УДК 622.812.42

А.Ю. Ермаков, Н.М. Качурин, В.В. Сенкус

СИСТЕМНЫЙ ПОДХОД К ТЕХНОЛОГИИ ОЦЕНКИ МЕТАНОВОЙ ОПАСНОСТИ ОЧИСТНЫХ УЧАСТКОВ ШАХТ

Проведен анализ способов оценки опасности шахт и их недостатков, на основе которого предложен способ, учитывающий влияние на метановую опасность подготовительных выработок, режима работы вентилятора местного проветривания, фильтрационных и диффузионных параметров переноса метана воздушной струей. Определения метановой опасности проветриваемых газоопасных объектов, заключающемся в определении геометрических параметров подготовительной горной выработки и определении ее абсолютной газообильности для учета влияния на метановую опасность подготовительных выработок режима работы вентилятора местного проветривания (ВМП), фильтрационных и диффузионных параметров переноса метана воздушной струей, определяют концентрацию метана в призабойном пространстве подготовительной выработки, концентрацию метана в свежей струе воздуха, коэффициент турбулентной диффузии метана в воздухе, мощность угольного пласта на контакте с воздухом, период релаксации при дегазации краевой части угольного пласта через поверхность обнажения, среднюю скорость подвигания подготовительного забоя, начальную скорость газовыделения, время, прошедшее с начала проведения подготовительной выработки на момент определения метановой опасности, время, прошедшее с момента окончания проходки, значение проектной длительности проведения подготовительной выработки, плотность отбитого угля; газоносность угля в призабойной части; остаточную газоносность угля при атмосферном давлении, средний размер куска отбитого угля, потребляемую мощность ВМП, аэродинамическое сопротивление вентиляционного трубопровода, КПД ВМП, коэффициент утечек воздуха из вентиляционного трубопровода, определяют среднюю концентрацию метана на выходе из подготовительной выработки.

Ключевые слова: системный подход, технология, оценка, метановая опасность, очистной забой, угольная шахта.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-4-0-106-118

При изучении фактической аварийности шахт производился ретроспективный анализ данных посредством выделения тренда, позволяющего выявить детерминированную составляющую временного ряда.

Адекватность тренда исходным данным оценивалась по величине коэффициента корреляции. Установлено, что наиболее значимыми внешними факторами, влияющими на количество аварий, являются технико-экономические показатели, характеризующие работу угледобывающего производственного объединения.

Оценка влияния внешних факторов на количество аварий осуществлена методом корреляционного анализа.

В процессе исследований было доказано, что в соответствии с предлагае-

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 4. С. 106–118.
© А.Ю. Ермаков, Н.М. Качурин, В.В. Сенкус. 2018.

мой методикой количественную оценку аварийной опасности шахт и производственных объединений в целом целесообразно производить по величине вероятности возникновения аварий, позволяющей оценить период безаварийной работы рассматриваемого объекта.

Отличительной особенностью настоящей методики является ее динамичность, что предполагает ежегодное пополнение базы данных по аварийности количественными показателями за истекший год, и перерасчет коэффициентов соответствующих математических моделей. При определении эффективности защитных мероприятий от конкретного вида аварий в технологическом процессе добычи угля (ТПДУ) подземным способом, оценке опасности производственных ситуаций, разработке планов ликвидации аварии следует принимать во внимание основные показатели аварийности и безопасности шахт.

С точки зрения безопасности ТПДУ характеризуется величиной риска, под которым понимается вероятность человеческих и материальных потерь в случае аварии. Аэрогазодинамические и теплофизические процессы подземной геотехнологии добычи угля на различных стадиях отработки месторождений структурно представлены на рис. 1.

Цикл подземной отработки запасов угля в пределах шахтного поля вызывает различные аэрогазодинамические и теплофизические процессы. Подземные геотехнологии добычи угля на всех трех стадиях отработки месторождений характеризуются соответствующими аэрологическими ситуациями. Исходные предпосылки приняты на основе работ [1—13].

Структура информации об аэрогазодинамических и теплофизических процессах подземной добычи угля на различных стадиях отработки месторождений схематически показана на рис. 2.

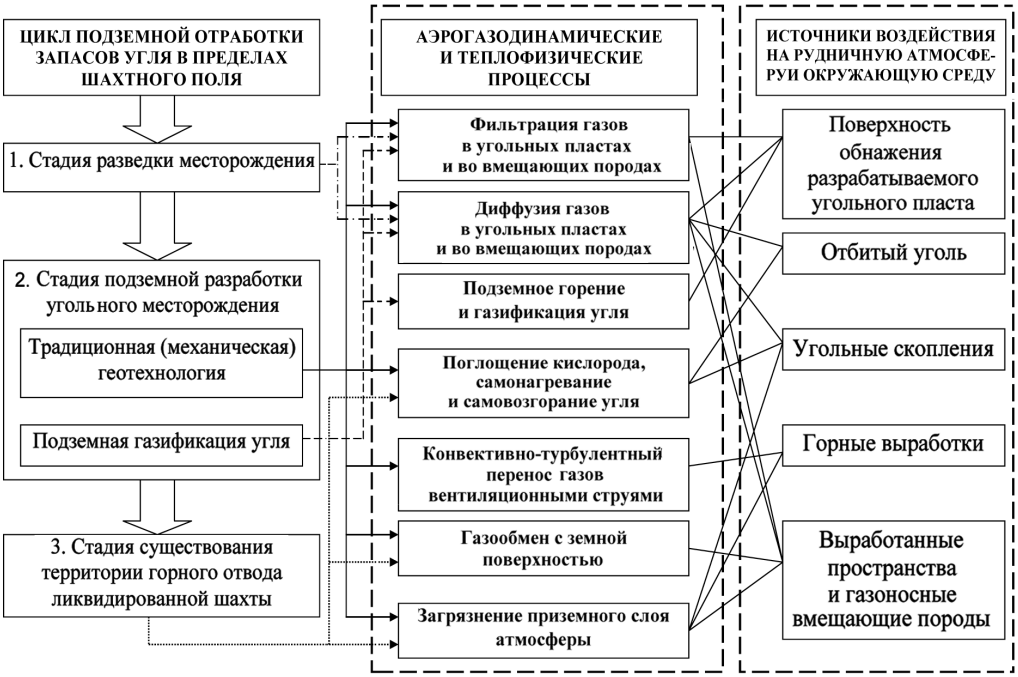

Рис. 1. Аэрогазодинамические и теплофизические процессы подземной геотехнологии добычи угля на различных стадиях отработки месторождений

Рис. 2. Структура информации об аэрогазодинамических и теплофизических процессах подземной геотехнологии добычи угля на различных стадиях отработки месторождений

Для обеспечения метановой безопасности предлагаются использовать ряд способов.

Способ определения метановой опасности в подготовительных выработках. Результаты натурных наблюдений и теоретических исследований показывают, что поля концентраций метана в воздухе подготовительных выработок стремятся к некоторому стационарному состоянию, поэтому оценку метановой опасности в этих выработках целесообразно осуществлять, используя решения одномерного уравнения конвективно-турбулентной диффузии для условия $\partial C/\partial t \to \to 0$, где C — концентрация метана в воздухе; t — время.

Вывод является физически обоснованным с точки зрения безопасности по газовому фактору, так как на временном интервале переходного процесса концентрация метана в воздухе на исходящей струе всегда меньше, чем при установившемся стационарном распределении концентраций газа. Учет процессов диффузионного переноса газа позволяет уменьшить расчетное количество воздуха для подготовительных выработок на 30—40%, не повышая при этом уровня метановой опасности. На основе этих результатов был разработан новый способ определения метановой опасности подготовительных выработок, что обеспечивает безопасность проведения подготовительных выработок по газовому фактору.

В работе [3] предлагается способ определения метановой опасности угольных шахт включает определение абсолютной газообильности шахты, среднесуточной добычи угля и относительной газообильности, фиксирование возникших суфляров и/или внезапных выбросов угля и газа, а метановую опасность определяют по величине относительной метанообильности и зафиксированных суфляров и/или внезапных выбросов угля и газа с использованием шкалы, содержащей пять категорий опасности.

Недостатки этого способа заключаются в том, что:

- методика деления угольных шахт на категории по относительной газообильности с интервалом 5 м^3/т не отражает современного технологического уровня добычи угля;
- сверхкатегорные шахты могут отличаться друг от друга по относительной газообильности в несколько раз, а уровень метановой опасности формально будет одинаковым;
- опыт работы шахт в России и за рубежом показывает, что между категорийностью шахт по метану и вероятностью взрывов метановоздушной смеси нет прямой связи;
- данный способ невозможно применить для определения метановой опасности тупиковой выработки в период ее проведения.

В работе [4] описан способ определения метановой опасности тупиковой выработки заключается в том, что ежемесячно определяют среднюю абсолютную метанообильность тупиковой выработки с одновременным измерением среднего расхода воздуха в исходящей струе выработки и концентрацию метана в поступающей в данную выработку свежей струе воздуха, измеряют концентрацию метана на исходящей струе, определяют среднегодовую концентрацию на исходящей струе по средней абсолютной метанообильности тупиковой выработки и расходу воздуха, находят интегральный параметр степени опасности выработки по метану как отношение среднегодовой концентрации метана к ее максимальному значению, зафиксированному в течение наблюдений, а метановую опасность определяют как категорию выработки по метану в зависимости от величины интегрального параметра степени метановой опасности выработки.

Недостатками данного способа определения метановой опасности тупиковых выработок является то, что предлагаемое техническое решение недостаточно полно характеризует проводимые подготовительные выработки по газовому фактору.

Возможность взрыва метановоздушной смеси при наличии источника высокой температуры зависит не только от интенсивности метановыделения и от расхода воздуха в выработке, но и от динамики поля концентрации метана. Поэтому взрывы метана могут происходить в подготовительных выработках любой категории.

Близким техническим решением является *способ определения метановой опасности проветриваемых газоопасных объектов* [1], включающий определение площади поперечного сечения горной выработки, коэффициента неравномерности газовыделения и допустимого значения абсолютной газообильности для нормативных значений максимальной скорости воздуха и концентрации метана на исходящей струе, а состояние проветриваемых газоопасных объектов определяют как опасное, если фактическое значение абсолютной газообильности превышает допустимое значение абсолютной газообильности.

Техническое решение имеет следующие недостатки:

- не учитывается специфика проветривания подготовительной выработки вентилятором местного проветривания с помощью трубопроводов, имеющих утечки воздуха;
- не учитывается газоносность угольного пласта, по которому проводится подготовительная выработка;
- не учитываются фильтрационные свойства угольного пласта, влияющие на абсолютную газообильность;
- не учитывается фактор времени в аэрогазодинамическом процессе;
- метановая опасность обусловлена концентрацией метана в воздухе, а в качестве критерия газоопасности используется абсолютная газообильность.

Предлагаемый способ учитывает влияние на метановую опасность подготовительных выработок, режима работы вентилятора местного проветривания, фильтрационных и диффузионных параметров переноса метана воздушной струей.

Цель достигается тем, что в известном способе определения метановой опасности проветриваемых газоопасных объектов, заключающемся в определении геометрических параметров подготовительной горной выработки и определении ее абсолютной газообильности для учета влияния на метановую опасность подготовительных выработок режима работы вентилятора местного проветривания (ВМП), фильтрационных и диффузионных параметров переноса метана воздушной струей, определяют концентрацию метана в призабойном пространстве подготовительной выработки, концентрацию метана в свежей струе воздуха, коэффициент турбулентной диффузии метана в воздухе, мощность угольного пласта на контакте с воздухом, период релаксации при дегазации краевой части угольного пласта через поверхность обнажения, среднюю скорость подвигания подготовительного забоя, начальную скорость газовыделения, время, прошедшее с начала проведения подготовительной выработки на момент определения метановой опасности, время, прошедшее с момента окончания проходки, значение проектной длительности проведения подготовительной выработки, плотность отбитого угля; газоносность угля в призабойной части; остаточную газоносность угля при атмосферном давлении, средний размер куска отбитого угля, потребляемую мощность ВМП, аэродинамическое со-

противление вентиляционного трубопровода, КПД ВМП, коэффициент утечек воздуха из вентиляционного трубопровода, определяют среднюю концентрацию метана на выходе из подготовительной выработки из соотношения

$$c\left(L_{\text{п,в}}\right)=\frac{I_{\text{п,в}}}{u_{cp}\cdot S_{\text{п,в}}}\cdot\left\langle 1-\exp\left\{\left[\frac{u_{cp}}{2D_T}-\sqrt{0,25\left(\frac{u_{cp}}{D_T}\right)^2}+\frac{u_{cp}}{D_T L}\right]L_{\text{п,в}}\right\}\right\rangle, \qquad (1)$$

где $I_{\text{п.в}}$ — среднее суммарное газовыделение в подготовительную выработку с поверхности обнажения угольного пласта и отбитого угля;

$$I_{\text{п,в}}=\begin{cases} I_{п.о}=0,318n\cdot m_{у.п}t_r\cdot V_{п.з}\cdot I_{уд.н}\Theta_1\left(t\right)+2,083\cdot 10^{-3}S_ч\cdot V_{\text{п.з}}\cdot\gamma_у\left(x_3-x_\infty\right) при\ \tau\le\tau_{п.в} \\ I_{п.о}\left(t\right)=0,318n\cdot m_{у.п}t_r\cdot V_{п.з}\cdot I_{уд.н}\Theta_1\left(\tau_{п.в}\right)\Theta_2\left(\tau-\tau_{п.в}\right) при\ \tau\ge\tau_{п.в} \end{cases} \qquad (2)$$

где $D_т$ — коэффициент турбулентной диффузии метана в воздухе; $c(L_{\text{п.в}})$ — концентрация метана в призабойном пространстве подготовительной выработки; $L_{\text{п.в}}$ — длина рассматриваемой подготовительной выработки, $c_н$ — концентрация метана в свежей струе воздуха; $u_{ср}$ — средняя скорость движения воздуха в подготовительной выработке; $m_{у.п}$ — мощность угольного пласта на контакте с воздухом; $t_г$ — период релаксации при дегазации краевой части угольного пласта через поверхность обнажения; $V_{\text{п.з}}$ — средняя скорость подвигания подготовительного забоя; $I_{уд.н}$ — начальная скорость газовыделения; Θ_1 — время, прошедшее с начала проведения подготовительной выработки на момент определения метановой опасности; Θ_2 — время, прошедшее с момента окончания проходки; $T_{\text{п.в}}$ — значение проектной длительности проведения подготовительной выработки; N — потребляемая мощность ВМП; R — аэродинамическое сопротивление вентиляционного трубопровода; η — КПД ВМП; $k_{ут}$ — коэффициент утечек воздуха из вентиляционного трубопровода; $u_{ср} = k_{ут}/S_{\text{п.в}}(N\eta/R)^{0,333}$; $S_{\text{п.в}}$ — площадь поперечного сечения подготовительной выработки.

Метановую опасность подготовительной выработки определяют, сравнивая среднюю концентрацию метана на выходе из подготовительной выработки с ПДК и нижним пределом взрывчатости метановоздушной смеси. Если эта концентрация меньше ПДК, то ситуация не опасная, если средняя концентрация метана превышает ПДК, то ситуация опасная, и если средняя концентрация метана превышает нижний предел взрывчатости метановоздушной смеси, то ситуация чрезвычайно опасная.

Наиболее опасная газовая ситуация в метанообильных подготовительных выработках описывается стационарным уравнением диффузии. Уравнение, описывающее среднюю концентрацию газовой примеси в вентиляционной струе воздуха для протяженной подготовительной выработки, и граничные условия имеют вид:

$$\frac{d^2C}{dx^2}-\frac{u_{cp}dC}{D_T dx}-\frac{u_{cp}}{D_T L}\left(C-\frac{I_{п.в}}{u_{cp}S}\right) \qquad (3)$$

$$C(0) = 0;\ \lim(x)\neq\infty;\ x\to\infty \qquad (4)$$

где $C = c - c_н$; c — объемная концентрация метана в воздухе подготовительной выработки.

Решение краевой задачи (3—4) получено в следующем виде

$$c\left(x\right)-c_п=\frac{I_{п.в}}{u_{cp}S_{п.в}}\left\langle 1-\exp\left\{\left[\frac{u_{cp}}{2_{DT}}-\sqrt{0,25\left(\frac{u_{cp}}{D_T}\right)^2}+\frac{u_{cp}}{D_T L_{п.в}}\right]x\right\}\right\rangle$$

а принимая $x = L_{п.в}$, получим выражение для определения средней концентрации метана на исходящей струе.

Среднее суммарное газовыделение в подготовительную выработку с поверхности обнажения угольного пласта и отбитого угля определяется как $I_{п.в} = I_{п.о} + I_{о.у}$, где $I_{п.о}$ — абсолютное метановыделение с поверхности обнажения угольного пласта; $I_{о.у}$ — абсолютное метановыделение из отбитого угля.

Абсолютное метановыделение с поверхности обнажения угольного пласта определяют из решения задачи фильтрации метана и дегазации отбитого угля. В соответствии с действующими правилами безопасности предельно допустимая концентрация (ПДК) метана на исходящей из подготовительной выработки струе воздуха составляет 1%. Нижний предел взрывчатости составляет 4—6%, а в среднем — 5%.

Практическая апробация осуществлялась на шахте «Грамотеинская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь». Выработка проветривалась ВМП типа ВВМ-7 с использованием гибких труб диаметром 0,8 м и определялась метановая опасность вентиляционного штрека 627. Измеренные геометрические параметры вентиляционного штрека 627: длина подготовительной выработки — 683 м; площадь поперечного сечения — 21 м^2. Измеренная концентрация метана в призабойном пространстве вентиляционного штрека — 0,2%, а концентрация метана в свежей струе воздуха — 0,1%. Коэффициент турбулентной диффузии метана в воздухе составил 0,106 м^2/с. Мощность угольного пласта на контакте с воздухом была равна 3 м. Период релаксации при дегазации краевой части угольного пласта через поверхность обнажения был равен 2,5 сут. Средняя скорость подвигания подготовительного забоя составила 4,4 м/сут. Начальная скорость газовыделения — $3{,}3\times10^{-4}$ м^3/(м$^2\cdot$с). Время, прошедшее с начала проведения подготовительной выработки на момент определения метановой опасности составило 170 сут. Время, прошедшее с момента окончания проходки, равно нулю. Значение проектной длительности проведения подготовительной выработки составляло 250 сут. Измеренная плотность отбитого угля в среднем составила 1570 кг/м^3. Газоносность угля в призабойной части была равна 7,6 м^3/т. Остаточная газоносность угля при атмосферном давлении — 1,2 м^3/т. Средний размер куска отбитого угля составил 0,08 м. Потребляемая мощность ВМП составила 38 кВт. Аэродинамическое сопротивление вентиляционного трубопровода — 133 Н$\cdot$с^2/м^8. КПД ВМП был равен 0,52. Коэффициент утечек воздуха из вентиляционного трубопровода составил 1,42. В итоге среднее суммарное газовыделение в вентиляционный штрек 627 с поверхности обнажения угольного пласта и отбитого угля в расчете на единицу объема подготовительной выработки составило $7{,}32\times10^{-7}$ 1/с. Средняя скорость движения воздуха в вентиляционном штреке 627 была равна 0,39 м/с. Абсолютная газообильность составила 0,63 м^3/мин.

Концентрация метана на исходящей струе оказалась менее 1%, поэтому газовая ситуация — неопасная.

В работе [3] представлен *способ определения площади поперечного сечения горной выработки*, заключающийся в том, что измеряют геометрические параметры поперечного сечения выработки, а площадь поперечного сечения вычисляют по известным формулам для геометрических фигур правильной формы.

Недостатком способа является низкая точность измерения геометрических параметров поперечного сечения выработки, обусловленная тем, что элементы поперечного сечения выработки со временем утрачивают правильную геометрическую форму, а в протяженных вы-

работках большого поперечного сечения неправильной формы точность измерения геометрических параметров уменьшается еще в большей степени.

Более совершенным является способ определения площади поперечного сечения горной выработки [5], заключающийся в измерении линейных размеров в плоскости сечения и вычислении по ним его площади, при этом поперечное сечение выработки разбивают на секторы с переменными радиусами, до измерения линейных размеров выбирают в средней части выработки две точки на расстоянии 0,6...1,2 м одна от другой, по периметру сечения выработки отмечают точки с шагом 0,3—0,5 м и измеряют последовательно расстояния от этих точек до двух выбранных точек, а площадь поперечного сечения вычисляют как сумму площадей секторов с учетом измеренных расстояний между точками.

Недостатком этого способа является трудоемкость процесса фиксации точек по периметру сечения выработки с шагом 0,3—0,5 м в выработках большого объема, а так же наблюдаются отклонения от перпендикулярности для плоскости, в которой проводятся измерения линейных размеров, что приводит к увеличению погрешностей при измерениях; в-третьих, аппроксимация части поперечного сечения, имеющей прямолинейные элементы контура, круговыми секторами увеличивает погрешность при определении площади поперечного сечения.

Задачей предлагаемого способа является снижение трудоемкости фиксации точек по контуру выработки большого объема и повышение точности определения площади поперечного сечения горной выработки большого объема.

Решение задачи достигается тем, что в способе определения площади поперечного сечения горной выработки, заключающемся в измерении линейных размеров в плоскости сечения, разбиваемого на элементы с переменными радиусами, и вычислении его площади как суммы площадей этих элементов, располагают измеритель углов и расстояний в плоскости, перпендикулярной оси выработки, в базовой точке, расположенной на расстоянии 1,2—1,5 м от почвы и на расстоянии 2—5 м от одного из бортов выработки, разбивают часть площади поперечного сечения с округлыми контурами на секторы с переменными радиусами, а часть площади поперечного сечения с линейными контурами на треугольники, измеряют расстояния от базовой точки до контура сечения и углы между измеренными радиусами с переменным шагом 20—120°, а площадь поперечного сечения горной выработки определяют как сумму секторов и треугольников с учетом измеренных расстояний и углов из соотношения

$$S_{г.в} = 8,727 \cdot 10^{-3} \times \left[\left(r_n R_m\right)^2 \alpha_n + \sum \left(r_n R_m\right)^2 \alpha_i \right] + 0,5 \left(r_1 R_1 \sin\beta_1 + \sum_{i=1}^{n-1} R_i R_{i+1} \sin\beta_i \right), \text{ м}^2. \quad (5)$$

Часть площади поперечного сечения с округлыми контурами разбивают на секторы с переменными радиусами, заменяя их эквивалентными круговыми секторами, которые имеют средний радиус $r_{ср.i}$, определяемый как среднегеометрическое значение из переменных радиусов $r_{ср.i} = \sqrt{r_i \cdot r_{i+1}}$ где r_i — первый радиус, с номером, совпадающим с номером угла рассматриваемого сектора, м; r_{i+1} — второй радиус в рассматриваемом секторе, м.

Площадь кругового сектора определяют по формуле

$$C_{сек} = \frac{\pi к^2 \alpha}{360}, \text{ м}^2, \quad (6)$$

где r — радиус сектора, м; α — угол между начальным и конечным положениями радиуса сектора, град.

Пример практического использования рассматриваемого способа определения площади поперечного сечения горной выработки

Расстояние от фиксированной точки до точки на контуре сечения, м	Угол между радиусами, град	Площадь элемента поперечного сечения выработки, м²
Зона округлого сечения		
3,50	20	2,12
3,45	20	1,93
3,20	20	1,59
2,85	20	1,24
2,50	20	0,94
2,15	20	0,69
1,85	20	0,55
1,70	40	0,89
Площадь части поперечного сечения с округлым контуром, вычисленная по результатам измерений, м²		9,95
Точное значение площади части поперечного сечения с округлым контуром, м²		9,82
Абсолютное значение относительной погрешности, %		1,32
Зона контура с линейными границами		
3,75	23	2,56
2,15	113	3,71
1,50	44	1,12
Площадь части поперечного сечения с линейным контуром, вычисленная по результатам измерений, м²		7,39
Точное значение площади части поперечного сечения с линейным контуром, м²		7,50
Абсолютное значение относительной погрешности, %		1,47
Площадь поперечного сечения выработки, определенная предлагаемым способом, м²		17,34
Точная площадь поперечного сечения выработки, м²		17,32
Абсолютное значение относительной погрешности, %		0,12
Площадь поперечного сечения выработки, определенная по способу прототипу, м²		19,78
Абсолютное значение относительной погрешности, %		14,20

Пусть часть площади поперечного сечения с округлыми контурами разбита на *n* секторов с переменными радиусами (рис. 3).

Осуществляя измерения в части поперечного сечения с округлыми контурами против часовой стрелки и переходя к средним радиусам, получим,

$$S_1 = 8{,}727 \cdot 10^{-3} \left(r_1 \cdot r_2\right)^2 \alpha_1, \text{ м}^2, \quad (7)$$

$$S_2 = 8{,}727 \cdot 10^{-3} \left(r_2 \cdot r_3\right)^2 \alpha_2, \text{ м}^2, \quad (8)$$

$$S_i = 8{,}727 \cdot 10^{-3} \left(r_i \cdot r_{i+1}\right)^2 \alpha_i, \text{ м}^2, \quad (9)$$

$$S_n = 8{,}727 \cdot 10^{-3} \left(r_n \cdot R_m\right)^2 \alpha_n, \text{ м}^2, \quad (10)$$

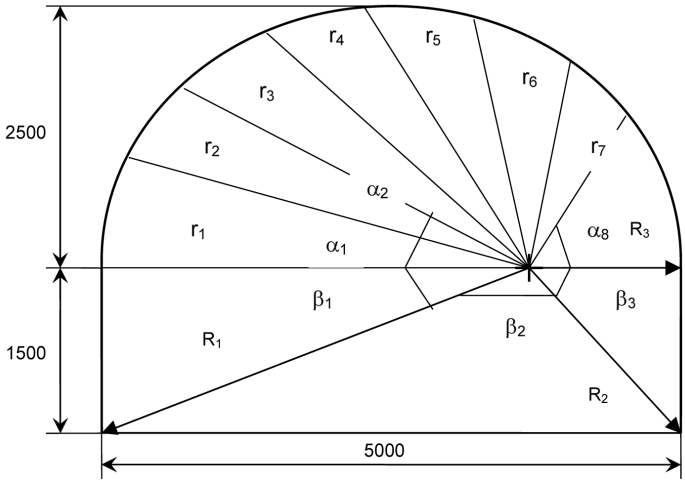

Рис. 3. Расчетная схема к определению площади поперечного сечения горной выработки

где r_n — последний радиус сектора в сечении с округлыми контурами, м; R_m — последняя сторона треугольника, с центральным углом, находящимся в базовой точке, м; α_n — угол в последнем секторе сечения с округлыми контурами, град.

Тогда общую площадь поперечного сечения с округлыми контурами (S_I) определяют по формуле

$$S_1 = 8{,}727 \cdot 10^{-3} \left(r_n \cdot R_m\right)^2 \alpha_n + \sum_{i=1}^{n-1} \left(r_i \cdot R_m\right)^2 \alpha_i, \text{ м}^2. \quad (11)$$

Пусть часть площади поперечного сечения с линейными контурами разбита на *m* треугольников (рис. 3). Площади треугольников в сечении с линейными контурами при обходе сечения по часовой стрелке определяют по формулам:

$$S_1^{mp} = 0{,}5 r_1 \cdot R_1 \sin\beta_1, \text{ м}^2, \quad (12)$$

$$S_2^{mp} = 0{,}5 r_2 \cdot R_2 \sin\beta_2, \text{ м}^2, \quad (13)$$

$$S_i^{mp} = 0{,}5 r_i \cdot R_i \sin\beta_i, \text{ м}^2, \quad (14)$$

где R_i — первая сторона, с номером, совпадающим с номером угла, расположенного в базовой точке рассматриваемого треугольника, м; R_{i+1} — вторая сторона рассматриваемого треугольника, м; β_i — угол, расположенный в базовой точке рассматриваемого треугольника, град.

Общую площадь поперечного сечения с линейными контурами (S_{II}) определяют по формуле:

$$S_n = 0{,}5 \cdot \left(r_1 \cdot R_1 \cdot \sin\beta_1 + \sum_{i=1}^{n-1} R_i \cdot R_{i+1} \cdot \sin\beta_i\right), \text{ м}^2. \quad (15)$$

Общую площадь поперечного сечения горной выработки большого объема определяют по формуле (5).

В качестве примера практического использования предлагаемого технического решения определена площадь поперечного сечения горной выработки сводчатого сечения, представленной на рис. 3.

Результаты измерений линейных размеров и углов, а также расчета площадей представлены в таблице.

Сравнение полученных результатов показывает, что задача изобретения решена, точность определения площади поперечного сечения горной выработки повышена по сравнению с прототипом, а трудоемкость фиксации точек по контуру выработки большого объема снижена на 70%.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Колмаков В.А.*, *Колмаков В.В.*, *Мазикин В.П.* О необходимости изменения существующей оценки газоопасности шахт // Уголь. — 2000. — № 6. — С. 57—58.

2. *Премыслер И.С.*, *Яновская М.Ф.* Газовыделение из отбитого угля / Методы определения газоносности пластов и газообильности шахт: сборник статей. — М.: Госгортехиздат, 1962. — С. 73—79.

3. *Рудничная* вентиляция: Справочник. — М.: Недра, 1988. — С. 15—16.

4. *Стукало В.А.* Совершенствование оценки угольных шахт по опасности выделений метана, участию во взрывах угольной пыли и тепловым условиям // Известия Донецкого горного института. — 1996. — № 2. — С. 15—17.

5. *Tingkan Lu et al.* Improvement of methane drainage in high-gassy coal seam using a waterjet technique // International Journal of Coal Geology. — 2009. — no 79. — Pp. 40—48.

6. *Pechuk I.M.* Prediction of the gas content of high-metamorphosed anthracites / Struggle against gas and dust in coal mines: coll. papers. Issue 4. — 1967. — Pp. 53—58.

7. *Sulla M.B.* Scientific foundations of the formation and normalization of the atmosphere at underground development of no gassy or slightly gassy (according to methine) coal mines: dis. ... Dr. techn. sciences. — 1982. — 582 p.

8. *Socolov E.M. et al.* System of imitation for forecasting the 137Cs migration in the radioactive trace zone at the Chernobyl Atomic Power Station failure / International Symposium on Radiation Safety. — Moscow, 1994. — Pp. 101—103.

9. *Kachurin N.M.* Conceptual rules of the monitoring of the «Environment — Human Health» system in the Russian Federation / The 2-nd International Symposium «Mining and Environmental Protection». — Belgrade, 1998. — Pp. 21—26.

10. *Kachurin N.M.*, *Babovnikov A.L.* Gassing during the break and transport of coal in a retreatlongwall / Development of new technologies and equipment for mine haulage and hoisting. Budva. — 2005. — С. 245—249.

11. *Siemek J., Rajtar J.* Simulation of gas ouflow from porousfissured media // Arch. Mining. Sci. — 1989. — 34, № 1. — Pp. 119—128.

12. *Yanovskaya M.F.* on the rate of methane desorption from destroyed coal / Problems of mine aerology: SB. — M.: Gosgortekhizdat, 1959. — Pp. 32—37.

13. *Vasyuchkov Yu.F.* Methane diffusion in fossil coals // Chemistry of solid fuel. — 1976. — No. 4. — Pp. 76—79. ГИАБ

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Ермаков Анатолий Юрьевич — кандидат технических наук,
управляющий филиалом ООО «Сибнииуглеобогащение», г. Прокопьевск,
Качурин Николай Михайлович — доктор технических наук,
профессор, зав. кафедрой, ТулГУ,
Сенкус Витаутас Валентинович — доктор технических наук,
профессор, заместитель управляющего по науке
филиала ООО «Сибнииуглеобогащение», г. Прокопьевск.

ISSN 0236-1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018. No. 4, pp. 106–118.

A.Yu. Ermakov, N.M. Kachurin, V.V. Senkus

SYSTEMIC APPROACH TO METHANE RISK ASSESSMENT IN COAL MINE ROADWAYS

Assessment of accident rate in mines was carried out in the form of the post-event analysis and identification of a trend making it possible to detect the deterministic component of the time series, the adequacy of which was governed by the value of the correlation factor. The most significant external factors influencing the rate of accidents are the technical and economic performance of a

coal mine. Based on the results of the analysis of the approaches to methane risk assessment and their deficiencies, another method is proposed, which takes into account the influence exerted on methane hazard by temporary roadheading, booster fan modes, as well as by filtration and diffusion of methane in air flow. The list of characteristics is proposed to account for the influence exerted on methane hazard in temporary roadways by operating modes of booster fans and by diffusion and filtration of methane in air flow. In order to assess methane risk, it is required to determine concentration of methane in face area of temporary roadways, methane concentration in fresh air flow, coefficient of eddy diffusion of methane in air, thickness of coal at the contact with air, period of relaxation during edge coal drainage through exposed surfaces, average rate of advance of temporary roadheading, initial gas release rate, time from the start of roadheading to the moment of methane risk assessment, time from the completion of temporary roadway construction, density of broken coal, coal gas content in face area, residual content of gas in coal under atmospheric pressure, average size of broken coal fragments, consumed power of booster fans, aerodynamic resistance in ventilation duct, booster fan efficiency, coefficient of air leakage from ventilation duct and average concentration of methane at outlet of temporary roadways.

Key words: systemic approach, technology, estimation, methane hazard, face, coal mine.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-4-0-106-118

AUTHORS

Ermakov A.Yu., Candidate of Technical Sciences,
Manager of the Branch,
LLC «Sibniiugleobogaschenie», Prokopyevsk, Russia,
Kachurin N.M., Doctor of Technical Sciences,
Professor, Head of Chair,
Tula State University, 300012, Tula, Russia,
Sencus V.V., Doctor of Technical Sciences,
Professor, Manager on Research,
the Branch of LLC «Sibniiugleobogaschenie», Prokopyevsk, Russia.

REFERENCES

1. Kolmakov V.A., Kolmakov V.V., Mazikin V.P. *Ugol'*. 2000, no 6, pp. 57—58.

2. Premysler I.S., Yanovskaya M.F. *Metody opredeleniya gazonosnosti plastov i gazoobil'nosti shakht*: sbornik statey (Methods for determining the gas content of the seams and the gas content of the mines: collection of articles), Moscow, Gosgortekhizdat, 1962, pp. 73—79.

3. Rudnichnaya ventilyatsiya: Spravochnik (Mine ventilation: Handbook), Moscow, Nedra, 1988, pp. 15—16.

4. Stukalo V.A. *Izvestiya Donetskogo gornogo instituta*. 1996, no 2, pp. 15—17.

5. Tingkan Lu et al. Improvement of methane drainage in high-gassy coal seam using a waterjet technique. *International Journal of Coal Geology*. 2009. no 79, pp,. 40—48.

6. Pechuk I.M. Prediction of the gas content of high-metamorphosed anthracites. *Struggle against gas and dust in coal mines*: coll. papers. Issue 4. 1967, pp,. 53—58.

7. Sulla M.B. *Scientific foundations of the formation and normalization of the atmosphere at underground development of no gassy or slightly gassy (according to methine) coal mines*: dis. ... Dr. techn. sciences. 1982, 582 p.

8. Socolov E.M. et al. System of imitation for forecasting the 137Cs migration in the radioactive trace zone at the Chernobyl Atomic Power Station failure. *International Symposium on Radiation Safety*. Moscow, 1994, pp,. 101—103.

9. Kachurin N.M. Conceptual rules of the monitoring of the «Environment Human Health» system in the Russian Federation. *The 2-nd International Symposium «Mining and Environmental Protection»*. Belgrade, 1998, pp,. 21—26.

10. Kachurin N.M., Babovnikov A.L. Gassing during the break and transport of coal in a retreat-longwall. *Development of new technologies and equipment for mine haulage and hoisting*. Budva. 2005, pp. 245—249.

11. Siemek J., Rajtar J. Simulation of gas ouflow from porousfissured media. *Arch. Mining. Sci*. 1989. 34, no 1, pp,. 119—128.

12. Yanovskaya M. F. on the rate of methane desorption from destroyed coal. *Problems of mine aerology*: SB. M.: Gosgortekhizdat, 1959, pp,. 32—37.

13. Vasyuchkov Yu. F. Methane diffusion in fossil coals. *Chemistry of solid fuel*. 1976, no. 4, pp. 76—79.

FIGURES

Fig. 1. Tree of events generating hazardous situation in terms of air-and-methane mixture explosion.

Fig. 2. Tree of events generating after-effects of air-and-methane mixture explosion.

Fig. 3. Geotechnological approaches to abating risk and after-effects of air-and-methane mixture explosion.

TABLE

An example of practical use of the method of determining the cross-sectional area of mining.

РУКОПИСИ, ДЕПОНИРОВАННЫЕ В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ «ГОРНАЯ КНИГА»

ОПТИМИЗАЦИЯ ИЗМЕРИТЕЛЬНОЙ СИСТЕМЫ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО СЕПАРАТОРА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ КРУПНОСТЬЮ -6+3 ММ

(№ 1116/04—18 от 25.01.2018; 6 с.)

Рахмеев Р.Н.[1] — научный сотрудник, e-mail: rrn@irgiredet.ru,
Чикин А.Ю.[1] — доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник,
Федоров Ю.О.[1] — кандидат технических наук, директор технологического центра РРС,
Войлошников Г.И.[1] — доктор технических наук, профессор,
заместитель генерального директора по научной работе и инновациям, e-mail: greg@irgiredet.ru,
[1] АО «Иргиредмет».

Приведены результаты лабораторных исследований по определению оптимальных режимных параметров рентгеноизмерительной системы рентгенорадиометрического сепаратора для доводки гравитационных алмазосодержащих концентратов крупностью –6+3 мм на рентгенофлуоресцентных сепараторах СРФ с газовым и полупроводниковым детекторами. Определены степени влияния на результат измерений материала анода рентгеновской трубки, ее режимных параметров работы, фильтрации первичного излучения и геометрических условий измерений. В результате исследований было установлено, что выбранные режимные параметры позволяют снизить нагрузку на измерительную систему сепаратора, гарантировано обеспечивая при этом обнаружение кристаллов алмазов крупностью –6+3 мм в потоке материала.

Ключевые слова: алмаз, извлечение, рентгенорадиометрический сепаратор, вторичный рентгеновский спектр, рассеянное излучение, характеристическое излучение, люминесценция.

OPTIMIZATION OF MEASURING SYSTEM X-RAY RADIOMETRIC SEPARATOR FOR ENRICHMENTTO DIAMOND-BEARING MATERIALS -6+3 MM IN SIZE

Rakhmeev R.N.[1], Researcher, e-mail: rrn@irgiredet.ru,
Chikin A.Yu.[1], Doctor of Technical Sciences, Professor, Chief Researcher, e-mail: anchik53@mail.ru,
Fedorov Yu.O.[1], Candidate of Technical Sciences, Director of XRRS Technology Center,
Vojloshnikov G.I.[1], Doctor of Technical Sciences, Professor,
Deputy General Director for Research and Innovation, e-mail: greg@irgiredet.ru,
[1] OJSC «Irgiredmet», 664025, Irkutsk, Russia.

The paper presents the results of the laboratory study of X-ray measurement system operating conditions in relation to upgrading diamond-bearing gravity concentrates -6+3 mm in size using X-ray fluorescence (XRF) separators with gas-filled and solid-state detectors. Influence of X-ray target, its operating conditions, primary emissions filtration and measurement geometry on material measurement efficiency was determined. It was found that the selected operating conditions provide decreasing measurement system load while ensuring identification of diamond crystals -6+3 mm in size.

Key words: diamond, upgrading, recovery, X-ray fluorescence separator, secondary X-ray spectrum, scattered radiation, characteristic radiation, luminescence.