емым в массиве с помощью скважинных приборов, критическим значением которого считают $K_{\text{хр}}^{\text{м}} \geq 3$ (для примера укажем, что в кварцевых песчаниках $K_{\text{хр}}^{\text{м}} = 6{,}7$). Разумеется, в каждом случае эти показатели должны уточняться.

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

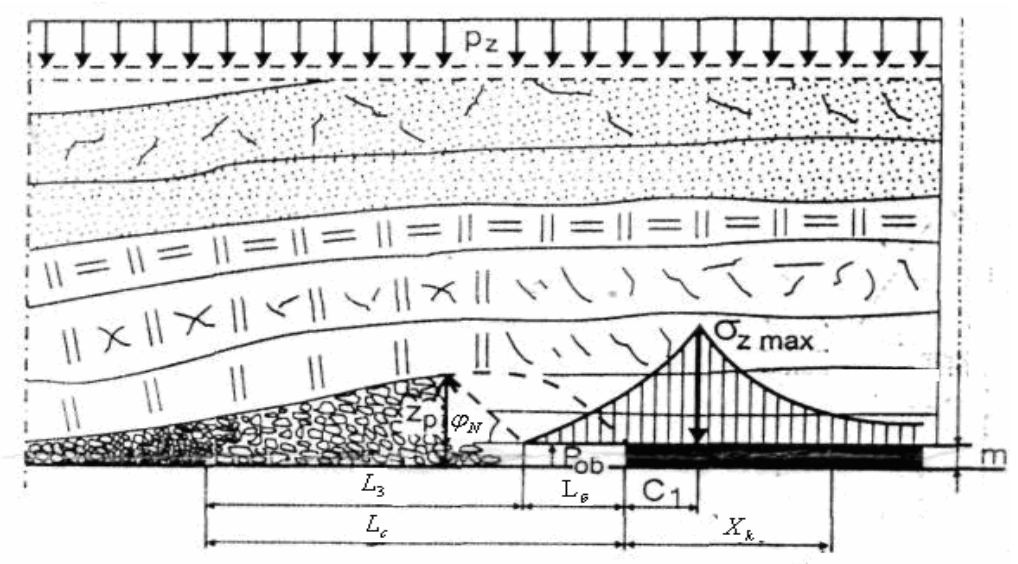


Рис. 1. Схема деформации пород кровли в призабойном пространстве при управлении кровлей с обрушением: m – мощность пласта; $R_{\text{сж}}$, $R_{\text{р}}$ – средняя прочность пород кровли соответственно на сжатие и растяжение; $\sigma_{z\ \max}$ – максимальное напряжение сжатия в зоне опорного давления перед фронтом эксплуатации; P_Z – литологическое давление (pH); φ_N – угол дезинтеграции пластов кровли, обрушаемых на всю высоту Z_P; φ_N изменяется в пределах 24–28° (при весьма слабых породах $\varphi_N^{\max} \approx 33^\circ$) [1]

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

$$L_s = 21m\sqrt{\frac{R_{\text{р}}}{\rho H}} = 4{,}6m\sqrt{\frac{R_{\text{сж}}}{\rho H}}; \qquad (4)$$

ширина зоны обрушения $L_{\text{з}}$, при которой происходит полный завал, равна:

$$L_{\text{з}} = 14m\sqrt{\frac{R_{\text{р}}}{\rho H}} = 3m\sqrt{\frac{R_{\text{сж}}}{\rho H}}; \qquad (5)$$

безопасная длина участка кровли над рабочей зоной равна:

$$L_{\text{б}} = 7m\sqrt{\frac{R_{\text{р}}}{\rho H}} = 1{,}53m\sqrt{\frac{R_{\text{сж}}}{\rho H}}; \qquad (6)$$

ширина зоны концентрации напряжений в призабойной части пласта $X_{\text{к}}$ может быть определена по следующей формуле:

$$X_{\text{к}} = 12{,}6m\sqrt{\frac{\rho H}{R_{\text{сж}}}} = 2{,}7m\sqrt{\frac{\rho H}{R_{\text{р}}}}\ . \qquad (7)$$

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

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

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 угольных месторождений Донбасса, для которых характерны большие глубины разработки и умеренная мощность пластов (0,6–1,6–2 м, в пластах 1–2 м сосредоточено 30 % запасов [6]), высокая газононасыщенность, давление газа, равное 30–50 атм на глубине более 400–600 м и достигающее 80–90 и даже 130 атм на больших глубинах [6], вероятными, при определенных сочетаниях литологических, прочностных и энергетических параметров, будут как внезапные выбросы, так и горные удары. Напомним, что критериями оценки этих проявлений по соотношению энергетических параметров являются энергия упругого восстановления пласта W_s и эффективная доля энергии газа в процессе газодинамического события W_g. Эти параметры могут быть найдены из следующих формул:

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

где K – эмпирический коэффициент; σ – давление налегающей породной толщи $g\rho H$; g – ускорение свободного падения; ρ – плотность породы; H – глубина; E – модуль упругости.

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

где X – газоносность пласта, м^3/т; ε_{30} – коэффициент газоотдачи, показывающий, какая часть газа может выделиться из угля, разрушенного до r = 0,75 см за среднее время выброса 30 с; r – приведенный радиус частиц угля в начальной стадии выброса; ρ – плотность породы (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 сумме $W_s + W_g > 0{,}4$ возможны как внезапные выбросы, так и горные удары.

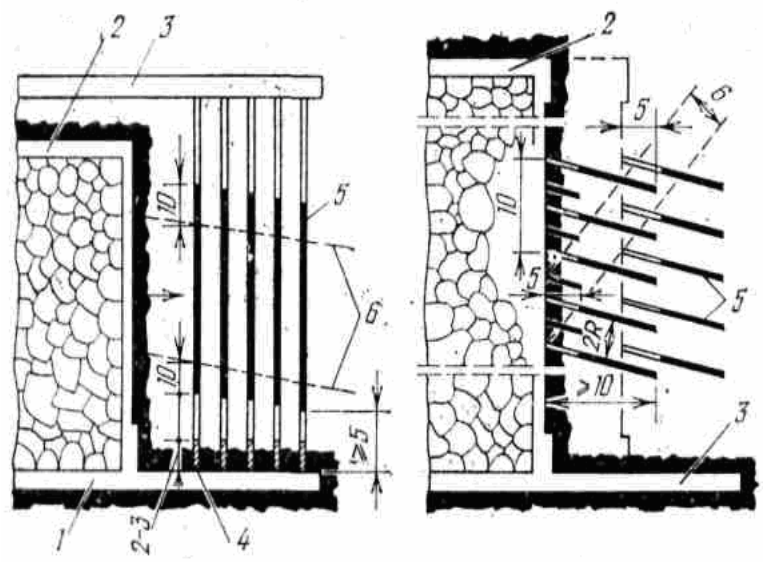
Среди мероприятий организационного и технологического характера, предупреждающих либо снижающих опасные последствия динамических проявлений, в частности при ведении очистных и подготовительных работ, можно назвать взрывные методы обработки призабойного участка: сотрясательное, камуфлетное, камуфлетно-сотрясательное, камуфлетно-отбойное взрывание и некоторые другие. Задачей взрывных технологий является: 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 перемещение максимума давления передней пяти 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 [4].

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.

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.

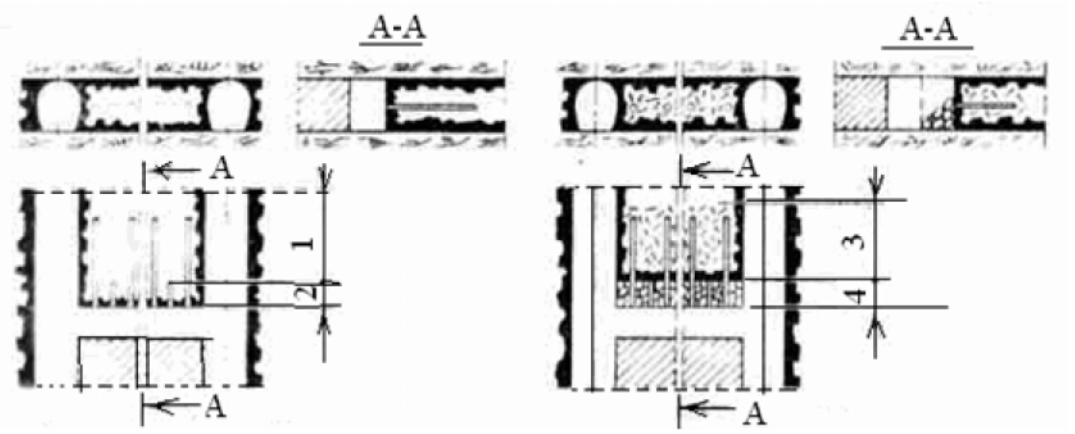
1. Схема торпедирования угольного пласта (рис. 2, *а*) скважинами, пробуренными вдоль забоя из транспортного штрека (1) либо из призабойного пространства более короткими скважинами (рис. 2, *б*) [6]. Приведенная схема используется при наличии геологических нарушений, флексуры зон с интенсивно раздробленным углем. В скважинах, пробуриваемых из призабойного пространства (рис. 2, *б*), заряды должны быть на 5 м короче глубины скважины. Как вариант, предлагается двухъярусная схема. Первый ярус – подготовительный, представ-лен шпурами глубиной 0,6–1,3 м, второй ярус – скважины глубиной 8–10 м. Взрыванием шпуров первого яруса уголь разрыхляется и частично отбрасы-вается от забоя, вторым ярусом выполняется задача ослабления напряжения в призабойной полосе угля с перемещением зоны концентрации вглубь массива.



а *б*

Рис. 2. Схема торпедирования угольного пласта зарядами ВВ

2. Схема на рис. 3 представляет собой сотрясательно–камуфлетно–отбойное взрывное воздействие 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. Еще одним из возможных вариантов является использование энергии взрыва для управляемого обрушения кровли в крепких труднообрушаемых породах с целью снижения прочности и способности накапливать упругую энергию.



а *б*

Рис. 3. 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

Из двух возможных способов дезинтеграции пород кровли – мелкошпурового и длинными скважинами – последний представляется более предпочтительным, поскольку может реализовываться еще до начала очистных работ.

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 $L_с$, диаметр $d_с$ шпуров (скважин), расстояние между ними $r_с$, длина заряженной части скважины, свойства применяемых ВВ.

На рис. 5 приведена схема разгрузки призабойной части угольного пласта скважинными зарядами длиной $l_{зар}$, размещенными в скважинах глубиной $L_с$. 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 $\sigma^z_{\max}$ до значения на линии забоя $\sigma \le \sigma_z$. За этой зоной участок пласта длиной $x_к - c_1$ испытывает напряжения, превышающие σ_z, то есть является частью зоны концентрации напряжений от $\sigma_{\max}$ до σ_z. Весь участок пласта на глубине $x_к$ 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, чтобы разместить заряд ВВ в зоне концентрации напряжений $x_к$, необходимо бурить скважины на глубину L_x (рис. 4), равную ширине зоны разгрузки $L_р$ за вычетом длины участка $l_т$.

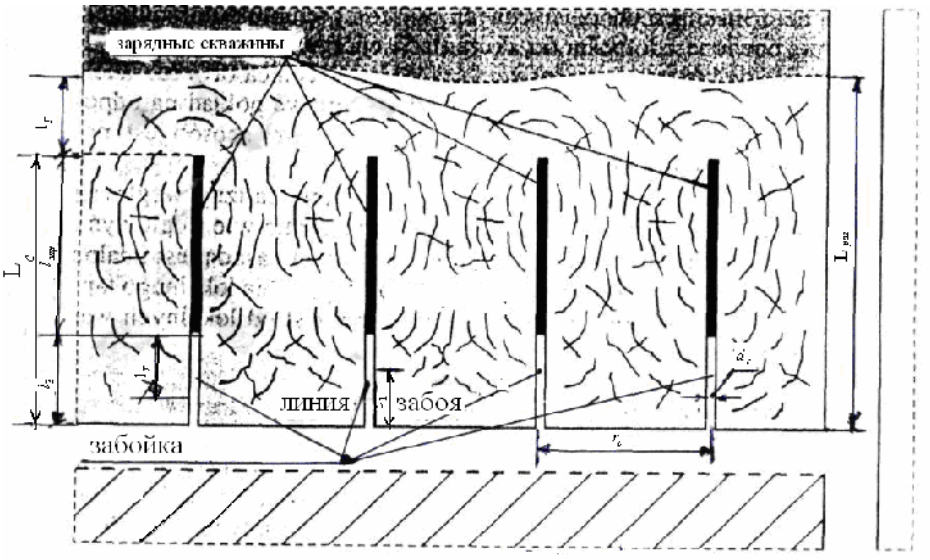


Рис. 5. Схема разгрузки угольного призабойного массива скважины ПММ зарядами: $L_с$ – длина скважины; $l_з$ – длина забойки; $L_{раз}$ – зона разгрузки; $r_с = 2\ r_T$ – расстояние между скважинами; r_T – радиус зоны трещин цилиндрической части ударной волны: l_T – зона трещиноватости, вызванная действием торцевой части заряда; $l_{зар}$ – длина заряженной части скважины, равна $l_{зар} = L_с - l_з$

Сопоставляя (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 таблице приведены некоторые рекомендуемые параметры для взрывной разгрузки пластов малой мощности в зависимости от величины C_1.

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 $L_с$, м	8,5	9	10	11	12	13,5
Длина забойки $l_з$, 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 $L_с$ к C_1	8,5	6	5	4,4	4	3,86
Разница в сравнении с рассчитанной по (7), (8), раз	1,57	1,11	0,93	0,81	0,74	0,71

Как следует 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.

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

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

$$r_т = r_з \sqrt{\frac{2P_в - P_{вн} + \sigma_р}{P_{вн} + \sigma_р}}, \qquad (11)$$

где $P_{вн}$ – внешнее сопротивление деформациям на границе зоны трещин, оно зависит от горного и порового давления и пористости следующим образом:

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

где $r_з$ – радиус скважины (заряда); $\sigma_р$ – временное сопротивление породы (угля) на разрыв.

Анализируя эти соотношения, видим, что пользоваться ими для нахождения требуемого расстояния $r_т$ затруднительно из-за сложности получения значения порового внутрискважинного давления, а также сложности учета влияния газовой компоненты угля (кровли), угла падения пласта, его мощности. Количество трещин, возникающих вокруг взрываемой скважины, обратно пропорционально поверхностной энергии породы, которая возрастает с увеличением пластических свойств. Этот фактор может быть учтен частично через коэффициент Пуассона, однако в формуле (11) он не нашел отражения. При этом 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 ($\sigma_{сж}$) при всестороннем нагружении в несколько раз превышает этот показатель при одноосном сжатии. Определенную роль играет также анизотропия, в частности, коэффициент анизотропии $K_a = X_{II}/X_I$ антрацита по прочности составляет 0,66, алевролита 0,75, сланца песчанистого 0,65; коэффициент Пуассона этого сланца $K_a = 0{,}54–0{,}86$ и т.п.

В отдельных случаях при работах по взрывной разгрузке породных и смешанных забоев радиус зоны трещин можно вычислить по известному соотношению, описывающему закон падения напряжений с расстоянием:

$$\sigma_т = \sigma_0 \left[\frac{r_з}{r}\right]^{2-\frac{\nu}{1-\nu}}, \qquad (13)$$

где σ_0 – напряжение на стенке скважины; r – текущее расстояние.

Если приравнять $\sigma_т$ к величине предельного радиального напряжения, способного вызвать окружные растягивающие напряжения, равные или превышающие предел прочности на разрыв, то значение r будет равным радиусу зоны трещин r_T. Влияние горного давления $P_г$ на размеры зоны трещин в угольном массиве в [7] предлагается учитывать следующим соотношением:

$$r_т(P_г) = 0{,}048 \cdot r_т^0 l_n \frac{1{,}06 \cdot 10^{15}}{P_г}, \qquad (14)$$

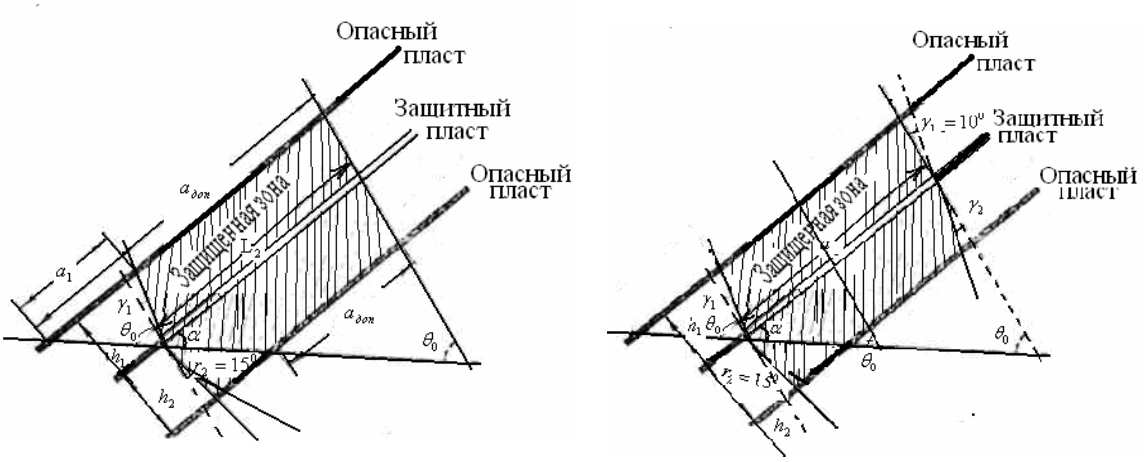
где $r_т^0$ – размеры трещин вблизи свободной поверхности (при $P_г \le 10^6$ Па). В работе [7] приведены значения этого показателя для различных горных пород: в известняках (50,62–56,83) $r_з$, в песчаниках (41,53–53,57) $r_з$, в углистых сланцах 51,5 $r_з$ и т.п. Однако формулу (14) также не всегда 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 технологических мероприятий по борьбе с горными ударами назовем три главных метода, с помощью которых можно воздействовать на зарождение и проявление 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 проведение мероприятий, связанных с использованием защитных пластов в восходящем, нисходящем и смешанном порядке отработки пластов в свите [5]. Последний метод рассмотрим подробнее.

Сущность метода разработки защитного пласта с опережением заключается в том, что при разработке свиты пластов выбирается защитный пласт, расположенный над удароопасными пластами, под ними или между ними (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 для 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 ($h_{доп}$) и др. На рис. 6 изображены схемы развития очистных работ в защитном и рабочих пластах вкрест простирания.

На этих рисунках H_0 – это глубина, начиная с которой появились горные удары; a – защитная зона; h_1, h_2 – мощности междупластий (до подрабатываемого и надрабатываемого пласта).

Зависимость для определения допустимой мощности междупластья $h_{доп}$, при которой обеспечивается сохранность подработанного пласта для последующей отработки, имеет вид:



а *б*

Рис. 6. 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

$$h_1 = h_{\text{доп}} \geq 6m\cos\alpha, \qquad (15)$$

где m – мощность защитного пласта, м; α – угол падения пласта (от 0 до 70°).

Степень влияния мощности защитного пласта на проявление его защитных свойств (размеров зоны разгрузки и интенсивности снижения нагрузок в ней) определяется соотношением мощности пласта и ширины выработанного пространства. Может случиться, что в одном случае отработка весьма тонкого пласта будет достаточной для защиты, а в другом отработка пласта средней мощности – недостаточной.

При выемке по схеме использования защитных пластов по простиранию (рис. 7) допустимое опережение забоя этого пласта по отношению к защищаемым должно находиться в следующих пределах:

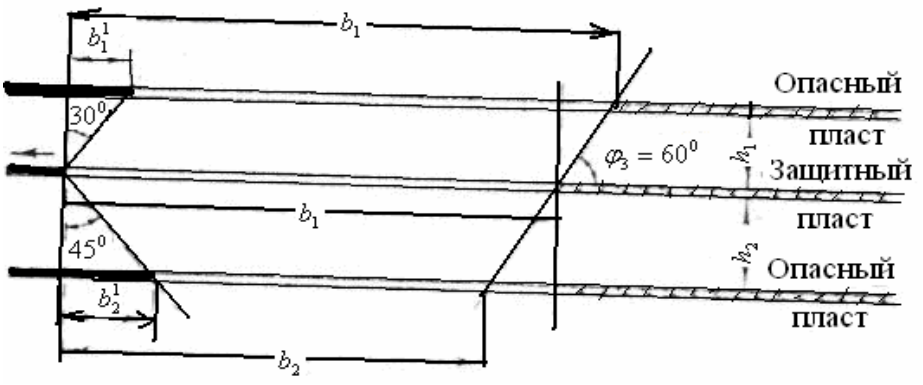


Рис. 7. Схема к определению размеров защищенной зоны позади очистного забоя по защитному пласту

минимальное: $b_1^1 = 0{,}6h, b_2^1 = h_2;$

максимальное: $b_1 = (H_0 + h)\text{ctg}\varphi_3; b_2 = (H_0 - h)\text{ctg}\varphi_3.$ (16)

Как упоминалось выше, при решении вопросов эффективного использования защитных пластов допускается принимать восходящий, нисходящий или смешанный порядок отработки пластов.

При нисходящем порядке отработки этажей предпочтение следует отдавать нисходящему и смешанному (двойная защита) порядку отработки пластов, поскольку 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 или снижение опасности 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 (см. рис. 1, формулы (4)–(8)).

2. Одним из методов снижения удароопасности при разработке свиты пластов является последовательность работ, при которой для первоочередной эксплуатации выбирается защитный пласт, расположенный над опасными пластами, под ними или между ними. Данный метод позволяет снизить проявления горного давления и газонасыщенность смежных пластов, а также регулировать процессы накопления и высвобождения упругой энергии. Приведены параметры допустимой мощности междупластья, защищаемой зоны и т.п. (см. рис. 6, 7).

3. 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-сотрясательного, камуфлетно-отбойного действия, торпедирования и др. Предложены методики определения основных параметров этих работ (см. рис. 5, таблицу, формулы (11)–(14)).

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

2. *Петухов И. М.*. Горные удары на угольных шахтах – М.: Недра, 1972. – 221 с.

3. *Вовк О. А.* Прогнозування гірських ударів і критеріїв оцінки ударонебезпеки / О. А. Вовк // Проблеми охорони праці в Україні: Зб. наук. 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. *Вовк А. А.* Развитие энергетики в Украине с учетом техногенной и экологической безопасности / А. А. Вовк, Л. И. Демещук, Ю. И. Шульга. – К.: ННИИПБОТ, 2011. – 220 с.

6. *Михалюк А. В.* Торпедирование и импульсный гидроразрыв пласта / А. В. Михалюк. – К.: Наук. думка, 1986. – 208 с.

7. *Вовк О. О.* Вплив підземних гірничих робіт на стан довкілля / О. О. Вовк, В. М. Ісаєнко, Кравець В. Г., Вовк О. О.(мол.). – К.: Вид-во НПУ ім. М. П. Драгоманова, 2011. – 543 с.

Надійшла до редакції 5.11.2012 р.
Рекомендована до друку докт. техн. наук А. М. Самедовим