

УДК 622.831.322:622.831.1

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ КРАЕВОЙ ЧАСТИ ПЛАСТА С ПОМОЩЬЮ МЕТОДОВ ТЕКУЩЕГО ПРОГНОЗА ВЫБРОСООПАСНОСТИ

Шадрин Александр Васильевич¹,
avsh-357@mail.ru

Телегуз Александр Сергеевич¹,
alexanderteleгуз@gambler.ru

¹ Институт угля Федерального исследовательского центра угля и углехимии СО РАН,
Россия, 650065, г. Кемерово, пр. Ленинградский, 10.

Актуальность исследования обусловлена потребностью в оперативном методе экспериментальной оценки напряженного состояния пласта впереди проводимой выработки, определяемого совокупностью основных факторов выбросоопасности: горным и газовым давлением, а также прочностью угля.

Цель: обосновать метод оценки напряженного состояния краевой части пласта в форме отношения текущего и критического значений показателя выбросоопасности с помощью одновременно выполняемых спектрально-акустического и инструментального метода текущего прогноза выбросоопасности.

Объекты: склонные к динамическим явлениям угольные пласты подземных шахт.

Методы: анализ инструментальных и геофизических методов контроля напряженного состояния призабойного пространства; оценка напряженного состояния с позиций геомеханики твердого тела; инструментальный метод контроля выбросоопасности – по начальной скорости газовой выделению и выхода штыба при поинтервальном бурении скважины; геометрическая акустика; геофизический метод контроля выбросоопасности, основанный на спектральном анализе «шума» рабочего органа буровой установки; оценка напряженного состояния краевой части пласта по результатам одновременного контроля инструментальным и геофизическим методом.

Результаты. Дана характеристика инструментальных и геофизических методов контроля горного давления и в целом напряженного состояния призабойного пространства подземных выработок. Показано, что для оценки степени выбросоопасности важны не величины горного и/или газового давления, а отношение текущего и критического значений напряженного состояния, которое приблизительно определяется тремя основными факторами: давлением вышележащих пород, внутрипластовым давлением газа и прочностью наиболее нарушенной угольной пачки пласта. Обоснована технология такого определения напряженного состояния пласта, включающая поинтервальное бурение скважины в борт выработки на необходимую глубину с длиной интервала в 1 м, на каждом интервале измерение показателя выбросоопасности инструментальным и геофизическим методом. По результатам измерения определяют отношение средних значений текущего и предельного напряжений на участке между фрезой буровой штанги в конце текущего интервала бурения контрольной скважины и геофоном, установленным в борт выработки.

Ключевые слова:

Угольный пласт, призабойное пространство, напряженное состояние, текущее и критическое значение средних напряжений, методы текущего прогноза выбросоопасности.

Введение

Горное давление в значительной мере определяет устойчивость подземных выработок, в том числе на пластах, склонных к проявлению динамических явлений (ДЯ) [1–6]. Для его измерения применяется широкий круг экспериментальных методов, основными из которых являются геомеханические и геофизические [7]. Из геомеханических наибольшее распространение получили методы разгрузки, основанные на использовании свойства упругого восстановления формы элемента массива при искусственном нарушении его связи с основным массивом. Но этот метод и его разновидности достаточно трудоемки и могут применяться только для пород достаточной прочности, исследуемые элементы которых обладают упругими свойствами и сохраняют форму после нарушения их связи с массивом. Выбросоопасные же пласты, содержащие пачку непрочного угля, такой способностью не обладают [8, 9]. Другим недостатком разновидностей этого метода является большой разброс оценок измеряемых величин [10].

Менее трудоемкими являются геофизические методы, основанные на зависимости контролируемых параметров, например скорости распространения звука, от горного давления. Но необходимой точностью эти методы часто тоже не обладают, так как на измеряемый параметр одновременно с горным давлением оказывают влияние еще несколько параметров, таких как влажность, неоднородный состав контролируемого массива, наличие нарушений и др.

Известно использование для оценки горного давления акустико-эмиссионного метода, основанного на использовании эффекта Кайзера, при установке в пробуренные скважины композиционных материалов с известными и стабильными прочностными свойствами [10–12]. Недостатком этого метода, помимо сложности и большой продолжительности осуществления, является дискретность измерения горного давления, шаг между измеряемыми величинами которого определяется настройкой чувствительности применяемых композиционных материалов.

Общим недостатком указанных геомеханических и геофизических методов контроля горного давления

при осуществлении текущего прогноза динамических явлений, и внезапных выбросов угля и газа в том числе, является дискретность измерений во времени и пространстве, что часто требует остановки ведения горных работ. Однако максимумы действующих напряжений достигаются именно в процессе ведения горных работ [13, 14]. Поэтому для текущего прогноза выбросоопасности в процессе ведения выработок необходим неразрушающий (без применения контрольных скважин и установки в них чувствительных элементов) геофизический метод контроля напряженного состояния непрерывного действия. Причем поскольку на опасность проявления ДЯ, особенно внезапных выбросов угля и газа и сходных с ними явлений, влияет не только горное давление, но и внутрипластовое давление газа и прочность угля, метод прогноза должен быть комплексным и учитывать все эти параметры. Одновременное влияние на устойчивость массива изменяющихся в пространстве и времени горного и газового давления при изменчивости прочности угля обуславливает непрерывно изменяющееся критическое значение выбросоопасности, которое может быть определено только комплексным методом прогноза.

Из сказанного следует, что при прогнозе выбросоопасности важно знать не столько абсолютную величину горного давления, сколько распределение в окрестности выработки отношения его текущего значения и критического, определяемого всем комплексом влияющих параметров. Между тем именно это отношение определяет текущее значение показателя выбросоопасности спектрально-акустического метода прогноза. Поэтому возникла идея разработать метод оперативного экспериментального определения (контроля) отношения текущего и предельного значений напряжений с помощью спектрально-акустического метода прогноза выбросоопасности. Основанием для решения этой задачи явились результаты исследований по разработке методики определения критерия выбросоопасности усовершенствованного спектрально-акустического метода текущего прогноза выбросоопасности [15].

Связь показателя выбросоопасности усовершенствованного спектрально-акустического метода прогноза выбросоопасности с отношением текущего и критического значений показателя выбросоопасности

Известны две основные модификации спектрально-акустического метода прогноза выбросоопасности. Первая основана на определении показателя выбросоопасности в форме отношения амплитуд высокочастотной и низкочастотной частей спектра шума работающего горного оборудования, а вторая – в форме отношения текущего и критического значений медианы амплитудно-частотной характеристики этого «шума» [16]. В данной работе будем рассматривать наиболее широко применяемую на практике первую модификацию метода. Для нее текущее значение показателя выбросоопасности K_c определяется выражением [15]:

$$K_c = \frac{A_h}{A_l} = \exp\left(-C \frac{\sigma_l}{\sigma_c} d\right), \quad (1)$$

где A_h и A_l – амплитуды акустических шумов работающего горного оборудования, замеренные соответственно на высоких и низких частотах, В; σ_l и σ_c – соответственно среднее критическое и среднее текущее напряжения в данном месте в настоящий момент, Па; d – расстояние между источником шума, воздействующим на забой, и приемником (геофоном), установленным в борт выработки, м.

При этом

$$C = \frac{\alpha_0 \beta (f_h - f_l)}{f_0}, \quad (2)$$

где α_0 – затухание на некоторой частоте f_0 , принадлежащей диапазону регистрируемых частот, m^{-1} ; β – безразмерный коэффициент пропорциональности, определяемый свойствами массива; f_h и f_l – характерные частоты из диапазонов соответственно высоких и низких рабочих частот источника акустического сигнала, Гц.

Из (1) видно, что показатель выбросоопасности зависит от отношения критического и текущего значения средних напряжений на участке между источником и приемником звука. Однако критическое значение напряжения зависит помимо горного давления от большого числа параметров массива, основные из которых могут быть объединены в интегральные показатели – факторы выбросоопасности, наиболее влияющими на выбросоопасность из которых кроме горного давления являются газовый фактор (определяемый газоносностью, фильтрационными свойствами угля и внутрипластовым давлением газа), а также мощность и прочность наименее крепкой пачки угольного пласта [2, 8, 13, 17–21].

Можно предположить, что процесс подготовки внезапного выброса во времени протекает между двумя этапами: начальным – когда начинается рост трещин в угле и формирование в призабойном пространстве блочной структуры, и конечным – когда из груди забоя выдавливается слой блоков (кусков) угля, образуя устье полости начинающегося выброса [15, 16].

Объединенное для этапа развития трещин и выдавливания слоя блоков предельное значение показателя выбросоопасности K_{lc} , которое достигается при $\sigma_l = \sigma_c$, определяется выражением:

$$K_{lc} = \exp\left\{-Cd \left[\frac{P_1}{0,1 \left(\frac{q}{110-q} \right) P_1 - D_1 \sqrt{Q\Omega}} \right] \right\},$$

где P_1 – нормирующий множитель, обусловленный определением пределов прочности угля через безразмерный показатель прочности угля q прочностным номером П-1 конструкции ИГД им. А.А. Скочинского, $P_1=1$ МПа; Q – расход воздуха вентилятора местного проветривания (ВМП), подающего воздух в выработку

ку, м³/с; Ω – текущее значение концентрации метана у забоя выработки, измеренное датчиком метана аппаратуры газового контроля, %; параметр D_1 определяются фильтрационно-коллекторскими свойствами массива [11], Па·с^{1/2}·м^{-3/2}.

Поскольку оперативно измерить величины, определяющие параметры C и D_1 , и рассчитать по ним показатель K_{lc} практически невозможно, предлагается следующий метод его определения путем сравнения результатов прогноза выбросоопасности спектрально-акустическим и применяемым на шахтах России инструментальным методом прогноза по начальной скорости газовой выделению и выходу буровой мелочи из скважины.

Метод определения K_{lc} путем сравнения результатов прогноза выбросоопасности спектрально-акустическим и инструментальным методом

Метод основан на сравнении показателей выбросоопасности по результатам прогноза спектрально-акустического и инструментального метода. Методы должны быть выполнены одновременно в одной и той же выработке. При этом инструментальный метод используется как эталонный, подтвердивший высокую достоверность прогноза в течение длительного времени.

Выбор эталонного метода должен удовлетворять условиям подобия. В нашем случае эти условия сводятся к следующему. Оба метода должны учитывать основные факторы выбросоопасности. Показатели и критерии выбросоопасности должны быть обоснованы на основании единой модели подготовки внезапного выброса, в данном случае – силовой. Показатели выбросоопасности должны иметь положительные значения, возрастающие по мере увеличения опасности. Этим условиям удовлетворяет вариант исполнения инструментального метода прогноза по начальной скорости газовой выделению и выходу буровой мелочи из скважины, изложенный в работе [2]. Показатель выбросоопасности для этого метода, в случае использования его в подготовительной выработке, обозначим B_p . Алгоритм его определения следующий [2]:

В забое выработки измеряют мощность перематой пачки m , ее ширину a и прочностнономером П-1 прочность q . По этим данным рассчитывают периметр Π_B (м), площадь S_B (м²) и коэффициент крепости угля по М.М. Протодакынону f_B (б.е.) перематой пачки по формулам:

$$\Pi_B = 2(a + m); S_B = a \cdot m; f_B = \frac{0,4q}{110 - q}. \quad (3)$$

По результатам поинтервальных (длительность интервала измерения – 1м, длина шпура в зависимости от мощности пласта составляет 5 или 6,5 м) измерений начальной скорости газовой выделению и выхода штыба с интервала контроля определяют номер интервала i_m , в котором измерено максимальное значение начальной скорости газовой выделению $g_{н.маx}$ (оно обозначено как $G_{н.маx}$) и для него находят:

- выход штыба, он обозначен как $Z_{G.н.маx}$, л/м;

- расстояние $l_{g.маx}$ от забоя до середины интервала скважины, для которого установлено значение $G_{н.маx}$, по формуле $l_{g.маx} = 0,5 + i_m$, м.

Для первого от забоя интервала находят максимальное значение начальной скорости газовой выделению $g_{н.маx,з}$ (л/мин·м) и выход штыба Z_3 (л/м).

Далее рассчитывают: приведенное к проектному значению объема штыба без учета деформации стенки шпура, вызванной горным давлением, значение начальной скорости газовой выделению с интервала скважины, в котором измерено $G_{н.маx}$, и с ближайшего к забоя интервала по формулам [2]:

$$G_{н.маx}^* = G_{н.маx} \sqrt{\frac{Z_{н.маx}}{Z_{G_{н.маx}}}}, \quad (4)$$

$$g_{н.маx,з}^* = g_{н.маx,з} \sqrt{\frac{Z_{н.маx}}{Z_3}}. \quad (5)$$

Здесь $Z_{н.маx} = 2$ л/м – выход бурового штыба, соответствующий проектному диаметру шпура 42 мм.

Затем рассчитывают показатель выбросоопасности в окрестности подготовительной выработки B по формуле [2]:

$$B = \frac{\eta(G_{н.маx}^* - g_{н.маx,з}^*)S_B}{f_B \Pi_B l_{g.маx}}, \quad (6)$$

где $\eta = 1,25$ мин/л – постоянный коэффициент.

Критическое значение этого показателя обозначим B_l .

Определим коэффициент относительной выбросоопасности B_{rd} инструментального метода как отношение экспериментально измеренного B_e и критического значений показателя выбросоопасности:

$$B_{rd} = B_e / B_l.$$

Определим экспериментальное текущее значение показателя выбросоопасности спектрально-акустического метода K_{ce} , когда рабочий орган горного механизма является источником зондирующего акустического излучения. Для этого метода коэффициент относительной выбросоопасности K_{rd} запишется как отношение текущего экспериментального K_{ce} и текущего предельного (для данного момента времени и данного положения забоя выработки) K_{lce} значений показателя выбросоопасности:

$$K_{rd} = K_{ce} / K_{lce}.$$

Предполагая, что коэффициенты относительной выбросоопасности инструментального и спектрально-акустического метода примерно равны, т. е. $B_{rd} \approx K_{rd}$, и учитывая, что $B_l = 1,0$ [2], найдем экспериментально установленное на данном участке выработки текущее предельное значение показателя выбросоопасности спектрально-акустического метода K_{lce} :

$$K_{lce} = \frac{K_{ce}}{B_e}. \quad (7)$$

Тогда значение параметра C (назовем его C_e) определяется из (1) при условии $\sigma_c = \sigma_l$ и с учетом (7) следующим образом:

$$C_e = -\frac{\ln\left(\frac{K_{ce}}{B_e}\right)}{d_e}, \quad (8)$$

где d_e – расстояние между коронкой буровой штанги (источник излучения) и геофоном, определенное путем построения средней линии гипотетической траектории движения акустической волны вдоль борта выработки.

Покажем, что полученное выражение для расчета величины C_e можно использовать для определения отношения текущих и предельных средних напряжений в призабойном пространстве.

Обоснование метода контроля напряженного состояния путем одновременного применения инструментального и спектрально-акустического методов прогноза выбросоопасности

На рис. 1 представлена возможная схема расположения контрольной скважины – 2 для прогноза выбросоопасности, и шпура – 3, пробуренного в борт выработки – 1, в котором установлен геофон Г.

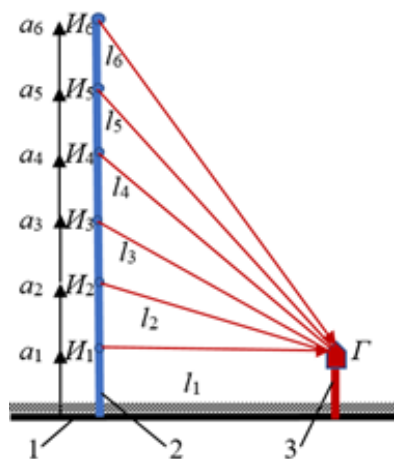


Рис. 1. Схема расположения контрольного шпура и шпура с геофоном относительно борта выработки

Fig. 1. Layout of the control hole and the hole with the geophone relative to mine working side

Подготовку к процедуре оценки напряженного состояния осуществляют следующим образом. Контрольный шпур бурят поинтервально на глубину, например, 6 м. Интервал соизмерим с длиной буровой штанги и выбирается равным 1 м. Геофон устанавливают также на глубине в 1 м в шпуре, пробуренном параллельно контрольной скважине на расстоянии 3–7 м от нее. (Равенство глубины установки геофона длине первого интервала бурения контрольной скважины принципиально, т. к. упрощает расчет расстояния между геофоном и последующими интервалами бурения контрольной скважины). Расстояния от устья контрольного шпура до концов интервалов бурения обозначим a_j , $j \in (1-6)$. Расстояние между концами интервалов бурения контрольной скважины и геофоном обозначим l_j , где $j \in (1-6)$. Не доходя до конца очередного интервала контроля примерно на 0,05–0,1 м,

начинают регистрировать акустическое излучение от реза буровой штанги и разрушаемого угля. Концы интервалов контроля обозначены как положения источников акустического излучения I_j , где $j \in (1-6)$.

Определив спектральный состав излучения от очередного источника I_j , рассчитывают по формуле (1) текущее значение показателя выбросоопасности $K_{c,e,j}$ как отношение высокочастотной и низкочастотной составляющих «шумов», излучаемых разрушаемым резцом углем. Закончив бурение j -го интервала контроля, измеряют $g_{\max,j}$ и $S_{\max,j}$. По этим данным рассчитывают по формулам (3)–(6) текущее значение показателя выбросоопасности инструментального метода $B_{c,e,j}$, а по формуле (7) – предельное значение показателя выбросоопасности спектрально-акустического метода $K_{l,c,e,j}$. Зная расстояние l_j между геофоном и положением буровой коронки, рассчитывают по формуле (8) параметр $C_{e,j}$:

$$C_{e,i} = \frac{\ln\left(\frac{K_{c,e,i}}{B_{e,i}}\right)}{l_i}. \quad (9)$$

Зная $C_{e,j}$, из (2) находят:

$$\alpha_{j,0}\beta = \frac{C_{e,j}f_0}{f_h - f_l}, \quad (10)$$

где $\alpha_{j,0}$ – усредненный коэффициент затухания на трассе между j -м источником излучения и геофоном.

Выражение (10) определяет результирующее затухание гармоник на частоте f_0 с учетом особенностей пласта (параметр β) на экспериментальном участке. Но это же затухание можно измерить экспериментально. Разность хода акустического излучения от ($j-1$)-го и j -го положения буровой коронки до геофона обозначим $r_{j1,j}$.

Амплитуду i -й гармоники $A_i(r)$ на расстоянии r от источника можно записать в виде [11]:

$$A_i(r) = A_{i0}(r)F(r)\exp(-\alpha_i r), \quad (11)$$

где A_{i0} – амплитуда i -й гармоники у источника; $F(r)$ – коэффициент, учитывающий диаграмму направленности излучателя; α_i – коэффициент затухания i -й гармоники.

Тогда, согласно (11), связь между амплитудами гармоник на частоте f_0 , излученных из точек I_j и I_{j-1} и принятых геофоном, при допущении о постоянстве затухания на этом участке, выразится следующим образом:

$$A_{j,0} = A_{j-1,0}F(r)\exp(-\alpha_{j,0}\beta r_{j-1,j}), \quad (12)$$

где $A_{j,0}$, $A_{j-1,0}$ – амплитуды гармоники на частоте f_0 в точках I_j и I_{j-1} соответственно; $\alpha_{j,0}$ – затухание на участке между точками I_j и I_{j-1} .

Введем следующие два допущения. Во-первых, будем полагать, что в треугольнике Г I_{j-1} I_j (рис. 1; рассматривается плоская задача) результирующее среднее затухание на частоте f_0 постоянное и равно $\alpha_{j,0}\beta \equiv \alpha_{j,0,r}$. Во-вторых, предположим, что акустическая волна, излучаемая резцом буровой штанги, сферическая, т. е. $F(r) = 1/r$. Тогда из (12) имеем:

$$\alpha_{j,0,r} \equiv \alpha_{j,0}\beta = \frac{\ln\left(\frac{A_{j-1,0}}{A_{j,0}r_{j-1,j}}\right)}{r_{j-1,j}}$$

Коэффициент затухания i -й гармоники α_i на частоте f_i можно записать следующим образом [11]:

$$\alpha_i = \alpha_0 \frac{f_i}{f_0} \beta \frac{\sigma_l}{\sigma_c}$$

Тогда для частоты $f=f_0$ имеем:

$$\alpha_{j,0,r} = \alpha_{j,0}\beta \frac{\sigma_l}{\sigma_c} \quad (13)$$

Из (13) для участка от геофона до конца j -го интервала контроля имеем:

$$\left(\frac{\sigma_c}{\sigma_l}\right)_j = \frac{\alpha_{j,0}\beta}{\alpha_{j,0,r}} \quad (14)$$

Подставив в правую часть (14) в числитель его значение из (10), а в знаменатель его значение из (13), будем иметь:

$$\left(\frac{\sigma_c}{\sigma_l}\right)_j = \frac{C_{e,j}f_0r_{j-1,j}}{(f_h - f_l)\ln\left(\frac{A_{j-1,0}}{A_{j,0}r_{j-1,j}}\right)} \quad (15)$$

После подстановки в (15) значения $C_{e,j}$ из (9) будем иметь:

$$\left(\frac{\sigma_c}{\sigma_l}\right)_j = \frac{\ln\left(\frac{K_{c,e,j}}{B_{e,j}}\right)f_0r_{j-1,j}}{l_j(f_h - f_l)\ln\left(\frac{A_{j-1,0}}{A_{j,0}r_{j-1,j}}\right)} \quad (16)$$

В (16) значения частот выбираются в соответствии с рекомендациями, изложенными в работе [15].

Поскольку взяли длину интервалов бурения одинаковой и равной 1 м, расстояние от борта выработки до конца j -го интервала бурения будет равно $a_j=j$ м. Тогда расстояние от конца j -го интервала контроля до геофона l_j будет равно:

$$l_j = \sqrt{(j-1)^2 + l_1^2},$$

а разность хода $r_{j-1,j}$ определится выражением:

$$r_{j-1,j} = l_j - l_{j-1} = \sqrt{(j-1)^2 + l_1^2} - \sqrt{(j-2)^2 + l_1^2},$$

Отношение средних текущих и предельных напряжений, определенное в соответствии с (16), относится к треугольнику $\Gamma I_{j-1} I_j$. Вычислив это отношение последовательно для всех треугольников, начиная от $\Gamma I_0 I_1$ до $\Gamma I_5 I_6$, получим представление о распределении отношения текущих напряжений к предельным от борта выработки вглубь массива на расстояние, равное длине контрольного шнура. (При необходимости длину ее можно взять больше, чем требуется для выполнения текущего прогноза выбороопасности).

В подготовительных выработках малого сечения обеспечить расположение контрольного шнура и шнура для геофона, пробуренных в грудь забоя параллельно оси выработки, с расстоянием между более 3 м по схеме, изображенной на рис. 1, не всегда возможно. В этом случае можно применить схему, приведенную на рис. 2, где b – расстояние между точкой установки геофона и осью контрольной скважины.

Для этой схемы в предположении о равенстве длин интервалов бурения 1 м расстояние от борта выработки до конца j -го интервала бурения будет равно $a_j=j$ м. (В эксперименте должно выполняться условие $j \geq 2$). Тогда расстояние от конца j -го интервала контроля до геофона l_j будет равно:

$$l_j = \sqrt{(h+j)^2 + b^2},$$

а разность хода $r_{j-1,j}$ определится выражением:

$$r_{j-1,j} = l_j - l_{j-1} = \sqrt{(h+j)^2 + b^2} - \sqrt{(h+j-1)^2 + b^2}.$$

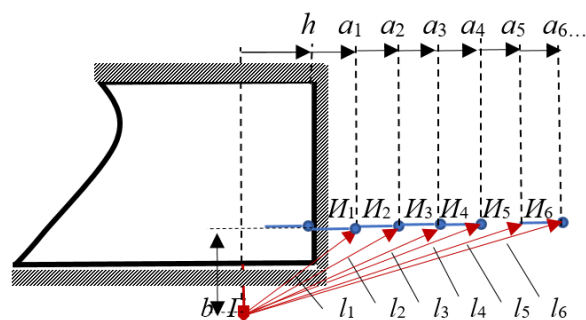


Рис. 2. Схема расположения контрольного шнура и шнура с геофоном у забоя подготовительной выработки

Fig. 2. Layout of the control hole and the hole with the geophone at the face of the development drive

Очевидно, что реализация этого метода контроля напряженного состояния призабойного пространства значительно менее трудоемка и требует меньшего времени, чем метод разгрузки или с помощью деформометров, или скважинных гидравлических датчиков. Загрузив в компьютер в искрозащищенном исполнении программу для расчета отношения средних текущих и предельных напряжений в соответствии с изложенным алгоритмом, можно в контролируемой выработке в течение 1,5–2 часов оценить выбороопасность в призабойном пространстве и изменение напряженного состояния от борта выработки на участке массива, расположенного между контрольной скважиной и геофоном.

Заключение

Обоснован метод контроля напряженного состояния у борта (забоя) выработки путем одновременного применения инструментального и спектрально-акустического методов прогноза выбороопасности.

В соответствии с этим методом отношение средних значений текущего и предельного напряжений на участке между резцом буровой штанги в конце текущего интервала бурения контрольного шнура и геофоном, установленным в борт выработки, прямо про-

порционально логарифму произведения критического значения показателя выбросоопасности инструментального метода прогноза и отношения текущих значений показателей выбросоопасности спектрально-акустического и инструментального методов прогноза, умноженному на произведение частоты гармоники f_0 , делящей низкочастотную (НЧ) и высокочастотную (ВЧ) области спектра сигнала «шума» резца, и разности хода $r_{i-1,i}$ между соседними концами интервалов бурения. Кроме того, отношение средних значений

текущего и предельного напряжений обратно пропорционально произведению расстояния от конца текущего интервала бурения до геофона, разности средних частот НЧ и ВЧ областей спектра «шума» и логарифма отношения амплитуд гармоники на частоте f_0 , измеренных на соседних интервалах бурения шпура, поделенного на разность хода между ними.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект №17-17-01143).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Горное давление в подготовительных выработках угольных шахт / Г.Г. Штумф, П.В. Егоров, А.И. Петров, Б.В. Красильников. – М.: Недра, 1996. – 352 с.
2. Зыков В.С. Внезапные выбросы угля и газа и другие газодинамические явления в шахтах. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2010. – 333 с.
3. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений / В.И. Клишин, Л.В. Зворыгин, А.В. Лебедев, А.В. Савченко. – Новосибирск: ИД «Новосибирский писатель», 2011. – 524 с.
4. The current situation and prevention and control countermeasures for typical dynamic disasters in kilometer-deep mines in China / X. Chen, L. Li, L. Wang, L. Qi // Safety Science. – 2019. – V. 115. – P. 229–236. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ssci.2019.02.010> (дата обращения 15.09.2021).
5. Mechanical behaviors and acoustic emission fractal characteristics of coal specimens with a pre-existing flaw of various inclinations under uniaxial compression / D. Li, E. Wang, X. Kong, M. Ali, D. Wang // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2019. – V. 116. – P. 38–51. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2019.03.022> (дата обращения 15.09.2021).
6. Test system for the visualization of dynamic disasters and its application to coal and gas outburst / B. Zhou, J. Xu, S. Peng, J. Geng, F. Yan // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2019. – V. 122. – № 104083. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2019.104083> (дата обращения 15.09.2021).
7. Шкурятник В.Л., Николенко П.В. Методы определения напряженно-деформированного состояния массива горных пород: научно-образовательный курс. – М.: МГТУ, 2012. – 112 с.
8. Чернов О.И., Пузырев В.Н. Прогноз внезапных выбросов угля и газа. – М.: Недра, 1979. – 296 с.
9. Anisotropic mechanical properties and the permeability evolution of cubic coal under true triaxial stress paths / Y. Liu, G. Yin, M. Li, D. Zhang, B. Deng, C. Liu, J. Lu // Rock Mechanics and Rock Engineering. – 2019. – V. 52. – P. 2505–2521. URL: <https://doi.org/10.1007/s00603-019-01748-1> (дата обращения 15.09.2021).
10. Николенко Н.В. Аппаратурное и методическое обеспечение контроля сложного напряженного состояния массива с использованием эффекта памяти в упругих композиционных датчиках // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 2. – С. 97–104.
11. Николенко П.В., Шкурятник В.Л., Чепур М.Д. Акустико-эмиссионные эффекты при растяжении композитов для контроля состояния кровли горных // Горный журнал. – 2019. – № 1. – С. 13–16.
12. Использование эффекта Кайзера в композиционных материалах для контроля напряженного состояния массива горных пород / П.В. Николенко, В.Л. Шкурятник, М.Д. Чепур, А.Е. Кошелев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2019. – № 1. – С. 26–31.
13. Шадрин А.В. Статическая и динамическая выбросоопасность угольных пластов // Безопасность труда в промышленности. – 2018. – № 4. – С. 42–48. DOI: 10.24000/0409-2961-2018-4-42-48.
14. Mining-induced static and dynamic loading rate effect on rock damage and acoustic emission characteristic under uniaxial compression / A. Cao, G. Jing, Y.-l. Ding, S. Liu // Safety Science. – 2019. – № 116. – P. 86–96. URL: <http://doi.org/10.1016/j.ssci.2019.03.003> (дата обращения 15.09.2021).
15. Шадрин А.В., Динок Ю.А. Определение критерия выбросоопасности для комплексного спектрально-акустического метода прогноза // Безопасность труда в промышленности. – 2019. – № 8. – С. 19–26. DOI: 10.24000/0409-2961-2019-8-19-26.
16. Шадрин А.В. Функциональная часть подсистемы прогноза выбросоопасности многофункциональной системы безопасности угольной шахты // Безопасность труда в промышленности. – 2020. – № 6. – С. 72–78. DOI: 10.24000/0409-2961-2020-6-72-78
17. Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений: федер. нормы и правила в обл. пром. безопасности. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2019. – Сер. 05. – Вып. 49. – 148 с.
18. Black D.J. Review of coal and gas outburst in Australian underground coal mines // International Journal of Mining Science and Technology. – 2019. – V. 29. – Iss. 6. – P. 815–824. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.01.007> (дата обращения 15.09.2021).
19. Coal and gas outburst dynamic system / C. Fan, S. Li, M. Luo, W. Du, Z. Yang // International Journal of Mining Science and Technology. – 2017. – V. 27. – Iss. 1. – P. 49–55. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2016.11.00> (дата обращения 15.09.2021).
20. Regression analysis of major parameters affecting the intensity of coal and gas outbursts in laboratory / Geng Jiabo, Xu Jiang, Nie Wen, Peng Shoujian, Zhang Chaolin, Luo Xiaohang // International Journal of Mining Science and Technology. – 2017. – V. 27. – Iss. 2. – P. 327–332. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.01.004> (дата обращения 15.09.2021).
21. Black D.J. Investigations into the identification and control of outburst risk in Australian underground coal mines // International Journal of Mining Science and Technology. – 2017. – V. 27. – Iss. 5. – P. 749–753. URL: <http://dx.doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.07.006> (дата обращения 15.09.2021).

Поступила 13.10.2021 г.

Информация об авторах

Шадрин А.В., доктор технических наук, главный научный сотрудник Лаборатории геофизических исследований горного массива Института угля Федерального исследовательского центра угля и углехимии СО РАН.

Телегуз А.С., младший научный сотрудник Лаборатории геофизических исследований горного массива Института угля Федерального исследовательского центра угля и углехимии СО РАН.

UDC 622.831.322:622.831.1

DEFINING A STRESS STATE OF A COAL SEAM SELVAGE APPLYING OUTBURST DANGER CURRENT PREDICTION METHODS

Alexander V. Shadrin¹,
avsh-357@mail.ru

Alexander S. Teleguz¹,
alexanderteleguz@rambler.ru

¹ Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry of Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, 10, Leningradsky avenue, Kemerovo, 650065, Russia.

The relevance of the research is conditioned by the demand in operational method of experimental estimation of the stress-state of a coal seam ahead of the working, which is defined by key outburst danger factors: ground pressure, gas pressure and coal strength.

The main aim is to substantiate the method of estimating the stress state of a coal seam selvage in the form of ratio of current and critical values of outburst danger indicator applying simultaneously performed spectral-acoustic method and instrumental method of outburst danger current (operational) prediction.

Objects: underground mine coal seams prone to dynamic phenomena.

Methods: the analysis of instrumental and geophysical methods of a face space stress state control; the estimation of a stress state based on geo-mechanics of solid bodies; instrumental method of outburst danger control – on the initial speed of gas emission and cutting fines output under interval drilling of boreholes; geometric acoustics; geophysical method of outburst danger control based on spectral analysis of the drilling rig working element noise; estimation of a stress state of a coal seam selvage on the result of simultaneous control fulfilled by instrumental and geophysical methods.

Results. The paper introduces the characteristics of instrumental and geophysical methods of the ground pressure control and a stress state of underground working face space, in general. It is shown that for estimating the outburst danger degree neither ground pressure value nor gas pressure value bear any importance but the ratio of current and critical values of a stress state and it is, approximately, defined by three key factors: overlaying rock pressure, in-situ gas pressure and by the strength of the most broken coal layer. The technology of defining the stress state of a coal seam, which includes interval drilling of a borehole into the wall of the working into a certain depth with the interval length of 1 meter and measuring outburst danger indicator at each interval by instrumental and geophysical methods, is substantiated. Based on the measuring results one can determine the ratio of medium values of current and critical stresses at the distance between the miller of the drillrod at the end of the current drilling of a control borehole and a geophone, installed into the wall of the working.

Key words:

Coal seam, face space, stress state, current and critical values of medium stresses, outburst danger current (operational) prediction methods.

The research was carried out due to the grant of Russian Science Foundation (project no. 17-17-01143).

References

1. Shtumpf G.G., Egorov P.V., Petrov A.V., Krasilnikov B V. *Gornoe davlenie v podgotovitelnykh vyrabotkakh* [Ground pressure in coal mine development workings]. Moscow, Nedra Publ., 1996. 352 p.
2. Zykov V S. *Vnezapnye vybrossy uglya i gaza i drygie gazodinamicheskie yavleniya v shakhtakh* [Sudden coal and gas outbursts and other gas-dynamic phenomena in ground mines]. Kemerovo, Institut Uglya i uglekhemii SO RAN Publ., 2010. 333 p.
3. Klishin V.I., Zvorygin L. V., Savchenko A.V. *Problemy bezopasnosti i novye tehnologii podzemnoy razrabotki ugolnykh mestorozhdeniy* [Safety issues and new technologies of underground mining]. Novosibirsk, Novosibirskiy pissatel Publ. house, 2011. 524 p.
4. Chen X., Li L., Wang L., Qi L. The current situation and prevention and control countermeasures for typical dynamic disasters in kilometer-deep mines in China. *Safety Science*, 2019, vol. 115, pp. 229–236. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.ssci.2019.02.010> (accessed 15 September 2021).
5. Li D., Wang E., Kong X., Ali M., Wang D. Mechanical behaviors and acoustic emission fractal characteristics of coal specimens with a pre-existing flaw of various inclinations under uniaxial compression. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2019, vol. 116, pp. 38–51. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmmms.2019.03.022> (accessed 15 September 2021).
6. Zhou B., Xu J., Peng S., Geng J., Yan F. Test system for the visualization of dynamic disasters and its application to coal and gas outburst. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2019, vol. 122, no. 104083. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmmms.2019.104083> (accessed 15 September 2021).
7. Shkuratnik V.L., Nikolayenko P V. *Metody opredeleniya napryazhenno-deformirovannogo sostoyaniya massiva gornyykh porod: nauchno-obrazovatelny kurs* [Methods for defining stress-deformed state of a rock massif: scientific-educational course]. Moscow, MGGU Publ., 2012. 112 p.
8. Chernov O.I., Puzyrev V.N. *Prognoz vnezapnykh vybrossov uglya i gaza* [Sudden coal and gas outbursts prediction]. Moscow, Nedra Publ., 1979. 296 p.
9. Liu Y., Yin G., Li M., Zhang D., Deng B., Liu C., Lu J. Anisotropic mechanical properties and the permeability evolution of cubic coal under true triaxial stress paths. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2019, vol. 52, pp. 2505–2521. Available at: <https://doi.org/10.1007/s00603-019-01748-1> (accessed 15 September 2021).
10. Nikolaenko N.V. Hardware and methodological support of complex stress-strain state monitoring of rock massif using memory effects in elastic compositive sensors. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten*, 2019, no. 2, pp. 97–104. In Rus.
11. Nikolenko P.V., Shkuratnik V.L., Chepur M.D. Acoustic emission effects in tension of composites and practical applications for roof

- control in underground mines. *Gorny Zhurnal*, 2019, no. 1, pp. 13–16. In Rus. DOI: 10.17580/gzh.2019.01.03.
12. Nikolenko P.V., Shkuratnik V.L., Chepur M.D., Koshelev A.E. Using the Kaiser effect in composites for stressed rock mass control. *Journal of Mining Science*, 2018, no. 1, pp. 26–31. In Rus. DOI: 10.15372/FTPRPI20180103
 13. Shadrin A.V. Static and dynamical outburst danger of the coal seams. *Occupational Safety in Industry*, 2018, no. 4, pp. 42–48. In Rus. DOI: 10.24000/0409-2961-2018-4-42-48.
 14. Cao A., Jing G., Ding Y.-l., Liu S. Mining-induced static and dynamic loading rate effect on rock damage and acoustic emission characteristic under uniaxial compression. *Safety Science*, 2019, no. 116, pp. 86–96. Available at: <http://doi.org/10.1016/j.ssci.2019.03.003> (accessed 15 September 2021).
 15. Shadrin A.V., Diyuk Yu.A. Determination of the Outburst hazard criteria for the complex spectral-acoustic method of forecast. *Occupational Safety in Industry*, 2019, no. 8, pp. 19–26. In Rus. DOI: 10.24000/0409-2961-2019-8-19-26.
 16. Shadrin A.V. Functional part of the outburst hazard forecast subsystem of the multifunctional coal mine safety system. *Occupational Safety in Industry*, 2020, no. 6, pp. 72–78. In Rus. DOI: 10.24000/0409-2961-2020-6-72-78
 17. *Instruktsiya po prognozu dinamicheskikh yavleniy i monitoring massiva gornykh porod pri otrabotke ugolnykh mestorozhdeniy: feder. normy ii pravila v obl. prom. bezopasnosti* [Instructions on dynamic phenomena prediction and rock massif monitoring while mining coal deposits: federal norms and regulations in the sphere of industrial safety]. Moscow, ZAO NTTs PB, 2019. Ser. 05, Iss. 49, 148 p.
 18. Black D.J. Review of coal and gas outburst in Australian underground coal mines. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2019, vol. 29, Iss. 6, pp. 815–824. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.01.007> (accessed 15 September 2021).
 19. Fan C., Li S., Luo M., Du W., Yang Z. Coal and gas outburst dynamic system. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2017, vol. 27, Iss. 1, pp. 49–55. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2016.11.00> (accessed 15 September 2021).
 20. Geng Jiabo, Xu Jiang, Nie Wen, Peng Shoujian, Zhang Chaolin, Luo Xiaohang. Regression analysis of major parameters affecting the intensity of coal and gas outbursts in laboratory. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2017, vol. 27, Iss. 2, pp. 327–332. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.01.004> (accessed 15 September 2021).
 21. Black D.J. Investigations into the identification and control of outburst risk in Australian underground coal mines. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2017, vol. 27, Iss. 5, pp. 749–753. Available at: <http://dx.doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.07.006> (accessed 15 September 2021).

Received 13 October 2021.

Information about the authors

Alexander V. Shadrin, Dr. Sc., chief scientist, Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry of Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences.

Alexander S. Teleguz, junior research scientist, Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry of Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences.