

DOI: 10.25558/VOSTNII.2021.40.57.007

УДК 622.831.322

© А.В. Шадрин, А.С. Телегуз, Ю.А. Диюк, 2021

А.В. ШАДРИН

д-р техн. наук,
главный научный сотрудник
Институт угля ФИЦ УУХ СО РАН,
г. Кемерово
e-mail: avsh-357@mail.ru



А.С. ТЕЛЕГУЗ

младший научный сотрудник
Институт угля ФИЦ УУХ СО РАН,
г. Кемерово
e-mail: alexanderteleгуz@rambler.ru



Ю.А. ДИЮК

инженер
Институт угля ФИЦ УУХ СО РАН,
г. Кемерово
e-mail: juliabireva@gmail.com



АНАЛИЗ УЧЕТА ОСНОВНЫХ ФАКТОРОВ ВЫБРОСООПАСНОСТИ СУЩЕСТВУЮЩИМИ МЕТОДАМИ ТЕКУЩЕГО ПРОГНОЗА

Проанализировано влияние учета основных факторов выбросоопасности угольных пластов на достоверность ее текущего прогноза инструментальными и геофизическими методами. В качестве основных факторов рассматриваются горное давление, внутрипластовое давление газа и прочность угля. Из инструментальных рассмотрены методы: по структуре угольного пласта; по начальной скорости газовыделения; по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи. Из геофизических проанализированы методы: по акустической эмиссии (АЭ); по параметрам искусственного акустического сигнала; по данным, зарегистрированным системами аэрогазового контроля; спектрально-акустический, основанный на дополнении метода прогноза «по параметрам искусственного акустического сигнала» контролем газового фактора по концентрации метана в атмосфере выработки и периодическими замерами прочности угля. Показано, что наибольшей достоверностью обладают: из инструментальных методов — по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи, из геофизических — спектрально-акустический.

Ключевые слова: УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ, ФАКТОРЫ ВЫБРОСООПАСНОСТИ, МОДЕЛЬ ПОДГОТОВКИ ВЫБРОСА, ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫЕ И ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ТЕКУЩЕГО ПРОГНОЗА, ДОСТОВЕРНОСТЬ ПРОГНОЗА.

ВВЕДЕНИЕ

Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах регламентируется оснащать горные выработки шахт системами и средствами, обеспечивающими безопасное ведение горных работ [1]. Эти системы должны быть объединены в многофункциональные системы безопасности (МФСБ), одним из назначений которых является контроль и прогноз опасности динамических и газодинамических явлений, включая внезапные выбросы угля и газа [2, 3].

Для исключения аварий на выбросоопасных участках угольных пластов в забоях подготовительных и очистных выработок проводится текущий прогноз [4]. Методы текущего прогноза, по нашему мнению, должны удовлетворять следующим основным требованиям:

- не мешать ведению горных работ, за исключением периодических процедур «настройки»;
- базироваться на физической модели, учитывающей основные этапы подготовки внезапного выброса;
- основываться на контроле основных факторов выбросоопасности в течение всего периода времени, охватывающего несколько основных этапов подготовки выброса;
- иметь научно обоснованную методику оперативного определения критического значения показателя выбросоопасности на планируемом к отработке участке шахтопласта;
- иметь научно обоснованную величину «глубины чувствительности» опасности впереди забоя выработки;
- быть компьютеризированными, чтобы обрабатывать большие объемы информации в соответствии с алгоритмом определения выбросоопасности;
- иметь специализированное инфраструктурное подразделение для выполнения методов прогноза и анализа полученных результатов.

Регламентируемые нормативным документом [4] методы прогноза условно можно разделить на два класса: инструментальные и геофизические. Прогноз инструментальными методами основан на измерении параметров,

характеризующих один или несколько факторов выбросоопасности непосредственно в массиве или на пробах угля и газа, полученных при бурении контрольных скважин. Данные методы требуют остановки забоя, что снижает темпы ведения горных работ. Кроме того, из-за остановки забоя установленная опасность зависит от промежутка времени между остановкой и проведением прогноза. Между тем наибольшая опасность возникает в процессе ведения горных работ. Обеспечить непрерывный прогноз в движущемся забое может только автоматизированная система, построенная с использованием геофизических методов неразрушающего (без бурения скважин) контроля геомеханического состояния газонасыщенного массива горных пород.

Достоверность методов прогноза определяется полнотой учета основных факторов выбросоопасности, к которым относятся горное давление, внутрипластовое давление газа и прочность угля [5–10]. Между тем, как показывает выполненный нами анализ, каждый геофизический метод самостоятельно эти факторы учесть не может. Поэтому в последнее время все чаще предлагается осуществлять прогноз одновременно несколькими методами. Примером организации такого прогноза является система прогноза динамических явлений (ДЯ) фирмы Марко. В ней прогноз вероятности горных ударов основывается на анализе ползучести пород в окрестности очистного забоя. Программа анализа конвергенции в лаве с помощью системы электрогидравлического управления Марко «Цифровая шахта» позволяет контролировать стадии ползучести и неустойчивость массива посредством непрерывных измерений давления в стойках крепи и их последующем анализе. Момент ускорения ползучести свидетельствует о переходе в неустойчивое состояние. Необходимым критерием удароопасности является одновременный переход в неустойчивость, фиксируемый в нескольких соседних секциях крепи [11]. Для повышения достоверности прогноза контроль ползучести дополнен мониторингом акустической эмиссии (АЭ) [12]. Однако эта система никак не

учитывает наличие газа в пласте и его давление.

Выбор контролируемых параметров базируется на соответствующей модели подготовки выброса. На основании анализа признаков предвыбросного состояния массива и известных моделей, описывающих потерю его устойчивости, а также учитывая отдельные особенности протекания внезапных выбросов, нами была предложена модель двухэтапной подготовки внезапного выброса угля и газа [13].

Цель данной работы — проанализировать влияние учета отдельных факторов выбросоопасности, используемых в модели двухэтапной подготовки выброса, на достоверность прогноза различными инструментальными и геофизическими методами.

МОДЕЛЬ ДВУХЭТАПНОЙ ПОДГОТОВКИ ВЫБРОСООПАСНОЙ СИТУАЦИИ

Данная модель строилась путем учета основных признаков выбросоопасности [4]. Все их можно условно разделить на две группы. Первая группа, включающая трески, удары в массиве, обусловлена развитием в нем трещин и является лишь признаком динамического изменения напряженного состояния. Оно может привести как к росту опасности проявления динамического явления, так и к разгрузке краевой части пласта. Вторая группа, включающая шелушение, отжим забоя, в том числе с повышенным газовыделением, свидетельствует о подготовке заключительного этапа, при наступлении которого мгновенно разрушается небольшая область угля на груди забоя выработки, образуя устье полости начинающегося выброса.

В результате данного анализа признаков выбросоопасности была предложена вышеуказанная модель [13]. В соответствии с ней на первом этапе в призабойном пространстве выработки происходит формирование блочной структуры угля благодаря росту трещин под действием горного и газового давления. А на втором этапе — разрушение относительно тонкого слоя угля в устье полости выброса и выдавливание образовавшихся кусков угля в

выработку. После этого начинается собственно выброс: дробление угля силами горного и газового давления и его вынос в выработку выделяющимся газом в соответствии с общепринятым механизмом [5–10].

Преимущества и новизна двухэтапной модели подготовки внезапного выброса угля и газа состоят в следующем:

1. Модель описывает процесс подготовки внезапного выброса от начала — возникновения процесса роста трещин — до окончания — разрушения и выдавливания «пробки» (слоя угля) из устья полости начинающегося выброса.

2. Модель учитывает основные факторы выбросоопасности: горное давление; газовый фактор, обусловленный высокими значениями газоносности и внутрипластового давления свободного газа; низкую прочность перемытого угля, характеризующегося высокой сорбционной способностью и низким коэффициентом фильтрации газа.

3. Она имеет экспериментальное подтверждение, заключающееся в следующем:

возникновение скачкообразного роста трещин регистрируется акустико-эмиссионным методом и/или методом электромагнитной эмиссии;

обнаружение на почве выработки под устьем полости выброса относительно крупных кусков угля, образовавшихся при разрушении и выдавливании «пробки» из устья полости, после отгрузки выброшенного во время динамического явления раздробленного угля. При этом на стенках выработки регистрировалась мелкодисперсная пыль, которую горняки ряда шахт Кузбасса называли «бешеная мука».

4. Оба этапа имеют математическое описание критерия своего протекания, выраженное через основные параметры газонасыщенного углепородного массива, определяющие его устойчивость: горное давление, концентрацию метана в атмосфере выработки у забоя (функционально связанную с внутрипластовым давлением свободного газа), прочностные характеристики угля. Это позволило разрабатывать комплексный метод и методику

текущего прогноза выбросоопасности [13].

Однако данная модель является приближенной, поскольку не учитывает «тонкую» структуру угля в выбросоопасной зоне пласта. Особенность строения угля здесь состоит в том, что он представляет собой как бы спрессованный конгломерат отдельных мелких частиц, окруженных порами разных размеров с преимущественно сорбированным и частично свободным газом внутри. При резкой потере устойчивости пласта в области устья зарождающейся полости выброса эти частички легко отделяются друг от друга. При этом фронтальная поверхность потери устойчивости непрерывно движется в глубину массива, образуя названную С.А. Христиановичем волну дробления угля [14]. Вследствие этого резко возрастает объем десорбируемого газа, что формирует волну отторжения «рассыпавшихся» частичек угля в выработку [15].

Наличие данной «тонкой» структуры подтверждается экспериментальным фактом, заключающемся в том, что в результате внезапного выброса выделяется гораздо больше газа, чем ожидалось за счет известной для данного пласта газоносности (измеренной, возможно, на невыбросоопасном участке) и вызванного разгрузкой массива вследствие образования полости выброса. Также экспериментально установлено, что переходный слой между выбросоопасной и неопасной зонами может быть очень небольшим — 1–2 м. Это обуславливает важность непрерывного текущего прогноза выбросоопасности.

Описанная «тонкая» структура угля выбросоопасной зоны, по-видимому, обусловлена особенностями его структуры, фильтрационно-коллекторских и прочностных свойств. Эта особенность выражается в его локальной повышенной сорбционной способности. Однако характер этой особенности ввиду его сложности в модели двухэтапной подготовки внезапного выброса не учитывается. Тем не менее, эта модель позволяет проанализировать влияние основных факторов выбросоопасности на достоверность прогноза как инструментальных, так и геофизических методов. Рассмотрим это далее.

ВЛИЯНИЕ ОСНОВНЫХ ФАКТОРОВ ВЫБРОСООПАСНОСТИ НА ДОСТОВЕРНОСТЬ ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ МЕТОДОВ ПРОГНОЗА

Действующим в настоящее время нормативным документом регламентируется применение следующих инструментальных методов текущего прогноза выбросоопасности [4]: по структуре угольного пласта; по начальной скорости газовыделения; по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи.

Метод «по структуре угольного пласта» лишь оценивает потенциальную возможность внезапного выброса по двум факторам выбросоопасности: прочности угля и косвенно — по газовому фактору. Последнее утверждение обусловлено способностью перемятого угля адсорбировать в себе большие объемы газа, который может достаточно быстро десорбироваться в возникающие на первом этапе подготовки выброса трещины разных размеров и создать в них высокое давление. Однако реальное наличие газа в пласте, количественное значение его давления и газоносности метод не учитывает.

Критерием этого метода прогноза является наличие смежных угольных пачек, суммарной мощностью более 0,2 м и средней прочностью $q < 75$ у.е., замеренной прочностномером П-1 конструкции ИГД им. А.А. Скочинского [4]. Данный критерий не имеет строгого аналитического обоснования и применяется чаще всего на тех участках, которые по соответствующей методике отнесены к угрожаемой по выбросам зоне, но выбросы там либо еще не происходили, либо отмечались лишь в недоразвитом виде малой силы, например, в форме внезапного выдавливания с повышенным газовыделением и т. п. Чаще всего этого бывает достаточно для отнесения шахтопласта к выбросоопасному. Преимущество этого критерия — в простоте и скорости выполнения.

Поскольку этот критерий носит лишь приближенный оценочный характер влияния на выбросоопасность прочности угля,

количественно не учитывает газовый фактор и совсем не учитывает фактор горного давления, он взят с большим «запасом», что обуславливает низкую достоверность прогноза.

Следующий метод прогноза — «по начальной скорости газовыделения» — помимо оценки прочности угля по наличию в нем низкопрочной пачки, количественно оценивает газовый фактор выбросоопасности по начальной скорости газовыделения при поинтервальном бурении скважины по наименее прочной пачке. Критерием выбросоопасности для данного метода прогноза является превышение начальной скорости газовыделения 4 л/мин за исключением Донецкого бассейна, где этот параметр может принимать значения 4,0–5,0 л/мин в зависимости от выхода летучих из проб угля [4].

Данный критерий основан на многочисленных экспериментальных исследованиях на шахтах всех угольных бассейнов России, согласно которым при начальной скорости газовыделения менее 4,0 л/мин выбросы никогда не происходили [16]. Кроме того, этот метод предполагает, что газовый фактор выбросоопасности преобладает над фактором горного давления, что не всегда оправдано. Так, например, на глубоких шахтах Донбасса угольные пласты малой мощности в призабойном пространстве сильно пережаты и свободного газа в этой зоне относительно мало. Поэтому внезапные выбросы здесь чаще всего начинаются с локального горного удара, который приводит к разгрузке некоторой области газонасыщенного угольного пласта. Из-за этого начинается интенсивная десорбция газа и горный удар перерастает во внезапный выброс угля и газа. Таким образом, в описанных условиях фактор горного давления имеет существенное значение.

Неучет влияния на выбросоопасность фактора горного давления в методе прогноза «по начальной скорости газовыделения» обуславливает недостаточную достоверность прогноза. Оценим ее количественно после рассмотрения следующего метода текущего прогноза — по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи.

Этот метод был создан в результате анализа экспериментальной информации о произошедших внезапных выбросах на шахтах Востока России. Согласно этим данным, если при начальной скорости газовыделения при бурении контрольных шпуров $i_{\max} < 4,0$ л/мин·м внезапные выбросы никогда не происходили, то при $i_{\max} > 7$ л/мин·м выбросы весьма вероятны. Для области значений $4,0 \text{ л/мин·м} \leq i_{\max} \leq 7 \text{ л/мин·м}$ выбросы могут произойти, а могут и не произойти. В.Н. Пузырев объяснил эту неоднозначность влиянием на выбросоопасность напряженного состояния, прочности и других характеристик угля. Для их учета он предложил показатель выбросоопасности R , основанный на статистической обработке большого количества экспериментальных данных о начальной скорости газовыделения и выходе буровой мелочи при бурении контрольных шпуров, полученных в зонах произошедших выбросов [17]. Благодаря учету основных факторов выбросоопасности, данный инструментальный метод до сих пор рекомендован к применению на шахтах Востока России. Измеряемые параметры контролируют основные факторы выбросоопасности, а именно: с достаточной достоверностью можно считать, что начальная скорость газовыделения характеризует газовый фактор выбросоопасности, а выход штыба — напряженное состояние пласта и остаточную прочность угля (чем выше горное давление и менее прочный уголь, тем выше выход штыба).

Критерий этого метода дается следующим выражением [4]:

$$R = (S_{\max} - 1,8) (i_{\max} - a) - b = 0, \quad (1)$$

где $S_{\max}$ — максимальное значение выхода штыба, л/м; $i_{\max}$ — максимальное значение начальной скорости газовыделения, л/мин·м; $a = 5$ — для Воркутинского месторождения; и $a = 4$ — для остальных бассейнов и месторождений восточных районов России; $b = 21$ — для Воркутинского месторождения; $b = 6$ — для остальных бассейнов и месторождений восточных районов.

График зависимость вида (1) при $a = 4$ и $b = 6$ показан на рис. 1.

Для оценки влияния неучета на достоверность прогноза факторов горного давления и прочности угля в методе прогноза «по начальной скорости газовыделения», разделим площадь под кривой вида (1) на два участка площадью соответственно D_1 и D_2 , где D_1 — площадь прямоугольника, ограниченного осью абсцисс и прямыми, проходящими параллельно осям координат и отсекающими на них значения: $S_{max} = 2,2$ л/м, $S_{max} = 20,0$ л/м, $i_{max} = 4$ л/мин·м; D_2 — площадь фигуры, ограниченной кривой R и прямыми, проходящими параллельно осям координат и

отсекающими на них значения: $S_{max} = 2,2$ л/м, $i_{max} = 4$ л/мин·м (см. рис. 1). Вся площадь под кривой соответствует неопасному значению показателя выбросоопасности. Область D_1 при $i_{max} < 4,0$ л/мин·м соответствует доле неопасного значения показателя выбросоопасности, определенной только по газовому фактору, т. е. контролируемой методом «по начальной скорости газовыделения». Область D_2 соответствует доле неопасного значения показателя выбросоопасности, определенной за счет учета фактора горного давления и прочности угля.

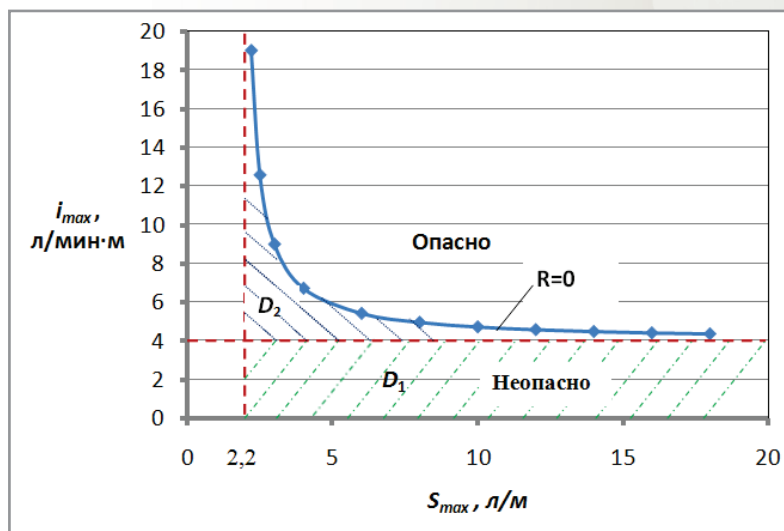


Рис. 1. Зависимость начальной скорости газовыделения i_{max} от выхода бурового штыба S_{max} при показателе выбросоопасности $R = 0$, $a = 4$ и $b = 6$

Неучет в площадях D_1 и D_2 площади, расположенной левее прямой с абсциссой $S_{max} = 2,2$ л/м, обусловлено тем, что измерение выхода штыба меньше этой величины практически невозможно. Это имеет место потому, что при диаметре резца буровой штанги 42 мм и коэффициенте разрыхления угля $\delta = 1,3$ минимальное значение проектного выхода штыба с одного погонного метра шпура $S_{пр, min} = 1,8$ л/м [17]. За счет перекоса резца в забое шпура и неровностей его стенок эта величина может быть увеличена еще на 20 % [17] и составит примерно 2,2 л/м. Таким образом, эта величина является минимально возможным значением параметра S_{max} при расчете критерия выбросоопасности без учета влияния газа на выход штыба и горного

давления. Обозначим ее $S_{пр, max}$.

За счет влияния давления газа и особенно горного давления, снижения прочности угля параметр S_{max} может существенно превышать значение $S_{пр, max}$ и достигать величины 100 л/м [17]. Однако, как следует из рис. 1, кривая R с ростом S_{max} асимптотически приближается к прямой $i_{max} = 4$ л/мин·м. Поэтому участком площади D_2 при значениях $S_{max} > 20,0$ л/м можно пренебречь.

Из (1) имеем:

$$i_{max} = \frac{b}{S_{max} - 1,8} + a. \quad (2)$$

Тогда область неопасных значений показателя R лежит ниже кривой $R = 0$ при изменении величины S_{max} в пределах (2,2–20,0) л/м и ее площадь равна $D_1 + D_2$:

$$D_1 + D_2 = \int_{2,2}^{20,0} i_{\max} dS_{\max}. \quad (3)$$

Подставив (2) в (3), для варианта $a = 4$ и $b = 6$ получим $D_1 + D_2 = 94,12 \text{ л}^2/\text{мин} \cdot \text{м}^2$.

Очевидно, что $D_1 = (20,0 - 2,2) \cdot 4 = 71,2 \text{ л}^2/\text{мин} \cdot \text{м}^2$. Тогда $D_2 = 22,92 \text{ л}^2/\text{мин} \cdot \text{м}^2$.

При переходе от методики текущего прогноза выбросоопасности по начальной скорости газовыделения и выходу бурового штыба при бурении контрольных шпуров к методике по структуре пласта и начальной скорости газовыделения из контрольного шпура из области неопасных значений показателя выбросоопасности была исключена площадь D_2 . Относительная величина этого «упрощения методики прогноза» Δ равна:

$$\Delta = \frac{D_2}{D_1 + D_2} = \frac{22,92}{94,12} \cdot 100 = 24,35 \%. \quad (4)$$

После проведения аналогичных расчетов для условий Воркутинского месторождения при $a = 5$ и $b = 21$ оказалось, что относительная погрешность определения области неопасных значений показателя выбросоопасности из-за упрощения методики прогноза составила $\Delta_B = 57,92 \%$.

Таким образом, достоверность метода текущего прогноза «по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи из скважины» значительно выше, чем метода «по начальной скорости газовыделения» за счет снижения так называемого «запаса надежности» на 25–60 %.

Однако метод прогноза «по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи из скважины» в нескольких случаях допустил ошибку первого рода (не предсказал внезапный выброс). Это объясняли неточностью измерения влажного штыба за счет его налипания к буровой штанге. Кроме того, ошибка может происходить из-за задержки во времени измерения начальной скорости газовыделения с интервала бурения скважины по нескольким причинам: трудности бурения из-за зажатия штанги, несвоевременной или некачественной герметизации контролируемого интервала скважины и пр.

Есть еще одна причина, по которой с приближением к опасному значению показателя выбросоопасности относительная погрешность его определения из-за ошибки измерений $S_{\max}$ и $i_{\max}$ возрастает. Она обусловлена тем, что с увеличением опасности показатель выбросоопасности в соответствии с (1) стремится к нулю.

Покажем влияние области значений $S_{\max}$ и $i_{\max}$ на относительную погрешность определения показателя выбросоопасности на примерах.

Оценим влияние неточности измерения $S_{\max}$ и $i_{\max}$ на показатель выбросоопасности на граничных значениях, разделяющих области прогноза «Опасно» и «Неопасно», т. е. при $S_{\max} = 2,2 \text{ л/м}$ и $i_{\max} = 4 \text{ л/мин} \cdot \text{м}$. Допустим три случая величин погрешности ($j = 1; 2$ и 3): из-за прилипания штыба к штанге замеры соответственно на 10, 20 и 30 % меньше реальной величины в 2,2 л/м; из-за задержки во времени процесса измерения начальной скорости газовыделения относительно завершения интервала бурения замеры соответственно на 10, 20 и 30 % меньше реальной величины в 4 л/мин·м. Оценим относительную погрешность определения показателя выбросоопасности из-за указанных погрешностей измерения $S_{\max,j}$ и $i_{\max,j}$.

Обозначим ошибку в измерении выхода штыба δ_s, j , а начальной скорости газовыделения — $\delta i, j$ ($j = 1; 2$ и 3). При сделанных предположениях реальное значение показателя выбросоопасности $R_p = -6$, т. е. очень далекое от опасного значения. Показание выбросоопасности с ошибкой $R_{\text{ош}, j}$ определится следующим выражением:

$$R_{\text{ош}, j} = (2,2 - \delta_{s,j} \cdot 2,2 - 1,8) \cdot (4 - \delta_{i,j} \cdot 4 - 4) - 6. \quad (5)$$

где $\delta_{s,1} = \delta_{i,1} = 0,1$; $\delta_{s,2} = \delta_{i,2} = 0,2$; $\delta_{s,3} = \delta_{i,3} = 0,3$.

Относительная погрешность определения показателя выбросоопасности θR_j равна:

$$\theta R_j = \left| \frac{R_p - R_{\text{ош}, j}}{R_p} \right| \cdot 100 \%. \quad (6)$$

Расчет показал, что при сделанных предположениях относительная погрешность определения показателя выбросоопасности составила: для $\delta_{s,1} = \delta_{i,1} = 0,1 — 1,2 \%$; для $\delta_{s,2} = \delta_{i,2} = 0,2 — 0,5 \%$ и для $\delta_{s,3} = \delta_{i,3} = 0,3 — 5,2 \%$.

Аналогичную оценку выполнили при значениях $S_{max} = 5,3$ л/м и $i_{max} = 5,7$ л/мин·м. При этих значениях показатель выбросоопасности равен $R_p = -0,05$, т. е. приближается к своему критическому значению $R_{kp} = 0$. Тогда при ошибке измерения S_{max} и i_{max} на 10, 20 и 30 % относительная ошибка определения показателя выбросоопасности, определенная по (6), составила для $\delta_{s,1} = \delta_{i,1} = 0,1 — 51,8 \%$; для $\delta_{s,2} = \delta_{i,2} = 0,2 — 91,6 \%$ и для $\delta_{s,3} = \delta_{i,3} = 0,3 — 119,4 \%$.

Таким образом, для данного метода прогноза с приближением к критическому значению показателя выбросоопасности относительная погрешность его определении из-за ошибок измерения S_{max} и i_{max} резко возрастает и стремится к бесконечно большой величине.

В целом этот вариант исполнения метода прогноза по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи имеет следующие недостатки:

- он не соответствует никакой модели подготовки внезапного выброса, а является лишь результатом статистической обработки экспериментальных данных;
- показатель выбросоопасности может иметь двухполярные значения, что не соответствует общепринятым силовой и энергетической моделям подготовки динамических явлений;
- с приближением к критическому значению показателя выбросоопасности резко возрастает относительная погрешность его определения.

Для устранения указанных недостатков в НЦ ВостНИИ (автор — д.т.н., проф. В.С. Зыков) разработан другой вариант исполнения метода прогноза по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи (так называемый показатель В), основанный на определении показателя выбросоопасности в форме отношения активных (способствующих выбросу) и пассивных (препятствующих

ему) сил [18]. Однако, по нашему мнению, из-за более сложного выполнения, чем предыдущие методы, он пока не нашел широкого применения.

ВЛИЯНИЕ ОСНОВНЫХ ФАКТОРОВ ВЫБРОСООПАСНОСТИ НА ДОСТОВЕРНОСТЬ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ПРОГНОЗА

Действующим в настоящее время нормативным документом регламентируется применение следующих геофизических методов текущего прогноза выбросоопасности [4]: по акустической эмиссии (АЭ); по параметрам искусственного акустического сигнала; по данным, зарегистрированным системами аэрогазового контроля (АГК).

Метод АЭ основан на контроле процесса скачкообразного роста трещин под действием горного и газового давления. Покажем, как влияют основные факторы выбросоопасности на критерий роста трещины.

В работе [19] представлена расчетная схема развития изолированной трещины с характерным размером $2l$, находящейся на расстоянии x_{kp} от груди забоя (рис. 2). Призабойная часть горного массива представлена в виде однородного полупространства, находящегося в поле сил горного давления с главными напряжениями $\sigma_1(x) - \sigma_3(x)$ (для простоты рассмотрен случай плоского нагружения) и ослабленного трещинами, заполненными газом под давлением P . Для этой схемы получено следующее выражение для определения критерия устойчивости трещины [19]:

$$\psi_{cr} \frac{P - |\sigma_3|}{\sigma_p} + \frac{|\sigma_1|}{\sigma_c} = 1, \quad (7)$$

где $\psi_{cr}(x_{kp}/l) = k_1/k_1^\infty$; k_1 и k_1^∞ — коэффициенты интенсивности напряжений соответственно в точке наблюдения и вне зоны влияния выработки; σ_c и σ_p — пределы прочности соответственно на сжатие и растяжение.

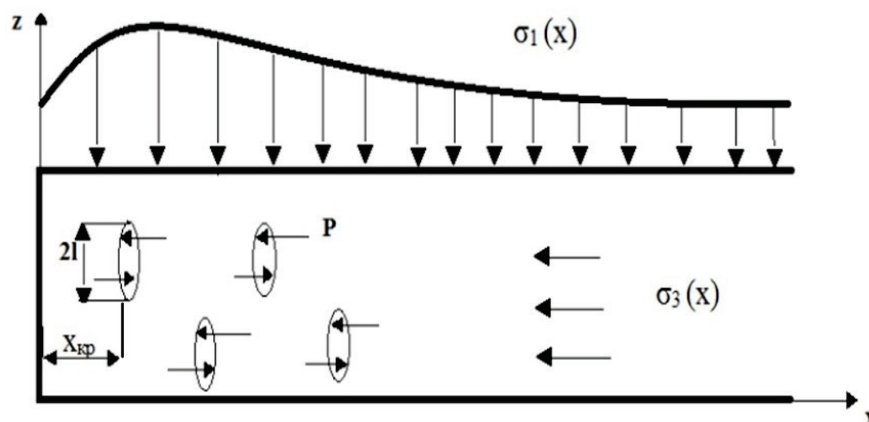


Рис. 2. Угольный пласт впереди забоя выработки в поле напряжений $\sigma_1(x) - \sigma_3(x)$, ослабленный трещинами, заполненными газом под давлением P

Введем понятия показателя напряженного состояния массива в окрестности трещины по газовому фактору — Π_z , тоже по фактору горного давления — Π_∂ и показателя критического значения напряженного состояния — Π_k и определим их выражениями:

$$\left. \begin{aligned} \Pi_z &= \psi_{кр} \sigma_c P; \\ \Pi_\partial &= \sigma_p |\sigma_1| - \psi_{кр} \sigma_c |\sigma_3|; \\ \Pi_k &= \sigma_p \sigma_c. \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

Тогда критерий (7) преобразуется к виду:

$$\frac{\Pi_z}{\Pi_k} + \frac{\Pi_\partial}{\Pi_k} = 1. \quad (9)$$

Из (9) видно, что влияние горного давления и газового фактора на устойчивое состояние трещины носит аддитивный характер. Следовательно, при увеличении показателя Π_z на некоторое число процентов рост трещины возможен при меньшем значении Π_∂ на такое же число процентов и наоборот. При этом максимальные значения Π_z и Π_∂ определяются прочностными характеристиками угля σ_c и σ_p . Еще сильнее от этих характеристик зависит показатель критического значения напряженного состояния — Π_k . Чтобы оценить эту зависимость, воспользуемся приближенными соотношениями для определения σ_c и σ_p через коэффициент прочности угля q , измеренный прочностномером П-1 [20]:

$$\sigma_c = \frac{4q}{110-q}, \text{ МПа}; \quad \sigma_p \approx \frac{0.3q}{110-q}, \text{ МПа}. \quad (10)$$

Расчеты показывают, что при изменении прочности с 90 у.е. до 70 у.е. значение показателя Π_k уменьшается в 6,6 раза.

Из (8) и (9) видно также, что на параметры, определяющие показатели напряженного состояния Π_z и Π_∂ влияет удаленность трещины от борта выработки за счет зависимости параметра $\psi_{кр}$ от $x_{кр}$. Эта зависимость такова, что при приближении к борту выработки на 0,1–0,3 м из глубины массива параметр $\psi_{кр}$ возрастает примерно от $\psi_{кр} \leq 1,2$ до $\psi_{кр} \geq 5$ [19].

Таким образом, все три основных фактора выбороопасности влияют на критерий роста трещин. Однако зависимость этого критерия от расстояния до борта выработки является одной из причин низкой достоверности прогноза выбороопасности методом АЭ. Другой причиной является неопределенность влияния наблюдающегося роста трещин на напряженное состояние призабойного пространства, поскольку может приводить как к его более опасному состоянию (зона опорного давления приблизилась к забою), так и к разгрузке, обусловленной смещением области максимума опорного давления вглубь массива.

Метод прогноза по параметрам искусственного акустического сигнала основан на влиянии напряженного состояния на амплитудно-частотную характеристику широкополосного акустического «шума» работающего горного оборудования, прошедшего контролируемую зону массива до геофона. Влияние обусловлено тем, что коэффициент затухания звука в твердом теле прямо пропорционален

частоте звука и обратно пропорционален действующим средним напряжениям [13]. Поэтому текущее значение показателя выбросоопасности K_m , определенное как отношение высокочастотной и низкочастотной компонент «шума», характеризует отношение текущего и предельного напряжений (т. е. степень опасности) в соответствии с выражением [21]:

$$K_m = \frac{A_\varepsilon}{A_n} = \exp\left(-C \frac{\sigma_{np}}{\sigma_m} d\right), \quad (11)$$

где A_ε и A_n — амплитуды акустических шумов работающего горного оборудования, замеренные соответственно на высоких и низких частотах, В; σ_{np} и σ_m — соответственно средние предельное и текущее напряжения в данном месте массива в настоящий момент, Па; d — расстояние между источником шума, воздействующим на забой, и геофоном, установленным в борт выработки, м; параметр C определен выражением [21]:

$$C = \frac{\alpha_0 \beta (f_\varepsilon - f_n)}{f_0}, \text{ м}^{-1}; \quad (12)$$

где f_ε и f_n — характерные частоты из диапазонов соответственно высоких и низких рабочих частот источника акустического сигнала, Гц; α_0 — затухание на некоторой частоте f_0 , принадлежащей диапазону регистрируемых частот, м^{-1} ; β — безразмерный коэффициент пропорциональности, определяемый свойствами массива в контролируемой зоне.

Показатель выбросоопасности достигает критическое значение $K_{кр}$ когда $\sigma_m = \sigma_{np}$. Тогда его значение равно:

$$K_{кр} = \exp(-Cd). \quad (13)$$

Из (11) и (13) виден существенный недостаток этого метода прогноза — зависимость показателя выбросоопасности и его критического значения от расстояния d . На практике это проявляется в скачкообразном увеличении значения показателя K_m при переключении к каналу связи (с наземным блоком обработки информации) удаленного геофона на более близкий к забою.

Акустические колебания распространяются в трещиновато-пористой газоугольной среде по твердому скелету. Поэтому величина давления газа в трещинах и порах угля никак не влияет на их коэффициент затухания. Отсюда следует второй существенный недостаток метода прогноза по параметрам искусственного акустического сигнала — он контролирует лишь фактор горного давления. Поэтому им с достаточно высокой достоверностью прогнозируются динамические явления на тонких пластах донбасских шахт и, вероятно, недостаточно достоверно прогнозируются на кузбасских пластах средней и большой мощности.

Метод прогноза по данным, зарегистрированным системами аэрогазового контроля, проводится при проведении нисходящих подготовительных выработок буровзрывным способом на угольных пластах крутого залегания [4]. По своей сути он контролирует только газовый фактор выбросоопасности и поэтому априори достаточной достоверностью прогноза не обладает.

Рассмотренные геофизические методы прогноза появились благодаря так называемому феноменологическому подходу к их обоснованию. А именно: основанием для появления метода прогноза по АЭ явились эксперименты с ее регистрацией при разрушении образцов различных материалов. В ходе экспериментов было установлено, что при достижении сжимающими или растягивающими напряжениями величины, примерно равной 70 % от соответствующего предела прочности, активность АЭ начинает возрастать и достигает максимума [22]. Затем наступает заключительный этап кратковременного снижения активности АЭ, заканчивающийся разрушением образца. Поэтому признаком начала разрушения образца является аномальный рост активности АЭ. Однако призабойное пространство горной выработки в отличие от образца конечных размеров непрерывно перемещается. Поэтому здесь закономерности поведения АЭ другие. Частично недостатки этого метода рассмотрены выше.

Основанием для появления метода про-

гноза по параметрам искусственного акустического сигнала явились результаты спектрального анализа импульсов АЭ, зарегистрированных при прогнозе методом АЭ на нескольких шахтах Донбасса. Достаточно высокая достоверность прогноза именно на этих шахтах явилась основанием для предположения авторов метода о том, что определение показателя выбросоопасности по выражению (11) будет справедливо для любых угольных шахт. Однако последующие экспериментальные исследования этот вывод опровергли.

Аналогично и метод прогноза по данным, зарегистрированным системами аэрогазового контроля, не имел достаточно глубокого научного обоснования.

В отличие от феноменологического подхода, модель двухэтапной подготовки внезапного выброса обеспечивает более строгое обоснование влияния факторов выбросоопасности на достоверность геофизических методов прогноза. Первый этап — развития трещин — рассмотрен выше. Рассмотрим второй этап — отжим угля из устья полости начинающегося выброса.

Физическая модель данного процесса поясняется рисунком 3 [20]. Здесь введены следующие обозначения: $\sigma_1(x)$ и $\sigma_3(x)$ — соответственно вертикальная и горизонтальная компоненты нормальных напряжений; 1 — трещины, в которых находится свободный газ под давлением P ; 2 — выдавливаемый блок

угля; γH — напряжения вне зоны влияния выработки; 3 — полость выброса; σ_{1m} — максимальное значение вертикальной компоненты нормальных напряжений в зоне повышенного горного давления; x_1 — критическое расстояние от забоя выработки, на котором нарушается условие устойчивости блока угля; x_2 — расстояние от забоя выработки до максимума вертикальной компоненты нормальных напряжений.

На участок угля в месте устья будущей полости выброса действует активная сила f_a , состоящая из горизонтальной компоненты напряжений σ_3 , действующей на поверхности контактирующих с массивом блоков угля, давления свободного газа P в трещинах с неконтактирующими берегами. Гравитационной силой тяжести выдавливаемого участка угля в силу малости пренебрегаем [20]. Как правило, в зоне будущей полости выброса уголь менее прочный и нарушенный. Поэтому при достижении напряжениями некоторой предельной величины начинается выдавливание этого участка.

Удерживается участок пассивной силой f_p , каковой является сила трения боковой поверхности выдавливаемого участка о соседний более крепкий уголь. При этом предполагаем, что контакт выдавливаемого участка по его периметру с не выдвигаемой частью угля осуществляется по всей боковой поверхности участка.

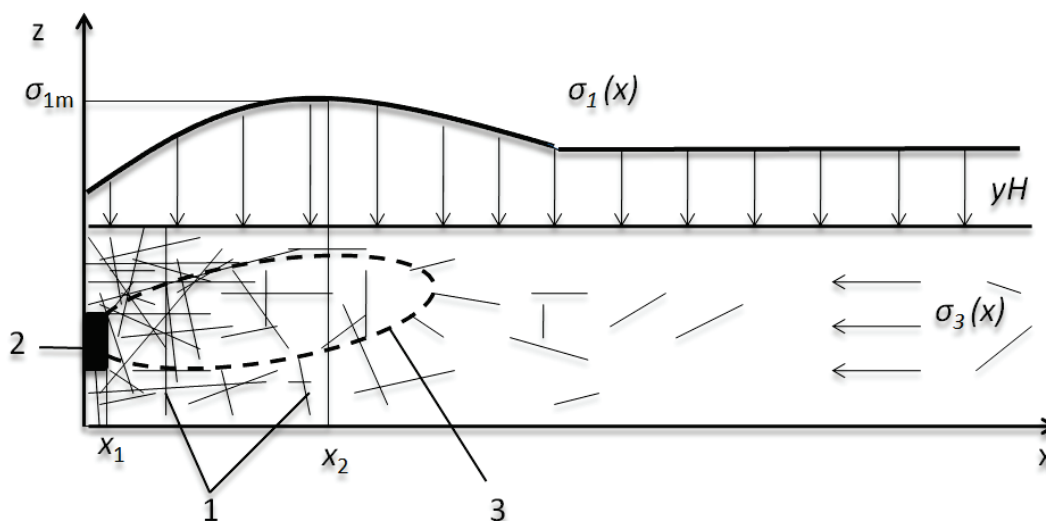


Рис. 3. Выдавливание блока угля из устья полости выброса

Условие осуществления выдавливания участка в выработку дается следующим выражением [20]:

$$\frac{f_a}{f_n} = \frac{F_1 + F_2}{f_n} \geq 1. \quad (14)$$

Здесь F_1 соответствует силе бокового давления (горизонтальной компоненте нормальных напряжений), F_2 — силе газового давления в трещине, f_n соответствует силам сцепления и внутреннего трения угля в массиве.

Из (14) видно, что, как и в случае с трещиной (см. (9)), влияние горного давления и газового фактора на устойчивое состояние выдавливаемого блока носит аддитивный характер.

Анализ критериев устойчивости обоих этапов подготовки выброса показал одновременную значимость всех трех основных факторов выбросоопасности. Однако традиционный метод прогноза по параметрам искусственного акустического сигнала учитывает, как указано выше, лишь горное давление. Чтобы учесть газовый фактор и прочность угля было предложено определить из условий (7) и (14) предельные значения средних напряжений σ_{np} и в соответствии с (13) рассчитать критическое значение показателя выбросоопасности. Поскольку измерять давление газа в пласте непрерывно нельзя, было решено использовать для его оценки известную связь внутрислоевого давления газа с его концентрацией в атмосфере выработки у забоя [5]. В результате было получено следующее выражение для определения текущего критического значения показателя выбросоопасности одновременно для обоих этапов подготовки выброса [21]:

$$K_{m,kr} = \exp \left\{ -Cd \left[\frac{P_1}{0.1 \left(\frac{q}{110-q} \right) P_1 - \Delta D \sqrt{\frac{Q\Omega}{\xi_i}}} \right] \right\}, \quad (15)$$

где $P_1 = 1$ МПа — нормирующий множитель, обусловленный определением пределов прочности угля через безразмерный показатель

прочности угля q (б. е.) прочностным номером П-1; Q — расход воздуха вентилятора местного проветривания, подающего воздух в выработку, м³/с; Ω — текущее значение концентрации метана у забоя выработки, измеренное датчиком метана аппаратуры аэрогазового контроля (АГК), %; ξ_i — коэффициент, учитывающий степень воздействия (долю свежееобнаженной площади забоя) i -го вида оборудования (комбайн, буровая штанга и т. п.) на забой, $0 < \xi_i < 1$.

В (15) параметр D определяется следующим образом [21]:

$$D = m(k_0 \eta P_{at})^{1/2} \cdot x_{cr} \exp\left(-\frac{x_{cr}}{x_{st}}\right) \cdot (100S_f)^{-1/2} \text{ Па} \cdot \text{с}^{1/2} \text{ м}^{-3/2}, \quad (16)$$

где m — константа, характеризующая пористость угля; k_0 — коэффициент, характеризующий газопроницаемость пласта, м⁻³; η — динамическая вязкость метана, Па·с; P_{at} — давление газа на плоскости забоя, равное атмосферному, Па; x_{cr} — критическое расстояние от забоя выработки, в плоскости которого инициируется либо развязывание трещины (для первого этапа), либо выдавливание слоя угля (x_1 — для второго этапа подготовки выброса), м; x_{st} — расстояние от забоя до участка массива, где давление газа стабилизируется, м; S_f — площадь поверхности забоя подготовительной выработки, м².

Параметр Δ в (15) берется для того этапа подготовки выброса, где он имеет максимальное значение, и равен [21]:

$$\Delta = \max \left\{ \frac{\psi_{cr}}{3}, (1-\phi) 10^{-2} \frac{r_e}{x_1} \right\}, \quad (17)$$

где ϕ — коэффициент, определяющий долю площади выдавливаемого слоя угля, вдоль которой берега трещины, отделяющей этот слой от остального массива, плотно контактируют; r_e — эффективный радиус выдавливаемого слоя угля.

Анализ показывает, что реальная область значений обоих аргументов функции Δ лежит в пределах от нескольких десятых долей единицы до близкой к 2, причем они соизмеримы по величине. Потому можем приближенно принять $\Delta \approx 2$.

Параметр D для разных этапов подготовки выброса отличается множителем $B = x_{cr} \exp(-\frac{x_{cr}}{x_{st}})$, поскольку на этапе развития трещин x_{cr} соответствует расстоянию от забоя выработки до вершины растущей трещины, а на этапе выдавливания величина x_{cr} равна толщине выдавливаемого слоя угля x_1 . Выполненные оценки свидетельствуют, что численные значения этого параметра равны соответственно: для этапа развития трещин $B \approx 0,1-20,0$ м; для этапа выдавливания слоя угля из устья полости зарождающегося выброса $B \approx 0,1-0,2$ м.

Таким образом, параметр D , характеризующий газовый фактор выбросоопасности, для этапа развития трещин изменяется в гораздо большем диапазоне величин, чем для этапа выдавливания слоя угля. Это приводит к тому, что текущее предельное значение показателя выбросоопасности $K_{m,kr}$ для этапа развития трещин, удаленных от поверхности забоя выработки, в большинстве случаев значительно меньше (в десятки и сотни раз), чем для этапа выдавливания в выработку слоя угля в устье будущей полости выброса. Однако на небольшом удалении от забоя выработки этот параметр примерно одинаков для обоих этапов подготовки выброса. Поэтому регистрируемый рост активности АЭ является необходимым (идет формирование блочной структуры угля), но явно недостаточным условием начала выброса, т. к. как лишь у кромки борта выработки критерии развития трещин и выдавливания слоя угля близки по величине.

Метод текущего прогноза выбросоопасности, в котором текущее значение показателя выбросоопасности определяется по параметрам искусственного акустического сигнала, а его критическое значение определяется на основе измерения концентрации газа аппаратурой АГК и прочности угля прочностным прибором П-1, будем называть спектрально-акустическим.

Таким образом, только спектрально-акустический метод прогноза выбросоопасности из геофизических методов учитывает ос-

новные факторы выбросоопасности на всем протяжении подготовки внезапного выброса угля и газа.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Обоснование методов текущего прогноза выбросоопасности должно основываться на адекватной модели подготовки выброса, учитывающей основные признаки (трески, удары, шелушение, повышенное газовыделение и др.) и факторы выбросоопасности: горное давление, давление газа в пласте и прочность угля.

2. Наиболее адекватной реальному процессу является модель двухэтапной подготовки выброса. В ней на первом этапе в призабойном пространстве формируется блочная структура угля благодаря развитию трещин. На втором этапе происходит мгновенное разрушение блока угля в борту выработки, формируя устье полости начинающегося выброса.

3. Критерий развития трещины непосредственно у борта выработки соизмерим с критерием отжима «угольной пробки» из устья полости начинающегося выброса и монотонно убывает по мере удаления от борта выработки. Поэтому метод прогноза по АЭ, сопровождающей трещины, не обладает необходимой достоверностью.

4. Из инструментальных методов текущего прогноза выбросоопасности наибольшей достоверностью обладает модификация метода «по начальной скорости газовыделения и выходу буровой мелочи», основанная на силовой модели подготовки выброса, определяющей устойчивость призабойного пространства в форме отношения активных и пассивных сил. Высокая достоверность метода обусловлена учетом всех основных факторов выбросоопасности.

5. Относительная погрешность определения области неопасных значений показателя выбросоопасности из-за неучета фактора горного давления и прочности угля в методе прогноза по начальной скорости газовыделения составляет примерно 25–60 %.

6. Из геофизических методов наибольшей достоверностью обладает спектрально-

акустический метод, основанный на спектральном анализе «шума» работающего оборудования с коррекцией критического значения показателя выбросоопасности по данным аппаратуры АГК и периодическим замерам прочности угля.

7. Вклад в критическое значение показателя выбросоопасности параметров, определяющих факторы горного давления и внутривластового давления газа, носит

аддитивный характер. Поэтому неучет каждого из них обуславливает необходимость введения «запаса надежности прогноза», приводящего к росту ошибки второго рода в результаты прогноза.

Источники финансирования: исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-45-420014.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Правила безопасности в угольных шахтах: федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности: федер. нормы и правила в обл. пром. безопасности. М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2021. Сер. 05. Вып. 40. 200 с.
2. Шадрин А.В. Функциональная часть подсистемы прогноза выбросоопасности многофункциональной системы безопасности угольной шахты // Безопасность труда в промышленности. 2020. № 6. С. 72–78.
3. Шадрин А.В., Телегуз А.С. Структура подсистемы прогноза выбросоопасности многофункциональной системы безопасности угольной шахты // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. 2020. № 2. С. 21–31.
4. 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.
5. Ходот В.В. Внезапные выбросы угля и газа. М., 1961. 364 с.
6. Основы теории внезапных выбросов угля и газа. М.: Недра, 1978. С. 141–162.
7. International symposium-cum-workshop on management and control of high gas emissions and outbursts in underground coal mines. 20–24 march, 1995. Wollongong, NSW, Australia. 620 p.
8. Black D.J. Review of coal and gas outburst in Australian underground coal mines // International Journal of Mining Science and Technology. 2019. Vol. 29. Issue 6. P. 815–824
9. Fan Chaojun, Li Sheng, Luo Mingkun, Du Wenzhang, Yang Zhenhua. Coal and gas outburst dynamic system // International Journal of Mining Science and Technology. 2017. 27(1). P. 49–55.
10. Yu B.H., Su C.X., Wang D.M. Study of the features of outburst caused by rock cross-cut coal uncovering and the law of gas dilatation energy release // International Journal of Mining Science and Technology. 2015. 25(3). P. 453–458.
11. Reuter M., Crash M., Kiessling W., Veksler Yu. Геомеханический мониторинг методом анализа конвергенции: прогноз вероятности горных ударов и участков их проявления в лавах // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал. Новокузнецк, 2018. № 4. С. 17–22.
12. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах: Сборник документов. М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2011. Серия 05. Вып. 2. 304 с.
13. Шадрин А.В. Комплексный геофизический прогноз выбросоопасности угольных пластов // Безопасность труда в промышленности. 2019. № 1. С. 42–48.
14. Христианович С.А. О волне выброса // Изв. АН СССР. 1953. № 12. С. 1679–1688.
15. Христианович С.А. О волне дробления // Изв. АН СССР. 1953. № 12. С. 1689–1699.
16. Пузырев В.Н., Вершинин Н.Г. Совершенствование метода прогноза выбросоопасных и неопасных зон по газовыделению из шпуров // Борьба с газом, внезапными выбросами и пожарами в угольных шахтах: Тр. ВостНИИ. Кемерово, 1975. Т. 24. С. 144–160.

17. Чернов О.И., Пузырев В.Н. Прогноз внезапных выбросов угля и газа. М.: Недра, 1979. 296 с.
18. Зыков В.С. Внезапные выбросы угля и газа и другие газодинамические явления в шахтах. Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2010. 333 с.
19. Петухов И.М., Линьков А.М. Механика горных ударов и выбросов. М.: Недра, 1983. 280 с.
20. Shadrin A., Diyuk Y. Geophysical criterion of pre-outburst coal out squeezing from the face space into the working // International Journal of Mining Science and Technology. 2019. Vol. 29. Issue 3. P. 499–506.
21. Шадрин А.В., Диук Ю.А. Определение критерия выбросоопасности для комплексного спектрально-акустического метода прогноза // Безопасность труда в промышленности. 2019. № 8. С. 19–26.
22. Грешников В.А., Дробот Ю.В. Акустическая эмиссия. Применение для испытания материалов и изделий. М.: Изд-во стандартов, 1976. 272 с.

DOI: 10.25558/VOSTNII.2021.40.57.007

UDC 622.831.322

© A.V. Shadrin, A.S. Teleguz, Yu.A. Diyuk, 2021

A.V. SHADRIN

Doctor of Engineering Sciences, Senior Researcher,
Chief Researcher

Institute of Coal «The FRC of Coal and Coal Chemistry of SB of RAS», Kemerovo
e-mail: avsh-357@mail.ru

A.S. TELEGUZ

Junior Researcher

Institute of Coal «The FRC of Coal and Coal Chemistry of SB of RAS», Kemerovo
e-mail: alexanderteleguz@rumbler.ru

Yu.A. DIYUK

Engineer

Institute of Coal «The FRC of Coal and Coal Chemistry of SB of RAS», Kemerovo
e-mail: juliabireva@gmail.com

ANALYSIS OF CONSIDERATION OF MAIN EMISSION FACTORS BY EXISTING METHODS OF CURRENT FORECAST

The impact of taking into account the main factors of coal seam emission hazard on the reliability of its current forecast by instrumental and geophysical methods is analyzed. Rock pressure, in-situ gas pressure and coal strength are considered as the main factors. Of the instrumental methods, methods are considered: on the structure of the coal seam; by the initial gas release rate; by initial gas release rate and output of drilling fines. From geophysical methods: acoustic emission (AE); by parameters of an artificial acoustic signal; according to data recorded by aero-gas monitoring systems; spectral-acoustic, based on the addition of the prediction method «according to the parameters of the artificial acoustic signal» by the control of the gas factor by the concentration of methane in the working atmosphere and periodic measurements of coal strength. It is shown that the most reliable are: from instrumental methods — according to the initial gas release rate and the output of drilling fines, from geophysical methods — spectral-acoustic.

Key words: COAL BED, OUTBURST FACTORS, RELEASE PREPARATION MODEL, INSTRUMENTAL AND GEOPHYSICAL METHODS OF THE CURRENT FORECAST, RELIABILITY OF THE FORECAST.

REFERENCES

1. Safety rules in coal mines: federal rules and regulations in the field of industrial safety: federal rules and regulations in the field of industrial safety. M.: STC «Industrial Safety» CJSC, 2021. Ser. 05. Issue 40. 200 p. [In Russ.].
2. Shadrin A.V. Functional part of the subsystem for forecasting outburst hazard of a multifunctional safety system of a coal mine // Industrial safety [Bezopasnost truda v promyshlennosti]. 2020. No. 6. P. 72–78. [In Russ.].
3. Shadrin A.V., Teleguz A.S. The structure of the subsystem for predicting the outburst hazard of a multifunctional safety system of a coal mine // Bulletin of the Scientific Center for Safety of Work in the Coal Industry [Vestnik Nauchnogo tsentra po bezopasnosti rabot v ugolnoy promyshlennosti]. 2020. No. 2. P. 21–31. [In Russ.].
4. Instructions for predicting dynamic phenomena and monitoring rock mass during the development of coal deposits: federal rules and regulations in the field of industrial safety. M.: STC «Industrial Safety» CJSC, 2019. Series. 05. Issue 49. 148 p. [In Russ.].
5. Khodot V.V. Sudden outbursts of coal and gas. M., 1961. 364 p. [In Russ.].
6. Fundamentals of the theory of sudden outbursts of coal and gas. M.: Nedra, 1978. P. 141–162. [In Russ.].
7. International symposium-cum-workshop on management and control of high gas emissions and outbursts in underground coal mines. 20–24 march, 1995. Wollongong, NSW, Australia. 620 p.
8. Black D.J. Review of coal and gas outburst in Australian underground coal mines // International Journal of Mining Science and Technology. 2019. Vol. 29. Issue 6. P. 815–824
9. Fan Chaojun, Li Sheng, Luo Mingkun, Du Wenzhang, Yang Zhenhua. Coal and gas outburst dynamic system // International Journal of Mining Science and Technology. 2017. 27(1). P. 49–55.
10. Yu B.H., Su C.X., Wang D.M. Study of the features of outburst caused by rock cross-cut coal uncovering and the law of gas dilatation energy release // International Journal of Mining Science and Technology. 2015. 25(3). P. 453–458.
11. Reuter M., Crash M., Kiessling W., Veksler Yu. Geomechanical monitoring by the method of convergence analysis: forecasting the probability of rock bumps and areas of their manifestation in lavas // Science-intensive technologies for the development and use of mineral resources: scientific journal [Naukoyemkiye tekhnologii razrabotki i ispolzovaniya mineralnykh resursov: nauchnyy zhurnal]. Novokuznetsk, 2018. No. 4. P. 17–22. [In Russ.].
12. Prevention of gas-dynamic phenomena in coal mines: collection of documents. M.: STC «Industrial Safety» CJSC, 2011. Series 05. Issue 2. 304 p. [In Russ.].
13. Shadrin A.V. Complex geophysical forecast of outburst hazard of coal seams // Industrial safety [Bezopasnost truda v promyshlennosti]. 2019. No. 1. P. 42–48. [In Russ.].
14. Khristianovich S.A. On the ejection wave // Bulletin of the Academy of Sciences of the USSR [Izvestiya Akademii Nauk SSSR]. 1953. No. 12. P. 1679–1688. [In Russ.].
15. Khristianovich S.A. About the crushing wave // Bulletin of the Academy of Sciences of the USSR [Izvestiya Akademii Nauk SSSR]. 1953. No. 12. P. 1689–1699. [In Russ.].
16. Puzyrev V.N., Vershinin N.G. Improvement of the method for forecasting outburst and non-hazardous zones by gas release from boreholes // Fighting gas, sudden outbursts and fires in coal mines: Proceedings of VostNII. Kemerovo, 1975. Vol. 24. P. 144–160. [In Russ.].
17. Chernov O.I., Puzyrev V.N. Forecast of sudden outbursts of coal and gas. M.: Nedra, 1979. 296 p. [In Russ.].
18. Zykov V.S. Sudden outbursts of coal and gas and other gas-dynamic phenomena in mines.

Kemerovo: Institute of Coal and Coal Chemistry SB RAS, 2010. 333 p. [In Russ.].

19. Petukhov I.M., Linkov A.M. The mechanics of rock bumps and blowouts. M.: Nedra, 1983. 280 p. [In Russ.].

20. Shadrin A., Diyuk Y. Geophysical criterion of pre-outburst coal outsqueezing from the face space into the working // International Journal of Mining Science and Technology. 2019. Vol. 29. Issue 3. P. 499–506.

21. Shadrin A.V., Diyuk Yu.A. Determination of the outburst hazard criterion for the complex spectral-acoustic forecasting method // Industrial safety [Bezopasnost truda v promyshlennosti]. 2019. No. 8. P. 19–26. [In Russ.].

22. Greshnikov V.A., Drobot Yu.V. Acoustic emissions. Application for testing materials and products. M.: Publishing house of standards, 1976. 272 p. [In Russ.].