

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ВІСТІ
ДОНЕЦЬКОГО ГІРНИЧОГО ІНСТИТУТУ

Всеукраїнський науково-технічний

журнал гірничого профілю

Виходить 2 рази на рік

Засновано у 1995 році

1'2006

ДОНЕЦЬК

ДонНТУ — 2006

УДК 622
И 33

Друкується за рішенням Вченої Ради Донецького національного технічного університету (протокол № 9 від 22.12.2006 р.)

И 33 Вісті Донецького гірничого інституту: Всеукраїнський науково-технічний журнал гірничого профілю / Гол. ред. Башков Є.О. — Донецьк: ДонНТУ, 2006. — 234 с.

У збірнику публікуються наукові статті з питань підземної розробки: геомеханіки, гірського тиску, стійкості виробок, технології проведення підготовчих виробок, проходки вертикальних стволів, буріння гірських порід; проектування гірничого обладнання; комплексу робіт при ліквідації шахт; обґрунтування та рішення техніко-економічних проблем.

Журнал розрахован на наукових співробітників, інженерно-технічних робітників шахт, проектних організацій, навчальних та науково-дослідних інститутів гірничого напрямку.

Засновник — Донецький національний технічний університет (ДонНТУ)

Видавець — Донецький гірничий інститут при сприянні Донецького учбово-науково-виробничого гірничого об'єднання (ДУНВГО)

Редакційна колегія: Башков Є.О. (головний редактор), Александров С.М. (заст.головного редактора), Булгаков Ю.Ф. (заст.головного редактора), Назимко В.В., Агафонов А.В., Подкопаєв С.В., Касьян М.М., Пілюгин В.В. (відповідальний секретар), Малєєв М.В., Прокопов А.Ю., Саммаль А.С., Демін І.К., Гріщенко М.М., Костюк І.С., Іваненко В.Д.

Адреса редакційної колегії: Україна, 83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, ДонНТУ, 9-й учбовий корпус, Гірничий інститут. Тел.: (062) 301-09-05

Журнал зареєстрований в Державному комітеті інформаційної політики, телебачення та радіомовлення України. Свідоцтво: серія КВ, №7378 від 03.06.2003 р.

© *Донецький національний технічний університет, 2006*

Подземная разработка месторождений полезных ископаемых

УДК 622.831

РУБИНСКИЙ А.А., БАБЕНКО И.В., БОГОУДИНОВ Р.М., СТАВИЦКИЙ П.Г. (МакНИИ)

РАЗВЕДКА ГЕОЛОГИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ ПО ТЕХНОГЕННОМУ АКУСТИЧЕСКОМУ СИГНАЛУ

Приведен способ разведки геологических нарушений при ведении прогноза выбросоопасности по техногенному акустическому сигналу, а также определение газодинамической активности и точного положения геологического нарушения путем бурения опережающих скважин.

Большинство газодинамических явлений связано с геологическими нарушениями, поэтому их своевременное выявление, оценка активности является актуальной задачей при обеспечении безопасности ведения горных работ.

Своевременно предотвратить ГДЯ удастся при условии, что будут сведения о точном ($\pm 1-3$ м) нахождении впереди забоя геологического нарушения, которое, как правило, сопровождается аномальным напряженным состоянием массива, скоплением свободного газа.

В настоящее время отсутствуют надежные способы решения такой задачи. Трудность ее заключается в необходимости постоянного контроля за состоянием массива и возможностью появления такого типа геологического нарушения.

Известны способы шахтной геофизики, в том числе сейсморазведка, которые выполняются эпизодически и пригодны для ориентировочного ($\pm 5-10$ м) определения положения известных по геологическому прогнозу разрывных нарушений с амплитудой смещения угольного пласта более его полумощности.

Практика ведения автоматизированного акустического контроля выбросоопасности [1] свидетельствует о повышении коэффициента выбросоопасности и других параметров акустического сигнала при приближении к геологическому нарушению. Аномальные значения параметров появляются при расстоянии до нарушения 20–30 м.

В зоне нарушения и при его переходе чаще всего сохраняются высокие значения коэффициента выбросоопасности. Однако имели место случаи, когда в непосредственной близости от нарушения значения параметров акустического сигнала резко уменьшаются, что свойственно зоне, опасной по внезапному выдавливанию угольного пласта. При ведении автоматизированного контроля выбросоопасности по результатам анализа параметров акустического сигнала [2] можно сделать вывод о входе забоя в опасную зону, источником опасности в которой может быть геологическое (разрывное или пликативное) нарушение. Сообщение «опасно по выдавливанию угольного пласта», как правило, характерно при приближении забоя к разрывному нарушению, вдоль которого существует зона интенсивного дробления пород (зона растяжения).

В качестве примера на рис. 1 приведены результаты акустического контроля выбросоопасности при проведении 16-го западного конвейерного штрека по пласту m_3 на шахте им. А.Ф.Засядько. Забой штрека вблизи Ветковского надвига встретил непрогнозируемое геологическое нарушение, вдоль которого угольный пласт и вмещающие породы интенсивно разрушены и содержат большое количество газа.

При расстоянии 1 м до зоны произошло выдавливание горной массы с большим газовыделением.

При осуществлении контроля выбросоопасности в 33-ти и 17-ти метрах от нарушения были получены высокие значения коэффициента выбросоопасности, а вблизи нарушения — прогноз «Опасно по выдавливанию».

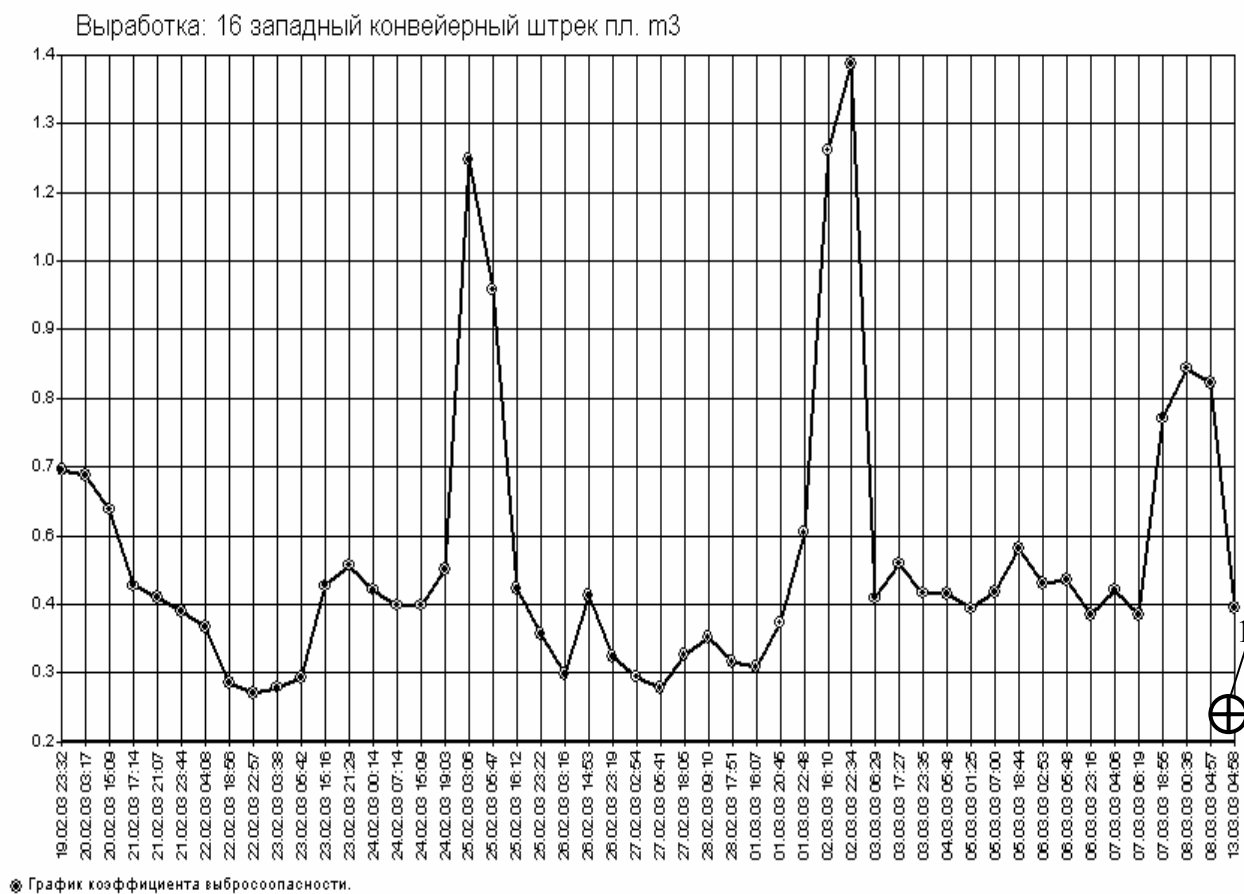


Рис. 1. Значения коэффициента выбросоопасности при проведении 16-го западного конвейерного штрека по пласту t_3 на шахте им. А.Ф.Засядько: 1 — газодинамическое явление

При проведении соседнего 17-го западного конвейерного штрека встречена серия разрывных нарушений в пределах ПК 42–55, все они сопровождались высокими значениями коэффициента выбросоопасности (до 13,5 на фоне 0,6), определенного в процессе выполнения акустического контроля состояния массива. В качестве примера на рис. 2 приведены значения коэффициента выбросоопасности при подходе к первому из серии нарушений, в котором произошло газодинамическое явление (ГДЯ).

Прогноз «опасно» по параметрам акустического сигнала получен 4 цикла подряд, включая последний на ПК 41+7,5, на котором произошло ГДЯ. Причем коэффициент выбросоопасности достиг 2,4 при фоновых значениях 0,6, частота максимума спектра увеличилась со 120 Гц до 360 Гц. За 2 м до ГДЯ максимальная скорость газовыделения 0,88 л/мин., зона разгрузки 3,5 м, сорбционные показатели увеличились до критических значений. Других признаков приближения к геологическому нарушению не установлено.

Развитие ГДЯ началось с двух глухих ударов, за которыми последовала серия ударов. Разрушенная горная масса представлена мелкими фракциями и глыбами размером 0,5×0,5 м. После зачистки разрушившейся горной массы на ПК 42+3,3 м вскрыто разрывное нарушение типа надвига с амплитудой 1,2–1,5 м и углом падения 24–25°. По результатам расчетов разрушено около 60 т горной массы, в том числе 20 т угля, выде-

лилось 2600 м³ газа. С левой стороны образовалась полость с шириной устья 7,8 м, которая сужается вглубь.

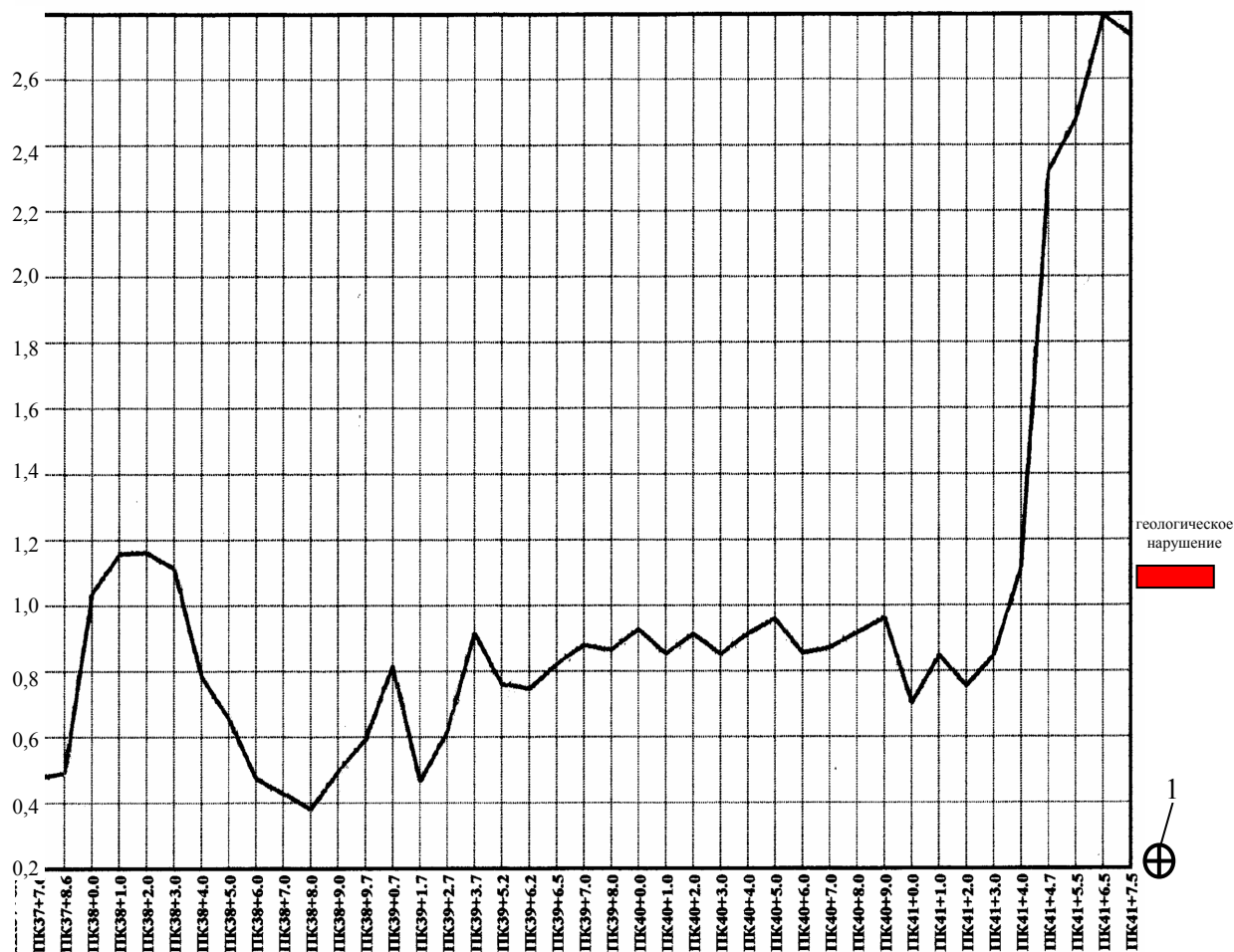


Рис. 2. Значения коэффициента выбросоопасности при проведении 17-го западного конвейерного штрека по пласту m_3 на шахте им. А.Ф.Засядько: 1 — газодинамическое явление

Результаты исследования проб угля из забоя, из отвала и из стенки с левой стороны на расстоянии 12 м от забоя свидетельствуют о низком значении структурной нарушенности (ΔJ от 1,3 до 1,6) и неопасных значениях крепости угля (от 0,63 до 0,69).

Необходимо учесть, что забой 17-го западного конвейерного штрека находится на глубине 1430 м, что, безусловно, служит причиной своеобразной подготовки и реализации газодинамического явления.

Учитывая выделение большого количества газа при незначительном объеме разрушенного угля (в 5,9 раза более природной газоносности), отсутствие тонкодисперсной угольной пыли, удары в массиве, вскрытие тектонического нарушения, характер повреждения крепи (первых двух арок ударом слева), форму и размеры полости, газодинамическое явление классифицировано как внезапный прорыв газа из зоны геологического нарушения.

Из приведенных примеров следует, что по результатам акустического контроля выбросоопасности и состояния массива имеется возможность прогнозировать приближение забоя к геологическому нарушению, но точное его положение определить нельзя. Для решения этой задачи и оценки газодинамической активности геологического нарушения необходимо выполнить бурение разведочных скважин.

Поскольку в случае смещения пласта менее полумощности или пликативного нарушения по скважинам не всегда удается установить его наличие, то для определения местоположения нарушения впереди забоя по результатам бурения необходимо осуществлять контроль процесса по параметрам акустического сигнала. Акустический контроль необходим также для обеспечения безопасности бурения при входе забоя скважины в зону нарушения, опасную по выбросам угля и газа. В настоящее время достаточный опыт контроля по параметрам акустического сигнала получен на шахте им. А.Ф.Засядько при бурении опережающих скважин в качестве противовыбросных мероприятий в подготовительных забоях на пластах l_1 и m_3 . В качестве основного прогностического параметра акустического сигнала используется коэффициент пригрузки, равный отношению максимальной энергии на первых метрах бурения к энергии всех интервалов последующего бурения. Экспериментальным путем определяется критическое значение коэффициента пригрузки, превышение которого свидетельствует о входе забоя скважины в опасную зону максимальных напряжений. При отсутствии таковых коэффициент пригрузки изменяется по длине скважины в небольших пределах.

В 17-ом западном конвейерном штреке при положении забоя на ПК 41 было пробурено 3 скважины в центре забоя и еще 4 — слева и справа с доворотом в сторону массива. При бурении двух первых центральных скважин на 10–12 м коэффициенты пригрузки превысили 2,5. На основе этого был выдан прогноз «опасная ситуация». В скважинах справа и слева также зафиксированы аномальные значения коэффициентов пригрузки на 13–19-ом метрах. При бурении всех скважин был повышенный выход штыба с глубины 5–12 м, а при бурении первой скважины — вынос штыба под давлением, что является признаком выбросоопасности.

Таким образом, аномальные значения коэффициента пригрузки, определенного по параметрам акустического сигнала, высокий выход штыба с выносом его в струе газа, если они приурочены к одинаковым интервалам бурения по всем скважинам, свидетельствуют о наличии активного геологического нарушения.

Полученные результаты позволяют определить следующую методику разведки геологических нарушений и оценки их газодинамической активности.

Подготовительную выработку необходимо проводить с акустическим контролем выбросоопасности по методике МакНИИ. При получении аномальных значений параметров акустического сигнала (прогноз «опасная ситуация», «опасно по выдавливанию») из забоя следует пробурить не менее двух скважин, одну из них ориентируя из центра по ходу движения забоя, а вторую — слева или справа, ориентируя по нормали к возможному простиранию геологического нарушения. Длина скважин должна быть не менее 30 м, диаметр не более 80 мм.

При бурении скважин необходимо осуществлять контроль процесса по параметрам акустического сигнала [3] и замер выхода буровой мелочи. Если по обеим скважинам зафиксированы аномальные значения коэффициентов пригрузки и выход буровой мелочи в 5 и более раз превышает расчетный объем, то это является свидетельством наличия впереди забоя геологического нарушения. Если бурение сопровождалось выносом штыба в струе газа, то геологическое нарушение следует отнести к активным по газодинамическим явлениям. Пересечение таких нарушений осуществляется буровзрывным способом в режиме сотрясательного взрывания.

Библиографический список

1. **Лунев С.Г., Колчин Г.И.** Акустический контроль выбросоопасности в очистном забое // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. — Макеевка: МакНИИ, 2004. — С. 97–107.

2. **Коптиков В.П., Колчин Г.И., Бабенко И.В.** Программное обеспечение акустического контроля выбороопасности // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. — Макеевка: МакНИИ, 2004. — С. 72–77.

3. **Коптиков В.П., Бокий Б.В., Бабенко И.В., Колчин Г.И.** Контроль безопасности бурения скважин по параметрам акустического сигнала // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. — Макеевка: МакНИИ, 2005. — С. 76–88.

© Рубинский А.А., Бабенко И.В., Богоудинов Р.М., Ставицкий П.Г., 2006

УДК 622.25+622.83

ДОЛЖИКОВ П.Н., РЯБИЧЕВ В.Д. (АФГТ ВНУ им. В.Даля)

НОВЫЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ЗАТОПЛЕНИИ ПОРОДНЫХ МАССИВОВ ЗАКРЫВАЕМЫХ ШАХТ

Рассматривается система стабилизирующих мероприятий, которая позволяет перераспределить напряжения с конструкцией фундамента на трехкомпонентную систему и уменьшить деформации строительных конструкций.

Эксплуатация угольных шахт обусловила существенную и многоплановую техногенную нагрузку на окружающую среду региона. Это непосредственно связано с изменением, прежде всего, геодинамических и гидрогеологических процессов в литосфере. Теперь, при закрытии шахт, окружающая среда получила вторичное техногенное вторжение и не может быть восстановлена до первоначальных параметров. Физическая ликвидация горных выработок (при любом способе) приводит к возникновению взаимосвязанного комплекса новых явлений и процессов, отрицательных в экологическом плане. Эти явления и их последствия являются малоизученными, трудно прогнозируемыми и почти неуправляемыми, в связи с индивидуальностью горно-геологических условий [1].

Поэтому комплекс мер по изучению, прогнозу и предупреждению неблагоприятных изменений состояния окружающей среды, а также по ускорению реабилитации отдельных ее компонентов, нарушенных за многолетний период функционирования шахт, должен быть постоянным и системным. Именно таким и является мониторинг территорий ликвидируемых шахт.

Предпосылками активизации процессов сдвижения на закрываемых шахтах является снижение прочностных свойств горных пород при увлажнении. Это может привести к потере установившегося равновесия толщи горных пород и к активизации процесса сдвижения. В результате могут возникнуть дополнительные деформации земной поверхности, трещины, уступы и провалы. Сдвигения и деформации горных пород и земной поверхности, вызванные активизацией процесса сдвижения, при неблагоприятных условиях могут вызвать повреждения в зданиях и сооружениях, а также увеличение водопроницаемости и газопроницаемости пород. Характер развития процесса сдвижения и деформаций земной поверхности от активизации сдвижений горных пород при затоплении горных выработок до настоящего времени практически не исследовался.

Согласно основным положениям геомеханики в выработанном пространстве и его кровле формируются зона обрушения, зона вторичной трещиноватости и зона прогиба. Зоны обрушения и вторичной трещиноватости характеризуются интенсивной трещиноватостью, они гидравлически связаны между собой, а в зоне прогиба формируются трещины параллельные напластованию пород [2].

Анализ ситуации только в пределах одного шахтного поля показывает, что мощность техногенного горизонта изменяется от десятков до сотен метров, а фильтрационные параметры (проницаемость, густота и раскрытие трещин) изменяются на порядок, как по площади, так и в разрезе. Необходимо отметить, что определяющими факторами формирования свойств техногенного водоносного горизонта являются горно-геологические условия, способ ведения очистных работ и управления кровлей. Зона прогиба и техногенные трещины взаимосвязаны, и через определенное время они становятся обводненными. При этом необходимо также учесть, что породы карбона обладают двумя типами водопроводимости — трещинная и поровая. Поэтому все зоны техногенной трещиноватости взаимосвязаны.

В условиях полного затопления выработанного пространства происходят фильтрационные и геомеханические процессы, обуславливающие структурную перестройку блоков горных пород, изменение трещиноватости и прочностных свойств. Восстановление гидростатического давления быстро происходит в зоне водопроводящих трещин, и в условиях крутого падения пластов вода выходит на поверхность. Для пологих пластов с покровными отложениями в трещинах зоны прогиба восстановление давления происходит с запаздыванием, причем это запаздывание пропорционально отношению трещинной и поровой проницаемости массива. Таким образом, в горном массиве создаются условия концентрации напряжения в зоне прогиба и закрытия в ней трещин. Такая ситуация называется эффектом гидродинамического напряженного состояния массива. Состояние горного массива еще более осложняется в случае вытеснения водой метана и его скопления в верхней части горизонта.

Следовательно, при затоплении шахт нарушается геомеханическое равновесие в массиве, при этом накапливаются силы, которые могут проявиться в сдвигении горных пород. Такое сдвигение наиболее вероятно развивается по зонам тектонических нарушений. Причем сдвигение происходит ступенчато или вибрационно, что вызывает горное землетрясение. Сдвигение в массиве даже на несколько сантиметров создает серьезную угрозу безопасности работы соседних шахт, нарушает целостность зданий, сооружений, коммуникаций и приводит к перераспределению фильтрационных потоков внутри техногенных водоносных горизонтов.

Подтверждением вышесказанному являются многочисленные расходометрические исследования в гидронаблюдательных скважинах на полях закрытых шахт. Первый тип геофильтрационных процессов прослежен на поле ликвидированной шахты «Донецкая». Бурение двух гидронаблюдательных скважин выполнено на глубину 70 м. Геологический разрез участка работ представлен каменноугольными отложениями свиты S_2^7 среднего карбона, перекрытыми лессовидными суглинками четвертичного возраста мощностью 3–5 м. В литологическом отношении породы карбона представлены чередованием слоев песчаников, песчаных и глинистых сланцев с пластами светло-серых мощных известняков. Маркирующим горизонтом является известняк M_3 . Горная выработка по пласту m_3 на глубине 90–136 м. В процессе бурения скважины происходил самоизлив воды с первоначальным дебитом $0,8 \text{ м}^3/\text{ч}$ и с установившимися $0,4 \text{ м}^3/\text{ч}$. В зонах повышенной трещиноватости наблюдались толчки бурового инструмента и ускоренная проходка.

Второй тип процессов наблюдался на полях ликвидированных шахт им. Володарского и №3–4 «Миусинская». Так для шахты «Миусинская» геологический разрез представлен каменноугольными отложениями свиты C_2^3 среднего карбона, перекрытыми рыхлыми осадками четвертичного периода мощностью 2–1 м. В литологическом отношении породы карбона представлены чередованием слоев песчаников, песчаных и глинистых сланцев с угольными пластами и известняками (в разрезе преобладают песчаники и сланцы песчаные). Маркирующими горизонтами являются известняк H_5 и угольные пласты h_8, h_7, h_6 , вскрытие на глубинах 48–60 м, горная выработка расположена на 70 м. При бурении скважин наблюдались обводненные зоны повышенной трещиноватости. Гидронаблюдательные скважины сыграли роль частичной геомеханической разгрузки.

Проведенные исследования выявили целый ряд особенностей поведения трещиноватых зон при их гидродинамической активизации. Расходометрические исследования выполнялись методом восстановления давления воды в трех режимах с различным дебитом и давлением [3].

По результатам исследований свойств пород установлено изменение положения проницаемых зон в исследуемом интервале скважины. При расходометрии в одной и той же скважине, в одном и том же интервале, ранее выявленные зоны переставали работать, открывались новые зоны, отмечалось изменение приемистости зон, что свидетельствует о блочной перестройке массива и изменении его трещиноватости при гидродинамическом воздействии. При этом давление нагнетания воды составляли всего 0,2–0,3 МПа, и глубина исследований не превышала 130 м. Сопоставление полученных результатов гидродинамических исследований на данном этапе не позволило выявить общую закономерность геомеханического поведения массива. Установлен фактор изменения напряженно-деформированного состояния пород кровли техногенного горизонта и эффект структурной перестройки массива при гидродинамической активизации.

Эффект горного землетрясения силой 3–4 балла наблюдался на поле шахты №81 «Киевская», где разгрузка напряжения произошла по Валентиновскому сбросу.

Таким образом, для предупреждения развития во времени процессов концентрации напряжений на основании и строительных конструкциях необходимо выполнение комплекса защитных мероприятий с различной степенью капитальности.

Для этого необходимо проведение геологического исследования массива горных пород на предмет определения основных зон нарушений и систем трещиноватости, служащих естественными проводниками воды и газов на поверхность. В зависимости от прогнозируемого изменения прочностных показателей горных пород принимается решение о производстве работ по укреплению основания фундаментов сооружения и создания под основанием на контакте покровных и пористых отложений стабилизирующей глино-цементной подушки (рис.1).

Мощность стабилизирующей подушки, глубина ее заложения выбирается в зависимости от конкретных горно-геологических условий (глубины залегания геологического нарушения, его амплитуды, зоны влияния), а также геометрических параметров и технологического назначения сооружения.

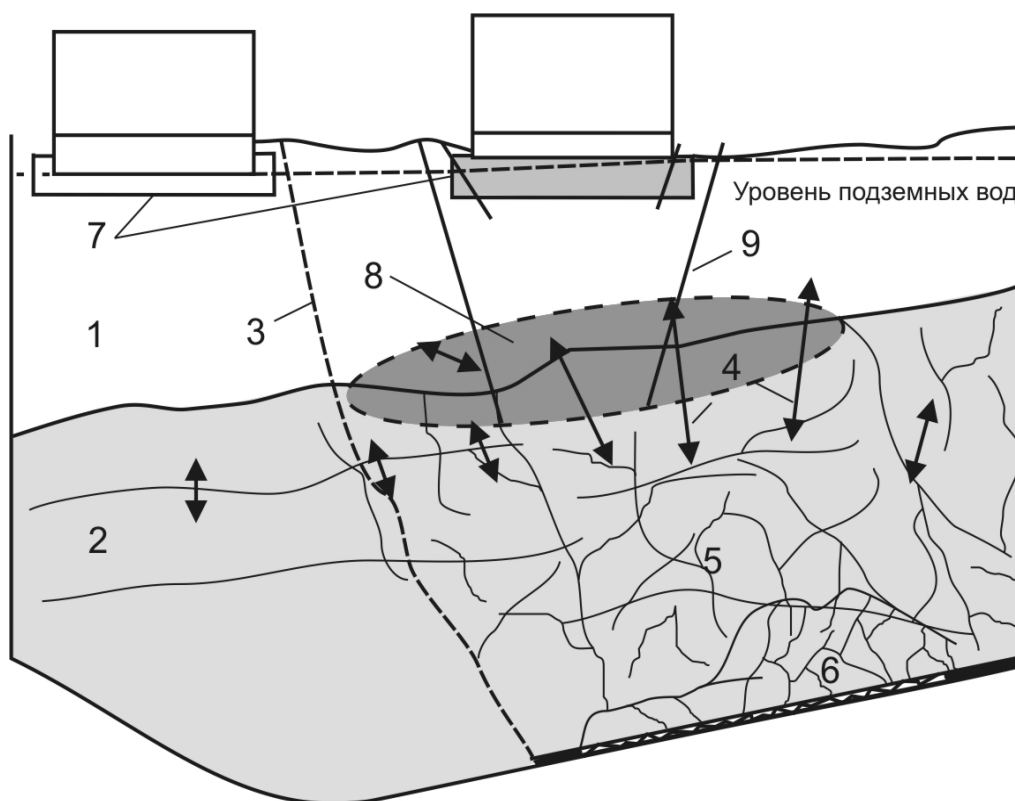


Рис. 1. Схема расположения трещиноватых зон и глино-цементной подушки: 1 — четвертичные отложения; 2 — осадочные отложения; 3 — тектоническое нарушение разрывного характера; 4 — зона гидродинамического напряжения; 5 — зона трещиноватости; 6 — зона обрушения; 7 — зона укрепления основания; 8 — стабилизирующая подушка; 9 — скважины

Применение такой системы позволяет перераспределить напряжения с конструкций фундамента на систему фундамент — массив пород — стабилизирующая подушка, расширить эффективную площадь «фундамента» сооружения, увеличить жесткость основания и уменьшить деформации строительных конструкций. С другой стороны этот способ позволяет управлять напряженно-деформационным состоянием горного массива.

Библиографический список

1. Гавриленко Ю.Н., Ермаков В.Н. и др. Техногенные последствия закрытия угольных шахт Украины. — Донецк: Норд-пресс, 2004. — 631 с.
2. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород. — К.: Новый друк, 2004. — 400 с.
3. Кипко Э.Я., Должиков П.Н. и др. Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт. 2-е изд. — Днепропетровск: НГУ, 2004. — 415 с.

© Должиков П.Н., Рябичев В.Д., 2006

УДК 622.1:622.834

ДЕМЧЕНКО А.И. (ОАО «Угольная компания «Шахта «Красноармейская-Западная №1»»),
КУЗЬЯРА С.В. (ДонНТУ)

ПРОГНОЗ ДИНАМИКИ ОБРУШЕНИЯ ГАЗОНАСЫЩЕННОЙ ПОДРАБАТЫВАЕМОЙ ТОЛЩИ

Приведен пример прогноза динамики обрушения газоносной толщи массива при его подработке лавой, движущейся со скоростью 100–150 м/мес. Показано, что высота обрушения и характер разуплотнения массива изменяется квазипериодически по площади выемочного столба, что необходимо учитывать при проектировании дегазационной системы скважин.

В большинстве случаев главным ограничением нагрузки на лаву, отрабатываемую со скоростью 100–150 м/мес и более, является газовый фактор. В связи с этим применяется дегазация массива через скважины для понижения интенсивности газовыделения в действующий очистной забой [1–3]. Эффективность работы дегазационных скважин определяется динамикой процесса сдвижений подрабатываемой толщи. От характера динамических сдвижений зависит устойчивость вентиляционной выемочной выработки, с контура которой бурится дегазационная скважина, а также величина деформаций толщи, в которую бурится указанная скважина. Это обуславливает актуальность прогнозирования динамики процесса сдвижений с точки зрения обеспечения эффективной дегазации углевмещающей толщи. В данной статье описывается опыт прогнозирования динамики обрушения газонасыщенной толщи, которая подрабатывалась лавой со скоростью 150 м/мес в условиях шахты «Красноармейская-Западная №1».

Шахта «Красноармейская-Западная №1» отрабатывает 1-ую северную лаву центральной панели на глубине 770–780 м (рис. 1). Мощность пласта d_4 в пределах выемочного столба 1-ой северной лавы изменяется от 0,8 до 1,4 м. На большей части площади выемочного столба 1-ой северной лавы непосредственная кровля представлена алевролитом, мощность которого изменяется от 0,7 до 4,5 м. По данным геологоразведки прочность алевролита на одноосное сжатие составляет 38–62 МПа. В некоторых местах алевролит замещается слоем прочного песчаника, мощность которого изменяется от 3,5 до 7,65 м. Прочность песчаника составляет в образце 50–70 МПа. Выше расположены чередующиеся слои алевролита и песчаника.

Почва пласта представлена мощным слоем песчаника средней прочности. В некоторых местах в непосредственной почве залегает тонкий слой кучерявчика.

Прочностные и деформационные свойства вмещающих пород были приведены к горизонту кровли пласта по зависимости, которая учитывает мощность каждого слоя, его механический показатель, а также расстояние от центра слоя до пласта. Таким образом, доленое участие каждого слоя в формировании прочности или деформируемости кровли учтено полностью. Так, например, чем больше прочность слоя, его мощность и чем он ближе расположен к кровле пласта, тем больше его вклад в приведенную прочность кровли. Эту величину рассчитывали на высоту 30 вынимаемых мощностей пласта, что позволило учесть все слои в зоне возможного полного обрушения с раскрытием газопроводящих трещин.

Общие принципы расположения дегазационных скважин заключаются в следующем. Во-первых, скважины необходимо бурить в пределах тех участков массива, которые будут максимально нарушены трещинами горного давления в результате

влияния очистного забоя и отдельностями (трещинами вдоль наслоения). Именно это требование является необходимым (но недостаточным) геомеханическим условием интенсивного выделения газа из под- или надработанной толщи. Во-вторых, область трещиноватости должна быть по возможности разгружена от горного давления.

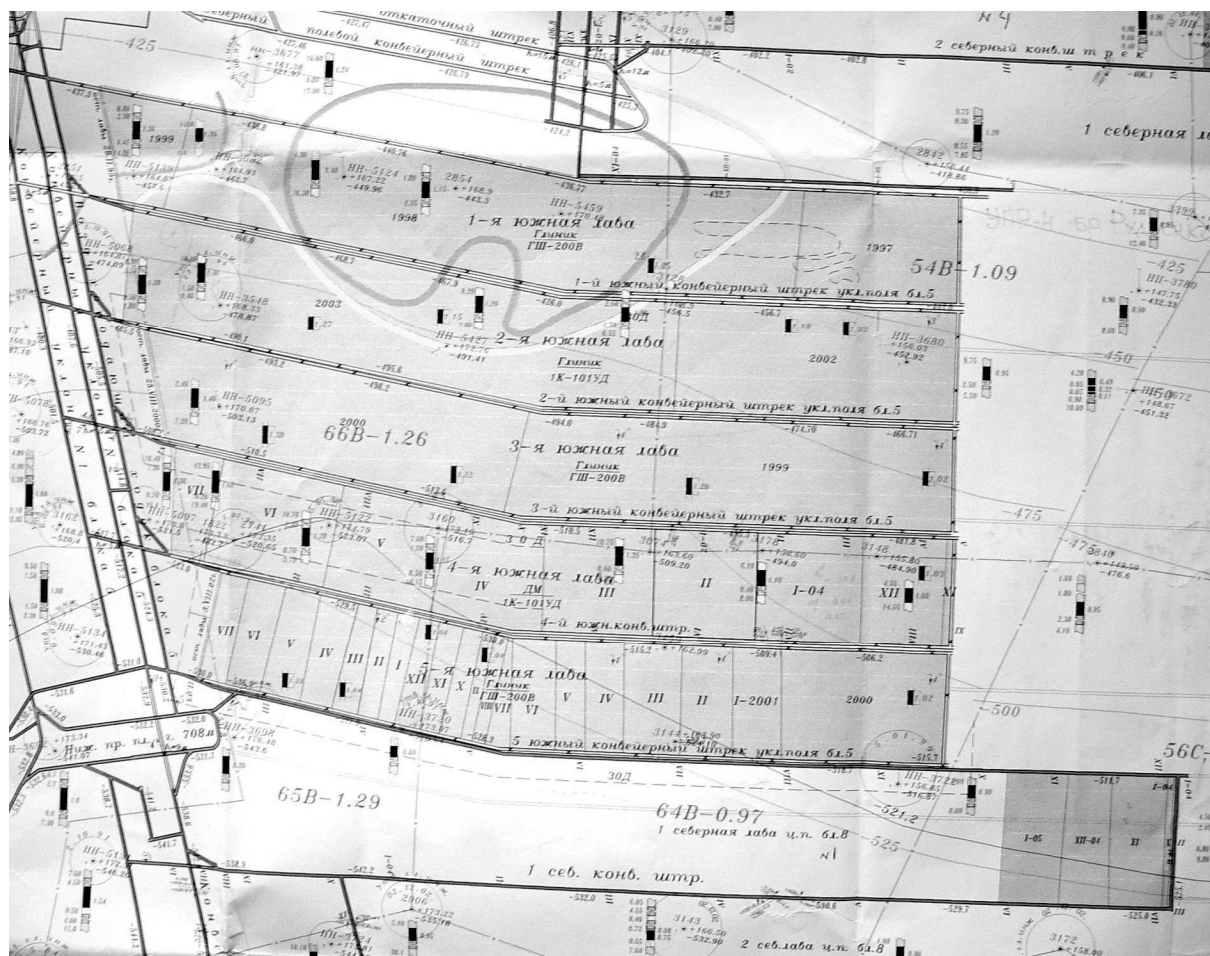


Рис. 1. Фрагмент плана горных выработок

Если после обрушения и растрескивания породы сильно уплотняются под действием веса подработанного массива, трещины закрываются, что приводит к уменьшению проницаемости подработанного массива и снижению газоотдачи. Если дегазационные скважины предполагается бурить впереди лавы, необходимо оговорить еще одно существенное требование или ограничение. Эти скважины следует бурить в таких зонах, которые в процессе подработки не подвергаются действию значительных касательных деформаций. В противном случае дегазационные скважины, попав в зону активных сдвижений позади очистного забоя будут перерезаны, в результате чего поток газа может прекратиться или резко уменьшиться, что в итоге снижает эффективность дегазации.

Из приведенных трех ограничений следует, что для правильного обоснованного выбора параметров дегазационных скважин необходимо детально изучить процесс активных сдвижений массива горных пород в динамике вокруг движущегося очистного забоя. Для этого следует рассчитать напряжения и деформации толщи в пространстве по мере подвигания 1-ой северной лавы. Эта лава работает как примыкающая к ранее выработанному сплошному пространству лав блока №5 (см. рис. 1). В связи с тем, что вокруг этого выработанного пространства образовалась зона остаточного опорного

давления, необходимо учесть ее влияние и оценить концентрацию напряжений в ней. Исходя из сказанного задача выбора параметров дегазационных скважин состояла из нескольких больших подзадач.

Задача определения распределения горного давления вокруг выработанных пространств решалась с помощью геомеханической модели, учитывающей пространственный характер процесса сдвижения горного массива. Вышележащая толща представлена как плита, опирающаяся на неоднородное основание [4]. Плита пригружена весом вышележащей толщи. Деформационные и прочностные свойства плиты принимались на основании приведения механических свойств по методике, которая изложена выше. Жесткость основания зависит от вынятой мощности пласта. Максимальная жесткость соответствует нетронутому массиву горных пород. На тех участках, где вынимаемая мощность пласта максимальна, опускание кровли должно быть наибольшим, поэтому жесткость принимает наименьшее значение. Величины жесткости тарируются таким образом, чтобы при заданных условиях (глубине, структуре вмещающих пород и их механических свойствах) оседание подработанной толщи отвечало фактическому, которое зависит от вынимаемой мощности пласта и степени разрыхления обрушенных пород.

Моделирование перераспределения горного давления в процессе развития очистных работ производилось поэтапно согласно фактическому порядку отработки ярусов в панели. На конечном этапе осуществлялось моделирование динамики обрушения кровли и перераспределения опорного давления впереди движущейся 1-ой северной лавы. Для этого лава начинала двигаться от разрезной печи пошагово с интервалом в 50 м. После каждого передвижения задача о перераспределении горного давления решалась заново для всей расчетной области. При этом дополнительно вычислялись изгибающие, крутящие моменты и перерезывающие силы в плите-кровле. Затем на основании энергетической теории прочности вычислялись эквивалентные напряжения, которые складываются из нормальных и касательных. Это отвечает современной теории прочности Кулона-Мора, которая наиболее близко описывает разрушение горных пород. Вычисленные в каждом узле расчетной области эквивалентные напряжения сравнивались с допустимыми, полученными путем приведения прочности и при превышении действующих напряжений над допустимыми моделировалось обрушение подработанной толщи. При этом уменьшалась мощность плиты-кровли, а также увеличивалась жесткость выработанного пространства за счет самоподбуртовки обрушенных пород [4]. Именно такой геомеханический процесс происходит в действительности в зоне активных сдвижений позади движущейся лавы.

Сводное распределение динамического опорного давления, действующего впереди движущейся лавы, свидетельствует о сложном характере его эволюции по ходу движения лавы. После смыкания этой лавы с ранее выработанным пространством блока №5 динамическое опорное давление резко возрастает, а величина вертикальной компоненты горного давления превышает 40 МПа, что в 2,5 раза больше геостатического уровня горного давления. Отметим, что максимум опорного давления наблюдается со стороны границы ранее выработанного пространства лав блока №5. Это является следствием наложения зоны остаточного и динамического опорного давления и подтверждает прогноз о возможном негативном влиянии указанной зоны на устойчивость вентиляционного штрека, а также верхнего сопряжения лавы с этим штреком. Заметна также периодика динамического опорного давления, которая связана с периодическим характером обрушения и зависания подработанной толщи.

Динамика вероятных обрушений кровли показана на рис. 2–3. Чем темнее распределение, тем меньше разрушение и разрыхление подработанного массива. Светлые пятна указывают на максимальную степень разрушения и разуплотнения толщи. Имен-

но на этих участках условия для самопроизвольной дегазации метана будут наиболее благоприятны. Видно, что первая область полных обрушений приурочена к участку, на котором лава отошла от разрезной печи на расстояние, примерно равное своей длине.

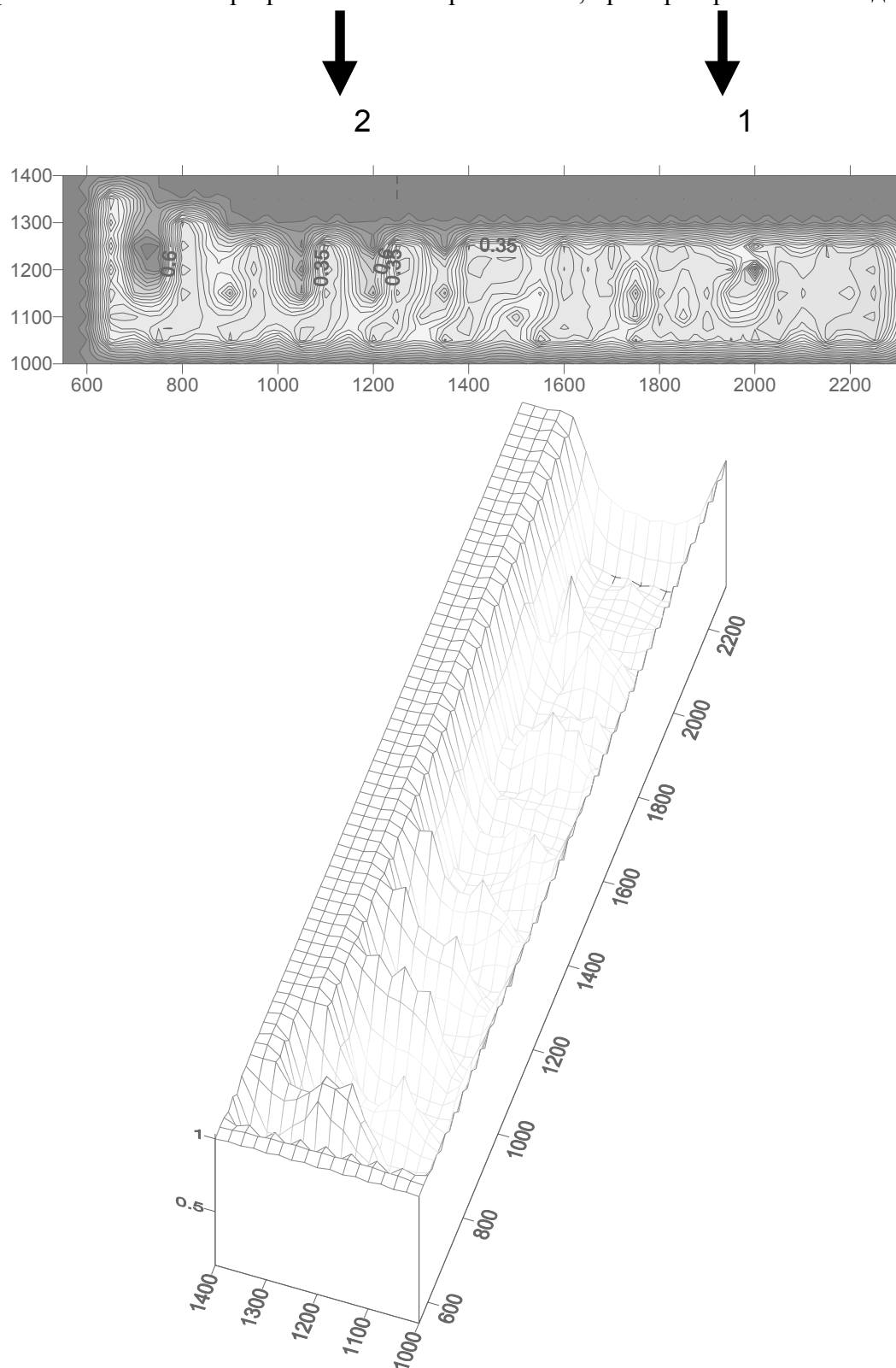


Рис. 2. Распределение высоты обрушения подработанной толщи по длине выемочного столба 1-ой северной лавы при скорости ее продвижения 150 м/мес

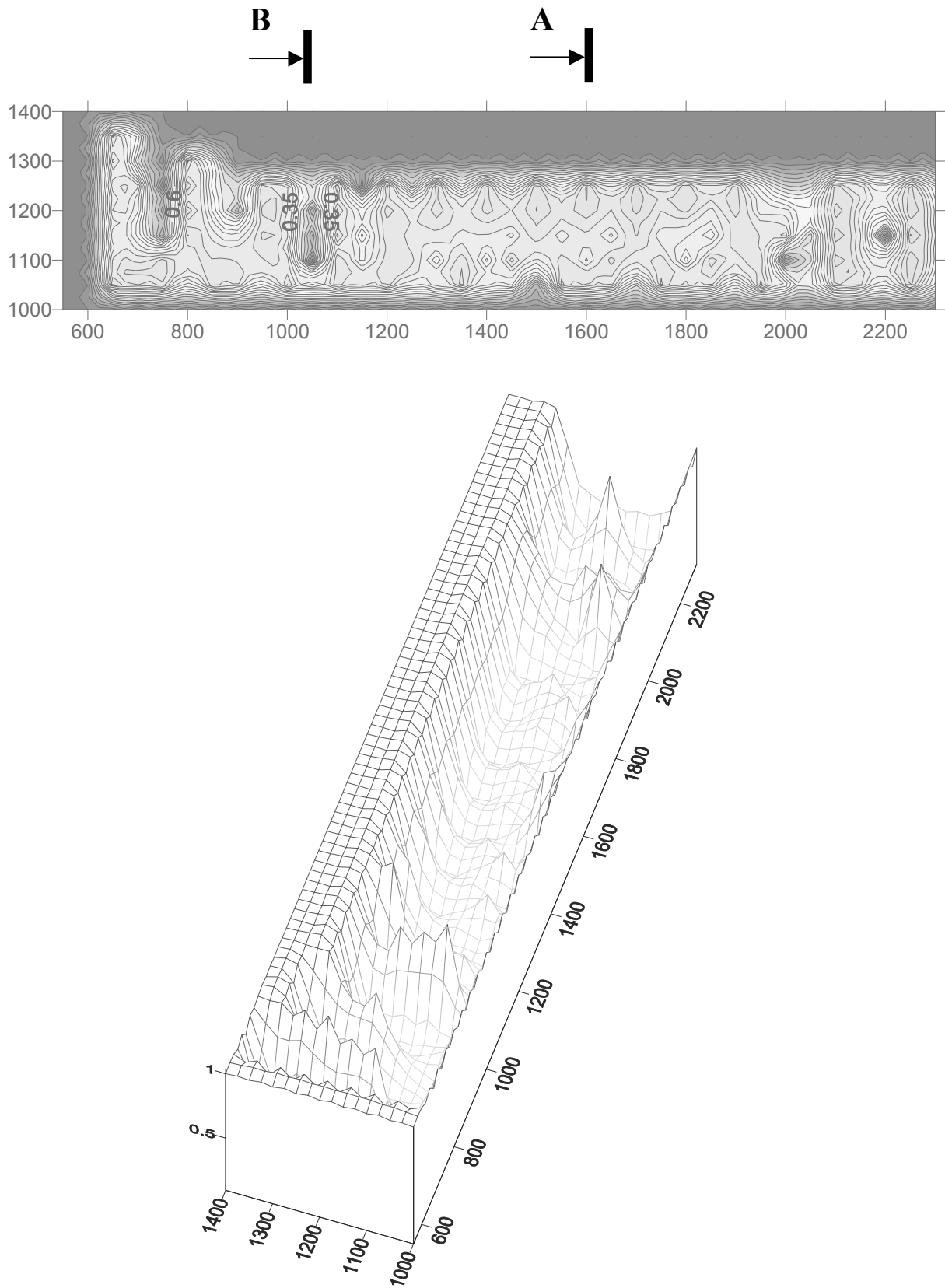


Рис. 3. Распределение высоты обрушения подработанной толщи при скорости подвигания лавы 100 м/мес

Эта закономерность хорошо согласуется с представлениями о динамике обрушений толщи вслед за движущимся очистным забоем. При дальнейшем удалении лавы от разрезной печи толща оседает без значительного разуплотнения напротив средней части лавы. Краевые части подработанной толщи разрушаются довольно интенсивно. Интенсивность разрушения и разуплотнения толщи увеличивается в тот момент, когда 1-ая северная лава смыкается с ранее выработанным пространством. Эта позиция указана стрелкой с номером 1. По мере отхода лавы наблюдаются периодические обрушения и оседания толщи без значительных разрушений и разуплотнения. Отметим, что эти зоны не всегда распространяются по всей длине лавы, а имеют сложную конфигурацию, которая определяется конкретным сочетанием совокупности факторов, прежде всего таких, как форма и размеры общего выработанного пространства, вынимаемая мощность пласта, приведенная прочность вмещающих пород, скорость подвигания лавы, которая принята равной 150 м/мес и др. Позицией 2 указано место изгиба вентиляционного штрека, где лава начинает увеличивать свою длину. Именно в этом месте и после его прохода в лаве отмечаются зависания подработанной толщи со стороны ранее выработанного пространства. Это нетипичное явление объясняется особенностью конфигурации выработанных пространств, и, в частности изгибной части границы вдоль вентиляционного штрека.

Следует оговориться, что при осуществлении практического прогноза невозможно учесть точное значение прочностных показателей пород кровли, а также предсказать заранее конкретную скорость подвигания лавы на конкретных участках выемочного столба. Несмотря на то, что прогноз динамики обрушения носит вероятностный характер, эта особенность сдвижения отмечается и при другой приведенной прочности подработанной толщи. На рис. 3 приведена динамика обрушения массива в расчете на меньшую скорость подвигания лавы (порядка 100 м/мес). На этом распределении характер динамики обрушения более вероятен, поскольку большая степень разрушения и разуплотнения подработанной толщи приурочена к границе ранее выработанного пространства, которое содействует или провоцирует обрушению кровли на прилегающих участках. Однако все равно после поворота вентиляционного штрека наблюдаются зоны зависания и пониженного разуплотнения подработанной толщи. Это обстоятельство следует иметь в виду при выборе параметров дегазационных скважин на конкретных участках вентиляционного горизонта.

Исходя из требований сохранения сечения дегазационной скважины в плоскости наложения были рассмотрены распределения касательных деформаций в плоскости напластования. Для этого было решено несколько дополнительных задач для определения деформаций сдвига. В результате анализа распределения деформаций сдвига установлено, что его величина зависит от скорости подвигания очистного забоя и от характера ее обрушаемости. Сдвиг имеет максимальную амплитуду при малой скорости подвигания (50–70 м/мес) и уменьшает свое значение в несколько раз при повышении скорости подвигания очистного забоя до 150 м/мес и более. После завершения активной стадии процесса сдвижений сдвиг практически исчезает, поскольку слои в обрушенных и уплотненных породах почти восстанавливают свое взаимное расположение. Однако в тех местах, где наблюдалась неравномерность обрушений кровли, остаточные касательные деформации имеют значительный уровень, что хорошо заметно на рис. 4. Поэтому на переходе от области с разной степенью обрушенности кровли следует учитывать наличие зоны остаточного сдвига. Установлено, что для компенсации сдвиговых деформаций на контактах смежных породных слоев скважины достаточно наклонять под углом 70–40° к горизонту в сторону выработанного пространства. Меньшая величина угла соответствует скорости подвигания 150 м/мес. Следует также подчеркнуть, что увеличе-

ние скорости подвигания очистного забоя благоприятно с точки зрения сохранения сечения скважины, поскольку с ростом скорости деформации сдвига уменьшаются.

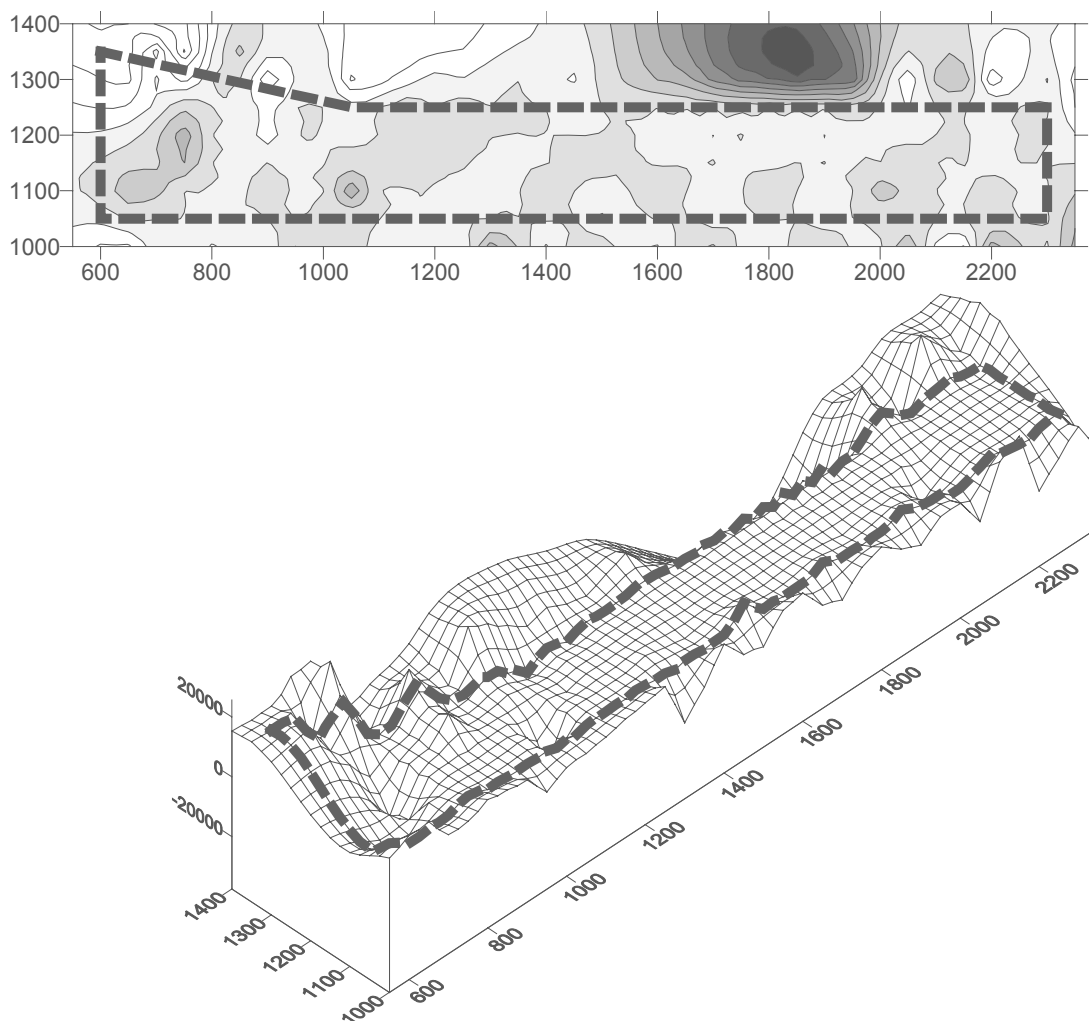


Рис. 4. Распределение крутящих моментов, порождающих касательные деформации в плоскости, параллельной напластованию

Таким образом, показано, что динамика и характер обрушения подработанной толщи зависит от формы сплошного выработанного пространства, распределения прочности пород и скорости подвигания очистного забоя. При определенных условиях могут возникать области чередования полного обрушения подработанной толщи и ее оседания без существенных разрушений. Степень трещиноватости и проницаемости этих зон различна. Дальнейшими исследованиями предполагается установить закономерности перераспределения деформаций толщи в характерных нормальных к напластованию сечениях массива.

Библиографический список

1. **Бокий Б.В.** Исследование влияния поверхностных дегазационных скважин на газообильность добычных участков // Изв. Донецкого горного института, 2000. — №2. — С. 101–104.
2. **Булат А.Ф., Звягильский Е.Л., Софийский К.К. и др.** Результаты экспериментальных работ по интенсификации дегазации угольного пласта l_1 на шахте им. А.Ф.Засядько гидродинамическим воздействием // Геотехническая механика, 2002. — Вып. 37. — С. 30–48.
3. **Бокий Б.В.** Методология проектирования вентиляционных систем с учетом применения комплексной дегазации и наличия влаги в дегазационных трубопроводах // Использование компьютерных

технологий при проектировании вентиляции угольных шахт. — Луганск-Днепропетровск, 2003. — С. 144–170.

4. Кузьяра С.В., Хохотва А.И., Ефремов И.А. Прогноз динамического проявления горного давления при отработке лавы в свите сближенных пластов // Проблеми гірського тиску. — Донецьк: ДонНТУ, 2004. — №11. — С. 177–191.

© Демченко А.И., Кузьяра С.В., 2006

УДК 622.258.3

ПРОКОПОВ А.Ю., БОГОМАЗОВ А.А., БАСАКЕВИЧ С.В. (Шахтинский институт ЮРГТУ (НПИ))

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПОЛНИТЕЛЬНЫХ НАГРУЗОК НА ЖЕСТКУЮ АРМИРОВКУ СТВОЛОВ ОТ ЭКСЦЕНТРИСИТЕТА ЗАГРУЗКИ СКИПОВ

Исследовано влияние неравномерности загрузки скипов на формирование дополнительных усилий на проводники. Рассчитаны возможные значения дополнительных лобовых и боковых усилий на армировку в зависимости от массы скипа, величины и направления эксцентриситета его центра масс. Предложено учитывать дополнительные силы от эксцентриситета подъемного сосуда при расчете эксплуатационных нагрузок на армировку стволов с высокой интенсивностью подъема.

Эксцентриситет центра масс подъемного сосуда характеризует несимметричность расположения жестких рабочих или предохранительных направляющих относительно центра масс груженого сосуда по вертикали e_v и в горизонтальной плоскости e_r .

Согласно действующей нормативной методике [1], при расчете горизонтальных (лобовых и боковых) эксплуатационных нагрузок на армировку учитывается только эксцентриситет e_v , возникающий в вертикальной плоскости

$$e_v = \frac{|l_1 - l_2|}{l_1 + l_2},$$

где l_1 и l_2 — расстояния по вертикали от центра масс подъемного сосуда до верхних и нижних направляющих устройств.

Он обусловлен геометрией и конструкцией подъемного сосуда, поэтому для каждой клетки или скипа является величиной постоянной.

В то же время эксцентриситет сосуда в горизонтальной плоскости, обусловленный неравномерностью загрузки скипа или клетки, действующей методикой не учитывается, хотя вследствие образующегося опрокидывающего момента может возникнуть перекосяк подъемного сосуда и, как следствие, дополнительная нагрузка на проводники. Величина эксцентриситета в горизонтальной плоскости имеет вероятностный характер, так как зависит от степени несимметричности загрузки, которая, по данным ВНИИОМШСа, может достигать для скипов $0,1 \div 0,15 Q_r$ и для клеток — $0,3 \div 0,5 Q_r$, где Q_r — суммарный вес груза.

Исходя из этого, рассмотрим возможную область нахождения центра масс груженого подъемного сосуда в горизонтальной плоскости (рис. 1).

Согласно уравнениям, определяющим положение декартовых координат центра масс, имеем

$$x_C = \frac{1}{m} \sum_{i=1}^N m_i x_i \quad \text{и} \quad y_C = \frac{1}{m} \sum_{i=1}^N m_i y_i, \quad (1)$$

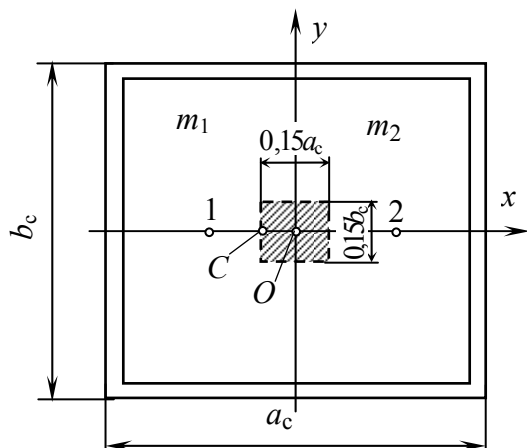


Рис. 1. Схема к определению возможного положения центра масс груженого подъемного сосуда: m_1 и m_2 — соответственно массы грузов в левой и правой половинах

где m — суммарная масса системы, m_i , x_i , y_i — масса и координаты центра масс i -ой частицы.

Пусть точка O — геометрический центр скипа. Пренебрегая незначительными отклонениями, связанными с конструктивными особенностями скипов различных конструкций, будем считать точку O центром масс порожнего скипа. Поэтому отклонения центра масс груженого скипа от точки O будут обусловлены только его неравномерной загрузкой горной массой. Разделим сечение скипа осью y на 2 равные части. Пусть точка 1 — центр масс левой половины скипа, точка 2 — правой половины. При равномерной загрузке масса груза в каждой половине составит

$$m_1 = m_2 = \frac{m_{гр}}{2},$$

где $m_{гр}$ — общая масса груза, кг.

Используя данные ВНИИОМШСа о возможной несимметричности загрузки скипа, т.е. разницы между m_1 и m_2 на $0,15 m_{гр}$, получим систему:

$$\begin{cases} m_1 - m_2 = 0,15 m_{гр}; \\ m_1 + m_2 = m_{гр}, \end{cases}$$

решив которую, найдем возможные массы грузов в левой и правой половинах скипа:

$$m_1 = 0,575 m_{гр}; \quad (2)$$

$$m_2 = 0,425 m_{гр}. \quad (3)$$

Предположив отсутствие эксцентриситета относительно оси x , координаты точки 1 составят $(-a_c/2, 0)$, а точки 2 — $(a_c/2, 0)$.

Используя соотношения (2), (3) и уравнения (1), найдем координаты центра масс C неравномерно загруженного скипа. Массы стенок скипа в силу их симметричности относительно точки O не учитываем:

$$x_C = \frac{1}{m_{гр}} \left(0,575 m_{гр} \left(-\frac{a_c}{2} \right) + 0,425 m_{гр} \frac{a_c}{2} \right) = \frac{1}{m_{гр}} \left(-0,15 \cdot \frac{a_c}{2} m_{гр} \right) = -0,075 a_c;$$

$$y_C = 0.$$

Таким образом, координаты точки C составят $(-0,075 a_c, 0)$. При аналогичном несимметричном нагружении с перегрузом правой половины координаты точки C составят $(0,075 a_c, 0)$.

Аналогично рассмотрев эксцентриситет загрузки скипа относительно оси x , найдем максимальные координаты центра масс в этом случае: $C(0, -0,075b_c)$ или $C(0, 0,075b_c)$.

Таким образом, ожидаемая область расположения центра масс груженого скипа представляет собой прямоугольник, ограниченный точками с координатами

$$(-0,075a_c, -0,075b_c); (-0,075a_c, 0,075b_c); (0,075a_c, 0,075b_c); (0,075a_c, -0,075b_c),$$

т.е. заштрихованная область на рис. 1.

Следовательно, при дальнейших расчетах максимальные значения эксцентриситетов скипов будем принимать равными:

$$e_x=0,075a_c; \quad (4)$$

$$e_y=0,075b_c. \quad (5)$$

Рассмотрим влияние эксцентриситета скипа в горизонтальной плоскости на формирование дополнительных усилий на проводники. В зависимости от направления смещения центра масс в горизонтальной плоскости возможны следующие варианты распределения нагрузок на проводники.

Вариант 1. Центр масс смещен вдоль оси y , соединяющей противоположные проводники, до точки E_1 (рис. 2). В этом случае скип, пытаясь повернуться относительно вертикальной плоскости, проходящей через ось x , создает в лобовом направлении усилие на верхнюю опору A и симметричную ей относительно точки O нижнюю опору B .

На подъемный сосуд действуют сила натяжения каната $F_{нат}$, сила тяжести F_T , смещенная относительно геометрического центра скипа на величину эксцентриситета e_y , а также возникают реакции опор R_{Ay} и R_{By} в точках передачи нагрузок от скипа на проводники 1 и 2 через направляющие лапы. Поскольку лобовые усилия не передаются на опоры C и D , а боковые вовсе отсутствуют, то все остальные опорные реакции равны 0.

На основании решения уравнений равновесия системы найдем опорные реакции R_{Ay} и R_{By} и соответствующие им лобовые усилия на проводники:

$$R_{By} = \frac{mg \frac{s}{2} - mg \left(\frac{s}{2} - e_y \right)}{h} = \frac{mg \left(\frac{s}{2} - \frac{s}{2} + e_y \right)}{h} = \frac{mge_y}{h};$$

$$R_{Ay} = \frac{mg \left(\frac{s}{2} + e_y \right) - mg \frac{s}{2}}{h} = \frac{mg \left(\frac{s}{2} + e_y - \frac{s}{2} \right)}{h} = \frac{mge_y}{h}. \quad (6)$$

С учетом значения максимального эксцентриситета относительно оси y (5) значения реакций опор и соответствующих лобовых сил на проводники запишутся

$$R_{Ay} = R_{By} = \frac{0,075mgb_c}{h}.$$

В соответствии с 3-им законом Ньютона, найденные значения опорных реакций будут равны соответствующим воздействиям на проводник, т.е. лобовая сила на проводник в точках примыкания направляющих устройств A и B от смещения центра масс груженого сосуда вдоль оси y составит

$$P_{лоб} = R_{Ay} = R_{Ax}.$$

Вариант 2. Центр масс смещен вдоль оси x до точки E_2 . В этом случае скип, пытаясь повернуться относительно вертикальной плоскости, проходящей через ось y , создает через свои направляющие устройства боковые усилия на проводники.

При таком эксцентриситете возможны 2 варианта возникновения опорных реакций. При благоприятном варианте (точный монтаж, отсутствие искривлений, равномерный износ проводников и направляющих лап), усилия будут передаваться на проводники равномерно через все 4 направляющие устройства, т.е. в опорах A , B , C и D возникнут соответствующие опорные реакции R_{Ax} , R_{Bx} , R_{Cx} , и R_{Dx} , препятствующие повороту скипа (рис. 2).

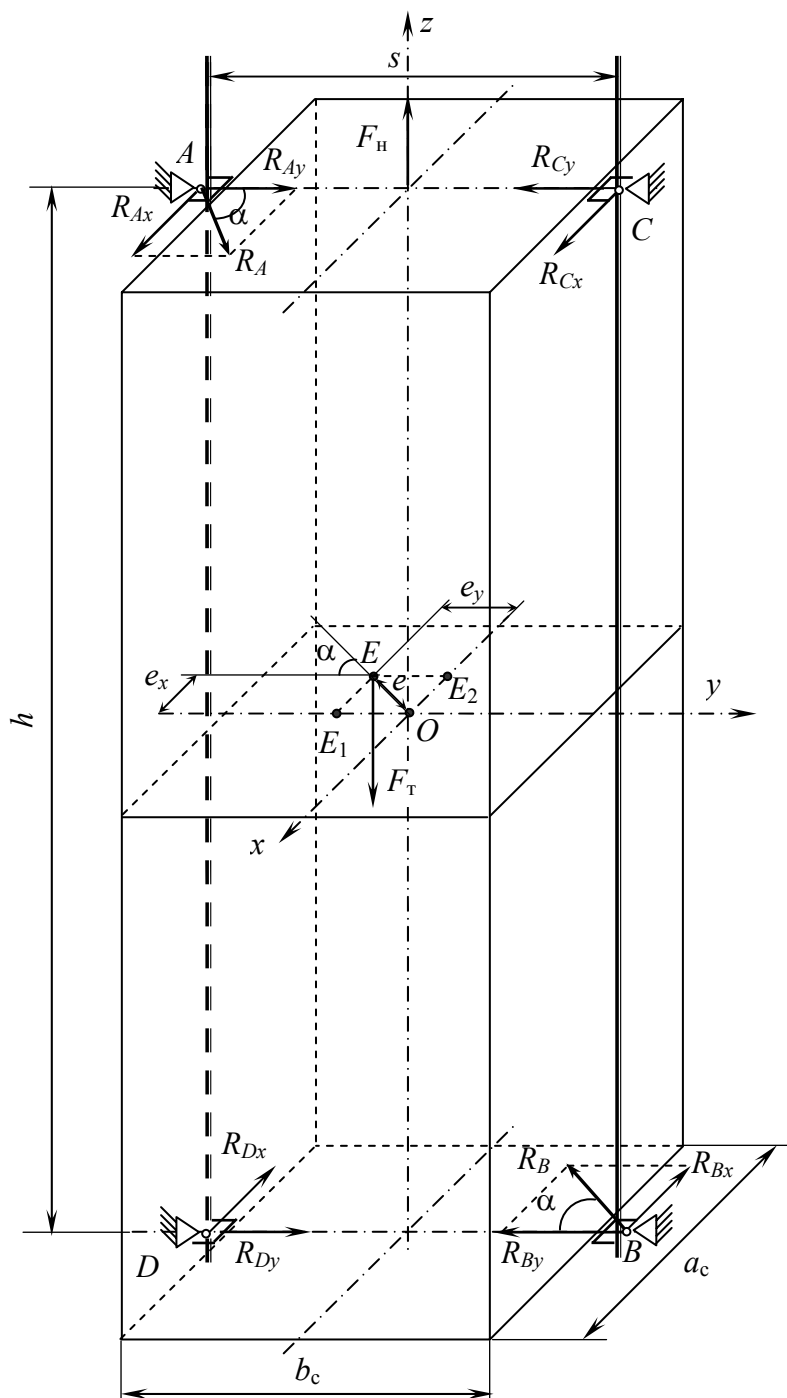


Рис. 2. Схема к определению дополнительных усилий на проводники при смещении центра масс подъемного сосуда

Так как опоры расположены симметрично относительно оси x , то аналогично вышерассмотренному случаю с эксцентриситетом относительно оси y нагрузка будет передаваться равномерно на все четыре опоры, т.е. справедливо равенство

$$R_{Ax} = R_{Bx} = R_{Cx} = R_{Dx}.$$

При равномерном движении скипа дополнительные боковые усилия на проводники от эксцентриситета загрузки скипа вдоль оси x составят

$$P_{бок} = R_{Ax} = R_{Bx} = R_{Cx} = R_{Dx} = \frac{mg \left(\sqrt{\frac{s^2}{4} + e_x^2} - \frac{s}{2} \right)}{\sqrt{s^2 + h^2} + h - s}. \quad (7)$$

Введем геометрический коэффициент скипа k , равный отношению расстояния по вертикали между направляющими h к колее s , т.е.

$$k = \frac{h}{s},$$

тогда после алгебраических преобразований уравнение (7) примет вид

$$P_{бок} = \frac{mg \left(\sqrt{1 + \left(\frac{2e_x}{s} \right)^2} - 1 \right)}{2(\sqrt{1 + k^2} + k - 1)}.$$

Подставляя в полученное выражение значение максимального эксцентриситета (4), получим уравнение для нахождения дополнительной максимальной боковой силы, действующей на проводники в результате смещения центра масс груза относительно оси x

$$P_{бок} = \frac{mg \left(\sqrt{1 + \left(\frac{0,15 a_c}{s} \right)^2} - 1 \right)}{2(\sqrt{1 + k^2} + k - 1)}.$$

При неблагоприятном сочетании геометрических параметров скипа и армировки (отклонения проводников от вертикали, их деформации, неравномерный износ проводников или направляющих лап), часто встречающимся на практике, усилия могут передаваться только через 2 противоположных направляющих устройства, т.е. опорные реакции, препятствующие повороту скипа, возникнут только в опорах A и B (рис. 2). Очевидно, что при таком варианте распределения усилий от эксцентриситета скипа относительно оси x , боковые силы на проводники увеличатся относительно варианта с равномерной передачей нагрузок через все 4 направляющих устройства.

Получим уравнение для нахождения дополнительной силы $P_{бок}$ при опирании скипа на проводник только через 2 направляющих устройства.

Решив систему уравнений равновесия для этого случая, найдем опорные реакции R_{Ax} и R_{Bx} , равные по модулю значениям боковых сил на проводники

$$R_{Ax} = R_{Bx} = P_{бок} = \frac{mg \left(\sqrt{1 + \left(\frac{2e_x}{s} \right)^2} - 1 \right)}{2\sqrt{1 + k^2}}. \quad (8)$$

Отсюда сила $P_{бок}$ при максимальном эксцентриситете относительно оси x составит

$$P_{бок} = \frac{mg \left(\sqrt{1 + \left(\frac{0,15 a_c}{s} \right)^2} - 1 \right)}{2\sqrt{1 + k^2}}.$$

Сравнительный анализ данных, рассчитанных по уравнениям (7) и (8), свидетельствует о том, что боковая сила во втором случае увеличивается в среднем в 2 раза практически для всех типоразмеров исследуемых скипов. Этот вариант расчета будем считать более объективным, так как он имеет определенный запас в значении боковых нагрузок, учитывающий фактическое состояние проводников и направляющих устройств, и, как следствие возможность одновременной передачи нагрузок не через все направляющие.

Вариант 3. Центр масс смещен в произвольном направлении до точки E (рис. 2).

Ранее нами рассмотрены крайние случаи возникновения эксцентриситетов (строго вдоль осей x и y), при которых соответственно опорные реакции R_{Ax} (R_{Bx}) и R_{Ay} (R_{By}), а значит лобовая и боковая силы на проводники будут максимальными. Во всех промежуточных случаях, т.е. при отклонении центра масс скипа под некоторым углом α к оси y в опорах A и B будут возникать опорные реакции R_A и R_B , которые можно разложить по осям x и y и найти соответствующие проекции R_{Ax} (R_{By}) и R_{Ay} (R_{By}), которые и определяют лобовые и боковые силы, одновременно действующие на проводники.

Угол α , под которым расположены опорные реакции R_A и R_B к оси y , будет определяться соотношением эксцентриситетов вдоль осей x и y и может быть найден как

$$\alpha = \operatorname{arctg} \frac{e_x}{e_y}.$$

Из частных случаев возникновения опорных реакций (6) и (8), с учетом возможного отклонения от осей центра масс вытекает общее решение, согласно которому опорные реакции R_{Ay} и R_{Ax} , а значит, и лобовая и боковая сила на проводники равны

$$\begin{cases} R_{Ay} = P_{лоб} = \frac{mge_y}{h} \cos \left(\operatorname{arctg} \frac{e_x}{e_y} \right); \\ R_{Ax} = P_{бок} = \frac{mg \left(\sqrt{1 + \left(\frac{2e_x}{s} \right)^2} - 1 \right)}{2\sqrt{1 + k^2}} \sin \left(\operatorname{arctg} \frac{e_x}{e_y} \right). \end{cases}$$

Исходя из максимально принятых значений эксцентриситетов (4) и (5), определим максимальные лобовые и боковые силы на проводник, действующие одновременно

$$\begin{cases} R_{Ay} = P_{лоб} = \frac{0,075mgb_c}{h} \cos \left(\operatorname{arctg} \frac{a_c}{b_c} \right); \\ R_{Ax} = P_{бок} = \frac{mg \left(\sqrt{1 + \left(\frac{0,15 a_c}{s} \right)^2} - 1 \right)}{2\sqrt{1 + k^2}} \sin \left(\operatorname{arctg} \frac{a_c}{b_c} \right). \end{cases}$$

Найденные усилия на проводник будут соответствовать крайним положениям центра масс на ограниченной площади его возможного расположения, т.е. угловым точкам заштрихованной области на рис. 1.

В результате исследований установлено, что образующийся от неравномерности загрузки скипа эксцентриситет центра масс в горизонтальной плоскости существенно влияет на направление и величину дополнительного усилия на проводник. Так при смещении центра масс грузевого подъемного сосуда вдоль оси y , соединяющей двусторонние проводники, увеличивается лобовая нагрузка на них, а при смещении в перпендикулярном направлении — увеличивается боковая нагрузка. С увеличением эксцентриситета лобовая нагрузка возрастает линейно, а боковая — нелинейно.

При увеличении массы подъемных сосудов дополнительная нагрузка на армировку вследствие эксцентриситета в горизонтальной плоскости значительно возрастает и для грузевого скипа массой 100 т может достигать в лобовом направлении до 15 кН, в боковом — до 1,7 кН, и пренебрегать ею при расчетах будет недопустимо.

Библиографический список

1. **Методика** расчета жестких армировок вертикальных стволов шахт. — Донецк: ВНИИГМ им. М.М.Федорова, 1985. — 170 с.

© Прокопов А.Ю., Богомазов А.А., Басакевич С.В., 2006

УДК 539.375

БАЧУРИН Л.Л. (КИИ ДонНТУ), РЕВВА В.Н. (ИФГП НАН Украины)

ПРИМЕНИМОСТЬ СУЩЕСТВУЮЩИХ СПОСОБОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ТРЕЩИНОСТОЙКОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД В КАЧЕСТВЕ ЭКСПРЕСС-МЕТОДОВ

Рассмотрены существующие методы лабораторных испытаний образцов горных пород с точки зрения применимости для экспресс определения показателей трещиностойкости (эффективной поверхностной энергии, вязкости разрушения, хрупкости).

Разработанный в ИФГП НАН Украины способ прогноза выбросоопасности горных пород [1] основан на сравнении показателей трещиностойкости соседствующих слоев. Сопротивляемость горных пород разрушению (трещиностойкость) наиболее адекватно характеризуется величиной эффективной поверхностной энергии (ЭПЭ), которая является интегральной энергетической характеристикой свойств материала и характеризует также динамичность разрушения.

Способы, используемые для определения статической трещиностойкости хрупких непрозрачных материалов, можно разбить на две группы: испытания образцов правильной геометрической формы и инструментальные (рис. 1). Для уточнения измеряемых параметров и контроля эксперимента используются акустические и оптические методы.

Определение вязкости разрушения (трещиностойкости) горных пород большинством рекомендованных методик предполагает испытания специально подготовленных образцов пород в лабораторных условиях [1–3]. При этом характеристики трещино-

стойкости определяют преимущественно при неравновесных механических испытаниях и в случаях, когда необходимы более детальные данные о процессе разрушения, при равновесных испытаниях. Форма образцов и схема нагружения определяется целевыми характеристиками трещиностойкости — обычно это критические коэффициенты интенсивности напряжений K_{IC} , K_{IIC} и, реже, K_{IIIC} (соответствующие схемы изображены на рис. 2). Методики, позволяющие определять комплексные характеристики трещиностойкости, такие как ЭПЭ, фактически предполагают пересчет показателей вязкости разрушения.

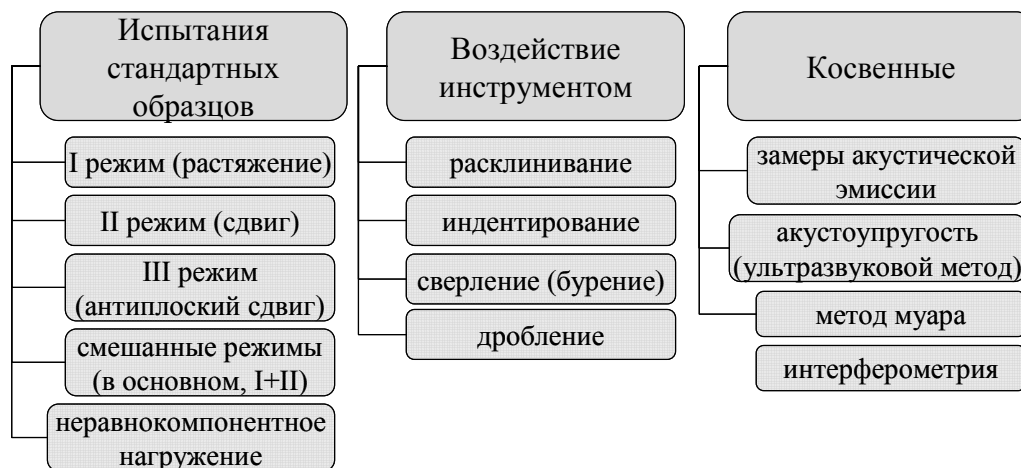


Рис. 1. Способы определения статической трещиностойкости материалов

Поверхностная энергия твердого тела γ связана с вязкостью разрушения функциональной зависимостью

$$\gamma = \frac{K_{IC}^2}{2E} (1 - \nu^2), \quad (1)$$

где E — модуль упругости, МПа; ν — коэффициент Пуассона.

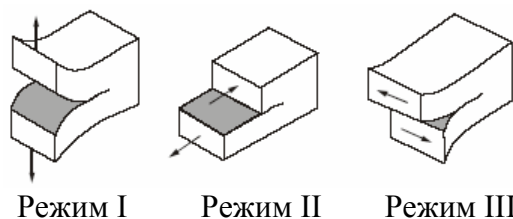


Рис. 2. Основные режимы образования трещины

Скалярные коэффициенты интенсивности напряжений K_I , K_{II} и K_{III} в соотношении с вязкостью разрушения K_{IC}^2 определяют критерий развития трещины в сложном напряженном состоянии

$$K_I^2 + K_{II}^2 + \frac{K_{III}^2}{1 - \nu} = K_{IC}^2. \quad (2)$$

Рассмотрим основные методы испытаний образцов горных пород, применяемые зарубежными исследователями.

Наиболее распространены испытания в режиме нагружения I. Для определения вязкости разрушения K_{IC} в I режиме предложено много методик испытаний. Среди них,

например, *SCB* или *HDB* (трехточечный изгиб полудиска) [5], *SCB* со щелью [6], *BD* (Бразильский диск) [7], *RCR* (радиальное нагружение кольца) [8]. Детальный обзор методов испытаний приведен в [9, 10].

ISRM (*International Society for Rock Mechanics*) рекомендованы к применению три метода [11, 12]: *CB* или *S3PBI* (трехточечный изгиб балки прямоугольного сечения, рис. 3, А), *SR* (растяжение призмы с боковым надрезом, рис. 3, В) и *CCNBD* или *NBDI* (бразильский диск с центральной трещиной по направлению раскалывания, рис. 3, С). Метод *SR* позволяет исследовать эффект анизотропии материала, благодаря направленному нагружению.

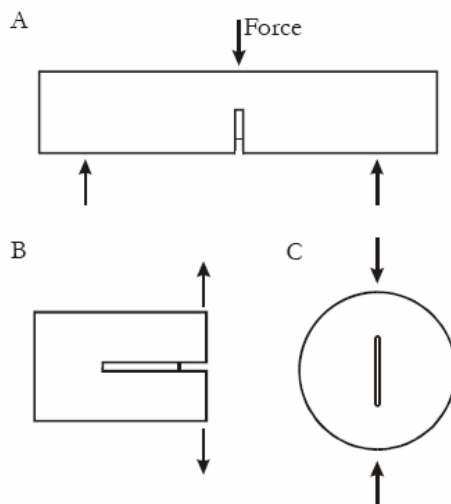


Рис. 3. Методы определения вязкости разрушения при растяжении: А — *CB*, *Chevron Bend*; В — *SR*, *Short Rod*; С — *CCNBD*, *Cracked Chevron Notched Brazilian Disc*

Метод *NBDI* введен с 1995 года [12], однако методы вычисления K_{IC} для него остаются предметом продолжающихся исследований.

Способы, рекомендованные к применению «Методическими указаниями...» [1], а также два из упомянутых в ГОСТ [3] являются принципиальной разновидностью схем *CB* и *CCNBD*. Схема нагружения образца подобно способу *SR* с усилением прилагаемого момента предложена в [13].

Общим у этих способов является необходимость создания искусственной трещины (пропила, надреза) в зоне действия растягивающих напряжений, что само по себе требует определенных ухищрений при подготовке образца к испытанию. Подобное требование связано не в последнюю очередь с тем, что изначально вышеупомянутые схемы испытаний, как и соответствующие теоретические решения, разрабатывались для определения характеристик трещиностойкости металлов [4] и были впоследствии унаследованы и для других материалов. Несомненно, важное для металлов требование максимального приближения параметров искусственной трещины к естественной может оказаться некатегоричным применительно к горным породам. Так некоторые эксперименты показывают, что вязкость разрушения образцов песчаника с надрезом толщиной 0,5 мм может превышать таковую для образцов с естественной трещиной в 1,5–2,0 раза [14]. В то же время есть данные о том, что параметры надреза (в частности, заострение вершины) при достаточно малой его толщине в сравнении с размерами образца практически не оказывают влияния на результаты эксперимента [15].

Очевидно, что разрушение образца при испытаниях в значительной степени зависит от ориентировки надреза относительно возможных плоскостей естественного ос-

лабления. Нельзя также не учитывать изначальное наличие трещин в образце. Таким образом, что касается методов определения вязкости разрушения при растяжении, то необходимо провести исследования на предмет уточнения масштабного эффекта.

Существует также ряд методов для режима II (чистый сдвиг), но они не отличаются надежностью в связи со сложностью создания таких условий разрушения для хрупкого материала. Для режима антиплоского сдвига (III) существует весьма мало методов, обусловленных также сложностью его реализации [16, 17], а экспериментальные данные для горных пород практически отсутствуют.

Большинство методов определения вязкости разрушения K_{IC} в режиме сдвига также были разработаны для металлов и позднее применены для горных пород, а также породоподобных материалов (например, бетоны).

В 1981 г. был предложен метод антисимметричного четырехточечного изгиба (*AFPB* или *4PB*, рис. 4, А) при нагружении в режиме II, либо смешанном режиме I–II [18]. Для более компактных образцов схема реализуется в модифицированном методе (*AFPBC*, рис. 4, В) [19]. В 1983 г. предложен метод испытаний при чистом сдвиге штампом прямоугольной области образца, ограниченной искусственными трещинами (*PTS*, рис. 4, С) [20].

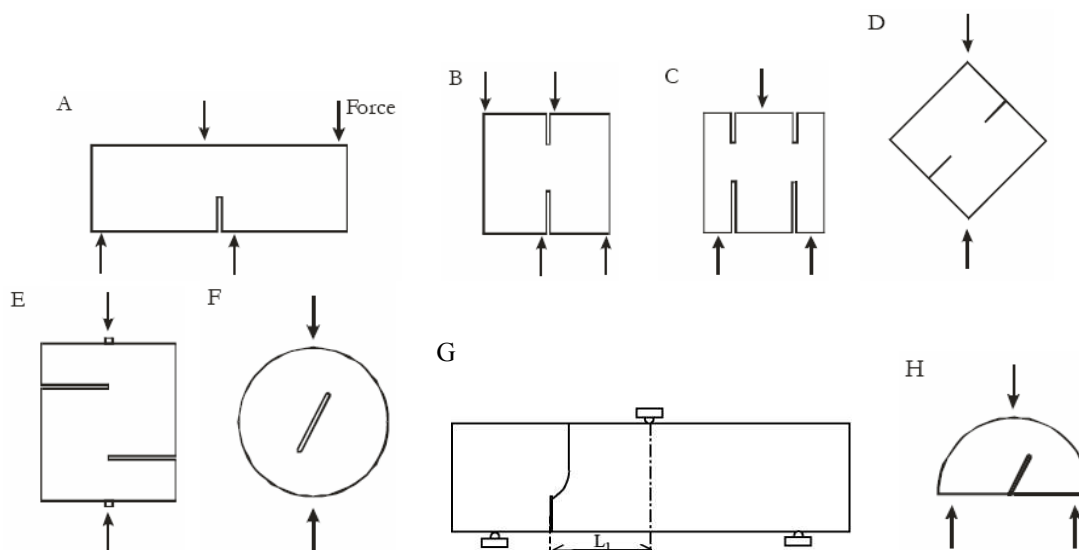


Рис. 4. Методы определения вязкости разрушения при сдвиге и в смешанном режиме: А, В — *AFPB*, *Antisymmetric Four-Point Bending*; С — *PTS*, *Punch Through Shear*; D — *CSC*, *Compression-Shear Cube*; E — *SBC*, *Short Beam Compression*; F — *NBD II*; G — *A3PB*, *Antisymmetric Three-Point Bending*; H — *3PBSD*, *Three-Point Bending Semi-Disc* или модифицированный *SCB*

Сдвиговое развитие трещины провоцируется в ряде методов, в которых необходимое напряженно-деформированное состояние образцов обеспечивается специальной ориентировкой щелей относительно направления приложения нагрузки (*CSC*, рис. 4, D; *SBC*, рис. 4, E; модифицированный *CCNBD*, рис. 4, F; *A3PB*, рис. 4, G; *3PBSD* или модифицированный *SCB*, рис. 4, H) [21–23, 12, 10, 5]. Последние три способа являются модификацией способов, предназначенных для определения вязкости разрушения при растяжении. Они не всегда дают устойчивые (повторяемые) результаты для смешанных режимов, поэтому используются для испытаний в режиме II.

При определении по методу *SBC* K_{IC} всегда получается меньше K_{IC} , тогда как K_{IC} для хрупких материалов практически никогда не бывает больше K_{IC} . В какой-то степени это возможно лишь для сильнопористых песчаников и бетонов.

Из перечисленных выше методов и им подобных в отечественной исследовательской практике используются трех- и четырехточечные схемы изгиба балок (т.н. инженерный метод), бразильский метод с центральной щелью, растяжение образца с боковым надрезом (аналогичен *SR*), внецентренное сжатие призматического образца с боковыми надрезами (аналогично *SBC*).

Требования, предъявляемые к образцам и геометрическим параметрам надрезов в сдвиговых и смешанных схемах, принципиально не отличаются от таковых для режимов растяжения. Однако существенно усложняются устройства, обеспечивающие заданный режим нагружения образца (за исключением модификаций «бразильского диска»). Кажущиеся более предпочтительными смешанные режимы, позволяющие определять оба основных показателя вязкости разрушения — K_{IC} и K_{IIC} дают значения с довольно значительным коэффициентом вариации (до 25–30%). Кроме того, ряд способов предполагает определение одного из показателей вязкости разрушения по значению другого, что основывается на соответствующих теоретических решениях механики разрушения.

Как уже сказано выше, испытания образцов правильной формы предназначены для нахождения частных показателей вязкости разрушения, которая затем пересчитывается в эффективную поверхностную энергию по соотношениям, базирующимся на зависимости (1). Для непосредственного же определения ЭПЭ существуют методы, основанные на представлении ее в виде отношения энергии, затраченной на разрушение образца, к площади вновь образованной поверхности, однако в них учитываются потери энергии на процессы, не ведущие непосредственно к разрушению, что искажает результат. Отдельную группу представляют методы инструментального воздействия на образец — расклинивание, индентирование и сверление (рис. 5).

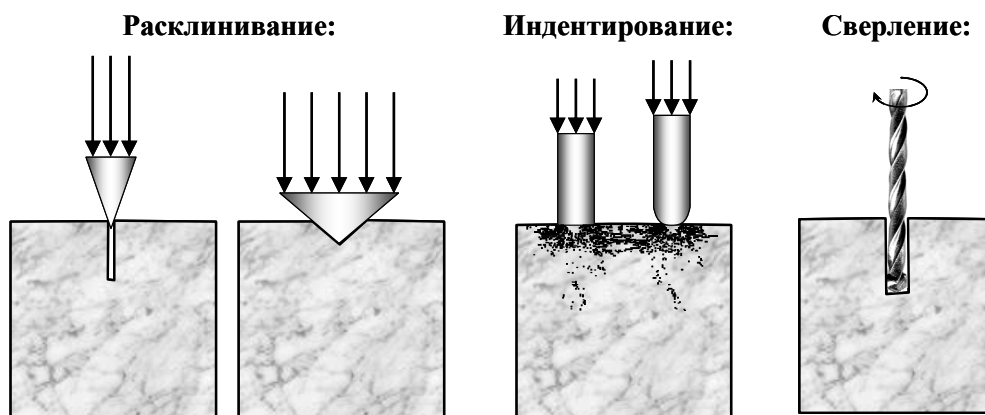


Рис. 5. Инструментальные методы определения трещиностойкости

Методы расклинивания позволяют определить вязкость разрушения в режиме растяжения и отличаются от вышеупомянутых методов испытания образцов фактически способом создания области действия растягивающих напряжений в образце. Более точные данные получаются при внедрении клина в образец по надрезу или трещине. Более простым является способ с внедрением клина в выемку совпадающего профиля. Так или иначе, для расклинивания также требуется подготовка образца.

Для экспресс-определения трещиностойкости горных пород, по крайней мере — относительных величин ЭПЭ, наиболее доступно применение метода индентирования. Теоретические решения контактной механики разрушения в предположении чисто упругого (Герцевского) контакта индентора с образцом дают соотношения, напрямую связывающие ЭПЭ с величиной разрушающего усилия. Поскольку одним из парамет-

ров, который необходимо регистрировать при испытании, является длина трещин откола, это уменьшает точность метода, но позволяет получить оценочный результат без использования сложного и точного оборудования.

Сверление (бурение) породы теоретически также может дать прямую зависимость ЭПЭ от величины энергозатрат при сверлении, но может использоваться также для получения *относительных* величин ЭПЭ, так как результат существенно зависит от равномерности усилия подачи, скорости вращения и прочих факторов.

Выводы

Опыт исследований как отечественных, так и зарубежных, свидетельствует, что методики испытаний имеют недостатки, связанные с необходимостью тщательной обработки образцов, соблюдения определенных геометрических размеров, как образцов, так и надрезов. Это ограничивает возможности применения перечисленных методов для оперативного установления *абсолютных* характеристик трещиностойкости горных пород. В то же время есть данные, которые показывают, что применительно к керновым пробам с достаточной степенью точности возможно использование в изгибных схемах цилиндрических образцов, что упрощает условия эксперимента [24, 25]. Сравнительные лабораторные и численные эксперименты показывают также, что геометрические параметры щели — инициатора трещины в приложении к горным породам не существенны; также следует внимательнее относиться к выбору методики пересчета экспериментальных данных в конечный показатель (вязкость разрушения либо ЭПЭ).

Экспериментальные данные определения характеристик трещиностойкости горных пород при испытаниях образцов с использованием перечисленных методов показывают, что применительно к горным породам существуют возможности смягчения требований к подготовке образцов и выборе метода, наиболее подходящего для исследования той или иной частной характеристики. В то же время все стандартные методики не относятся к категории экспресс-методов. В этом направлении необходимо проведение дальнейших исследований.

На роль оперативных методик определения относительных характеристик трещиностойкости могут претендовать инструментальные методы. Применение их для определения *абсолютных* параметров требует разработки специальных способов регистрации *процесса* разрушения.

Библиографический список

1. Алексеев А.Д., Недодаев Н.В., Рязанцев Н.А. Методические указания по применению способа прогноза выбросоопасности горных пород по их эффективной поверхностной энергии: Препр. / АН УССР. ДонФТИ. — Донецк, 1983. — 20 с.
2. **Методика** определения вязкости разрушения (трещиностойкости) горных пород. — М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1990. — 15 с.
3. **ГОСТ 29167-91.** Методы определения характеристик трещиностойкости (вязкости разрушения) при статическом нагружении. — Введ. 01.07.92. — М.: Изд-во стандартов, 1992. — 17 с.
4. ASTM Standards, Vol. 31, May 1969.
5. **Chong K.P. & Kuruppu M.D.** New specimen for fracture toughness determination of rock and other materials. Int. J. Fract, 1984. — №26. — P. 59–62.
6. **Kuruppu M.D.** Fracture toughness measurement using chevron notched semi-circular bend specimen. Int. J. Fract, 1997. — №86. — L.33–38.
7. **Guo H., Aziz N.I. & Schmidt L.C.** Rock fracture toughness determination by the Brazilian test. Eng. Geol, 1993. — №33. — P. 177–188.
8. **Shiryaev A. & Kotkis A.M.** Methods for determining fracture toughness of brittle porous materials. Industrial Laboratory, 1982. — №48. — P. 917–918.

9. **Whittaker B.N., Singh R.N. & Sun G.** Rock Fracture Mechanics, Principles, Design and Applications. Developments in Geotechnical Engineering, 71. Elsevier, Amsterdam, 1992.
10. **Chang S.-H., Lee C.-I. & Jeon S.** Measurement of rock fracture toughness under modes I and II and mixed-mode conditions by using disc-type specimens. Eng. Geol, 2002. — №66. — P. 79–97.
11. **Ouchterlony F.** Suggested methods for determining the fracture toughness of rock / Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr, 1988. — №25. — P. 71–96.
12. **Fowell R.J.** Suggested methods for determining Mode I fracture toughness using cracked chevron notched Brazilian disc specimens / Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr, 1995. — № 32. — P. 57–64.
13. **Способ** определения трещиностойкости хрупких материалов и устройство для его осуществления: А.с. 1262335 СССР, МКИ G 01 N 3/08 / Г.С.Волков (СССР). — №3915963/25-28; Заявлено 13.05.85; Опубл. 07.10.86, Бюл. №37. — 2 с.
14. **Старосельский А.В., Чирков С.Е., Шоболова Л.П., Эдельштейн О.А.** О влиянии ПАВ на трещиностойкость крепких горных пород // ФТПРПИ, 1990. — №5. — С. 32–34.
15. **Summers D.A., Corwine J. and Chen Li-king.** A comparison of methods available for the determination of surface energy: Preprint / <http://www.umn.edu/~rockmech/faculty/papers/paper6.pdf>.
16. **Cox S.J.D. & Scholz C.H.** Rupture Initiation in Shear Fracture of Rocks: An Experimental Study. / J. Geophys. Res, 1988. — №93. — P. 3307–3320.
17. **Yacoub-Tokatly Z., Barr B. & Norris P.** Mode III fracture — a tentative test geometry. In: Shah, S.P., Swartz, S.E. & Barr, B. (eds.). Fracture of Concrete and Rock – recent developments. — Elsevier, University Press, Cambridge, UK, 1989. — P. 596–604.
18. **Ingraffea A.R.** Mixed Mode fracture initiation in Indiana limestone and Westerly granite. In: Proc. 22nd US Symp. Rock Mech., Cambridge, MA, 1981. — P. 186–191.
19. **Barr B. & Derradj M.** Numerical study of a shear (mode II) type test specimen geometry. Eng. Fract. Mech, 1990. — №35. — P. 171–180.
20. **Watkins J.** Fracture toughness test for soil-cement samples in Mode II. Int. J. Fract, 1983. — №23. — P. 135–138.
21. **Izumi M., Mihashi H. & Nomura N.** Fracture toughness of concrete for mode II Fracture Toughness and Fracture Energy of Concrete. In Wittmann, F.H. (ed.), Elsevier Science Publishers, Amsterdam, 1986. — P. 347–354.
22. **Rao Q., Sun Z., Stephansson O., Li C. & Stillborg B.** Shear fracture (Mode II) of brittle rock. Int. J. Rock Mech. Min. Sci, 2003. — №40. — P. 355–375.
23. **Atkinson C., Smelser R.E. & Sanchez J.** Combined mode fracture via the cracked Brazilian disk test. Int. J. Fract, 1982. — №18. — P. 279–291.
24. **Rechtorsiz Á., Bojtár I., Gálos M.** Determination of stress intensity factors on rock specimens // 2nd Int. PhD Symposium in Civil Engineering, 1998. Budapest.
25. **Backers T.** Fracture Toughness Determination and Micromechanics of Rock Under Mode I and Mode II Loading / D. Dissertation. Institut für Geowissenschaften. Universität Potsdam. Potsdam, 2004.

© Бачурин Л.Л., Ревва В.Н., 2006

УДК 622.274

ПИВЕНЬ Ю.А., РАДУЛ В.А. (ДонНИИ), ЖИТЛЕНОК Д.М. (ГП «Дзержинскуголь»)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ШИРИНЫ ЛЕНТОЧНОГО ЦЕЛИКА НА УСТОЙЧИВОСТЬ ПЛАСТОВОГО ВЕНТИЛЯЦИОННОГО ШТРЕКА ПРИ РАЗРАБОТКЕ КРУТЫХ ПЛАСТОВ

Описан механизм образования целиков над вентиляционным горизонтом, исследован характер влияния ленточных целиков на устойчивость пластовых вентиляционных штреков, подтверждена безцеликовая разработка крутых угольных пластов при их полевой подготовке.

Непрерывно усложняющаяся горнотехническая обстановка в Центральном районе Донбасса (ЦРД), вызванная интенсивным ростом глубины разработки крутых угольных пластов, обусловила широкое применение полевой подготовки угольных пластов.

Характерной особенностью применяемых схем полевой подготовки является проведение на откаточном горизонте полевой откаточного штрека и наклонных гезенков на пройденный с опережением по пласту просек при выемке угля отбойными молотками и комбайнами. С переходом горных работ на нижележащий горизонт бывший полевой откаточный штрек и наклонные гезенки не используется, а проводится пластовый вентиляционный штрек (64,3% участков).

В этом случае при проведении по пласту вентиляционного штрека над ним остаются ленточные целики угля (далее — целики) различной ширины (размер по падению пласта). Оставленные целики увеличивают эксплуатационные потери угля, являются потенциально опасными зонами для возникновения эндогенных пожаров на пластах с углями, склонных к самовозгоранию, способствуют образованию зон повышенного горного давления (ПГД), отрицательно влияющих на безопасное ведение горных работ на соседних сближенных пластах, особенно склонных к внезапным выбросам угля и газа.

Зона опорного горного давления, образованная целиком, оказывает существенное влияние на устойчивость крепи штрека. В зависимости от ширины целика, мощности пласта, прочности угля и состава боковых пород нагрузка на крепь может меняться (рис. 1).

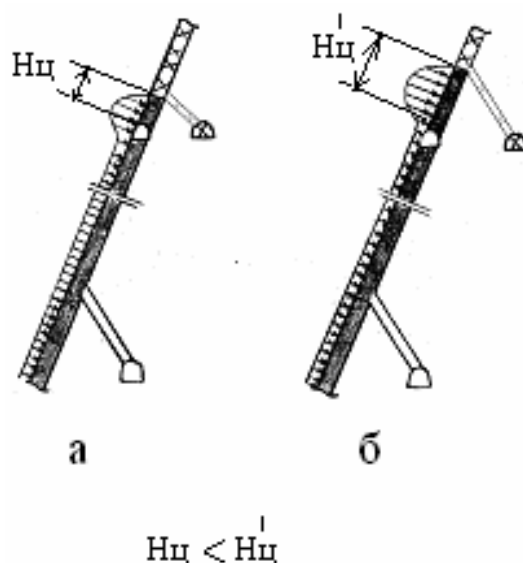


Рис.1. Характер изменения эпюры напряжения в зависимости от ширины целика

Так, с ростом ширины целика ($H_{ц}$), начиная с $H_{ц}$ более $0,1L$ (где L — ширина зоны опорного горного давления согласно [1]) — от 4 до 7 м и при мощности пласта от 0,5 до 2,0 м пик напряжения приходится на пластовый штрек (рис. 1, а). При этом крепь выработки под влиянием повышенной нагрузки начинает деформироваться, теряет несущую способность и в конечном итоге разрушается, что требует больших затрат на ремонт или восстановление штрека.

При росте $H_{ц}^1$ пик напряжения смещается в сторону целика (рис. 1, б) и крепь испытывает снижение нагрузки. Это объясняется тем, что целики при различных горно-геологических условиях могут не только отрицательно влиять на пластовый штрек, но

и оказывать положительное влияние на устойчивость выработки. Это находит подтверждение в [2], где отмечено, что целики шириной более 8 м при прочном угле и более 10 м при мягком угле для пластов мощностью до 1,2 м, а также целики более 8–10 м при прочном угле и более 12–14 м при мягком угле для пластов мощностью свыше 1,2 м, будут являться охранными.

Как видно из рис. 1, для повышения устойчивости пластового штрека за счет снижения влияния целика необходимо сместить пик напряжения либо в сторону угольного массива либо в выработанное пространство. Этого можно достигнуть путем проведения пластового штрека широким забоем или с последующей выемкой целика по схеме согласно [3].

Исследования влияния ширины целика на устойчивость пластовых вентиляционных штреков в шахтных условиях производили на основе измерения смещений контура сечения вентиляционного штрека.

Для установления характера и величин смещения были оборудованы специальные замерные станции в вентиляционных штреках, проведенных с оставлением ленточных целиков угля и без. Каждая станция состояла в основном из двух наблюдательных пунктов, расположенных на расстоянии не менее 8–10 м один от другого.

На расстоянии 1,0–1,2 м от головки рельса по бокам, а также в почве выработки по осевой линии закладывались репера длиной 1 м, представляющие собой анкер с клиновым замком (рис.2). Затем по оси выработки на верхняке рамы арочной податливой крепи из спецпрофиля делали метку. Такая конструкция замерной станции позволяла проследить за смещением пород в наиболее характерных направлениях по контуру сечения штрека.

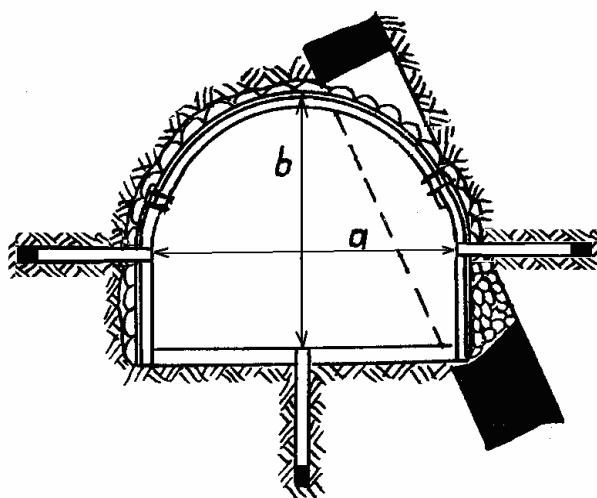


Рис. 2. Схема замерной станции для шахтных наблюдений за смещением контура сечения вентиляционного штрека

Замерные станции по технологическим причинам оборудовались на расстоянии с 3–5 м позади лавы. Замеры смещений производились с интервалом 3–15 суток. Смещения пород на контуре сечения выработки измерялись рулеткой ВНИМИ.

Погрешность замеров не превышала ± 2 мм. Для каждой станции вычислялась величина смещения за наблюдаемый промежуток времени. Величины смещения увязывались во времени и с положением очистного забоя, которое определялось по забою верхнего уступа лавы на определенную дату наблюдений. Обработка данных смещений пород производилась на персональном компьютере.

Для исследований были выбраны пласты l_7^B Пугачевка гор. 916/1026 м шахты им. Ф.Э.Дзержинского ГП «Дзержинскуголь» и пласт m_2 Тонкий- восток гор.860–975 м шахты им. А.И.Гаевого.

Угольный пласт l_7^B Пугачевка опасный по внезапным выбросам угля и газа, опасный по внезапным обрушениям угля, не склонен к самовозгоранию, опасен по пыли. Вынимаемая мощность пласта — 0,8–1,3 м, угол падения — 580° .

Непосредственная кровля — глинистый сланец, весьма неустойчивый, обрушается вслед за выемкой угля, образуя «ложную кровлю», мощностью 0,15–0,30 м.

Основная кровля — песчаник мелкозернистый, слоистый, слюдястый, трещиноватый, средней крепости, средней устойчивости, мощностью 2,5–9,0 м.

Непосредственная почва — сланец песчано-глинистый, трещиноватый, неустойчив, средней крепости, мощностью 0,6–4,0 м.

Основная почва — песчаник мелкозернистый до среднезернистого, слоистый, крепкий, средней устойчивости.

Пласт l_7^B Пугачевка отрабатывался под защитой пласта m_3 Толстый.

Угольный пласт m_2 — Тонкий-восток гор. 860–975 м опасный по внезапным выбросам угля и газа, опасный по внезапным обрушениям угля, не склонен к самовозгоранию.

Вынимаемая мощность пласта — 0,64 м, угол падения — 61° .

Непосредственная кровля пласта — глинистый сланец, слоистый, трещиноват, средней крепости, средней устойчивости, склонен к отслаиванию и обрушению, мощностью 7,2–2,1 м.

Основная кровля пласта — песчаный сланец, крепкий, слоистый, средней устойчивости, мощностью 5,4–10,8 м.

Непосредственная почва пласта — «кучерявчик» мощностью 0,70 м. Ниже — глинистый сланец, слоистый, слабо трещиноватый, средней крепости и устойчивости, мощностью 2,60 м.

Основная почва пласта — песчаный сланец, средней устойчивости, мощностью 6,1–1,9 м.

Наблюдения были проведены в условиях, когда вначале оставались надштрековые угольные целики, а затем вынимались.

По пласту l_7^B Пугачевка замерные станции были оборудованы в западном и восточном штреках. На восточном крыле ширина целика составляла 7,1 м, а на западном — возрастала от 0,7 до 5,1 м.

В западном штреке замерные станции оборудовались на участках, где ширина целика составляла 0,7; 2,3 и 5,1 м.

Сечение штреков в свету составляло $8,5 \text{ м}^2$. Рамы металлокрепки АП-9,2 устанавливали через 1 м. Штреки проводились через 8 месяцев после предварительной надработки пласта l_7^B Пугачевка пластом m_3 — Толстый, залегающем на расстоянии по нормали 108 м.

По пласту m_2 — Тонкий замерные станции были оборудованы в восточном штреке на участках, где ширина угольного целика возрастала от 3,6 до 13,5 м.

Вентиляционный штрек проводился через 10 месяцев после предварительной надработки пласта m_2 — Тонкий пластом m_3 — Толстый, залегающем в кровле пласта на расстоянии 26 м от него по нормали. Сечение штрека в свету составляло $8,5 \text{ м}^2$. Рамы металлокрепки АП-9,2 устанавливали через 1 м.

На рис. 3 и 4 приведены графики смещения пород при оставлении целика и без оставления в восточном и западном вентиляционных штреках пласта l_7^B Пугачевка, а на рис.5 в восточном вентиляционном штреке пласта m_2 — Тонкий в зависимости от расстояния до очистного забоя.

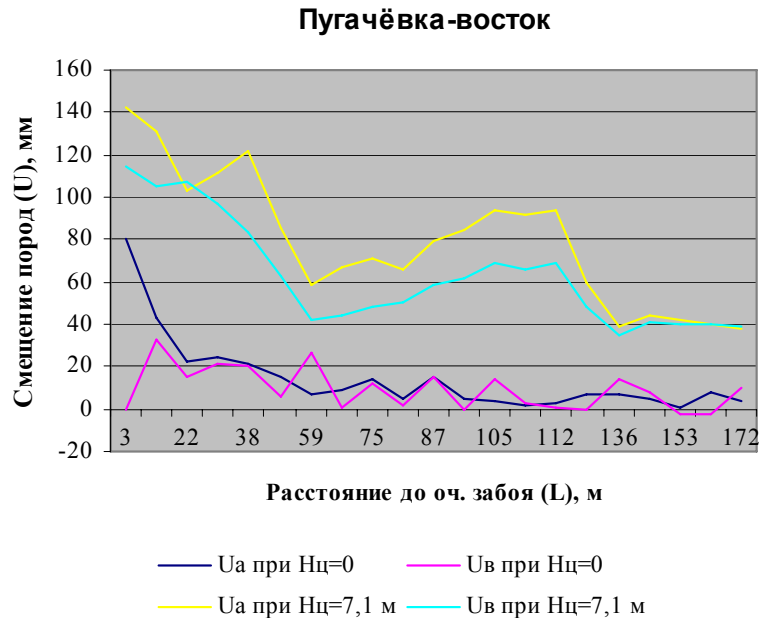


Рис. 3. Смещения пород (U) в сечении вентиляционного штрека пласта l_7^B Пугачевка-восток в зависимости от расстояния (L) до очистного забоя при целике ($H_{ц}$) и без

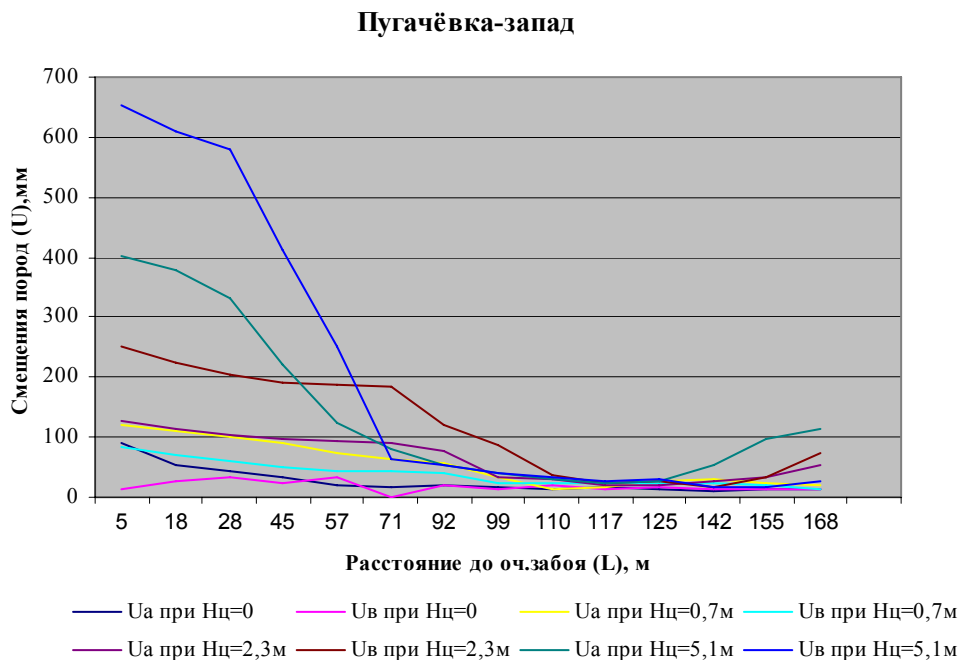


Рис. 4. Смещения пород (U) в сечении вентиляционного штрека пласта l_7^B Пугачевка-запад в зависимости от расстояния (L) до очистного забоя при целике ($H_{ц}$) и без

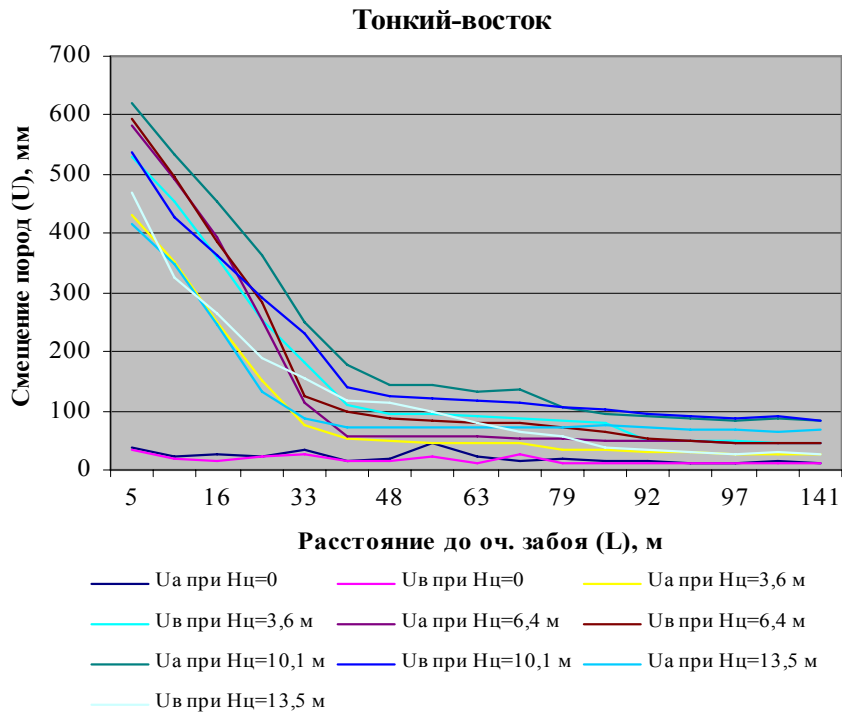


Рис. 5. Смещения пород (U) в сечении вентиляционного штрека пласта m_2 -Тонкий-восток в зависимости от расстояния (L) до очистного забоя при целике ($H_{ц}$) и без

Исследованиями подтверждено, что наиболее интенсивные смещения пород происходили на участках, проводимых с оставлением целика, причем, они возрастали с увеличением его ширины до определенных размеров, а затем уменьшались (рис.6, 7).

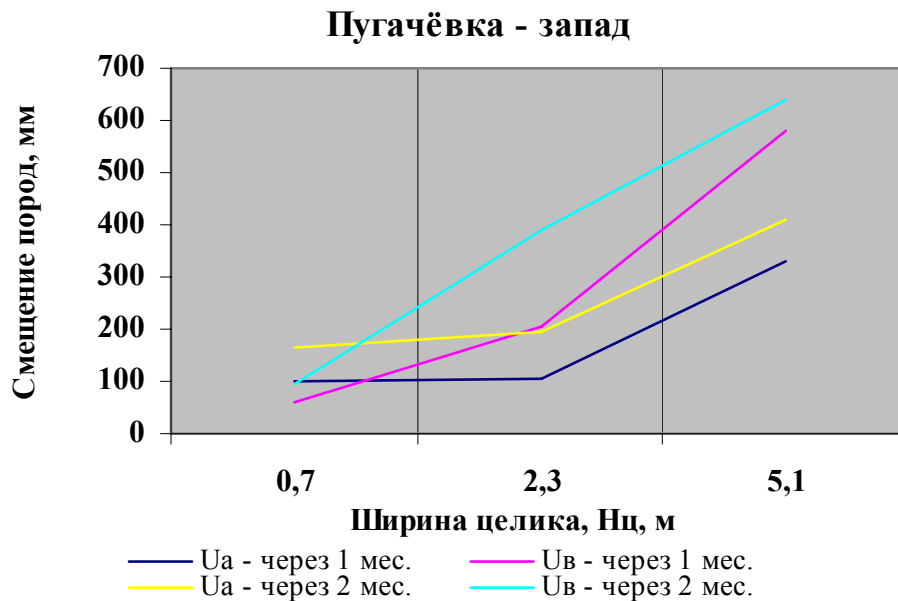


Рис.6. Вертикальные (U_b) и боковые (U_a) смещения пород в западном вентиляционном штреке в зависимости от ширины целика через 1 и 2 месяца

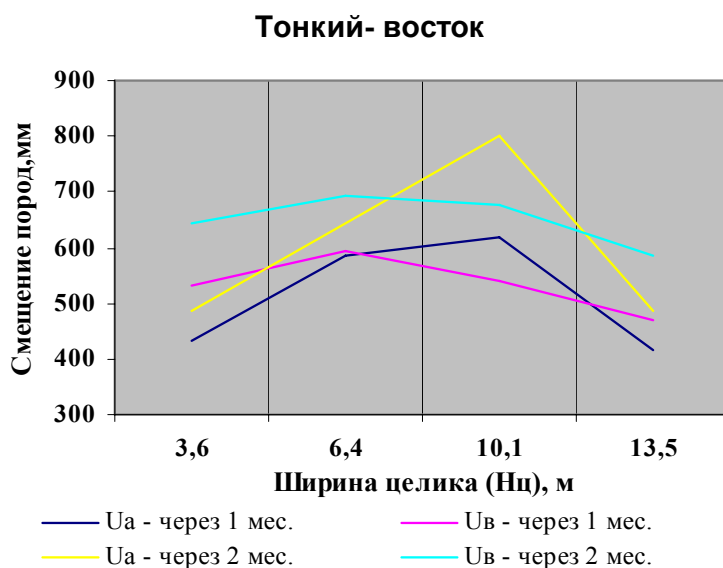


Рис.7. Вертикальные (U_v) и боковые (U_a) смещения пород в восточном вентиляционном штреке в зависимости от ширины целика через 1 и 2 месяца

Это подтверждает ранее сделанные нами выводы. Таким образом, для повышения устойчивости пластового вентиляционного штрека его необходимо проводить широким забоем или предусматривать подготовку пласта без оставления ленточных целиков угля над вентиляционным горизонтом.

Библиографический список

1. **Инструкция** по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам. — М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1989. — 191 с.
2. **Крутые** и крутонаклонные пласты. Управление горным давлением и крепление в очистных и подготовительных выработках на больших глубинах. — Донецк: ГОАО ДонНИИ, 1997. — 241 с.
3. **КД 12.01.01.101–2000** Крутые и крутонаклонные пласты. Полевая подготовка без оставления целиков угля. Руководство по технологии ведения горных работ.

© Пивень Ю.А., Радул В.А., Житленок Д.М., 2006

УДК 622.831

СОЛОВЬЕВ Г.И. (ДонНТУ)

ОБ ОБЕСПЕЧЕНИИ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ ШАХТ ПРОДОЛЬНО-ЖЕСТКИМ УСИЛЕНИЕМ АРОЧНОЙ КРЕПИ

Представлены результаты опытно-промышленной проверки нового способа продольно-жесткого усиления арочной крепи конвейерного штрека при сплошной системе разработки в условиях шахты им. М.И.Калинина ГП «Донецкуголь».

Эффективная работа современных механизированных комплексов в условиях глубоких шахт Донбасса возможна лишь при условии обеспечения устойчивого состояния подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ.

Поддержание выемочных выработок в зоне временного опорного давления перед очистным забоем и на участке активных смещений боковых пород в выработанном пространстве вслед за лавой сопряжено с резкой продольно-поперечной асимметрией и неравномерностью воздействия внешних нагрузок на каждый комплект крепи.

Применяемые в настоящее время в условиях глубоких шахт 3-х, 5-ти и реже 4-х звенные арочные податливые крепи из спецпрофилей СВП-27 и 33 вследствие значительной изменчивости строения и прочностных свойств вмещающих боковых пород, (как по площади залегания, так и по глубине разработки) не соответствуют особенностям механизма проявлений горного давления в зоне влияния очистных работ, что в конечном итоге приводит к необходимости выполнения больших объемов работ по ремонту и перекреплению выемочных выработок [1–4].

Сотрудниками Донецкого национального технического университета предложен новый способ продольно-жесткой консолидации арочной крепи, основанный на идее перераспределения повышенного горного давления между перегруженными и недогруженными комплектами крепи по длине выработки. Взаимосвязь комплектов арочной крепи осуществляется за счет подвешивания к верхняку каждой арки одной или двух продольных балок из отрезков двутавра или спецпрофиля СВП-27 [5–7]. Предложенный способ позволяет повысить работоспособность арочной крепи, которая нагружена по своему периметру и по длине выработки весьма неравномерно, и эта неравномерность изменяется в продольно-поперечном направлении выработки в зависимости от характерных зон ее поддержания.

Для определения рациональных параметров поддержания подготовительных выработок глубоких шахт в зоне влияния очистных работ при сплошной системе разработки на шахте им. М.И.Калинина с середины 2002 г. до середины 2005 г. в конвейерном штреке 2-ой западной лавы (рис. 1) пласта h_{10} проводилась опытно-промышленная проверка продольно-балочной крепи усиления. Пласт h_{10} «Ливенский» мощностью 1,14–1,30 м и углом падения 20–23° обрабатывался на глубине 1280 м. Конвейерный штрек проходил с завышенным сечением ($S_{штр} = 28,5 \text{ м}^2$) буровзрывным способом с опережением лавы на 40–45 м и группировался через 250–300 м промежуточными наклонными квершлагами на полевой штрек, проводимый в почве на расстоянии 15 м ниже пласта. Штрек охранялся деревянной чураковой стенкой шириной 1,3 м и бутовой полосой длиной 2 м. Общая высота выработки при традиционном способе крепления и поддержания составляла 6,2 м.



Рис. 1. Схема горных выработок 2-ой западной лавы пласта h_{10} шахты им. М.И.Калинина

В результате анализа визуальных и инструментальных наблюдений за проявлениями горного давления в конвейерном штреке было установлено, что в опережении штрека, на сопряжении с лавой и на участке длиной 30–40 м вслед за очистным забоем максимальные смещения породного контура происходили по напластованию пород кровли при значительных смещениях элементов крепи в замках со стороны массива (рис.2, а, б, г, д, е), при этом интенсивный рост вертикальных смещений породного контура начинался на расстоянии 20–25 м перед лавой.

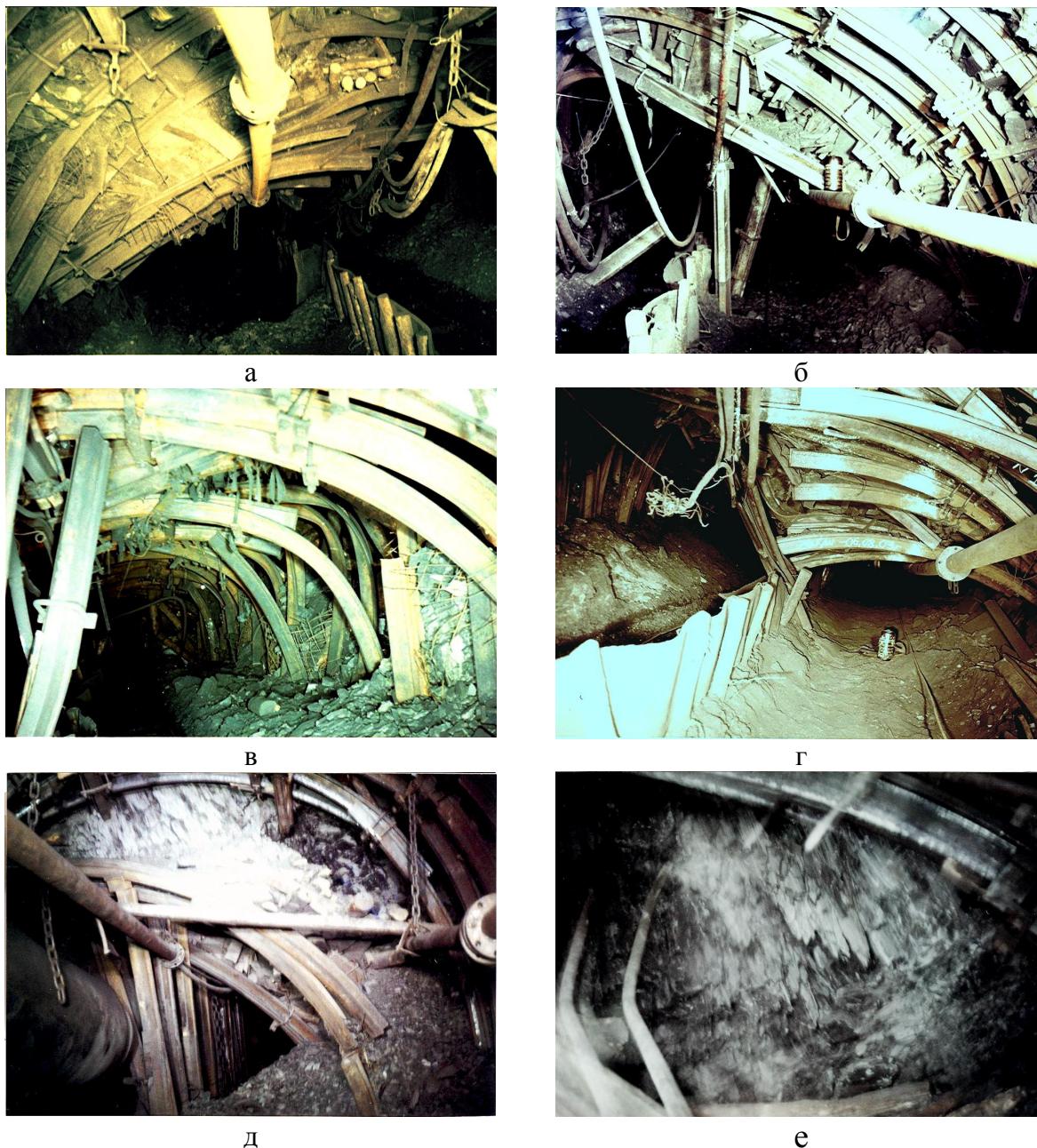


Рис. 2. Состояние конвейерного штрека без крепи усиления на расстоянии 60 м (а–в), 100 м (г) и 240 м (д, е) от лавы и при перекреплении выработки

На сопряжении с лавой вертикальные смещения составляли в среднем около 2,5 м, из которых на долю кровли приходилось 75–80%, а горизонтальные смещения равнялись 1,25–1,3 м. Вслед за лавой в зоне влияния выработанного пространства на участке длиной 60–80 м вертикальные смещения составляли около 3 м, из которых сме-

щения кровли составляли около 60%. Таким образом, уже на расстоянии 100 м вслед за лавой необходимо было перекреплять конвейерный штрек из-за неудовлетворительного состояния крепи, что видно из фотографий представленных на рис. 3.

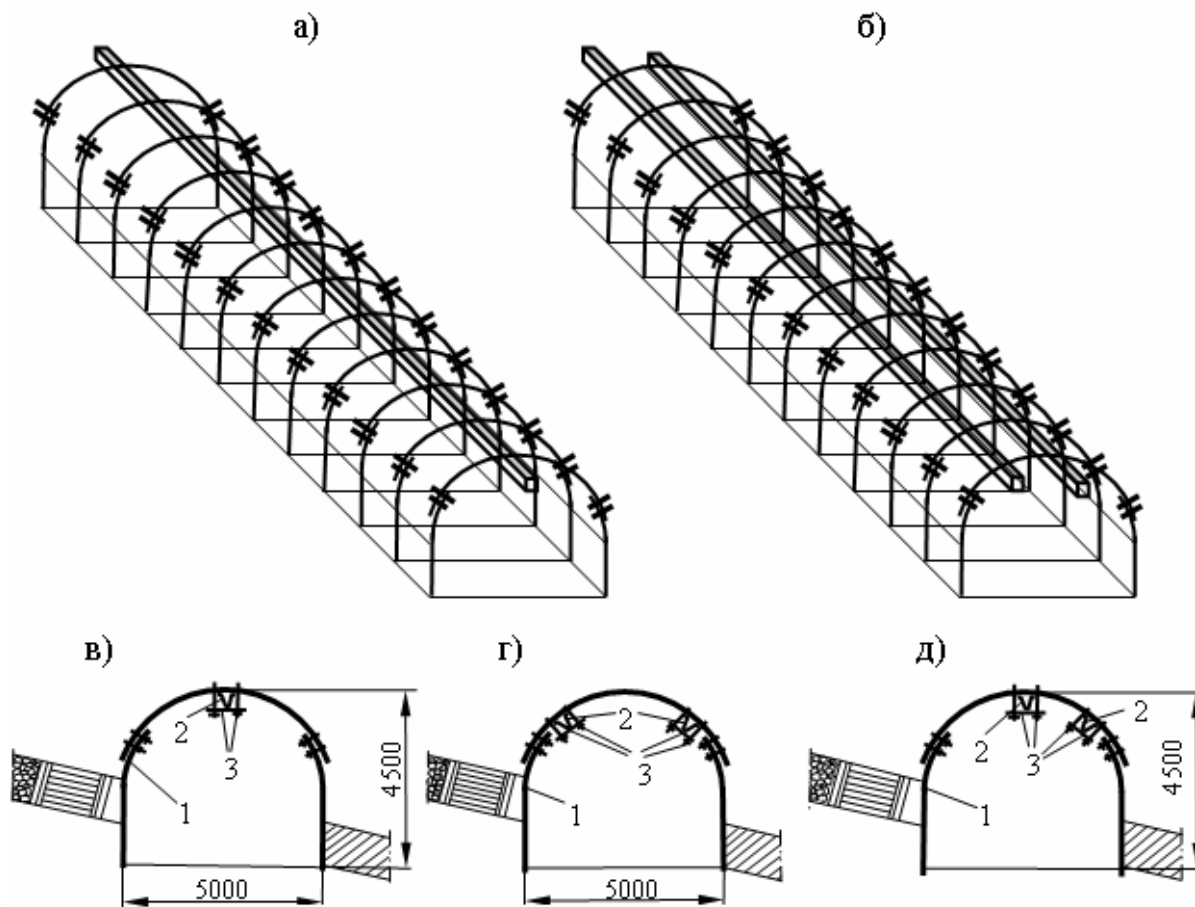


Рис. 3. Способы усиления арочной крепи конвейерного штрека 2-ой западной лавы пласта h_{10} «Ливенский» шахты им. М.И.Калинина при: однобалочной (а, в) и двухбалочная (б, г, д) крепях усиления из спепрофиля СВП-27; при симметричном (а–г) и асимметричном (д) расположении балок по периметру крепи

Вслед за лавой на участке штрека длиной 30–40 м происходил перекося комплектов крепи из-за асимметричной нагрузки рам. Вследствие этого большинство (около 80%) замков со стороны выработанного пространства заклинивалось и разрывалось, что сопровождалось выдавливанием забойных ножек арочной крепи в полость выработки на величину 0,9–1,3 м (рис.2, в).

Следует также отметить, что при выдавливании пород кровли и боков выработки со стороны массива угля происходило формирование складок давления, которые в поперечном сечении выработки представляли собой перевернутую параболу, центральная ось которой была ориентирована по направлению напластования пород с отклонением от него в обе стороны на угол β , величина которого может быть определена по формуле [4]

$$\beta = \arccos\left(1 - \frac{U}{R}\right),$$

где U — максимальные смещение породного контура по напластованиям пород, м; R — радиус верхняка арочной крепи, м.

На первом этапе опытно-промышленной проверки на участке выработки длиной 300 м применялась однобалочная крепь продольно-жесткого усиления. Арочная податливая крепь конвейерного штрека (АП-5/13,8 из спецпрофиля СВП-27 с шагом установки рам крепи 0,5 м) была усилена одной балкой из отрезков прямолинейного спецпрофиля СВП-27 длиной по 4 м, которые соединялись на каждом стыке внахлест на 0,5 м двумя хомутами. Балка подвешивалась на 2-х специальных крючьях с планками и гайками по центру каждого верхняка крепи (рис. 3, а и в).

На втором этапе для повышения жесткости крепи усиления и предотвращения интенсивных боковых смещений контура выработки со стороны напластования пород, в штреке была установлена двухбалочная усиливающая крепь с симметричным расположением балок по верхняку на расстоянии 1,8 м друг от друга по ширине выработки (рис. 3, б и г).

Применение двухбалочной крепи усиления с симметричным расположением балок по верхняку крепи позволило повысить эффективность работы арочной крепи за счет пространственной консолидации ее комплектов и создания из них жесткой каркасной конструкции (рис. 4).

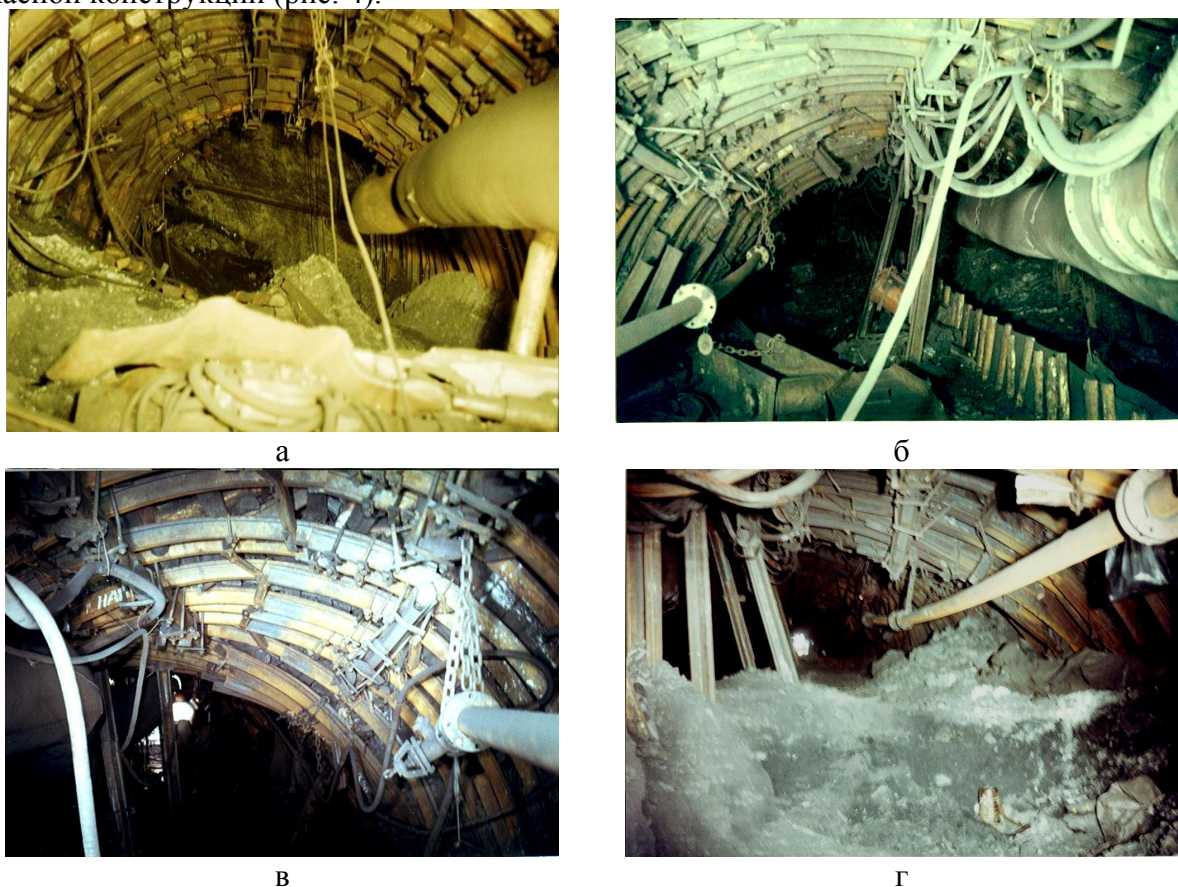


Рис. 4. Состояние конвейерного штрека с продольно-жесткой крепью усиления в проходческом забое (а), на расстоянии 60 м (б), 80 м (в) — на участке отсутствия продольно-жесткой крепи усиления и в 220 м (г) за лавой при подрывке почвы

Поэтому на третьем этапе исследований для повышения качества работы жестко-продольной крепи усиления расположение балок по профилю верхняка было изменено таким образом, что одна балка была размещена по центру верхняка, а вторая — на 0,2 м выше замка арочной крепи — по линии действия максимальной нагрузки со стороны напластования пород кровли (рис. 3, д). Такое расположение балок позволило существенно улучшить состояние арочной крепи за счет перераспределения повышенной и

неравномерной нагрузки между перегруженными и недогруженными комплектами арочной крепи по длине выработки и локализации воздействия на верхняк крепи больших изгибающих моментов (рис. 4).

Наличие продольно-жесткой усиливающей связи, расположенной по линии воздействия максимальных нагрузок со стороны напластования пород кровли, создало предпосылки для образования в кровле пласта и в боку выработки локальных грузонесущих зон, препятствующих развитию процесса складкообразования, что в конечном итоге обеспечило сохранение устойчивости выработки (рис. 4, б-г).

На рис. 5 представлены результаты инструментальных наблюдений за смещениями и скоростями смещений боковых пород на контуре конвейерного штрека при использовании 3-х вариантов продольно-балочной крепи усиления (рис. 3).

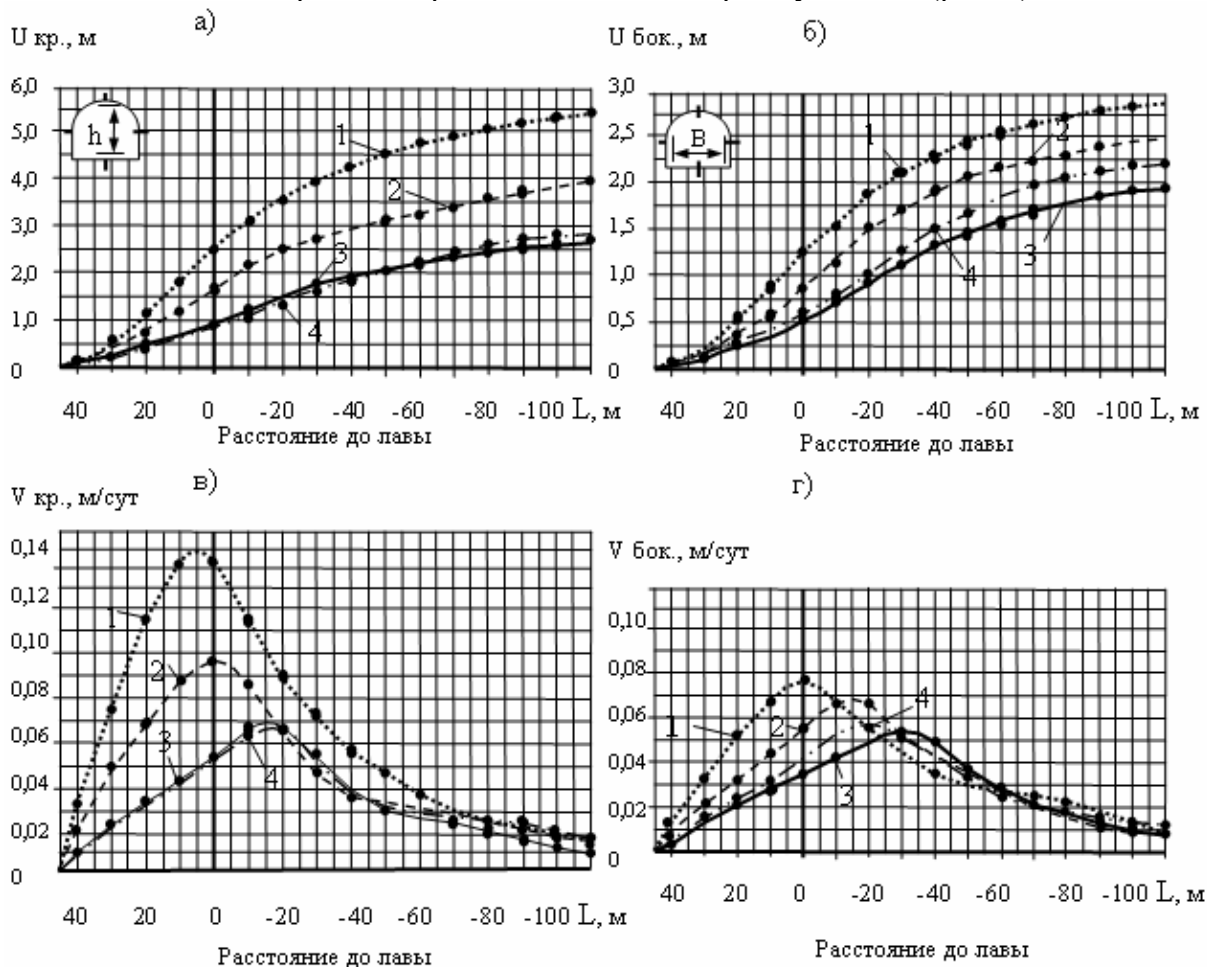


Рис. 5. График зависимости вертикальных (а) и горизонтальных (б) смещений и соответственно (в) и (г) скоростей смещений породного контура конвейерного штрека 2-ой западной лавы пласта h_{10} : 1 — на контрольном участке без продольно-балочной крепи усиления; 2 — на первом экспериментальном участке при использовании одной центральной балки из СВП-27; 3 и 4 — на втором и третьем экспериментальных участках соответственно при двух симметричных и двух асимметричных балках и опережении лавы забоем конвейерного штрека на 45 м

Применение продольно-жесткой крепи усиления позволило при минимальных затратах сил и средств и без создания технологических помех выполнению рабочих процессов в лаве и на ее сопряжении с конвейерным штреком (рис. 4) снизить конвергенцию боковых пород на контуре выработки. При однобалочной крепи усиления величина вертикальных смещений была снижена на 0,9 м (в 1,6 раза) на сопряжении с ла-

вой и на 1,4 м (или в 1,4 раза) на расстоянии 110 м за лавой. При использовании двух балок вертикальные смещения на сопряжении с лавой уменьшились в среднем на 1,5 м (в 2,5 раза), а на расстоянии 110 м за лавой они снизились на 2,6 м (в 1,9 раза) и 2,8 м (в 2,1 раза) соответственно при асимметричном и симметричном расположении балок по длине верхняка крепи.

Горизонтальные смещения боков конвейерного штрека при использовании одной балки были снижены на 0,75 м (в 1,7 раза) на сопряжении с лавой и на 0,3 м (в 1,14 раза) на расстоянии 110 м за лавой. Применение двухбалочной крепи усиления позволило снизить боковые смещения в створе с лавой в среднем на 1 м (в 2,9 раза), а в 110 м за лавой на 0,5 м (в 1,2 раза) и 0,9 м (в 1,5 раза) соответственно при асимметричной и симметричной схемах расположения продольных балок.

Δb , м; V_{max} , м/сут

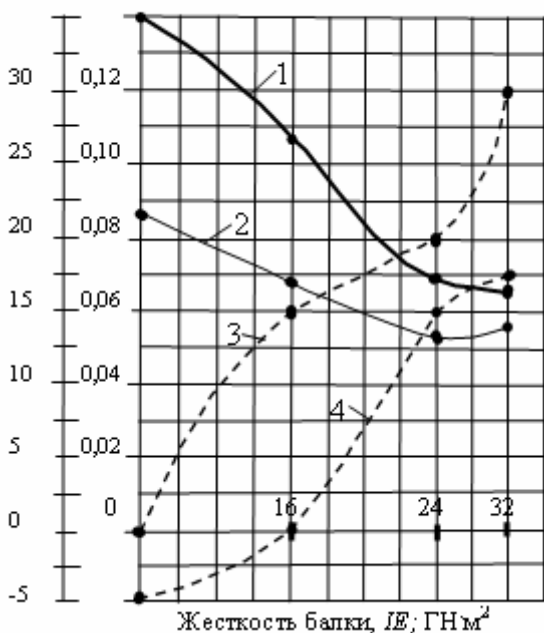


Рис. 6. Графики зависимости изменения максимальных значений вертикальных (1) и горизонтальных (2) скоростей смещений боковых пород и шага сдвига соответственно их горизонтальных (3) и вертикальных (4) максимумов относительно груди забоя лавы от жесткости применяемой крепи усиления

Весьма характерной особенностью поведения пород кровли, почвы и боков выемочной выработки в зоне влияния очистных работ является рассогласование месторасположения максимумов скоростей конвергенции относительно окна лавы. Как видно из представленных на рис. 5 и 6 графиков, при возрастании жесткости продольно-балочной крепи усиления происходил сдвиг месторасположения максимальных значений вертикальных и горизонтальных скоростей смещений в сторону выработанного пространства при одновременном уменьшении абсолютной их величины. Так, если вертикальные смещения без усиливающей крепи свой максимум скорости имеют на расстоянии 5 м перед лавой, при одной балке крепи усиления — на сопряжении с очистным забоем, а при двух балках — на расстоянии 15 и 17,5 м соответственно для симметричного и асимметричного их расположения, то горизонтальные скорости смещений достигают своих максимальных значений с существенным сдвигом в сторону выработанного пространства и расположены соответственно на сопряжении с лавой и на удалении 15, 20 и 30 м от нее.

С увеличением жесткости крепи усиления вследствие образования в кровле выработки над балками крепи усиления грузонесущих сводов из разуплотненных породных отдельностей наблюдалось уменьшение абсолютных величин смещений и скоростей смещений боковых пород на контуре конвейерного штрека, причем вертикальные скорости смещений снижались в 2,3 раза интенсивнее, чем горизонтальные.

Установленные особенности механизма проявления горного давления на контуре подготовительной выработки при опытно-промышленной проверке продольно-балочной крепи усиления, а также подтверждение наличия сдвига экстремумов скоростей смещений от лавы в сторону выработанного пространства, впервые отмеченное при использовании каркасной крепи усиления в условиях шахты «Южнодонбас-

ская №3» [6], позволили сделать вывод о возможности управления процессом самоорганизации породных отдельностей на контуре выработки за счет продольно-жесткой консолидации арочной крепи.

Продольно-жесткая консолидация комплектов арочной крепи по длине выработки позволяет изменить механизм взаимодействия породных отдельностей в зоне неупругих деформаций вокруг выработки за счет синергетического эффекта образования и сохранения грузонесущих сводов в породах кровли над балками крепи усиления.

Полученные результаты позволяют определять и уточнять параметры основной и усиливающей крепей выемочных выработок глубоких шахт для повышения эффективности их работы в зоне влияния очистных работ.

Библиографический список

1. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. Справочник. — М.: Недра, 1989. — 571 с.
2. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. — М.: Недра, 1995. — 395 с.
3. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Кулдыркаев М.И. Стальные рамные крепи горных выработок. — К.: Техніка, 1999. — 216 с.
4. Гайко Г.И. Научное обоснование ресурсосберегающих способов управления напряженным состоянием рамных крепей горных выработок: Автореф. дис. ... докт.техн.наук. — Днепропетровск, 2004. — 36 с.
5. Бондаренко Ю.В., Соловьев Г.И., Кублицкий Е.В., Мороз О.К. О влиянии жесткости каркасной крепи усиления на смещения пород кровли // Изв. Донецкого горного института, 2001. — № 1. — С. 59–61.
6. Бондаренко Ю.В., Соловьев Г.И., Кублицкий Е.В., Демин И.К. О физической модели взаимодействия каркасной усиливающей крепи выемочной выработки с вмещающими породами // Горный информационно-аналитический бюллетень Московского государственного горного университета, 2002. — №6. — С. 183–187.
7. Гребенкин С.С., Соловьев Г.И., Демин И.К. и др. О сохранении устойчивости конвейерных штреков глубоких шахт / Вестник НГАУ. — Днепропетровск, 2003. — №10. — С. 31–33.

© Соловьев Г.И., 2006

УДК 622.262.001.2

ГРЕБЕНКИН С.С., ЗИНЧЕНКО С.А., ТАНКИХ Д.В. (ДонНТУ)

ОБОСНОВАНИЕ БЕЗЛЮДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЕМКИ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ГИДРОИМПУЛЬСНЫМИ УСТАНОВКАМИ

В статье изложен материал, посвященный обоснованию безлюдной технологии выемки крутых угольных пластов гидроимпульсными установками. В основу содержания статьи положены исследования ДонНТУ и ДонНИИ.

Основным направлением технического перевооружения шахт Донбасса, разрабатывающих крутые и крутонаклонные угольные пласты, является широкое применение механизированных комплексов и щитовых агрегатов. Но их использование эффективно только на неопасных по выбросам угля и газа или защищенных пластах. С увеличением глубины разработки процесс добычи угля осложняется из-за увеличения горного давления и газодинамической активности угольных пластов. Центральный район Донбасса является наиболее сложным при разработке выбросоопасных пластов в свитах.

Средняя глубина разработки угольных пластов в районе составляет около 800 м, на отдельных шахтах глубина горных работ превышает 1100 м.

Из всех разрабатываемых пластов в Центральном районе более 50% шахтопластов являются выбросоопасными.

В настоящее время опережающая разработка защитных пластов считается самой эффективной мерой борьбы с выбросами и принята в качестве основного технического направления повышения эффективности и обеспечения безопасности разработки выбросоопасных пластов. В качестве защитных используются весьма тонкие угольные пласты мощностью 0,45–0,70 м.

Применение гидроимпульсных установок, созданных специалистами ДонНТУ и ДонНИИ совместно с производителями, для выемки угля в очистных забоях и проведения подготовительных выработок является одним из направлений дальнейшего повышения эффективности и безопасности работ при разработке крутых и крутонаклонных угольных пластов, в том числе и опасных по внезапным выбросам угля и газа.

Поэтому актуальной задачей является обоснование рациональной технологической схемы выемки угля в очистном забое с применением гидроимпульсных установок при разработке крутых пластов.

Выемочная гидроимпульсная установка ГИУВ (рис.1) используется для очистной выемки крутых и крутонаклонных пластов с сопротивлением резанию не выше 150 кН/м, мощностью от 0,45 до 1,50 м и крепостью угля до 1,6 по шкале проф. М.М.Протождяконова, в том числе опасных по внезапным выбросам угля и газа, с боковыми породами не ниже средней устойчивости [1].

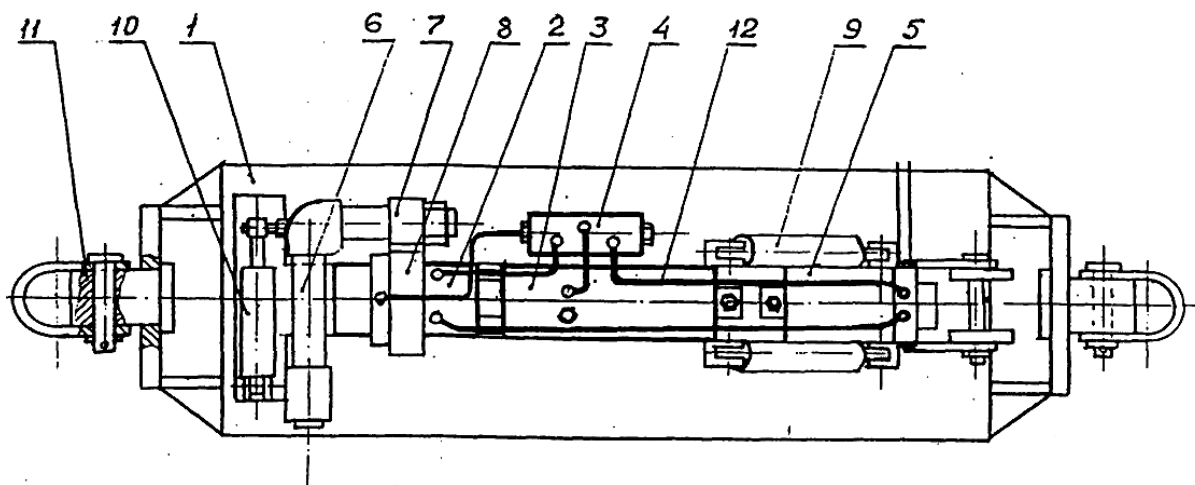


Рис. 1. Гидроимпульсная выемочная установка ГИУВ: 1 — рама; 2 — клапан главный; 3 — накопитель-гидропневмоаккумулятор; 4 — клапан управляющий; 5 — гидропневмоаккумулятор балластный; 6 — ствол; 7 — обойма ствола; 8 — обойма клапана; 9 — домкраты подъема ГИС; 10 — домкрат подъема ствола; 11 — прицепное устройство; 12 — переводные трубки

Установка ГИУВ может применяться как без присутствия человека в призабойном пространстве очистного забоя, так и с его присутствием.

Разрушение угольного массива производится импульсной струей воды давлением 18–25 МПа. Для питания выемочной машины используется высоконапорный насос, обеспечивающий давление воды не менее 30 МПа при ее подаче не менее 100 л/мин.

Подвод потока воды от насоса к машине выполняется по гибкому высоконапорному рукаву с условным проходом не менее 20 мм.

Перемещение выемочной машины вдоль забоя возможно при помощи любой лебедки, обеспечивающей скорость не менее 6 м/мин.

Выемка угля производится по челноковой схеме без присутствия людей в очистном забое. В качестве призабойной крепи может быть использована: деревянная крепь, пневматическая крепь, полосы из быстротвердеющих смесей и механизированная крепь.

Техническая характеристика установки ГИУВ приведена в таблице 1.

Табл. 1. Характеристика ГИУВ

Наименование показателя	Значение показателя
Производительность, т/мин.	1,0–2,0
Давление воды, МПа	28,0–32,0
Расход воды, м ³ /с не более	0,0015
Частота пульсаций, Гц	3
Управление установкой	дистанционное
Габаритные размеры выемочной машины, мм:	
— длина	1800
— ширина	400
— высота	280
Масса, кг	390

Технологическая схема выемки угольных пластов с применением гидроимпульсной установки приведена на рисунке 2.

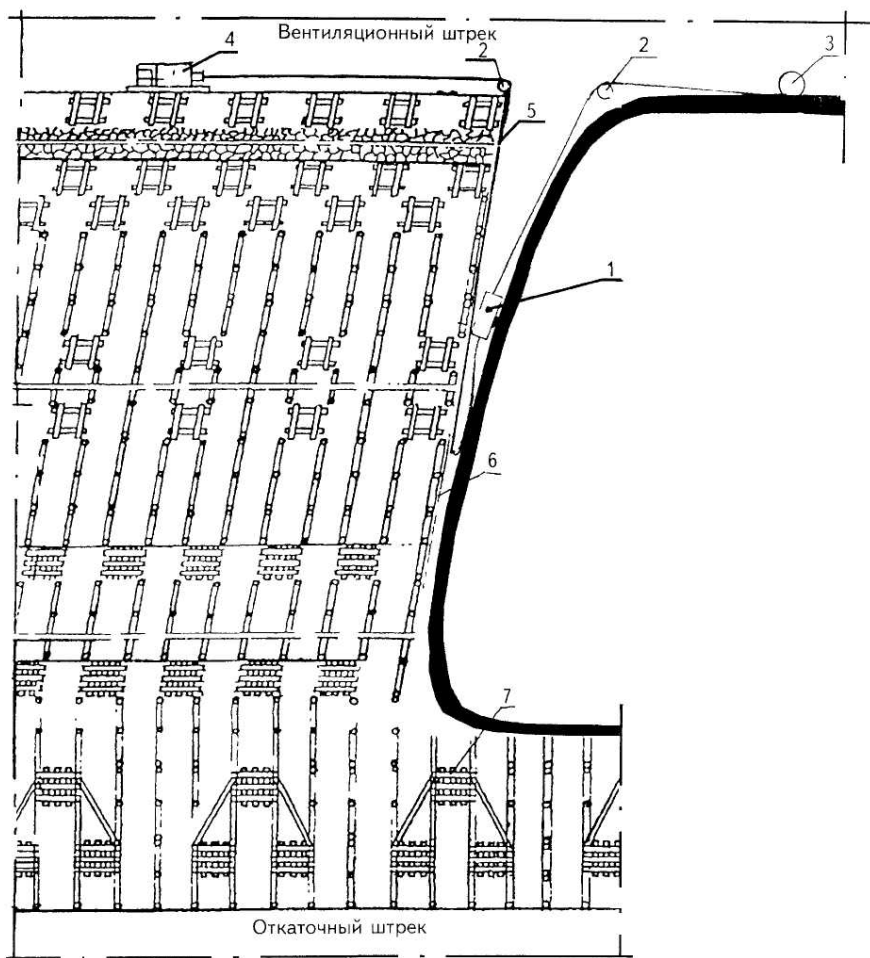


Рис. 2. Технологическая схема выемки угольных пластов с применением гидроимпульсных установок: 1 — выемочный орган гидроимпульсной установки; 2 — отклоняющие ролики; 3 — лебедка тяговая; 4 — насосная станция; 5 — высоконапорный рукав; 6 — крепь; 7 — костры накатные

В практике ведения очистных работ при разработке тонких крутопадающих пластов мощностью менее 0,7 м наибольшее распространение получила технологическая схема перемещения очистного забоя по простиранию пласта.

В качестве выемочных машин в этих технологических схемах используются отбойные молотки, комбайны, струги, гидроимпульсные установки [1].

При этом в зависимости от ориентации забоя в плоскости пласта по отношению к линии его падения различают три варианта расположения забоя:

- диагональный с опережением верхней части лавы («опрокинутый» забой);
- диагональный с опережением нижней части лавы («нависающий» забой);
- по линии падения пласта («вертикальный» забой).

В зависимости от горно-геологических условий и применяемых средств механизации очистных работ предпочтительным может оказаться то или иное положение забоя.

Опрокинутый забой имеет то достоинство, что при разработке пластов, склонных к газодинамическим явлениям (ГДЯ), в определенной мере снижается влияние гравитационных сил на развязывание внезапных выбросов и обрушений угля. В этом забое обеспечивается надежный контакт исполнительного органа с угольным массивом.

Для создания необходимых напорных нагрузок выемочных машин пассивного и активного действия на угольный массив требуется введение дополнительных конструктивных элементов. Для этой цели в конструкцию выемочного оборудования вводится опорно-направляющий элемент в виде каната (цепи), растянутого по всей длине лавы от нижнего до верхнего штрека и связанного подвижно с исполнительным органом (стругом, комбайном или гидроимпульсной установкой). Это позволяет при обводненных и неустойчивых боковых породах, при выемке невыбросоопасных пластов с устойчивой угольной консолью, применять нависающий угольный забой. При этом часть обрушающихся в выработанном пространстве боковых пород могла размещаться в нижней части лавы, если таковая располагалась под углом естественного откоса этих пород, и не препятствовать процессу выемки угля. В этом случае могут наблюдаться случаи нарушения сплошности боковых пород над и под угольным пластом. При нависающем забое требуется немедленная выгрузка отбитого угля из лавы, в противном случае неизбежны большие эксплуатационные потери и скопление закладочного массива в выработанном пространстве, что неприемлемо при разработке защитных пластов.

С точки зрения эффективности применения средств выемки выбор расположения забоя предопределяется стремлением использовать такие благоприятствующие отбойке угля факторы, как отжим и кливаж угля. Однако, в условиях нависающего забоя, при обеспечении необходимых напорных усилий на забой требуется весьма значительная величина натяжения опорно-направляющего элемента. По данным эксплуатации различных конструкций опорно-направляющих элементов величина предварительного натяжения должна быть не менее 50 тс.

До настоящего времени вопрос формы забоя в плоскости пласта в технологических схемах безлюдной выемки окончательно не решен. В подавляющем большинстве случаев специалисты в области безлюдной выемки придерживаются точки зрения, что криволинейное очертание очистного забоя позволяет:

— обеспечить необходимые напорные нагрузки на угольный массив за счет прижатия исполнительного органа выемочной машины к забою опорно-направляющим элементом;

— повысить темпы ведения очистных работ, что окажет положительное влияние на процесс управления горным давлением в забое, а в отдельных случаях может обеспечивать выемку угля без крепления призабойного пространства и, соответственно, без

присутствия людей в очистном забое. Наиболее полно эти предпосылки получили свое практическое выражение в технологических схемах безлюдной выемки угля с применением струговой установки УТС, комплекса КБК и комплекса оборудования комбайновой выемки ДГИ, длительные шахтные испытания которых не подтвердили правильность указанных исходных предпосылок.

Наиболее важные факторы, предопределяющие форму забоя, при применении в качестве опорно-направляющих элементов тяжелых упругих нитей, которые в современной горной механике представлены тяговыми цепями струговых установок и скребковых конвейеров, либо канатами подъемных установок.

К этим факторам следует отнести:

- угол падения пласта;
- сопротивляемость угля резанию;
- расположение забоя в плоскости пласта;
- наклонная высота этажа;
- упругие свойства, вес и предварительное натяжение опорно-направляющего элемента;
- габаритные размеры и вес исполнительного органа;
- размещение приводных и натяжных устройств;
- режим работы выемочной машины.

Устойчивость обнажений кровли и почвы при отсутствии крепления в очистном забое представляет собой способность боковых пород не обрушаться в течение определенного периода. Недостаточная изученность поведения боковых пород и вопросов проявления горного давления при разработке угольных пластов с применением гидроимпульсной установки на глубоких горизонтах во многих случаях подменяется необоснованными предположениями об идеальности и неизменности горно-геологических условий, а также поведения боковых пород при выемке угля на протяжении всего выемочного участка (постоянство мощности пласта, состава и структуры вмещающих пород и их физико-механических свойств). Предполагается, что изменяя отдельные технологические параметры, например, увеличивая скорость подвигания очистного забоя (10–12 м/сутки), изменяя направление выемки угля (по падению и восстанию) и пространственное расположение очистного забоя, удастся увеличить устойчивость пролетов боковых пород, уменьшить расслаиваемость их и тем самым обеспечить наличие необрушаемой консоли над призабойным пространством, уйти от завала и обрушенных пород, т.е. в конечном итоге обеспечить выемку угля без крепления.

Исследования по определению устойчивых обнажений и сокращению консолей над призабойным пространством путем увеличения скорости подвигания очистного забоя до 12 м/сутки показали, что при условии наплывов глинистого сланца или линзовидных включений при устойчивых породах непосредственной кровли возможно добиться сохранения консолей необходимых размеров в призабойном пространстве при определенных соотношениях мгновенно образованных пролетов и принятой ширине камер, ширине оставляемых угольных целиков и сравнительно высокой скорости подвигания очистного забоя.

Наряду с этим исследования показали, что отставание или замедление деформации боковых пород и угля при сравнительно больших скоростях подвигания очистного забоя (>10 м/сутки), необходимых для достижения устойчивых площадей обнажения и консолей над призабойным пространством, вызывает перенапряжение в боковых породах и угле, а так же их хрупкое разрушение по линии забоя или с некоторым опережением.

Учитывая значительное количество факторов, влияющих на обрушение кровли, устойчивость обнаженных площадей боковых пород, теоретическое установление каче-

ственных оценок оптимальных параметров скорости подвигания очистного забоя, устойчивых обнаженных площадей и консолей над призабойным пространством весьма затруднительно или практически невозможно. Поэтому для каждого забоя на одном и том же пласте их необходимо подбирать опытным путем, что не исключает завалов призабойного пространства и его восстановление с присутствием человека на аварийном участке.

Достижение устойчивых пролетов в забоях за счет оставления угольных целиков приводит к образованию стационарных зон опорного давления на соседних пластах, что особенно небезопасно для пластов опасных по выбросам, обрушению угля и горным ударам. Наряду с этим на глубоких горизонтах требования к прочностным свойствам боковых пород увеличились в два раза. Поэтому объемы применения технологии выемки угля без крепления, при прочих равных условиях, к настоящему времени резко сократились.

Учитывая отсутствие угольных пластов без наличия местных наплывов и линзовидных включений в боковых породах, а также принимая во внимание требования по безопасности и эффективности отработки пластов в свитах, не представляется возможным на данный период осуществить выемку угля без крепления призабойного пространства при неизменности агрегатного состояния самого угля.

На основании опыта разработки крутых пластов Донбасса с применением выемочных машин активного действия предложена эмпирическая формула для определения времени устойчивого обнажения в очистном забое при механизированной выемке угля

$$t = \left(\frac{l_3 + L_{\text{маш}}}{0,053 \cdot l_3 \cdot L_{\text{маш}} \cdot K_c} \right) \cdot K_1 \cdot K_2, \text{ мин};$$

где l_3 — расстояние от забоя до забойного ряда стоек крепи, м; $L_{\text{маш}}$ — длина машинной части лавы, м; K_c — коэффициент, величина которого зависит от сближения боковых пород (изменяется от 0,05 до 0,10).

Чем больше сближение, тем больше этот коэффициент. Величина сближения определяется из выражения

$$h = am_{\text{ср}}l,$$

где $m_{\text{ср}}$ — средняя мощность пласта, м; a — коэффициент сближения боковых пород, м^{-1} , ($a=0,04-0,05$); K_1 — коэффициент, учитывающий изменение устойчивости боковых пород во времени (для практических расчетов K_1 принимается от 0,5 до 0,9, причем, для глинистых сланцев этот коэффициент принимает значение от 0,5 до 0,6; для песчаных сланцев — от 0,60 до 0,75 и для песчаников — от 0,8 до 0,9); K_2 — коэффициент, учитывающий изменение устойчивости боковых пород от угла падения пласта (для практических расчетов K_2 принимается от 1 до 2, причем для пластов с углом падения до 30° этот коэффициент принимает значение от 1,5 до 2,0, соответственно для пластов с углом падения до 80° принимает значение от 1,3 до 1,5; для пластов свыше 80° — от 1,0 до 1,3).

Приведенная зависимость t действительна для лав длиной не более 120 м.

Таким образом, можно сделать вывод, что для обеспечения безопасного ведения работ при сложных горно-геологических условиях, которые обоснованы, в основном, внезапными выбросами угля и газа, необходимо применение безлюдных технологий выемки угольных пластов, что могут обеспечить гидроимпульсные установки.

Библиографический список

1. Гребенкин С.С., Бойко Н.Г., Гончаров А.Д. и др. Технология комплексного использования и гидроимпульсных установок МБГИ и ГИУВ. — Донецк, 2003. — 26 с.

© Гребенкин С.С., Зинченко С.А., Танких Д.В., 2006

УДК 622

JAN RUZICKA (Institute of geoinformatics, Ostrava)

DISTRIBUTED ARCHITECTURE. PROBLEMS DESCRIBED ON EXAMPLE FROM THE CARTOGRAPHY AREA

В статье рассматриваются вопросы создания распределенной ГИС (GeoWeb) на основе компонентов World Wide Web. Описаны существующие службы WWW, совместное использование которых дает возможность получить ГИС многоуровневой архитектуры. Указаны проблемы, возникающие при создании таких ГИС, определяющиеся спецификой WWW (проблемы безопасности). Ставится вопрос о создании распределенных ГИС, которые по простоте использования были бы сравнимы с использованием HTTP.

1. Preface

Cartographers night mare is a distributed GIS (GeoWeb) architecture. There are now plenty of map servers that are serving huge amount of data (maps) to the not experienced users. And users are combining that sources to build their own maps. Maps created that way (on web or in a desktop software) may be useful for their author, but they are often example of misunderstanding of spatial data interpretation.

On the other hand, distributed architecture (web services and their framework) can give tools which help with bringing basic cartographic (or GIS) methods and knowledge to non professional maps developers.

The article demonstrates possibilities of distributed architecture in the area of sharing data, methods and knowledge in a transparent way. Author believes that the article can inspire readers to think about distributed architecture (that is now around us) in a way of helpful environment.

2. Electronic maps

Electronic maps are part of our daily live. Many of them are distributed via WWW. The reasons are simple. Delivering is cheap, easy to update and easy to use. Geoinformation science operates in the area of electronic map. Join of the words Geo and Web gives the title for new geoinformation science branch GeoWeb. GeoWeb branch is relative adult and by the technology way professionally developed, and that is the reason of not professional users coming to the area.

Nowadays every average experienced computer user is able publish spatial data (geo-data) on WWW. Tools that are available for that task do not require programming, cartographic or technology knowledge from their users.

In the area of desktop GIS solutions is situation similar. There are plenty of tools available free of charge under open source licence. For example JUMP [14], uDIG [25],

QGIS [24], Kristýna GIS [5]). Non professional users can use them for building electronic maps, distribute them or print them and distribute in analogue form.

3. Web services

Web services are one of the possible tools for distributed architecture. They are nothing special and complicated. Simply say, web services allows software interoperability. Functionality of the current software can be extended by web services in transparent and „simple“ way.

Web service is a software component, that offers set of methods. The methods are available thru standardised protocol via network. Web service's clients call selected methods, send some parameters to them and reads the response from the service. Parameters and response can be constructed as simple data types (e.g. string, number) or as complex objects (e.g. GML layer, map, rectangle, coordinate system). Web service's client can be software driven (used) by human user or other web service.

4. Resources sharing and interoperability

Web services can help with effective resources sharing. Resources can be different, e.g. spatial data, software, hardware, knowledge based. Many of the resources requires to be shared via web services, because users need data up to date and the data and methods must be guaranteed. Web services are strongly connected with the term interoperability. That connection is natural, because web services can support basic interoperability principles (open, integration, connectivity).

There is a lot of players in the field of geoinformatics, that are working on the interoperability task. In the area of non-profit consortium are most important: Open Geospatial Consortium [20], INSPIRE [9], ISO [11], W3C [33], OASIS [16]. In the area of profit companies are most important: ESRI [3], Intergraph [10], Autodesk [2], MapInfo [15]. In the area of open source are most important following projects: UMN Map Server [26], Deegree [1], GeoServer [6], GeoNetwork OpenSource [4], JUMP [14], PostGIS [23].

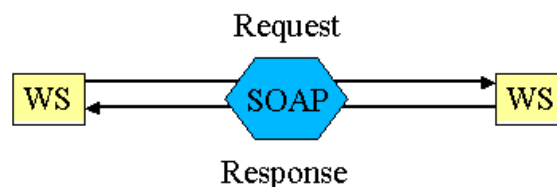


Fig.1. Requesting services

5. Logic layers of web services architecture

Web services architecture can be derived into several logical layers. Some of the layers are represented by existing specification or protocol. Whole architecture is covered by XML (eXtensible Markup Language) [36]. The XML is used for main part of the protocols and specifications.

Communication layer allows message transfer between services and clients. In this area is most important protocol SOAP (Simple Object Access Protocol) [31], that works usually in a connection with HTTP (HyperText Transfer Protocol). From that point of view (HTTP) came not very suitable term web services, because HTTP protocol is used for WWW (World Wide Web). Web services are not WWW, WWW is one type of the service.

Description layer is used for web services description. Web services description consists of several lists for methods, parameters, return values and binding points for web service

requesting (connecting). For description is mostly used WSDL (Web Services Description Language) [35].

Task of the **Registry layer** is holding a list of services and allow searching for web services in a real-time. In this area exist several specifications. Most interesting are UDDI [17], WSIL [8], OGC CAT [18].

Security layer brings several possibilities how to make communication secure (identification, cryptography). In this area is well known WS-Security protocol, but such as not very often used solution.

Reliable Messaging layer should handle control of message reliability. That means, message was not modified during transfer and message came from relevant identified source.

Context, Coordination and Transaction layer coordinates web services tasks according to long transactions conflicts.

Business Process Languages layer is concerned on control management of the web services communication in a scope of one application.

Choreography layer allows general chaining of services.

6. Web services orchestration

Last three layers are very important, they play main role in our example (cartography area) as well. Generally we can call that part of distributed architecture as service's orchestration. An aim of the orchestration is to build dynamic web services structure, that is suppose to do specific task. Services are used according to actual user needs or network (technical) conditions.

Actual user needs can be for example charge for service use, data quality, algorithms quality, service guarantee, specific needs for map purpose or map users, speed of service responding.

A quality of service's orchestration depends on quality of services description, data description and used algorithms.

7. OpenGIS platform

OpenGIS platform has been defined by set of specifications from Open Geospatial Consortium (OGC). Specifications that encapsulates OpenGIS platform are created as a part of the interoperability programme, that is the main OGC initiative. OpenGIS platform should support interoperability between tools for spatial data manipulation, that enables integration of different geographic information systems.

OGC members are most important organisations, academic teams, research laboratories, branch consortium that are operating in the area of geoinformation and digital cartography. They are bringing the OpenGIS platform to the practise. The OpenGIS platform comes with plenty possibilities but with a lot of problems as well and we need to handle these problems.

OGC created a lot of specifications that are strongly connected with non-professional map creations. In the article are mentioned only the most important for our specific example. You can find some short information about GML (Geography Markup Language) [19], WMS (Web Map Service) [13], SLD (Style Layer Descriptor) a WFS (Web Feature Service) [22].

8. WMS

Web Map Service is a quite “adult” specification (known to me since 1999), but we can discuss its features in a context of new web services age. Map server according to **WMS publish map in a form of bitmap picture**. A map content is defined by user and viewed by user's client (e.g. Web Browser). Bitmap picture can be fully filled by colours, but some of the pixels (there are not any features) can be transparent (or half transparent) as well. That feature allows combine maps from different map servers as layers in digital cartography. Possibility

of layers combination in one view creates from WMS compatible servers huge family of data sources.

Web Map Service specification does not put heavy demands to map servers (“some of the map servers developers will kill me for that sentence”), simply say map server must understand the parameters that are contained inside GET or POST methods of the HTTP protocol and map server must send adequate bitmap to the client.

WMS is nowadays standardised (better say in a process of standardisation) inside ISO bureau and you can find it under the id ISO/DIS 19128.

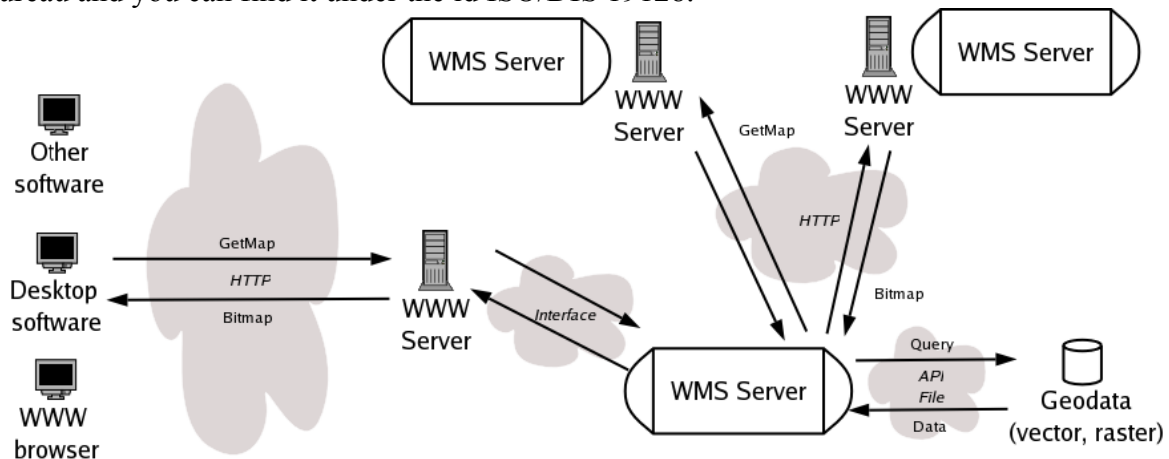


Fig.2. Web Map Service — GetMap request

WMS Parameters

Web Map Service specification defines set of parameters for map server requesting. That set allows basic (most frequent) requests available with connection to common map server. The methods for request could be as follow:

— GetCapabilities – returns list of supported methods and supported parameters or return types;

— GetMap – returns map in a bitmap format;

— GetFeatureInfo – returns feature description (attributes),

and there are other methods in a connection with SLD support:

— DescribeLayer;

— GetLegendGraphics;

— GetStyles;

— PutStyles.

Simple example of GetCapabilities method usage:

Client sends simple REQUEST to map server (service):

`http://127.0.0.1/mapserv?map=/var/www/ms/cr.map&REQUEST=GetCapabilities&VERSION=1.1.0`

Client obtains XML code that contains description of the service. There is information about available methods, layers, co-ordinates systems, etc.

9. SLD

Most difficult part of the cartography are symbols. WMS (ISO/DIS 19128) allows specify symbols for created map, but that brings more problems than advantages. User can define own symbols for selected map layers in a same way when using local data. That feature is defined by Styled Layer Descriptor specification. Most of the client do not offer this feature, but in the future it will be quite common.

This possibilities bring many problems. User can change symbols defined by professional map developer and that means create own map. Is it right way to allow such possibility? I am not sure, but I am sure that WMS will be used with non experienced users more than other GIS (cartography) tools. Fig.4 demonstrated how horrible can non-professional user's map looks.

Cross-Classification : vysledne zatizeni | jicin

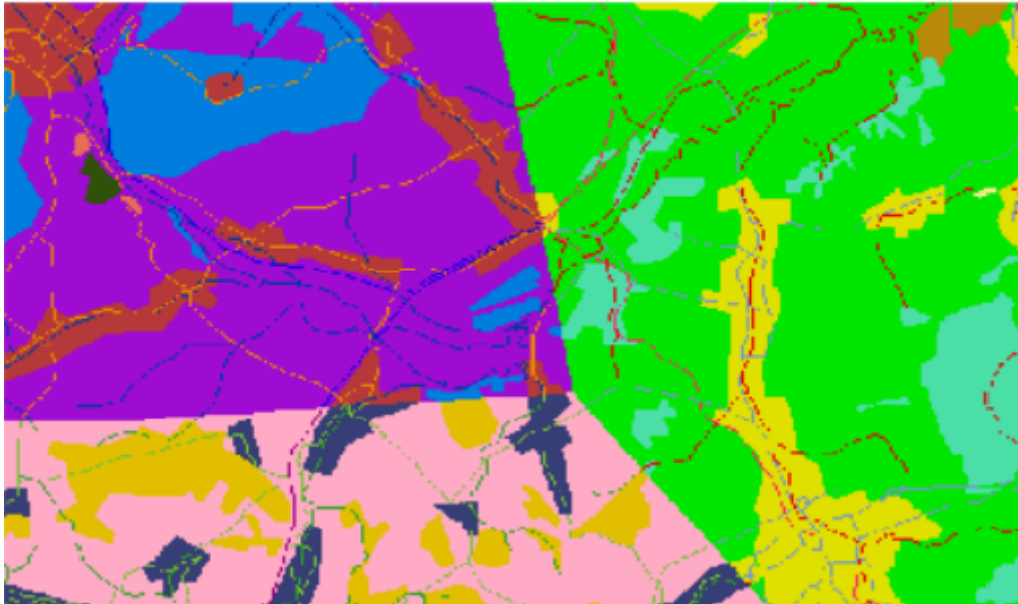


Fig.3. Map created by non-professional user

10. WFS

Simply say, Web Feature Service (WFS) defines communication interface between map server and client. Data that are sending as a response of the map server are vector based geodata.

Specification defines how to construct the request map server to obtain vector data.

WFS defines the structure of response as well. For response formatting (structuring) is used GML (Geography Markup Language), that is another Open Geospatial Consortium specification. GML allows to describe basic simple features such as point, line and polygon.

Both, request and response are defined as XML (GML) documents.

11. Suggested specifications — possible problem solution

We need other specifications (or extend existing) to be able better control quality of the created electronic maps. If we do not want to see such “maps” viewed on fig. 4 we need to specify and develop more services to evaluate created maps. According to existing and new specifications developers with strong connection to cartographers could develop set of web services. That services can control quality of created maps and services can be used from plenty of open source (or free) software and of course commercial software as well.

Suggested specifications are:

- MDL (Map Definition Language);
- WCCS (Web Cartography Control Service);
- WCSS (Web Cartography Support Service);
- WDLS (Web Diagram Layer Service);
- MUL (Map Usage Language);

—DLD (Diagram Layer Description).

12. MDL (Map Definition Language)

Defines basic map features and their placement (position) in a whole map. It contains definitions of scale, legend and north arrow.

We can use SVG [32] as a base for that specification. SVG allows to define vector graphics in 2D space, that is enough for most of the created maps. SVG is well known standard and its support is implemented in many software packages.

13. WCCS (Web Cartography Control Service)

The service controls created map. As a result it returns suggestion of changes or only warnings about mistakes in the map composition (it can return both).

The service need following description (according to listed specifications) for accurate decision:

- MDL;
- SLD;
- DLD;
- ISO 19115;
- MUL.

14. WCSS (Web Cartography Support Service)

The service supports map field content creation (symbolization) and it supports content creating for other map compositions items. There are methods as follows.:

- Statistical (Jenks, Pearson's curve, ...);
- Layer order, colours, symbols – based on metadata analysis and MUL analysis.

Prototype of the service (only some statistical methods) is now used for building maps in interactive atlas of emergency events in the Czech Republic. The service is available at <http://gis.vsb.cz:8080/axis/CartoSupport.jws?wsdl>.

15. WDLS (Web Diagram Layer Service)

The WDLS service offers methods, that are not usually present with many of the map servers tools (e.g. UMN MapServer, Deegree). For example the service allows to create diagram layer.

Basic rules for the service has been defined by Jiří Guřan in his diploma thesis [7].

Client sends data that should be described as a diagrams for cartodiagram map, evaluates the data, offers symbols (if not specified by user) and prepares diagram layer in raster (with transparent background) or vector form.

16. MUL (Map Usage Language)

MUL language allows to define map purpose and usage. The purpose is useful for right decision when controlling map composition, mainly in the area of a map field and used map symbols. Files defined by MUL must be created in cooperation between some knowledge based system and user. Knowledge based system will ask user, gives him (her) options and select the best map usage description.

System should have some feedback mechanism to evaluate prepared MUL descriptions with real results (prepared maps according to definitions and a real usage).

17. System architecture

Architecture described by figure 5 is only a part of the distributed open GeoWeb possibilities. Whole architecture consists of many instances of different services. The reader

must imagine whole system as a distributed computer network with many computers (hosting services) that are used by system's client.

1. Client (e.g. non professional map developer), is working (completing) on electronic map that should visualize educational level structure of inhabitants from Czech republic regions. The result should be diagram map, where the educational structure is represented by diagram for each region.

2. His/her software does not offer abilities for diagram layer creation. Software requests Web Orchestration Service to give it orchestra (list of services, with connection, order for use, etc.), that is able create requested diagram layer. Orchestra is constructed according to e.g. price for usage, time for processing, quality of generated result. Web Orchestration Service is searching for adequate services inside web services registers.

3. Client „runs” orchestra. Inside the orchestra is primary a service Web Diagram Layer Service. The service get parameters and data from client, that are necessary for building diagrams. When the service needs additional data it can ask other service (e.g. Web Feature Service). Other input for the service is definition according to MUL (Map Usage Language) specification. The colours and styles for diagrams are based on MUL and expert appreciate. Metadata for the used data can be used for the output definition as well.

4. The client obtains diagram layer, with legend and diagram scale. It combines that layer with administrative units layer and prepares a map composition.

5. The map composition is defined by MDL (Map Definition Language), SLD (Styled Layer Descriptor), DLD (Diagram Layer Description) and MUL. The definitions are send to the other service (services). Used services are (can be) choose by Web Orchestration Service. Here the main task provides Web Cartography Control Service. The service controls obtained specifications. As a return to the client, service sends either list of problematic parts in the composition or suggestion how to correct them as well.

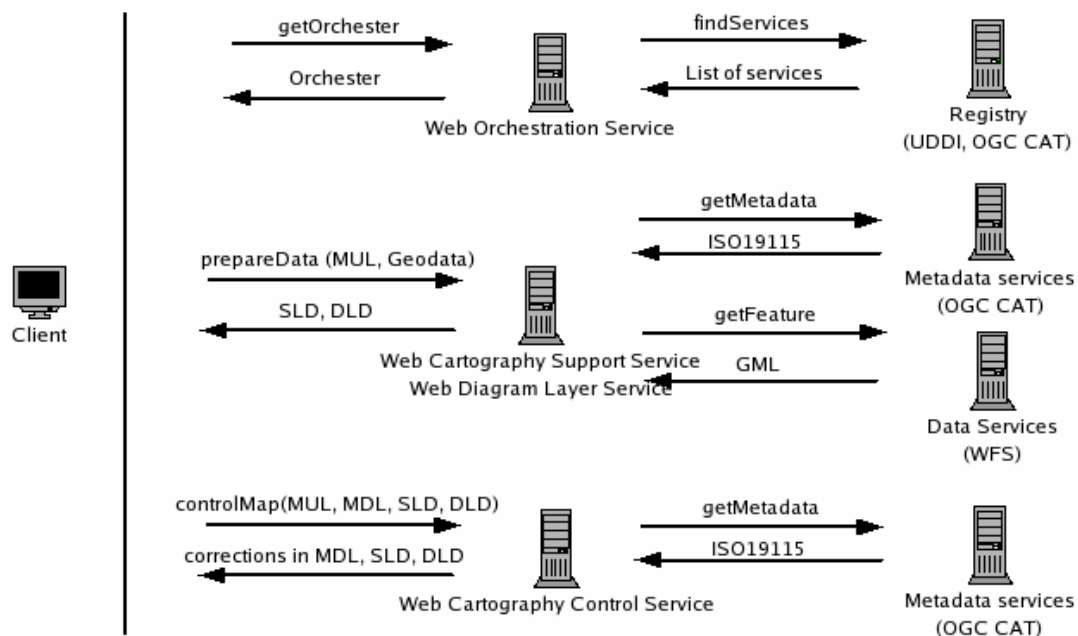


Fig.4. Possible system architecture with new suggested specifications

18. Help us / Conclusion

The article shows some problems with bad quality maps, that are created by non-professional users. Author suggests solution, that can help to improve the map quality to save

health of professional cartographers (e.g. RNDr. Karel Staněk, Ph.D.: „Your maps are completely brutal“ GIS Ostrava conference).

The solution is to build network of web services, based on suggested specifications. That network of services will be used for map evaluation.

Contact me if you want to participate on the preparation of suggested specifications.

References

1. **AG GIS**. Deegree. 2005. Available at WWW: <<http://deegree.sourceforge.net/>>
2. **Autodesk**. Autodesk. 2005. Available at WWW: <<http://www.autodesk.com/>>
3. **ESRI**. ESRI. 2005. Available at WWW: <<http://www.esri.com/>>
4. **FAO-UN**. GeoNetwork OpenSource. 2005. Available at WWW: <<http://geonetwork.sourceforge.net/>>
5. **Genserek J.** Kristýna GIS. 2005. Available at WWW: <<http://www.christine-gis.com/cz/>>
6. **GeoServer** Group. GeoServer. 2005. Available at WWW: <<http://geoserver.sourceforge.net/html/index.php>>
7. **Guřan J.** Vizualizace metadat. Diplomová práce, 2005. Ostrava.
8. **IBM**. WSIL. 2005. Available at WWW: <<http://www-106.ibm.com/developerworks/webservices/library/ws-wsilspec.html>>
9. **INSPIRE**. INSPIRE Architecture and Standards Position Paper. 2004. Available at WWW: <http://inspire.jrc.it/reports/position_papers/inspire_ast_pp_v4_3_en.pdf>
10. **Intergraph**. Intergraph. 2005. Available at WWW: <<http://www.intergraph.com/>>
11. **ISO**. ISO. 2005. Available at WWW: <<http://www.iso.org/>>
12. **ISO/TC 211**: ISO/CD 19115. ISO/TC 211 Secretariat, Oslo, Norway, 2002, 118 s.
13. **ISO/TC 211**: ISO/DIS 19128. ISO/TC 211 Secretariat, Geneva, Switzerland, 2004, 83 s. Dostupný na WWW: <http://portal.opengis.org/files/?artifact_id=5316&version=1>
14. **JUMP Project** ORG. JUMP Unified Mapping Platform. 2005. Available at WWW: <<http://www.jump-project.org/project.php?PID=JUMP&SID=OVER>>
15. **MapInfo**. MapInfo. 2005. Available at WWW: <<http://www.mapInfo.com/>>
16. **OASIS**. OASIS. 2005. Available at WWW: <<http://www.oasis-open.org/>>
17. **OASIS**. UDDI. 2005. Available at WWW: <<http://www.uddi.org/>>
18. **OGC**. Catalogue Services. 2005. Available at WWW: <http://portal.opengeospatial.org/files/?artifact_id=5929&version=1>
19. **OGC**. Geography Markup Language. 2003. Available at WWW: <https://portal.opengeospatial.org/files/?artifact_id=7174>
20. **OGC**. OGC. 2005. Available at WWW: <<http://www.opengeospatial.org/>>
21. **OGC**. The OpenGIS Service Architecture. 2001. Available at WWW: <<http://www.opengeospatial.org/docs/02-112.pdf>>
22. **OGC**. Web Feature Service Implementation Specification. 2005. Available at WWW: <https://portal.opengeospatial.org/files/?artifact_id=8339>
23. **PostGIS ORG**. PostGIS. 2004. Available at WWW: <<http://www.postgis.org/>>
24. **QGIS ORG**. Quantum GIS. 2005. Available at WWW: <<http://www.jump-project.org/project.php?PID=JUMP&SID=OVER>>
25. **Refractions** Research. uDIG. 2005. Available at WWW: <<http://udig.refractions.net/confluence/display/UDIG/Home>>
26. **Regents** of the University of Minnesota. UMN MapServer. 2005. Available at WWW: <<http://mapserver.gis.umn.edu/>>
27. **Růžička J.** Metadata pro prostorová data. Doktorská disertační práce. Ostrava. 2002.
28. **Růžička J., Peňáz T., Horák J., Stankovič J.** Publikování prostorových dat na internetu. Distanční text. VŠB-TU Ostrava, 2003, ISBN 80 — 248 — 0416 — 6.
29. **XML Protocol Working Group**: Home Page. 2004. Available at WWW: <<http://www.w3.org/2000/xml/Group/>>
30. **W3C**. HTTP. 1999. Available at WWW: <<ftp://ftp.isi.edu/in-notes/rfc2616.txt>>
31. **W3C**. SOAP. 2005. Available at WWW: <<http://www.w3.org/2000/xml/Group/>>
32. **W3C**. SVG. 2005. Available at WWW: <<http://www.w3.org/Graphics/SVG/>>
33. **W3C**. W3C. 2005. Available at WWW: <<http://www.w3.org/>>
34. **W3C**: Web Services Activity. 2005. Available at WWW: <<http://www.w3.org/2002/ws/>>
35. **W3C**: Web Services Description Working Group. 2005. Available at WWW: <<http://www.w3.org/2002/ws/desc/>>

УДК 622.1:528

ШОЛОМИЦКИЙ А.А. (ДонНТУ)

МЕТОДИКА РАСПОЗНАВАНИЯ КРЕСТОВ СЕТКИ ДЛЯ САМОКАЛИБРОВКИ СКАНЕРОВ

Рассмотрены вопросы самокалибровки сканеров по контрольной сетке и предложен новый метод распознавания крестов сетки — метод рамочной фильтрации изображений, который показал высокую точность и надежность распознавания. Метод опробован при обработке маркшейдерских фотограмметрических съемок.

Важным источником получения информации об открытых горных разработках являются сканированные аэро- и наземные фотоснимки, выполняемые при маркшейдерских съемках. Сканирование производится как на специализированных фотограмметрических сканерах [1, 2], так и на офисных или полиграфических сканерах, которые позволяют сканировать на просвет [3–6]. Эти сканеры значительно дешевле, чем фотограмметрические, но имеют большие погрешности сканирования. Эти погрешности необходимо учитывать при обработке снимков. Одним из возможных вариантов учета является самокалибровка сканера в процессе сканирования, т.е. при сканировании каждого снимка должны определяться параметры искажений сканера.

Исследования производились на сканере *UMAX PowerLook III*, который позволяет сканировать на просвет фотоматериалы размером 200×200 мм, с оптическим разрешением 1200 *dpi* (размер пикселя 0,021 мм).

Для определения погрешностей сканирования по полю сканера использовалась контрольная сетка на стекле размером 180×180 мм производства Карл Цейс Иена (ГДР) №385, с шагом сетки 10 мм и точностью нанесения штрихов 1 мкм (рис. 1). Эта сетка содержит 361 перекрестье. Ручное измерение такого количества крестов с высокой точностью невозможно, поэтому первоочередной задачей исследований было создать инструмент для автоматического измерения крестов сетки.

Чаще всего такая задача решается с помощью корреляционных методов распознавания крестов [7, 8]. Однако в данном случае можно использовать некоторые предположения для облегчения решения задачи. Во-первых, сетку можно укладывать на сканере таким образом, что линии сетки будут практически параллельны осям сканера, т.е. углы разворота сетки будут очень маленькими. Во-вторых, сетка при данном разрешении имеет конечную толщину, которую можно программно контролировать. В-третьих, сетка должна состоять только из белых и темных пикселей, которые и являются линиями сетки. Это ограничение является самым существенным, т.к. параметры сканирования (яркость и контрастность) могут очень сильно влиять на качество изображения сетки, внося в некоторых случаях сильные помехи (рис. 2, 3).

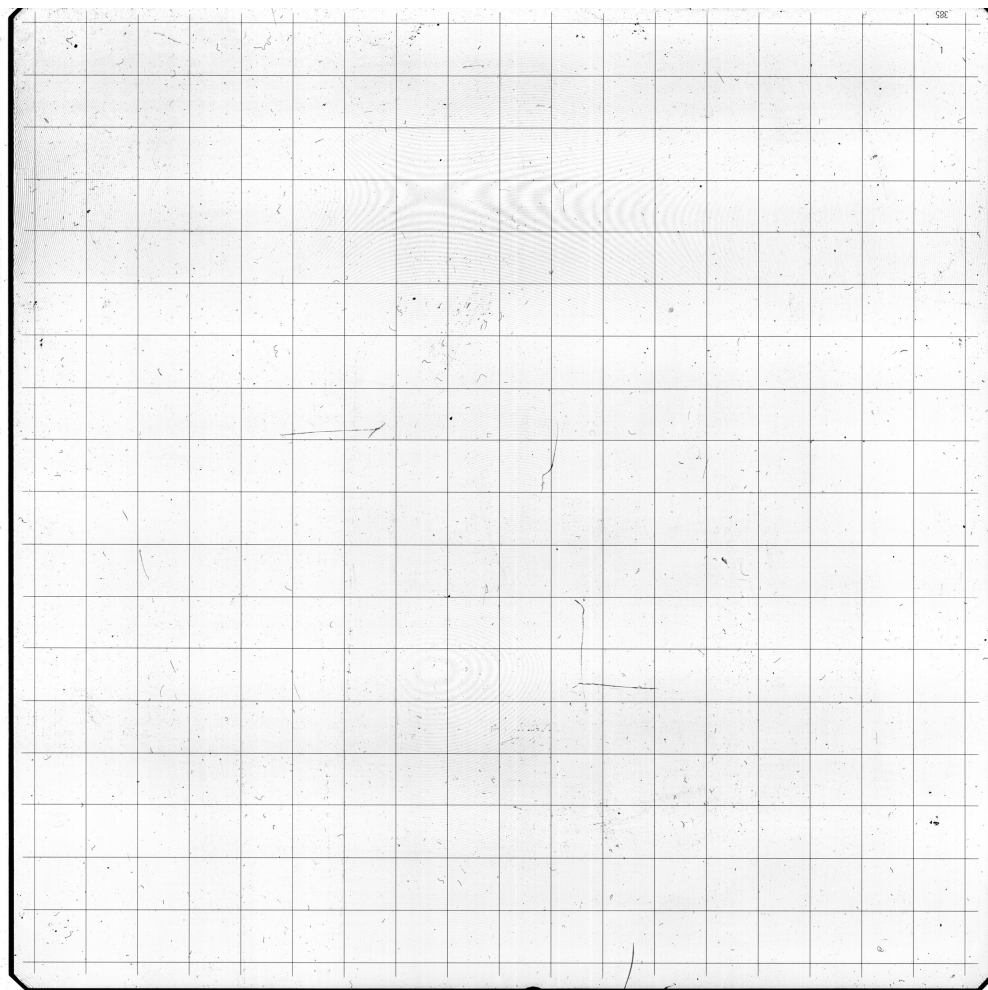


Рис. 1. Контрольная сетка № 385

Дополнительные помехи вносятся пылью и «мусором», которые имеются в воздухе и на поверхности стекол сканера и фотоматериале и которые нельзя полностью удалить во время сканирования.

Поэтому для решения этой задачи введено понятие порога чувствительности для конкретного изображения, с помощью которого разделяются значащие пиксели (т.е. принадлежащие сетке) и незначащие, т.е. не принадлежащие сетке. Этот порог определяется по гистограмме для каждого изображения (рис. 2–4). На рисунках 2–4 приведены гистограммы для одной и той же сетки, изображения которой получены при разных параметрах сканирования: нормальном (средние параметры) порог=0,7, с пониженной контрастностью (порог=0,4) и повышенной контрастностью (порог=0,9).

Исходя из этих предположений был предложен новый метод рамочной фильтрации изображений, принцип действия которого поясняется на рис. 5. На растровое изображение (рис. 5, а) накладывается квадратная рамочная маска толщиной 1 пиксель. И в соответствии с закономерностями образования пиксельных изображений [9, 10] вдоль каждой стороны рамки находится минимум яркости изображения.

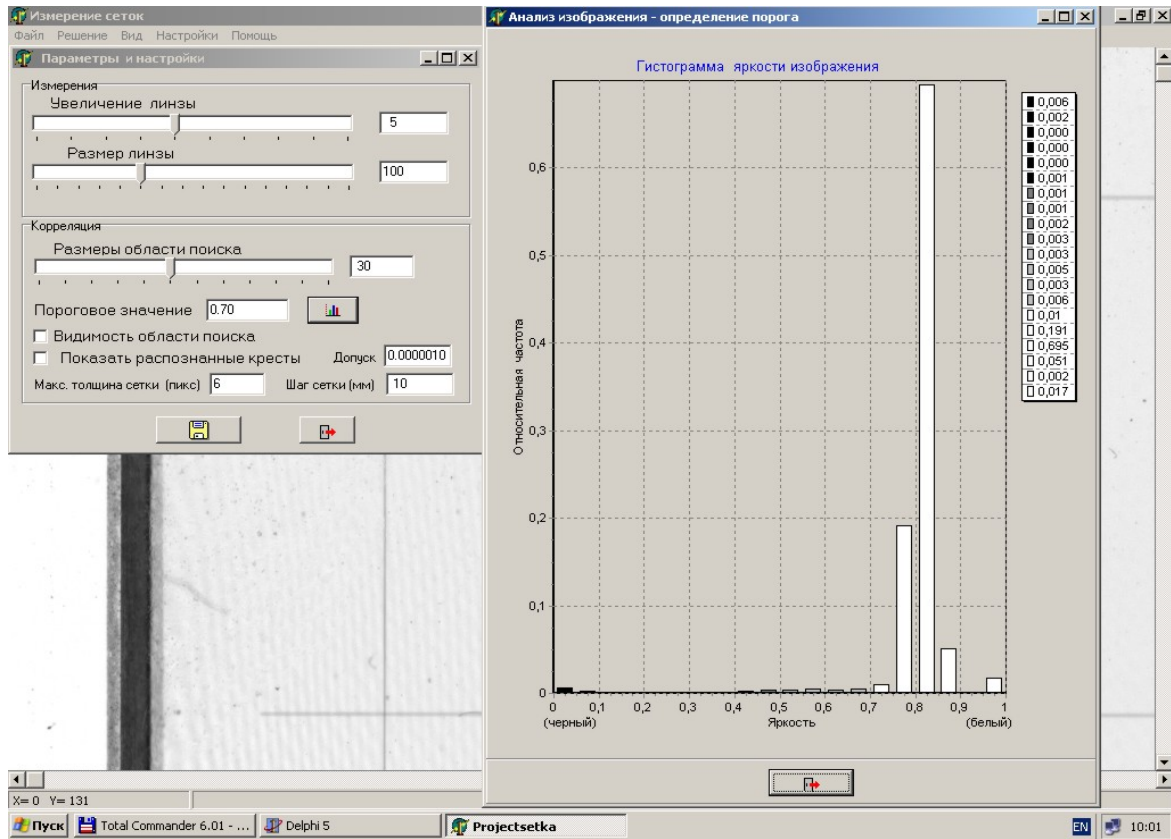


Рис. 2. Нормальный случай сканирования

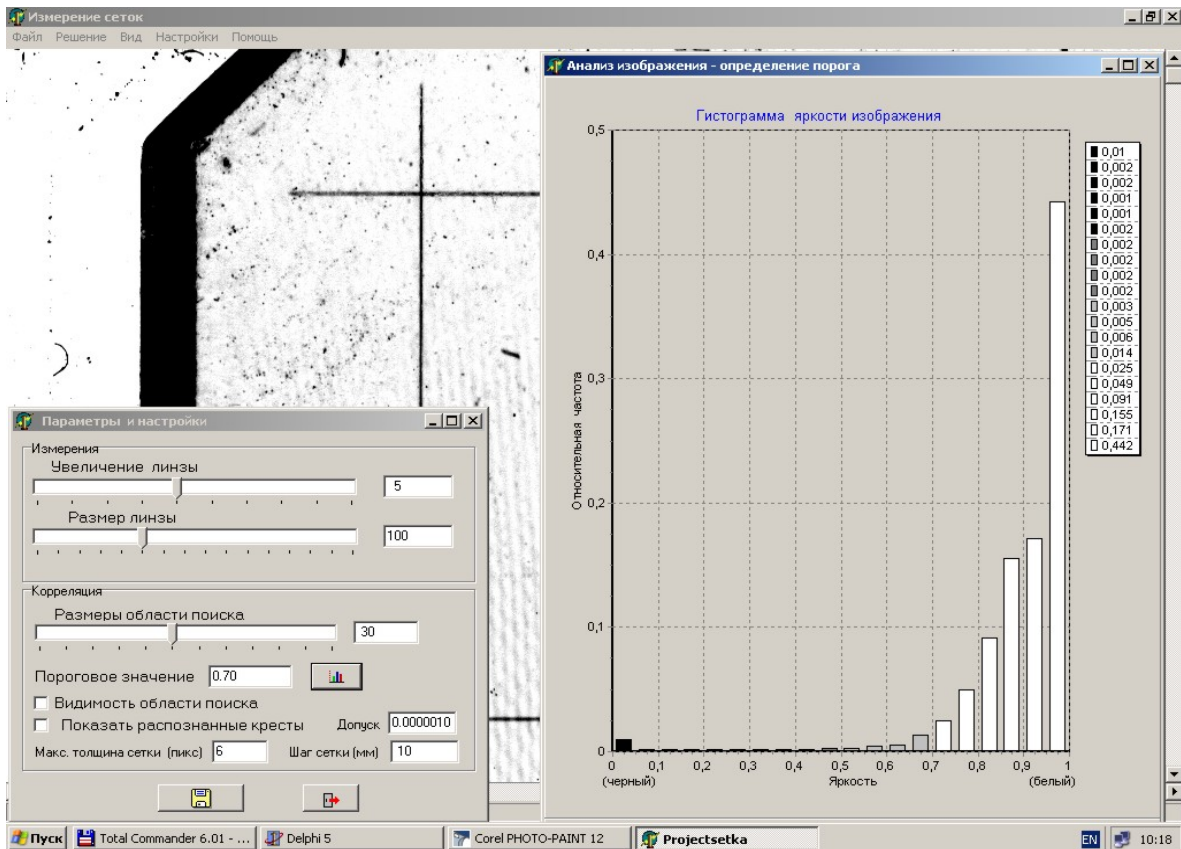


Рис. 3. Пониженная контрастность изображения

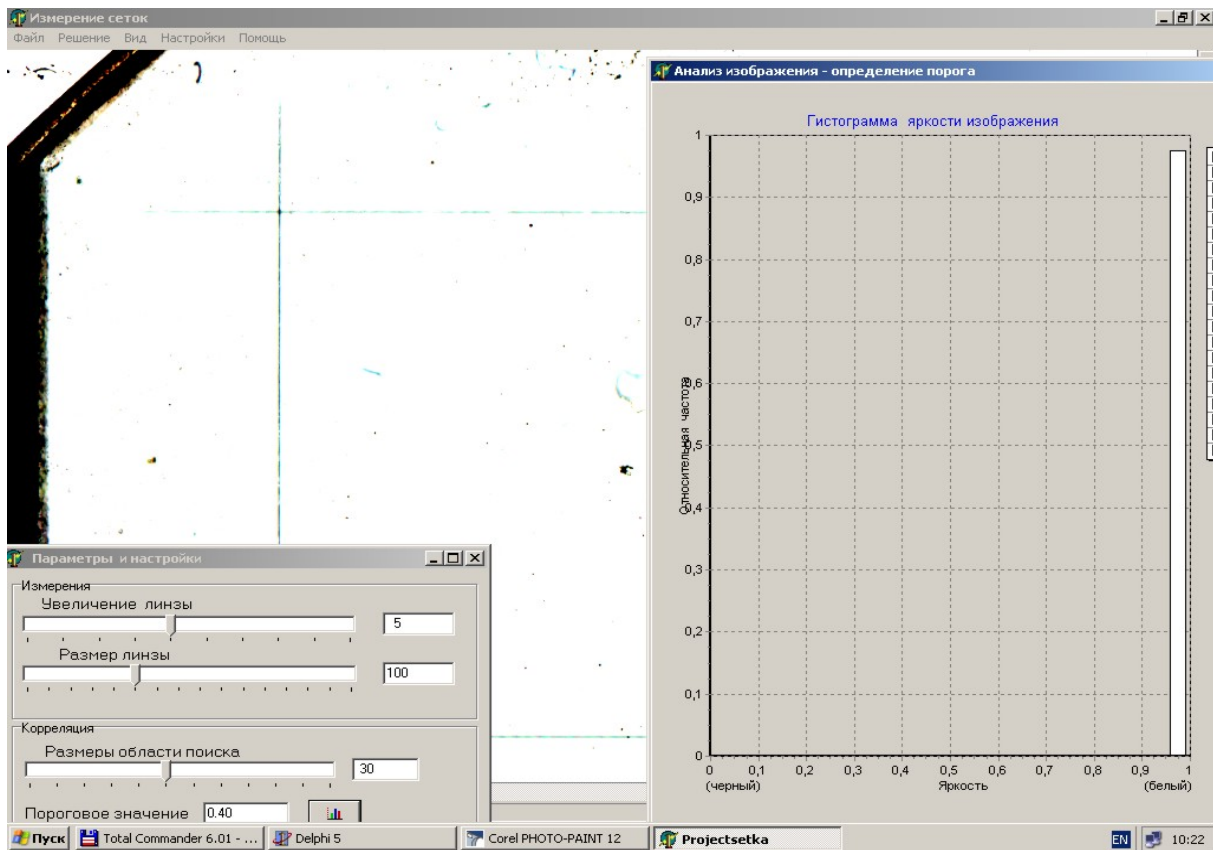


Рис. 4. Повышенная контрастность изображения

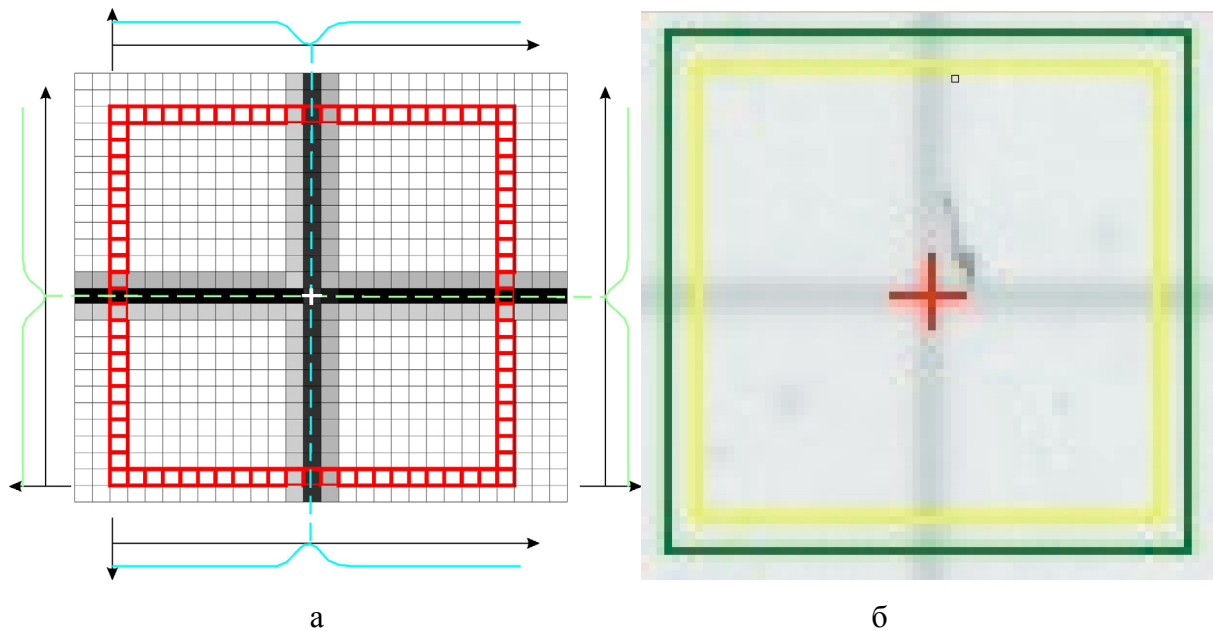


Рис. 5. Рамочная маска для поиска крестов сетки: а — идеальное изображение; б — реальное изображение

Минимум яркости соответствует наиболее темному месту, которым является середина линии сетки. Если соединить прямыми линиями эти минимумы яркостей на противоположных сторонах рамки, то пересечение этих линий и даст нам геометриче-

ский центр пересечения линий сетки, причем с учетом генерализации растровых изображений [9, 10].

Алгоритм измерений заключается в следующем:

— на первом этапе методом пошагового сканирования рамкой определяются координаты угловых крестов сетки;

— вторым шагом алгоритма является нахождение приближенных координат крестов сетки;

— затем идет собственно распознавание крестов (занимает порядка 10–15 с).

При этом алгоритм более устойчив к наличию «шума» в месте пересечения линий сетки (рис. 6) и менее устойчив к наличию шума, попадающего на рамочную маску (рис. 7).

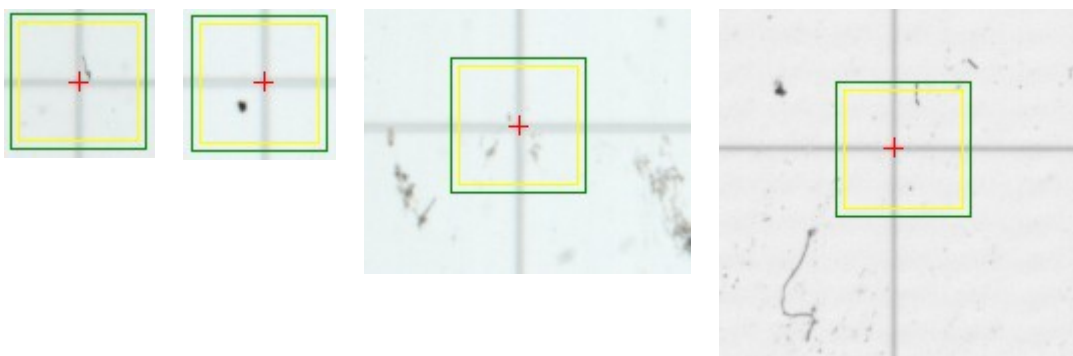


Рис. 6. Шум изображения, не мешающий распознаванию

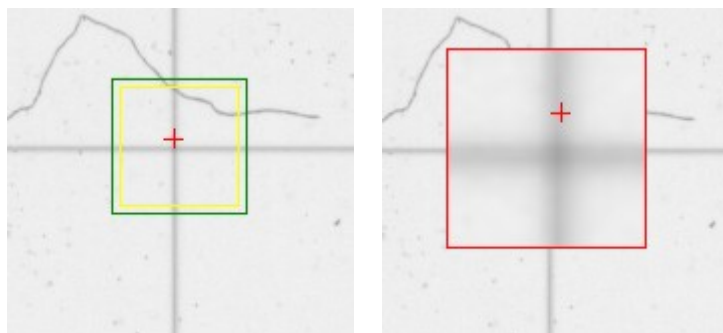


Рис. 7. Шум, мешающий распознаванию

Если крест не распознан — для него вырабатывается специальный признак, и затем этот крест можно автоматически найти и измерить «вручную» с помощью этой же программы. Для ручных измерений имеется специальная электронная «линза», которой можно измерять изображение на субпиксельном уровне.

Программа «Сканер» позволяет в «ручном» режиме повторить (для контроля) любое измерение выполняемое автоматически.

Исследование сеток, отсканированных на сканере *UMAX PowerLook III*, показали, что искажения сканера по осям X и Y носят различный характер и имеют достаточно большую величину (до 5 пикселей на 10 мм).

Испытания этого алгоритма (реализован в программе «Сканер») показали, что при соответствующей настройке порога чувствительности алгоритм достаточно эффективен и позволяет автоматически распознать на субпиксельном уровне 355–358 крестов

из 361. При совместном использовании с корреляционными методами распознавания можно добиться полностью автоматического распознавания крестов контрольной сетки.

Данные самокалибровки сканеров использовались при фотограмметрической обработке съемок карьеров ОАО «Докучаевский флюсо-доломитный комбинат».

Библиографический список

1. <http://www.vingeo.ua> — Сайт фирмы GeoSystem (Винница, Украина).
2. Шилоносков А.С. Полное фотограмметрическое решение на платформе Windows XP // Информационный бюллетень ГИС-ассоциации, 2004. — № 5(47). — С. 42–44.
3. <http://www.racurs.ru/> — Сайт компании «Ракурс».
4. Шульман В.А., Данилов В.А. Обработка сканированных аэрофотоснимков на персональном компьютере // Геодезия и картография, 1999. — № 8. — С. 19–23
5. Безменов В.М., Ишмухаметов М.Э., Савельев А.А., Чернов А.А., Хамзин Р.Х. Исследование нефотограмметрического сканера // Геодезия и картография, 2001. — №3. — С. 26–30.
6. Адров В.Н., Мункин М.В., Тихонов Д.Ю. Сэкономьте на сканере // ГИС-обозрение, 1997. — №2. — С. 17–19.
7. Данилов В.А. Автоматический режим распознавания сетки крестов на полутоновых изображениях // Науч. техн. конф. Тез. докл. — Хабаровск: ДВ ГУПС, 1999. — С. 12–13.
8. Германова Е.А., Пиличева М.О., Амиров Р.З. Анализ различных аппроксимирующих функций с целью их применения для калибровки полиграфических сканеров // Наукові праці ДонНТУ. Серія гірничо-геологічна. — Донецьк: ДонНТУ, 2003. — Вип. 62. — С. 173–179.
9. Кравцова В.И. Геометрическое моделирование пиксельной генерализации: воспроизведение границ разного типа при изменении размера пикселей // Геодезия и картография, 1999. — №8. — С. 32–37.
10. Кравцова В.И. Особенности дискретной (пиксельной) стереомодели // Геодезия и картография, 2003. — №7. — С. 32–43. — № 8. — С. 25–34.

© Шоломицкий А.А., 2006

УДК 622.235

КОЛОСОВ В.А., ШВАГЕР Н.Ю., КОМИСАРЕНКО Т.А. (Криворожский технический университет)

ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОБРАЗОВАНИИ ВРУБОВОЙ ПОЛОСТИ

Рассмотрены вопросы оптимизации параметров расположения врубовых шпуров при образовании врубовой полости.

В настоящее время на шахтах Криворожского железорудного бассейна удельный расход подготовительно-нарезных выработок составляет 6–8 м на 1000 т. Проведение выработок при этом характеризуется опасностью работ и сложными санитарно-гигиеническими условиями труда. Повышенная опасность работ связана с чувствительностью применяемых ВВ к внешним воздействиям и со значительным нарушением пород за пределами проектного контура выработки. Сложные санитарно — гигиенические условия труда обусловлены наличием вредностей в газообразных продуктах взрыва, пылением при обурировании забоя и при пневмозарядании шпуров, отсутствием сквозной проточной вентиляции. Известно, что при проведении выработок удельный расход ВВ в 5–6 раз выше, чем на очистных работах, а удельные затраты средств на

приобретение ВВ превышают аналогичный показатель на очистных работах в 14–16 раз. При этом технологические показатели проходки выработок не удовлетворяют современным требованиям. До настоящего времени коэффициент использования шпуров изменяется в пределах $K_{ИШ}=0,7–0,9$, а перебор за проектным контуром выработки достигает 15–25%.

Низкий коэффициент использования шпуров обуславливает бесполезные затраты средств на буровые работы, перерасход энергии, буровой стали и взрывчатых веществ. Так, например, при проведении горизонтальных выработок поперечным сечением $8–9 \text{ м}^2$ в породах крепостью 8–10 на обустройство забоя необходимо 26 шпуров. Глубина обустройства колеблется от 1,5 до 2,0 м. Несложно подсчитать, что при коэффициенте использования шпуров $K_{ИШ}=0,9$ на каждые 100 м проходимой выработки бесполезно выбуривается 289 шпурометров и бесполезно расходуется 260 кг ВВ. Это приводит к значительному снижению экономических показателей проведения выработок и к резкому ухудшению санитарно-гигиенических условий труда, так как в атмосферу выработки дополнительно и неоправданно выбрасывается значительное количество газообразных вредностей.

В настоящее время средняя стоимость 1 погонного м выработки на шахтах Криворожского бассейна составляет 750–860 грн. Если учесть, что только на шахтах ОАО «КЖРК» годовой объем проходки составляет 55–60 тыс. м выработок различного сечения и ориентации, то необходимость совершенствования технологии их проведения несомненна.

На практике параметры расположения зарядов взрывчатых веществ (ВВ) определяются исходя из равенства между сопротивлением массива горных пород разрушению и энергетическими затратами на его преодоление. Показателем, характеризующим физические свойства пород, чаще всего принимается коэффициент крепости пород по М.М.Протоdjяконову f , а энергетические затраты ВВ оцениваются величиной удельного расхода ВВ на отбойку q .

При проведении выработок базовым показателем при выборе параметров расположения шпуровых зарядов так же является удельный расход ВВ. Его значение для эталонного ВВ аммонита №6 ЖВ можно определить по формуле М.М.Протоdjяконова.

Необходимо отметить, что при выборе параметров расположения шпуровых зарядов по площади забоя, величина ЛНС и расстояние между зарядами не устанавливаются однозначно и могут варьироваться в довольно широких пределах. Это обусловлено значительным разбросом значений применяемых коэффициентов при определении величины удельного расхода ВВ. Поэтому показатели проведения выработок существенно зависят от личных качеств проектировщика.

Существующие методики выбора параметров отбойки скважинными и шпуровыми зарядами базируются на удельном расходе ВВ и на коэффициенте крепости пород. Следовательно, они могут использоваться только для ориентировочных расчетов. Это обусловлено следующим:

— на эффективность взрыва кроме прочностных свойств пород оказывают существенное влияние и другие их физико-механические свойства (вязкость, хрупкость, трещиноватость, структурные и текстурные особенности массива и др.);

— удельный расход так же не полностью характеризует разрушающее и дробящее действие применяемых ВВ, на эффективность взрыва которых оказывает существенное влияние его детонационные характеристики, диаметр колонкового заряда, направление детонации, очередность взрыва системы зарядов и горнотехнические условия отбойки к которым относятся размеры обнаженной поверхности, ориентация взрываемых слоев в пространстве.

В условиях шахт Криворожского бассейна при проектировании буровзрывных работ при очистной выемке глубокими скважинами в качестве базового используется показатель взрываемости горных пород C_0 [1].

Показатель C_0 определяется экспериментально при взрывании шпуровых зарядов расположенных как параллельно обнаженной поверхности, так и перпендикулярно к ней, а так же может быть определен по диаметру «стакана». Если значение C_0 экспериментально не определялось, то его ориентировочное значение можно установить по эмпирическому выражению [1]

$$C_0 = 20 + 56 \exp(-0,2f) \quad (1)$$

или [2]

$$C_0 = 16 + 120/f.$$

При проведении выработок широко применяются прямые врубы, основным достоинством которых является возможность образования врубовой полости в выработках небольшого поперечного сечения. На рис. 1 показаны некоторые наиболее распространенные типы прямых врубов.

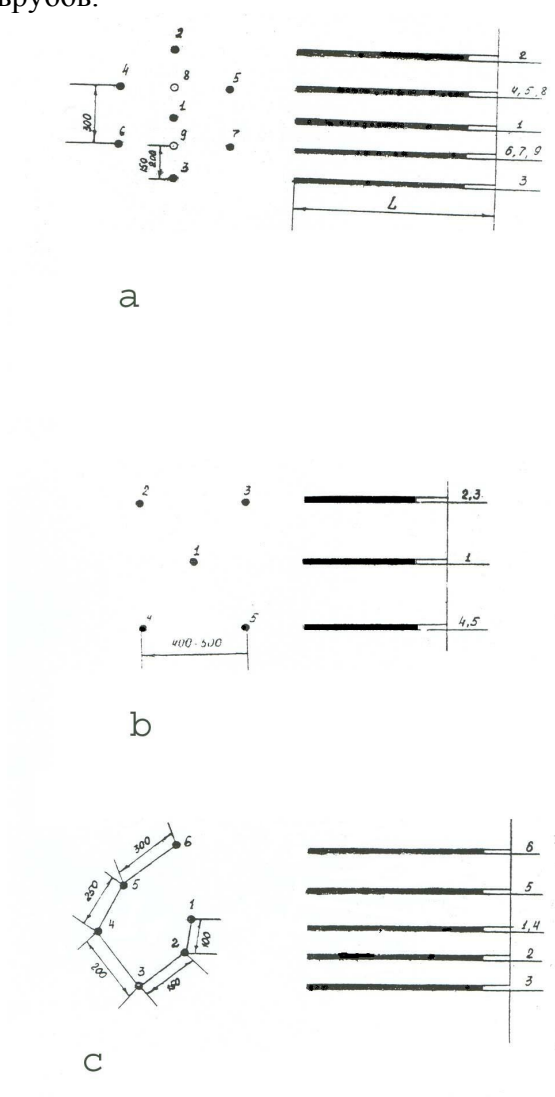


Рис. 1. Типы прямых врубов: а — щелевой; б — призматический; в — спиральный

Характерной особенностью щелевого вруба (рис. 1, а) является то, что развитие взрыва при образовании врубовой полости происходит в одной плоскости. Неизменная ширина обнажения, равная диаметру холостого шпура, обуславливает постоянство коэффициента зажима и параметров расположения врубовых шпуров. Необходимо отметить, что в призматическом врубе (рис. 1, б) шпуры 1, 2, 5. Если рассматривать другие типы врубов (например, мичиганский и канадский и т.д.), то в большинстве из них так же присутствуют элементы щелевого вруба.

Спиральный вруб (рис.1, в) выгодно отличается от остальных прямых врубов тем, что при развитии взрыва врубовых шпуров параметры расположения каждого последующего шпура увеличиваются и, кроме того, взрыв второго шпура производится не на холостой шпур, а на «стакан». Это позволяет образовать полость большого размера, облегчить работу отбойных шпуров и уменьшить их количество.

По нашему мнению, повышение эффективности образования врубовой полости возможно при площадном (двухмерном) расширении первоначального обнажения. Для призматического вруба характерно площадное развитие взрыва врубовых шпуров, однако, параметры их расположения постоянны.

В случае, когда все врубовые шпуры заряжаются, в результате взрыва первого шпура образуется взрывная воронка и «стакан». Увеличенный диаметр оставшейся за пределами воронки части шпура (диаметр «стакана») можно ориентировочно определить в зависимости от крепости пород по выражению

$$d_{ст} = d_3 [1,3 + \exp(-0,2f)]. \quad (3)$$

При известном показателе взрываемости C_0 по формуле

$$d_{ст} = d_3 (0,065 C_0 - 0,01). \quad (4)$$

Базируясь на принципе площадного расширения первоначального обнажения, в целях интенсификации процесса образования компенсационного пространства разработан двойной спиральный вруб [3]. Эффективность этого вруба была проверена в натуральных условиях при проведении выработок на шахте им. Орджоникидзе. На рис. 2 показана схема расположения шпуров и расстояния между врубовыми шпурами в забое горизонтальной выработки с размерами поперечного сечения 2×2 м, проходимой в породах, коэффициент крепости которых $f = 18-20$.

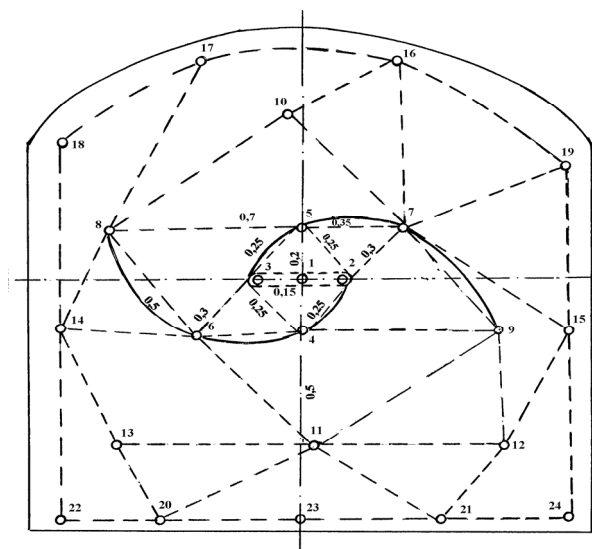


Рис. 2. Схема расположения шпуров в выработке сечением 2×2 , проходимой в породах крепостью 18–20, на шахте им. Орджоникидзе

Согласно формуле (2) пробойное расстояние на холостой незаряжаемый шпур в породах крепостью 20 равно 150 мм, что совпадает с данными рис. 1, в. Поэтому расстояния от образованной взрывом зарядов ВВ 2–3 щели были приняты такими, как и на рис 1, в. Применение двойного спирального вруба и площадного развития взрыва при неизменном количестве шпуровых зарядов позволило повысить КИШ до 0,85–0,96 [4].

Ранее на шахте им. Орджоникидзе ОАО «ЦГОК» при проходке выработок указанного сечения коэффициент использования шпуров составлял 0,65.

В таблице 1 приведены значения пробойного расстояния на холостой шпур и на «стакан» в породах различной крепости и при различных показателях взрываемости. Пробойное расстояние при взрыве на холостой шпур или «стакан» определялось по выражению

$$W_3 = C_0 d_3 [1 - \exp(-0,035B/d_3)]^{0,5}, \text{ м,}$$

где B — ширина обнаженной поверхности ограниченных размеров, в данном случае диаметр холостого шпура или «стакана».

Таблица 1. Величина пробойного расстояния W_3 и W'_3

№ п/п	f	C_0	W_3	$d_{ст}$	W'_3
1	4	45,0	0,336	0,118	0,563
2	6	36,8	0,276	0,096	0,419
3	8	31,0	0,217	0,081	0,325
4	10	27,5	0,206	0,072	0,272
5	12	25,0	0,187	0,065	0,237
6	14	23,4	0,175	0,061	0,213
7	16	22,3	0,167	0,058	0,199
8	18	21,5	0,161	0,056	0,188
9	20	20,9	0,156	0,055	0,181

Из данных таблицы 1 следует, что взрывание на «холостой» незаряженный шпур нерационально. Использование в качестве первоначальной обнаженной поверхности «стакана», образовавшегося в результате взрыва первого шпура, позволяет на 20–50% увеличить расстояние между первым и вторым шпурами.

Для подтверждения этого на рис. 3 показана трансформация щелевого вруба, при использовании в качестве первоначального обнажения «стакана» и площадном развитии взрывных работ для образования врубовой полости. Из данных рис.3 следует, что использование в качестве первоначального обнажения «стакана» и площадного развития взрыва позволило практически в два раза увеличить площадь поперечного сечения врубовой полости. Можно утверждать, что использование в качестве первоначального обнажения «стакана» и при площадном развитии взрыва позволяет существенно увеличить размеры поперечного сечения врубовой полости при использовании призматического вруба.

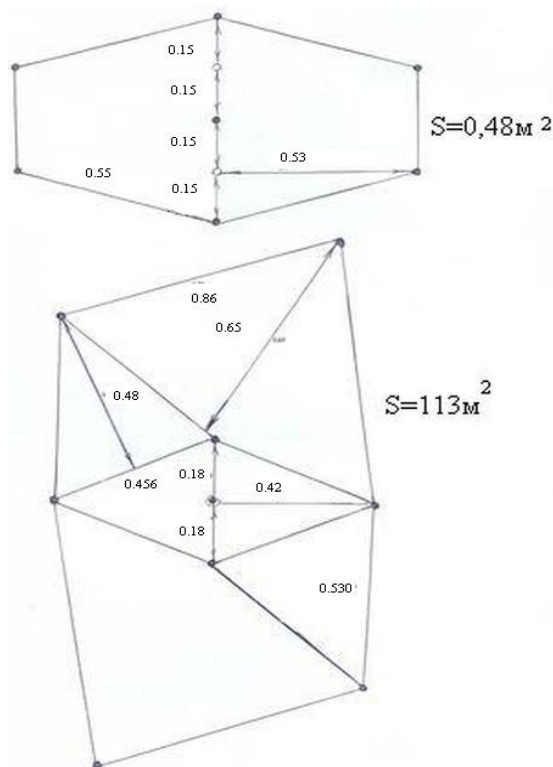


Рис.3. Трансформация врубовой полости при площадном развитии взрыва с использованием «стакана» в качестве первоначального обнажения

В заключение необходимо отметить, что оптимизация параметров расположения врубовых шпуров обуславливает необходимость оптимизации параметров расположения остальных шпуров комплекта. Это следует из данных приведенных на рис.2, где величина ЛНС для шпуровых зарядов 15, 17, 18 и других явно занижена. Поэтому необходимость совершенствования методики проектирования буровзрывных работ при проведении выработок очевидна.

Библиографический список

1. Капленко Ю.П. Инструкция по выбору параметров буровзрывных работ при отбойке руд глубокими скважинами. — Кривой Рог, 1977. — 129 с.
2. Колосов В.А. Определение параметров расположения колонкового заряда при взрыве на обнаженную поверхность ограниченной ширины // Разраб. руд. месторожд. — Вып.68. — Кривой Рог: КТУ, 1999. — С. 24–29.
3. Колосов В.О. Патент №30713А Украина 6E21C41/16;41/22. Спосіб розробки рудних родовищ з камерною виїмкою.
4. Капленко Ю.П., Швагер Н.Ю. Отчет по научной работе «Повышение технологических показателей при проходке выработок в особо крепких породах шахты им. Орджоникидзе». — Кривой Рог, 2001. — 61 с.

© Колосов В.А., Швагер Н.Ю., Комисаренко Т.А., 2006

УДК 622.8:622.4

ГОГО В.Б. (ДонНТУ)

НОВАЯ ПАРАДИГМА ВЗРЫВА УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ

Исследованы термодинамические особенности состояния витающей угольной пыли в рудничном воздухе и предложена новая парадигма, объясняющая сущность явления сублимации угольных частиц перед взрывом.

Актуальность проблемы и ее связь с важными научными и практическими задачами обусловлена необходимостью предупреждения взрывов газа и пыли на угольных шахтах, так как направлена на снижение группового травматизма шахтеров. Несмотря на определенные достижения в области научных исследований, вскрывающих проблемы физико-химических механизмов взрыва угольной пыли (работы Н.В.Лаврова, П.Д.Хитрина, З.Ф.Чуханова и др.), все же остаются не изученными термодинамические особенности этого процесса.

Анализ исследований и публикаций [1], в которых рассматривается данная проблема, показывает, что вопрос о термодинамике состояния пылевой частицы угля, витающей в воздухе, а также механизм сублимации ее твердых углеводородных фракций в газообразное состояние еще не раскрыт.

Целью статьи и излагаемого теоретического исследования по раскрытию термодинамических особенностей взрыва угольной пыли (аэрозоля) является теоретическое описание термодинамического состояния угольной частицы пыли, витающей в воздухе, при нормальных условиях перед взрывом.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи.

1. Определить теоретическую температуру угольной частицы пыли, витающей в воздухе, при нормальных условиях рудничной атмосферы;
2. Установить теоретическую величину критического значения температуры воздуха, при которой возможен взрыв угольной пыли без внешнего источника воспламенения.

Изложение основного материала. Как известно [1], тепловая теория взрыва объясняет взрыв угольной пыли как процесс разогрева пылинок за счет тепла внешнего источника воспламенения. От этого разогрева из угольных пылинок выделяются взрывчатые продукты пиролиза, которые образуют вокруг пылинок углеводородную газовую оболочку. При достижении в этой оболочке предельной концентрации газов и соответствующей температуре возникает взрыв.

Для решения поставленных задач принята гипотеза: частицы угольной пыли фракций (0,01–0,10 мм), витающие в воздухе, с позиций молекулярно-кинетической теории идеального газа испытывают удары молекул газов, входящих в состав воздуха, т.е. азота, кислорода и др. Эти ударные воздействия молекул газов на пылинки должны вызывать их броуновское движение или привести их к нагреву. С физической точки зрения должны сработать законы сохранения импульса и сохранения энергии.

Определим теоретическую температуру угольной частицы пыли, витающей в неподвижном воздухе, при нормальных условиях. Согласно закону сохранения энергии суммарная кинетическая энергия молекул газов, воздействующих на частицу пыли, трансформируется в эквивалентное количество теплоты. Это количество теплоты определяет температуру угольной частицы пыли. При этом предполагается, что кинетическая энергия молекул газов трансформируется в тепло, передаваемое угольной частице

пыли, если частица пыли будет неподвижной, т.е. ее кинетическая энергия будет равна нулю.

Существо решения задачи требует провести расчет, поэтому принимаем, что массовая концентрация угольных частиц пыли $n_1=0,1$ кг/м³, плотность воздуха $n_2=1,3$ кг/м³ при нормальной температуре.

Определим среднеквадратическую скорость молекулы газа

$$\langle V \rangle_2 = \sqrt{\frac{3RT}{M}}, \quad \langle V \rangle_2 = 500 \text{ м/с},$$

где $R = 8,31 \frac{\text{Дж}}{\text{моль} \cdot \text{К}}$ — универсальная молярная газовая постоянная; $T = 273$ К — абсолютная температура газа; $M = 29 \cdot 10^{-3}$ кг/моль — молярная масса воздуха.

В 1 м³ воздуха содержится число молекул газов $N_2 = 2,6 \cdot 10^{25}$, а число частиц пыли N_1

$$N_1 = \frac{n_1}{m_1} = \frac{3n_1}{4\rho\pi r^3}; \quad N_1 = 2 \cdot 10^{10},$$

где $\rho = 1,4 \cdot 10^3$ кг/м³ — плотность угля; $r = 10^{-5}$ м — приведенный радиус частицы угольной пыли.

Определим среднеквадратичную скорость движения частиц угольной пыли $\langle V \rangle_1$, предположив, что частота столкновений молекул газов с частицами пыли, во столько раз больше частоты столкновений частиц пыли, во сколько раз больше число молекул газов, т.е. в ε раз

$$\varepsilon = \frac{N_2 \pi d_2^2 \langle V \rangle_2}{N_1 \pi d_1^2 \langle V \rangle_1} = 1,3 \cdot 10^{25}; \quad \langle V \rangle_1 = 2 \cdot 10^{-14} \text{ м/с},$$

где $d_1 = 10^{-5}$ м — диаметр частицы пыли; $d_2 = 10^{-10}$ м — диаметр молекулы газа.

Полученное значение среднеквадратической скорости движения частиц угольной пыли $\langle V \rangle_1 = 2 \cdot 10^{-14}$ м/с, свидетельствует о том, что они в статическом воздухе практически неподвижны. Поэтому кинетическая энергия молекул газов, составляющих воздух, при ударах о частицу пыли будет трансформироваться в теплоту. Следовательно, можно ожидать, что температура угольной частицы пыли будет выше, чем температура воздуха.

Определим теплоту, получаемую одной частицей угольной пыли Q , от кинетической энергии ударяющих ее молекул газов E

$$E = \frac{2}{3} \sum \frac{m_2 \langle V \rangle_2^2}{2} = \frac{2}{3} \varepsilon \frac{m_2 \langle V \rangle_2^2}{2},$$

$$E = 3 \cdot 10^{-6} \text{ Дж}.$$

По закону сохранения энергии

$$E = Q = c \cdot m_1 \cdot T_1,$$

где c — удельная теплоемкость угля; m_1 — масса угольной пылинки; T_1 — абсолютная температура пылинки.

Таким образом, абсолютная температура угольной пылинки будет равна

$$T_1 = \frac{E}{cm_1} = 600 \text{ К} .$$

Учитывая, что температура воздуха нормальная, т.е. 273 К, имеем температуру нагрева угольной пылинки 327 К или 327°C.

Имея в своем составе летучие углеводородные соединения, угольная частица пыли сублимирует, понижая свою температуру и сохраняя тепловой баланс с окружающим воздухом. Сублимированные углеводородные летучие фракции являются газовой составляющей пылегазового угольного аэрозоля, который облегчает процесс взрыва.

Таким образом, экспериментальный факт, что угольная пыль может взорваться при полном отсутствии метана [1], находит теоретическое обоснование.

Для воспламенения угольной пыли необходимы два условия: достаточное количество кислорода и нагрев частиц угля до температуры 700–800°C [1].

Решим вторую задачу исследования, т.е. определим теоретическую величину критического значения температуры воздуха, при которой возможен взрыв угольной пыли без внешнего источника воспламенения.

Алгоритм рассуждения следующий: по нижней границе температуры воспламенения угольной пыли 973 К определим количество теплоты пылинки, а по ней величину среднеквадратической скорости молекул газов, образующих воздух, и далее соответствующую температуру воздуха.

Расчеты показывают, что при температуре воздуха 437 К (164°C) угольная пылинка, витающая в нем, нагревается до 973 К (700°C), что является минимальной температурой для воспламенения.

Таким образом, изложенное позволяет сформулировать научную идею: явление сублимации угольного аэрозоля в летучие углеводородные соединения как следствие локального нагрева одиночных частиц угля в результате энерго-кинетического воздействия на них молекул газов, входящих в состав воздуха.

Механизм процесса состоит в том, что взаимные столкновения молекул газов, образующих воздух, создают его внутреннюю энергию, что выражается через температуру, а в действии на частицу пыли — в ее локальном нагреве.

Выводы

1. Витающая в воздухе угольная пыль является источником летучих углеводородных соединений, т.к. угольная частица пыли нагревается ударными воздействиями молекул газов, что вызывает ее сублимацию. Температура витающей угольной частицы больше температуры воздуха, в котором она витает.

2. Теоретическая величина критического значения температуры воздуха, при которой возможен взрыв витающей угольной пыли без внешнего источника воспламенения, составляет 164°C.

Экспериментальное подтверждение изложенного явления состоит в том, что температура каждой отдельной частицы витающей угольной пыли выше, чем температура воздуха, т.е. в запыленном воздухе частицы будут проявляться в инфракрасном диапазоне излучения.

Библиографический список

1. Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Пучков Л.А., Медведев И.И. Аэрология горных предприятий. — М.: Недра, 1987. — 421 с.

© Гого В.Б., 2006

УДК 622.261.2

МАЛЕЕВ Н.В. (Теруправление Госгортехнадзор Украины в Донецкой области),
НИЖНИК А.В., БЕРБЕНЕЦ В.С. (ДонНТУ)

РАЗРУШЕНИЕ ПОЛЕВЫХ ШТРЕКОВ ПРИ НАДРАБОТКЕ ИЗ-ЗА РАЗВИТИЯ ДЕФОРМАЦИЙ ГЕНЕТИЧЕСКОГО ВОЗВРАТА*

Описан механизм разрушения горных выработок вследствие разгрузки. Установлено значение деформаций и соответствующих им напряжений в окружающей выработки массиве до и после надработки.

В [1–3] впервые в практике разработки угольных пластов Донбасса описана производственная ситуация, сложившаяся на шахте им. А.А.Скочинского, при которой имело место разрушение полевого штрека после надработки его разгрузочной лавой, т.е. не в результате роста напряженности, а после ее снижения.

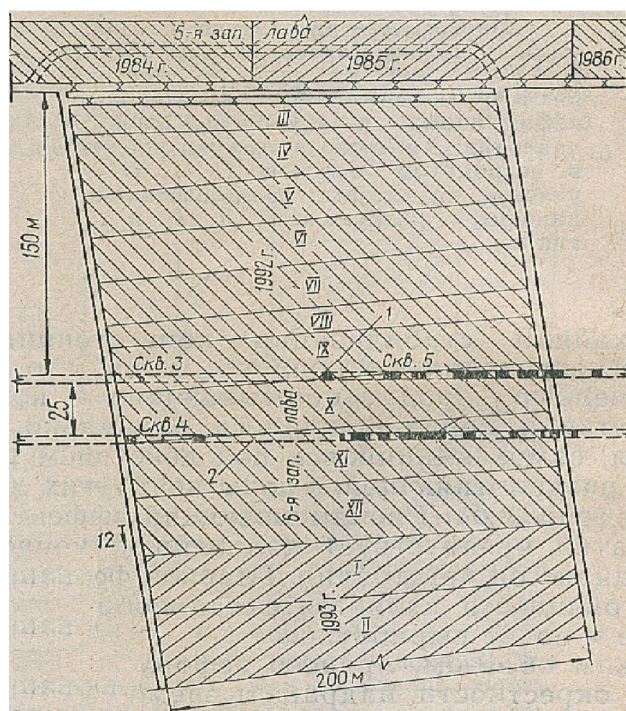


Рис.1. Схема надработки выработок горизонта 1200 м 6-й западной лавой: 1 и 2 — штреки №1 и №2

На шахте им. А.А.Скочинского при отработке запасов выбросоопасного пласта h_6^1 в процессе подвигания разгрузочной 6-ой западной лавы были надработаны основные магистральные выработки горизонта 1200 м: западные полевые откаточные штреки №1 и №2 (рис.1). Лава отработывалась по падению, которое составляло 11–12°, длина ее была 200 м, вынимаемая мощность пласта 1,5–1,7 м, управление кровлей — полное обрушение, шаг обрушения пород кровли составлял 20–24 м. Надработанные выработки гор. 1200 м находились в 54 м (штрек №1) и в 48 м (штрек №2) от почвы пласта по нормали. Расстояние между штреками 25 м. При проведении обоих полевых штреков происходили выбросы песчаников и газа. Штреки закреплены арочной трехзвенной крепью с железобетонной затяжкой, а в местах выбросов — аркой в бетоне с тампонажем полостей.

Состояние штреков было удовлетворительным и не требовало ремонта в течение 20 лет эксплуатации до их надработки.

Надработка привела к довольно неожиданным результатам: западный полевой штрек №1 приведен в нерабочее состояние из-за пучения пород почвы. Для ремонта выработки в течение 4–5 мес. производилась трехкратная подрывка почвы на общую мощность 1,2–1,4 м. В то же время в штреке №2 деформирование пород почвы не превышало 0,3–0,4 м, т.е. не требовало перекрепления.

Комплекс выполненных исследований, описанный в [1–3], позволил считать, что причина пучения пород почвы штрека №1, надработанного 6-ой западной разгрузочной

* Исследование выполняется под научно-методическим руководством проф., докт.техн.наук Николина В.И.

лавой, заключается в наличии под слоем песчаника глинистого сланца. Величина пучения пород в штреке №1, где мощность слоя песчаника между почвой штрека и глинистым сланцем была минимальной и составляла 6,4 м, была максимальной. Слой песчаника такой мощности не смог предотвратить деформации упругого восстановления, упругого последствия и генетического возврата глинистого сланца. В штреке №2 мощность слоя песчаника в подошве штрека была 14,1 м, и деформации залегающего ниже глинистого сланца оказались недостаточными для разрушения пород подошвы выработки. Это заключение следует из того, что вследствие разгрузки при надработке деформации генетического возврата (ДГВ) были настолько значительными, что произошло разрушение песчаников, залегающих в подошве выработки.

Сам факт разрушения при разгрузке, но не образца, а части осадочного массива настолько необычен, что никак не объясняется с позиций принятого разрушения от роста напряженности. Именно поэтому возникла задача установления природы деформаций и, если переходить к общепринятой в настоящее время оценке напряженности пород, то к расчету вызываемых названными деформациями напряжений в подошве штрека после надработки, которые в одном случае (штрек № 1) вызвали разрушение песчаника, что потребовало многократного перекрепления выработки, а в другом (штрек № 2) разрушение оказалось незначительным.

Аналитического решения данной задачи в настоящее время из-за чрезмерной сложности нет. Качественно посчитали возможным свести ее к задаче теории упругости, которую принято было решить с помощью программы пакета *ANSYS*, способной решать особо сложные задачи теории упругости и довольно широко применяемой при графическом моделировании различных сложных процессов. В качестве исходных данных были приняты ранее названные параметры.

В ходе решения установлены соответствующие измеренным деформациям значения напряжений, которые могли бы в окружающем выработки массиве их вызвать (рис.2).

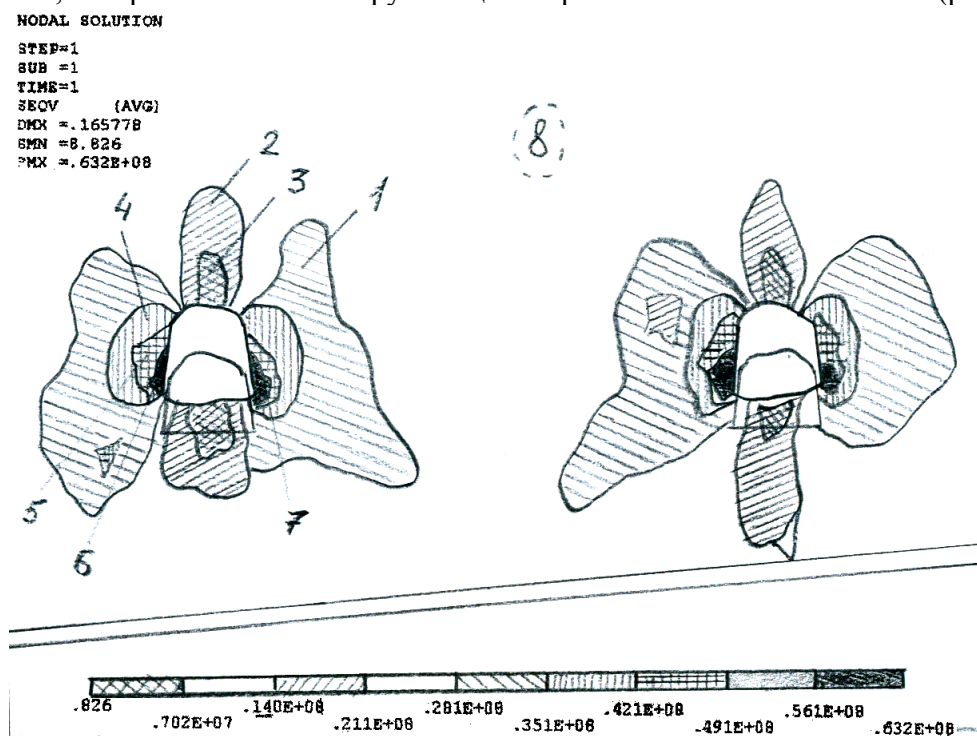


Рис.2. Эпюра напряжений до надработки

Из анализа эпюр следует, что напряжения вокруг выработки изменяются в интервале 8,8–56,1 МПа. Значения напряжений представлены на шкале. Так, область 1

характеризуется напряжениями 28,1 МПа, область 2 — 14 МПа, 3 — 7 МПа, 4 — 35,1 МПа, 5 — 42,1 МПа, 6 — 49,1 МПа, 7 — 56,1 МПа, 8 (массив) — 21,1 МПа. Напряжения, действующие в подошве выработки, характеризуются большей частью областями 2 и 3 и составляют 7–14 МПа, т.е. в 1,5–3,0 раза менее γH .

Из рассмотрения эпюры рис.3 следует, что максимальные напряжения действуют в области 3, которая по сути является областью взаимодействия слоев песчаника и глинистого сланца. Напряжения в массиве (γH) — 21 МПа. После надработки выработки 6-ой западной лавой возникла разгрузка слоев глинистого сланца (вследствие которой начались деформации генетического возврата [4]), при этом значение силы (напряжений), которая вызвала пучение песчаника, составило 165 МПа, что почти на порядок выше γH . Значение данной силы было достаточным, чтобы продавить слой песчаника мощностью 6,4 м, но недостаточным для разрушения слоя мощностью 14,1 м.

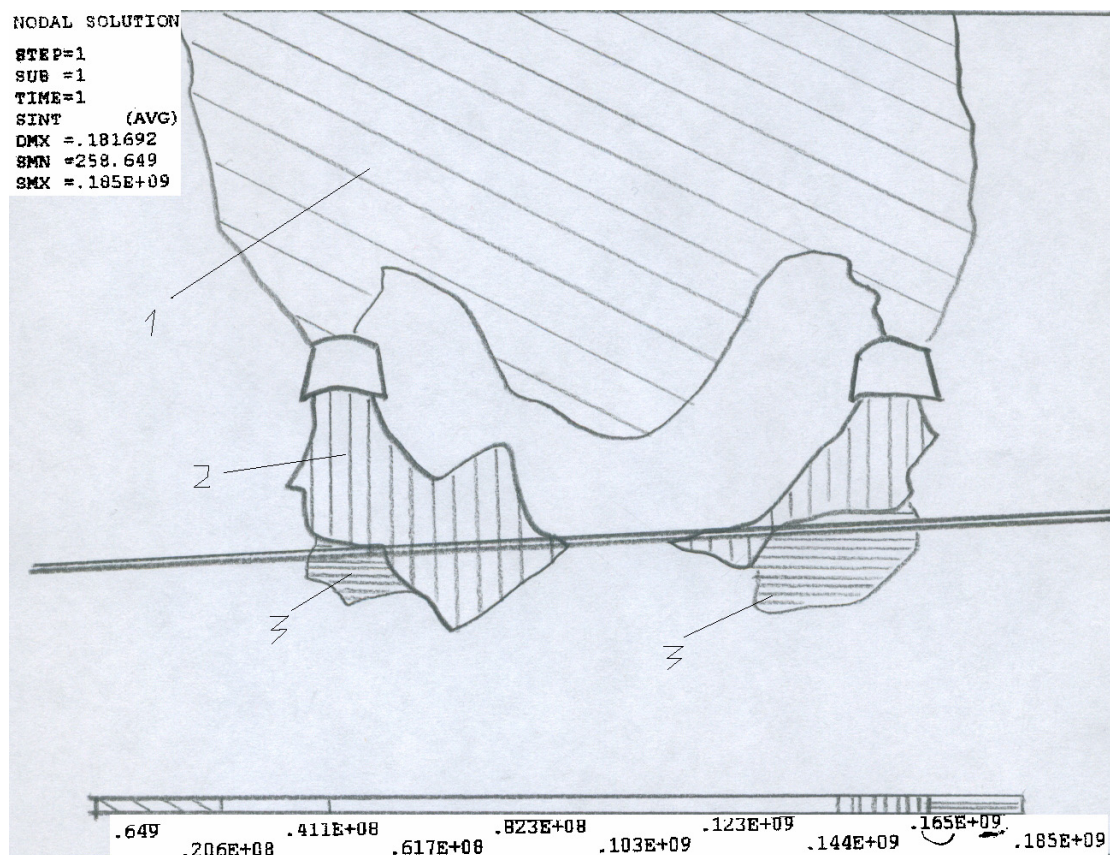


Рис.3. Эпюра напряжений после надработки

Шахта планировала надработать 7-ой восточный полевой штрек №2 7-ой восточной разгрузочной лавой. Опасались, что при этом могла возникнуть аналогичная ситуация.

На основе примененного экспериментально-аналитического метода, базирующегося на представлении о разрушении горных пород от разгрузки [3], был сделан вывод о том, что при уменьшении длины разгрузочной лавы с 200 до 70 м деформации пучения подошвы восточного полевого штрека №2 не превзойдут 0,5–0,6 м. Штрек был надработан, деформации пучения не превысили 0,4 м, т.е. вывод полностью подтвердился.

Авторы отчетливо представляют некоторую (думаем, даже весьма существенную) приблизительность оценки напряженности массива, разрушавшегося в течение нескольких месяцев, с помощью методов теории упругости. Но вынуждены, к сожалению, кон-

статировать, во-первых, что других, разработанных к настоящему времени аналитических методов, пригодных для решения данной задачи, нет (или нам они неизвестны).

Во-вторых, переход от обнаруженных (зарегистрированных) деформаций к оценке соответствующих им напряжений методами теории упругости может привести только к занижению значений напряженности. Степень занижения пока остается неопределенной, как и значения прочностных, деформационных свойств пород осадочного массива (песчаника, глинистого сланца), в том числе временных.

Наконец, в-третьих, рассматриваем представленную ориентировочную оценку уровня напряженности, соответствующего имевшим место реальным деформациям, как новое направление оценки состояния осадочного массива по «полям деформаций» в соответствии с [5].

Библиографический список

1. **Николин В.И., Игнатович Н.В., Шепеленко В.А.** Особенности проявления горного давления на глубине 1200 м // Уголь Украины, 1994. — №5. — С. 12–15.
2. **Шепеленко В.А., Игнатович Н.В.** Опыт поддержания полевых выработок глубоких горизонтов в условиях наработки. — Донецк: Донбасс. — 1993. — 22 с.
3. **Николин В.И., Игнатович Н.В., Шенец В.П.** Новое направление в создании способов сохранения устойчивости откаточных штреков // Уголь Украины, 1996. — №10–11. — С. 32–34.
4. **Николин В.И., Мордасов В.И., Подкопаев С.В.** Закономерности развития деформаций генетического возврата — научная основа снижения травматизма / Под общ. ред. В.И.Николина. — Донецк: РИА ДонГТУ, 2001. — 318 с.
5. **Николин В.И., Подкопаев С.В.** Наряду с «полями напряжений» более реальны и значимы «поля деформаций» / Геомеханика в горном деле. — Екатеринбург, 2003. — С. 11–16.

© Малеев Н.В., Нижник А.В., Бербенец В.С., 2006

УДК 622.273

ПИЛЮГИН В.И., КОЧИН А.Е., РОМАНОВ А.Н. (ДонНТУ), ВОЛОШЕНКО В.В. (АП «Шахта им. А.Ф.Засядько»)

ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ГРАФИЧЕСКОГО ПОСТРОЕНИЯ ФУНКЦИИ ГЕОТЕКТОНИЧЕСКОГО ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ УГЛЕВМЕЩАЮЩЕГО МАССИВА В ПРЕДЕЛАХ ПЛОЩАДИ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ

В статье изложены принципы выбора интерполяционных (нестационарных) функций при графическом моделировании геотектонического формоизменения угольных пластов и пород. Основным критерием правильности выбора нестационарных функций является стабильность их производных в зоне моделирования. Проверку адекватности описания залегания пластов такими функциями можно осуществлять по совпадению градиентов первых производных с реальными углами падения пласта на ранее отработанных участках.

Опыт ведения горных работ на глубоких угольных шахтах Донбасса показал, что геомеханические и газодинамические явления, сопутствующие разработке, характеризуются четко выраженной зональностью и неравномерностью распределения по площади шахтных полей. Наиболее неблагоприятные участки приурочены, как правило, к зонам сложного залегания пластов (замки складок, перегибы, флексуры и т.д.). Наибо-

лее благоприятные участки чаще всего расположены в пределах плоских областей залегания пластов.

Существующее в настоящее время залегание осадочного угленосного массива является результатом сложных, многоэтапных колебательных тектонических подвижек земной коры в процессе ее эволюции. Зоны складок и других пликтивных нарушений испытали (испытывают) мощное воздействие изгибающих, а, следовательно, и касательных напряжений. В зависимости от их величины и времени действий это либо уже привело к структурным изменениям углей и вмещающих пород, либо предопределило наличие в нетронутым горным массиве природных аномалий напряженного состояния. Таким образом, рельеф залегания угленосной толщи отражает степень ее геотектонического формоизменения и позволяет прогнозировать месторасположение аномальных зон природного происхождения.

Важнейшим этапом прогнозирования тектонических аномалий является построение поверхности, адекватно отражающей залегание угольных пластов и вмещающих пород. Для практического решения этой и аналогичных задач создан специальный пакет прикладных программ *SURFER*. Его последняя версия *SURFER 8* представляет собой мощную систему создания трехмерных и плоских карт, моделирования и анализа сложных поверхностей с использованием самых современных методов, основанных на применении интерполяционных функций. Вместе с тем, конечные результаты построений, особенно применительно к решению узкоспециализированных прикладных задач, существенно зависят от правильности выбора (соответствия) метода и параметров преобразования исходной совокупности опорных точек в сетку данных, которая является основой для визуализации поверхности [1].

Для начала попытаемся дать качественную характеристику рассматриваемому объекту, а именно разрабатываемому шахтопласту с позиций его геометризации. Во-первых, он представляет собой криволинейную слабонаклонную (при пологом залегании) поверхность с размерами, предопределяемыми границами шахтного поля. Углы падения этой поверхности изменяются, как правило, довольно незначительно — разброс от среднего значения редко превышает $\pm 5^\circ$. Также довольно стабильным является и направление линии падения в различных частях шахтного поля. Во-вторых, поверхность пласта в зоне моделирования не имеет разрывов, т.к. обычно крупные и средние дизъюнктивные нарушения располагаются между полями соседних шахт. Вместе с тем, она может содержать складки и другие пликтивные изменения залегания второй, третьей и четвертой групп [2]. В-третьих, имеется существенная неоднородность степени разведанности различных участков шахтного поля. Так, в пределах ранее отработанных областей в качестве опорных точек можно использовать координаты пунктов маркшейдерских сетей в пластовых подготовительных выработках. Расстояние между ними изменяется от 50 до 200 м, а точность определения отметки z составляет примерно 2 м. На участках нетронутого горными работами массива сведения о залегании предопределяются наличием геологоразведочных скважин, расстояние между которыми составляет не менее 1 км, а погрешность определения глубины достигает 30 м. Эти характеристики и особенности геотектонического формоизменения пликтивно нарушенных угольных пластов необходимо учитывать при моделировании.

В настоящее время не вызывает сомнений тот факт, что точное попадание интерполяционной функции в опорные точки не обеспечивает достоверности модели. Специалисты полагают, что любые прогибы и колебания поверхности в промежутках между точками являются своего рода «домысливанием» и математически не обоснованы. Такая позиция вытекает из содержания первой части известной теоремы Найквиста-Котельникова, которая сформулирована следующим образом: «Если функция, зависящая от времени, имеет ограниченный частотой F спектр, то она полностью определяется дискретными выборками ее значений, следующих с частотой $2F$ ». Применительно

к затронутой проблеме это означает, что достоверно разведанными можно считать пликативные изменения залегания, размеры которых превышают удвоенное расстояние между опорными точками в сети. Таким образом, в нашем случае минимальное основание моделируемых складок на отработанных участках должна составлять не менее 100–400 м (в зависимости от плотности пунктов маркшейдерской сети), что соответствует второй и третьей группам пликативных нарушений [2]. Этот вывод можно использовать для оценки адекватности моделирования рельефа залегания разрабатываемых пластов интерполяционными (нестационарными) функциями.

Гладкость и плавность функции геотектонического формоизменения массива $z=f(x, y)$, а также ее соответствие теореме Найквиста-Котельникова проще всего оценить по поведению ее частных производных $\frac{dz}{dx}$ и $\frac{dz}{dy}$. Очевидно, что на большинстве интервалов между опорными точками исходная функция будет иметь какую-то определенную тенденцию (возрастание либо убывание). Отсюда следует, что производные $\frac{dz}{dx}$ и $\frac{dz}{dy}$ в

этих промежутках будут сохранять свой знак. Исключение составят интервалы, в которые попадают экстремумы функции $z=f(x, y)$, т.е. перегибы пласта. В этих точках значения производных будут равны нулю. Максимальное число перегибов по рассматриваемой линии (разрезу) должно составлять не более половины числа опорных точек, которые ее формируют. Реально на практике их будет значительно меньше, т.к. размеры складок второй и третьей групп обычно существенно превышают удвоенное расстояние между пунктами маркшейдерских сетей в выработках. Подводя итог вышеприведенным рассуждениям, можно сформулировать следующий принцип обеспечения адекватности построения: **«Если интерполяционная нестационарная функция формоизменения $z=f(x, y)$ адекватно отражает залегание разрабатываемого пласта на рассматриваемом участке, то интервалы изменений знаков ее частных производных в этой зоне в направлении соответствующей оси превышают расстояния между опорными точками, а количество экстремумов составляет не более половины от их числа».**

Важным моментом при моделировании залегания складчатых угольных пластов интерполяционными нестационарными функциями является возникновение эффекта локального прогиба поверхности вблизи опорных точек. Этот эффект не всегда может быть визуально зафиксирован при анализе карты, особенно при высокой плотности точек. Несмотря на это в случаях, когда задача требует дальнейших математических операций с нею, возникают крупные ошибки в расчетах.

Устранить локальные изменения ориентировки поверхности в опорных точках можно путем правильного выбора метода и параметров графических построений. Для отсеивания неэффективных методов, как и в первом случае, можно использовать поверхности функций первых производных $\frac{dz}{dx}$ и $\frac{dz}{dy}$. Если вблизи опорной точки исходная функция $z=f(x, y)$ имеет локальный прогиб, то это означает наличие экстремума, в котором производные будут равны нулю. Визуально на такой поверхности возникает система «шишек» или вмятин, которые совпадают с расположением опорных точек. Величины локальных отклонений производных физически отражают изменения углов наклона поверхности в этих зонах. Однако, как уже отмечалось ранее, применительно к пологим пластам Донбасса такие отклонения не могут быть существенными. Отсюда вытекает второй важный принцип адекватности моделирования: **«Если интерполяционная нестационарная функция формоизменения $z=f(x, y)$ адекватно отражает залегание разрабатываемого пласта на рассматриваемом участке, то величины ее частных производных в опорных точках остаются относительно стабильными».**

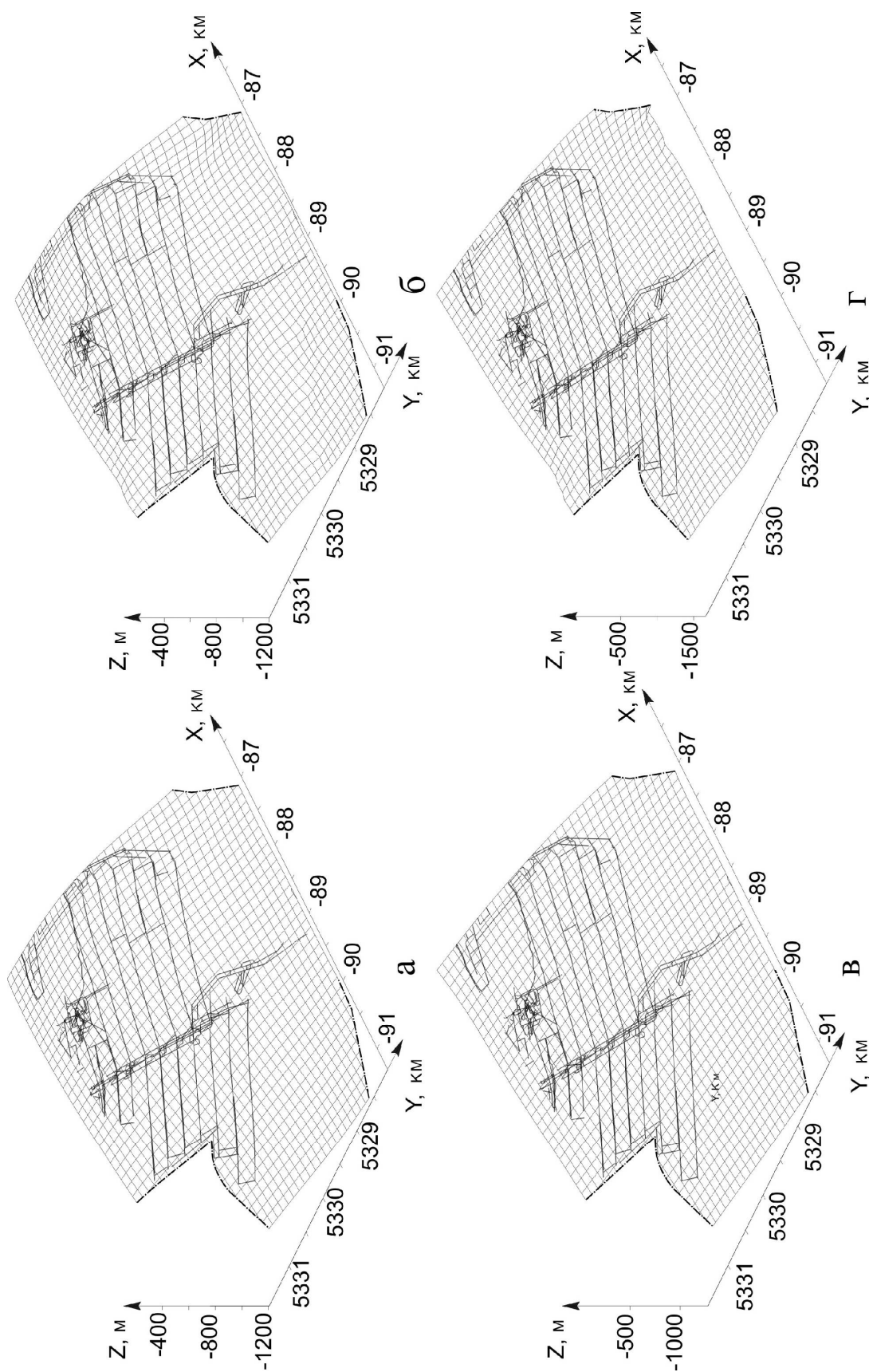


Рис. 1. Поверхность шахтопласта I_1 в условиях шахты им. А.Ф.Засядько: а — построенная методом нелинейной радиальной интерполяции; б — методом линейной интерполяции; в — методом локальных полиномов; г — методом наименьших кривизн

На рис. 1 показана поверхность шахтопласта l_1 в условиях шахты им. А.Ф.Засядько, построенная с использованием четырех основных методов SURFER 8: метода нелинейной радиальной интерполяции (*radial basic function*), метода линейной интерполяции (*kriging*), метода локальных полиномов или скользящего окна (*local polynomial*) и метода наименьших кривизн (*minimum curvature*). Визуально все эти трехмерные графики воспринимаются как идентичные или, по крайней мере, как весьма похожие один на другой. Разницу в описании функции формоизменения $z=f(x, y)$ можно увидеть только в области правого нижнего угла шахтного поля на поверхности рис. 1, г (*minimum curvature*). Это выражено в некотором изломе графика в этой зоне. Вместе с тем, при более детальном анализе можно установить более существенные различия.

На рис. 2. показаны трехмерные графики изменения частной производной $\frac{dz}{dy}$ всех четырех поверхностей в пределах шахтного поля. Физически они отражают изменение угла наклона пласта в направлении оси y . Поверхности довольно существенно отличаются друг от друга по форме и количественным параметрам. Так, графики рис. 2, а (*radial basic function*) и рис. 2, в (*local polynomial*) являются довольно плавными, как на отработанных, так и на разведанных участках. Они не имеют резких изломов и локальных экстремумов. Наоборот, поверхности рис. 2, б (*kriging*) и 2, г (*minimum curvature*) более рельефны, содержат довольно резкие переходы в залегании. В точках подсечки пласта геолого-разведочными скважинами присутствуют локальные экстремумы, которые при ведении горных работ ранее не отмечались.

Статистический анализ поверхностей $\frac{dz}{dy}$, построенных различными методами, показал следующее. Средний угол их наклона α_y изменялся довольно незначительно: от 10° (*radial basic function, kriging*) до 12° (*minimum curvature*). Это хорошо согласуется с данными практики. Максимальные значения α_y составляли соответственно: 20° для метода *radial basic function*, 26° — *kriging*, 21° — *local polynomial* и 38° — *minimum curvature*. Все они наблюдались в районе монтажных ходков западных лав. Практически измеренные углы падения по данным замеров в этих выработках не превышали 23° . Это позволяет на данном этапе отбросить как недостоверные второй и четвертый методы, оставив для дальнейшего анализа *radial basic function* и *local polynomial*.

На рис. 3 показаны плоские графики изменения угла наклона поверхности пласта l_1 вдоль оси y (α_y), построенные по данным рис. 2, а, в. Их анализ показывает, что в рассматриваемой зоне α_y изменяется в пределах от 8 до 20° . Восточное крыло, которое располагается слева от наклонных выработок, имеет более пологое и плоское залегание ($\alpha_y=8-11^\circ$). На западе угол наклона увеличивается, особенно с приближением к флексуре и достигает величины 21° . Соответственно, практический опыт ведения горных работ показывает существенное усложнение условий отработки западных лав по части увеличения выбороопасности пласта и обеспечения устойчивости пород в выработках. Карта распределения α_y , построенная методом нелинейной радиальной интерполяции показывает некоторое выполаживание пласта на западе с 18 до 12° и менее (рис. 3, а). Такое изменение залегания на практике до настоящего времени не отмечено. Оно вполне может быть обусловлено результатом ошибки построения и недостаточным количеством опорных точек в этой зоне. Более реальные результаты получены методом локальных полиномов (скользящего окна) с расчетной областью радиусом 300 м (рис. 3, б). Они отмечают практически закономерное увеличение наклона пласта к западной границе, что соответствует шахтным замерам. Таким образом, окончательно для построения и визуализации функции геотектонического формоизменения пласта l_1 в поле шахты им. А.Ф.Засядько выбираем метод локальных полиномов (скользящего окна).

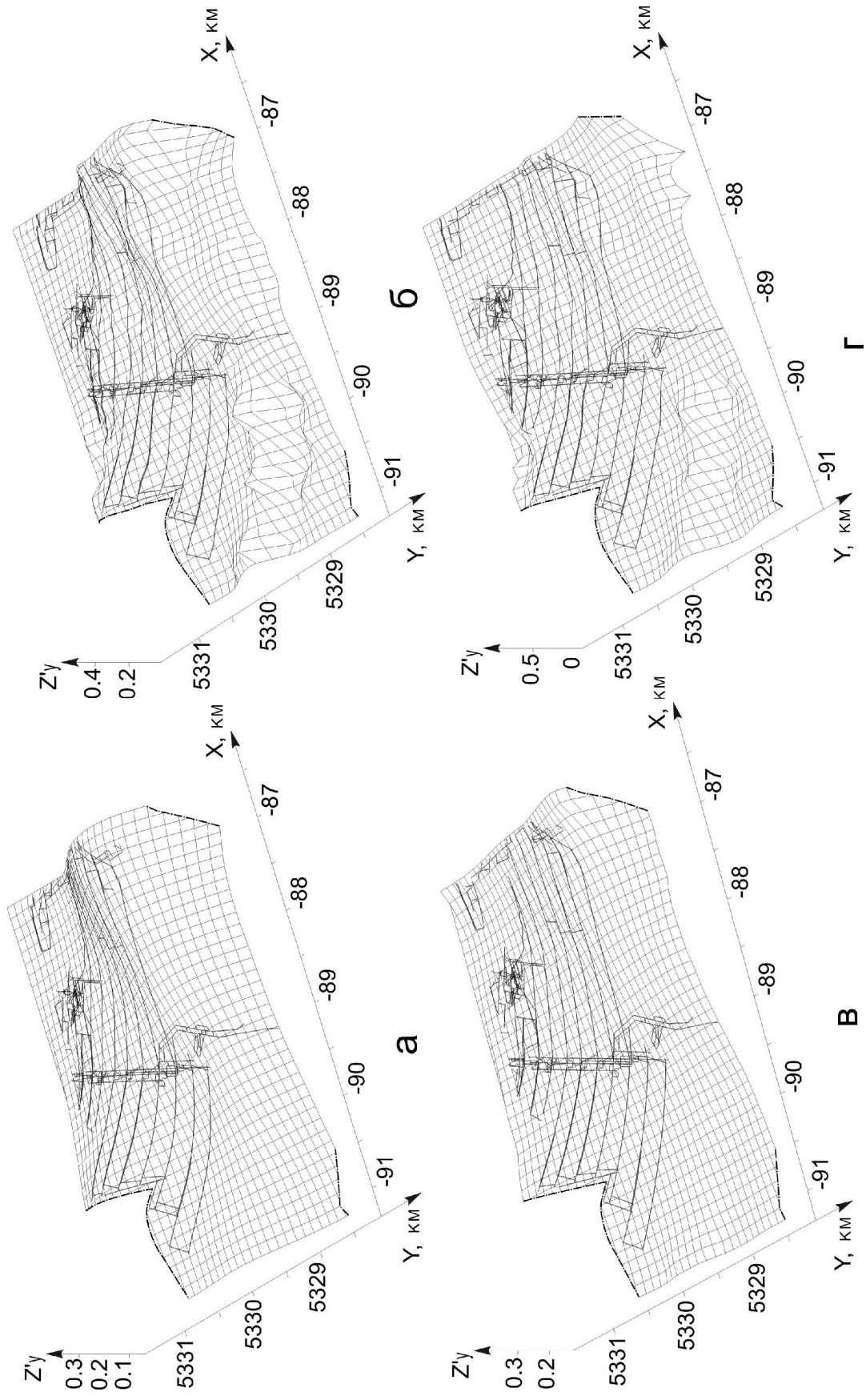


Рис. 2. Трехмерные графики изменения производной поверхности пласта Z_y (методы построения показаны на рис. 1)

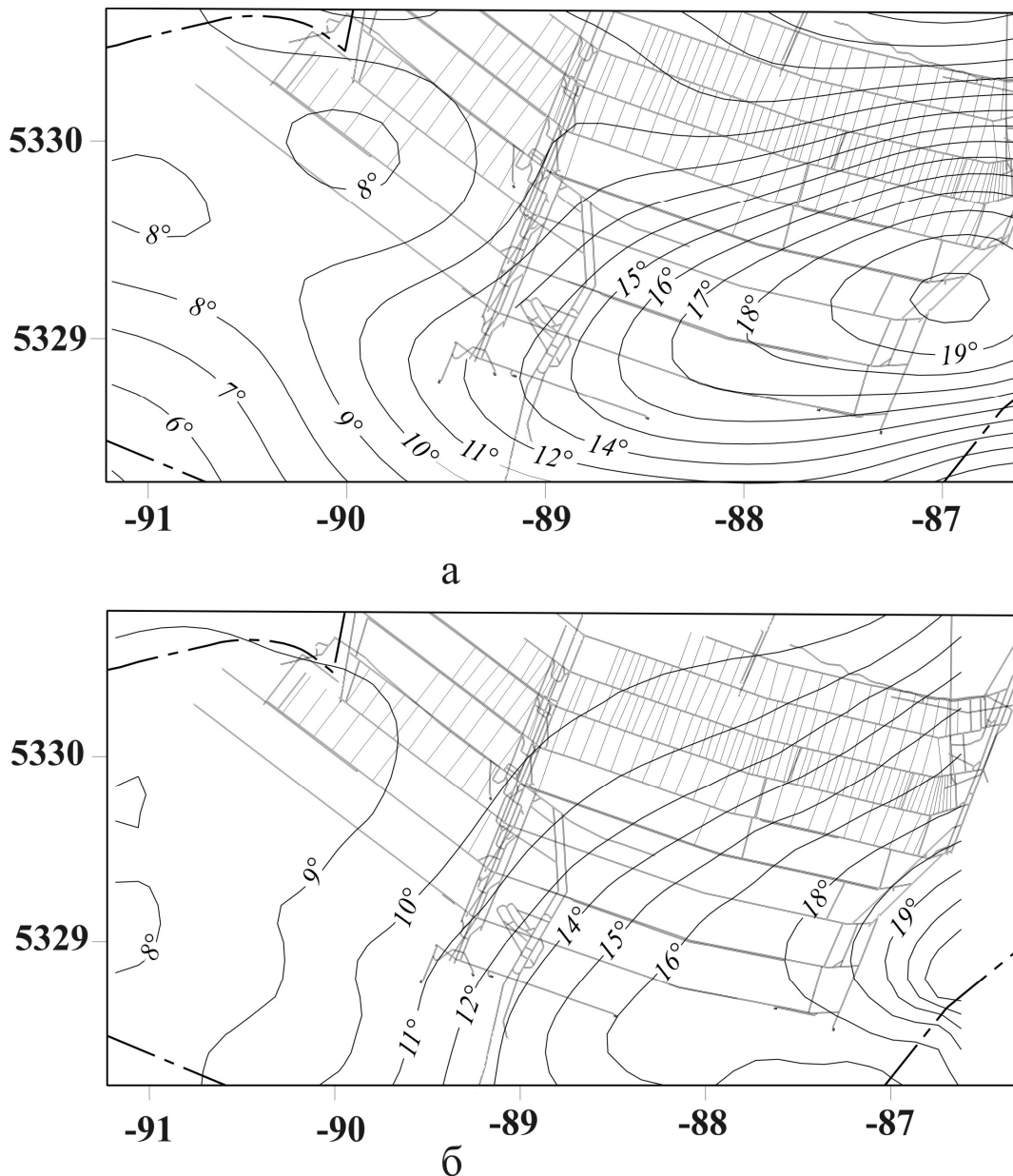


Рис. 3. Карты изменения угла наклона поверхности пласта α_y : а — метод нелинейной радиальной интерполяции; б — метод локальных полиномов

На основе выполненных построений и их анализа можно сформулировать третий принцип, который позволяет осуществлять проверку адекватности моделирования: «Интерполяционная нестационарная функция формоизменения $z=f(x, y)$ адекватно отражает залегание разрабатываемого пласта на рассматриваемом участке, если построенное с ее использованием поле градиентов первых производных в пределах ранее отработанных участков сложного залегания согласуется с измеренными в горных выработках углами падения угольного пласта и вмещающих пород».

Библиографический список

1. <http://www.goldensoftware.com/products/surfer/surfer.shtml>.
2. Букринский В.А. Геометрия недр. — М.: Недра, 1985. — 526 с.

© Пилюгин В.И., Кочин А.Е., Романов А.Н., Волошенко В.В., 2006

Охрана труда. Противопожарная безопасность. Аэрология

УДК 622.817.45

БУЛГАКОВ Ю.Ф., ТРОФИМОВ В.А., МЕЛЬНИКОВА Я.В., ТРОФИМОВА О.В.
(ДонНТУ)

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ПОЖАРА НА ПРОВЕТРИВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ РАБОТЕ СРЕДСТВ ПОЖАРОТУШЕНИЯ

В статье рассмотрены аэрогазодинамические процессы в горных выработках при тушении экзогенных пожаров. Впервые учтены особенности и предложена методика моделирования влияния тепловой депрессии на устойчивость проветривания. Показано, что при моделировании на ПЭВМ аварийной ситуации по оценке устойчивости вентиляционных струй и выборе необходимого режима проветривания аварийного участка в модель необходимо вводить поправку аэродинамического сопротивления пожарной выработки на величину, обусловленную действием тепловой депрессии.

В соответствии с действующими правилами безопасности решение задач, связанных с выбором аварийных вентиляционных режимов, производится как на стадии составления планов ликвидации аварий (ПЛА), так и непосредственно в аварийной обстановке при тушении пожаров.

Основное отличие указанных двух задач заключается в том, что при составлении ПЛА, как правило, предусматривается только два основных общешахтных аварийных режима (реверсирование вентиляционных струй и комбинированный, связанный с остановкой аварийного ВГП и реверсированием остальных вентиляторов), а из местных режимов — «отрицательное» регулирование, обеспечивающее повышение устойчивости проветривания при пожарах в наклонных выработках. Закорачивание и местное реверсирование в ПЛА предусматривается довольно редко.

В аварийных условиях, когда задачи вывода горнорабочих уже решены, возможности выбора аварийных вентиляционных режимов значительно расширяются.

Следует также отметить, что прогнозирование эффективности аварийного вентиляционного режима, как на стадии составления ПЛА, так и в оперативной обстановке имеет свои отличия. Так, в первом случае, произвольно задавая место возникновения пожара, можно заранее прогнозировать все возможные последствия развития аварии, моделировать схемы применения различных вентиляционных режимов и средств пожаротушения. К достоинствам этого подхода относится то, что мы заранее можем определить параметры вентиляционных регуляторов, которые будут использоваться в аварийных условиях, места их установки и оценить ожидаемую эффективность любого аварийного вентиляционного режима. К недостаткам этого подхода можно отнести то, что при моделировании действия пожара используются усредненные параметры его развития.

В аварийной ситуации, когда принятие решения связано с определенными временными ограничениями, объем решаемых задач значительно увеличивается (выбор места доставки регуляторов, определение их параметров и последовательности установки; выбор средств пожаротушения, особенности их доставки, установки и обеспечения и т.д.). Другими словами, необходимо решать организационные вопросы, связанные с ликвидацией аварии. В этих случаях на первый план выходит получение достоверной информации об аэродинамических параметрах горных выработок, оценка точности расчетов и интерпретация результатов моделирования аварийных ситуаций. Решение этих задач напрямую связано с человеческим фактором, т.е. профессионализмом и психологической устойчивостью людей в стрессовых ситуациях. В тоже время, здесь

возможно повышение точности прогнозирования за счет получения достоверной информации непосредственно с места аварии.

К особенностям моделирования пожара можно отнести необходимость прогнозирования (ПЛА) или отслеживания динамики развития аварии. В этой связи необходимо проводить моделирование аварийной ситуации с учетом предполагаемых или реальных изменений (изменение размеров очага пожара, скорости его перемещения, образование завалов, прогорание вентиляционных сооружений, изменение газовой обстановки).

Можно выделить несколько различных этапов или стадий моделирования аварийной ситуации:

- а) нормальные условия;
- б) на момент возникновения очага пожара;
- б) на момент прибытия отделений к месту ликвидации пожара;
- в) на момент прекращения действия аварийного вентиляционного режима, предусмотренного в плане ликвидации аварий;
- г) перед включением в работу различных средств пожаротушения;
- е) после изменения режима проветривания аварийного участка или включения в работу средств пожаротушения.

Результаты моделирования различных стадий аварии позволяют прогнозировать газовую и тепловую обстановку в аварийном участке и в местах нахождения горноспасателей. При этом должны учитываться возможные изменения тепловой депрессии пожара и аэродинамических параметров аварийной выработки, а выбор аварийного вентиляционного режима производится на основании результатов наблюдений и (или) моделирования. Например, выбор эффективного аварийного вентиляционного режима, обеспечивающего применение генератора инертных газов, должен производиться с учетом технологии дистанционного тушения пожаров, изменения аэродинамических характеристик горных выработок и возможного изменения их режима проветривания. Так при пожаре в наклонной выработке весь комплекс расчетов может включать следующие операции:

- расчет тепловой депрессии пожара;
- моделирование действия тепловой депрессии пожара;
- оценка устойчивости вентиляционных струй;
- моделирование мероприятий, обеспечивающих устойчивое проветривание (когда устойчивость не обеспечивается);
- определение условий реализации мероприятий, обеспечивающих устойчивое проветривание (необходимые параметры регуляторов, наличие регуляторов и возможность обеспечить заданные параметры);
- оценка опасности разрушения вентиляционных сооружений (моделирование и оценка последствий);
- оценка угрозы взрыва;
- оценка опасности возникновения завалов (в одном или нескольких местах), их моделирование и оценка последствий;
- определение величины допустимого расхода воздуха по газовому фактору (когда есть угроза взрыва);
- определение необходимой подачи генератора инертных газов и выбор типа генератора;
- определение места установки генератора и перемычек;
- моделирование установки перемычек;
- моделирование включения генератора в работу;
- проверка результатов моделирования на соответствие требованиям инертизации (в случае необходимости моделируются мероприятия по сокращению утечек воздуха в аварийную выработку);

- оценка эффективности инертизации;
- оценка эффективности аварийного вентиляционного режима, обеспечивающего применение ГИГ.

Для объединения всех вышеприведенных операций необходимо разрабатывать комплекс программ или решать все эти задачи в рамках единой экспертной системы.

Одним из важных моментов при решении задач аварийной вентиляции является определение тепловых параметров вентиляционной струи [1]. Разработанная методика учитывает различные виды горючих материалов, их количество, степень загрузки выработки каждым материалом и режим вентиляции. Эти факторы оказывают решающее воздействие на формирование тепловых параметров вентиляционной струи в течение определенного промежутка времени.

К тепловым параметрам относятся: T_m — температура воздуха или пожарных газов в зоне горения (°К); h_T — тепловая депрессия, Па; κ_T — коэффициент термического сопротивления движению воздуха.

Для определения тепловых параметров вентиляционной струи используются следующие исходные данные: L — длина аварийной выработки с очагом пожара, м; s — средняя площадь ее поперечного сечения, м²; β — угол наклона аварийной выработки к горизонту, град; T_0 — температура воздуха в выработке до возникновения пожара, °К; Q_0 — расход воздуха в выработке до возникновения пожара, м³/с; T — время с момента возникновения пожара, мин; x_0 — расстояние по ходу движения струи воздуха от устья в выработки до места возникновения пожара, м; $C_{\text{кo}}$ — содержание кислорода в выработке до возникновения пожара, %; $C_{\text{к}}$ — содержание кислорода в исходящей из аварийной выработки струе воздуха, %; $T_{\text{к}}$ — температура в исходящей из аварийной выработки струе воздуха, °К.

Дополнительно к перечисленным выше исходным данным указывается вид горючих материалов, их количество, расположение в аварийной выработке и источник воспламенения.

Можно предложить следующий порядок расчета тепловых параметров.

1. Определяется общий объем воздуха $q_{\text{в}}$, необходимого для полного выгорания горючих материалов на участке единичной длины

$$q_{\text{в}} = \sum_{i=1}^n m_i \Pi_i q_i, \quad (1)$$

где данные о горючих материалах (m_i — масса i -го материала, кг/м²; q_i — объем воздуха на полное выгорание, м³/кг; Π_i (м) — ширина горящей поверхности) берутся из таблицы 1. [1].

Табл. 1. Данные о горючих материалах

Вид горючих материалов	Масса горючего материала, m_i , кг/м ²	Объем воздуха на полное выгорание, q_i , м ³ /кг	Ширина горящей поверхности, Π_i , м	Скорость горения, V_i , кг/м ² .мин
Конвейерная лента:				
-резинотканевая	15	10	$2H$	0,37
-резинотросовая	22	10	$2H$	0,37
Дерево:				
-затяжки	22	4	$3,3\sqrt{S}$	0,21
-затяжки и рамы с расстоянием до 0,8 м	33	4	$3,3\sqrt{S}$	0,21
-то же с расстоянием до 0,8 м	44	4	$3,3\sqrt{S}$	0,21

Примечание: H — ширина конвейерной ленты, м.

2. Находится предельная скорость $V_{пр}$, м/мин распространение пожара

$$V_{пр}=60Q_0/q_v. \quad (2)$$

3. Определяется параметр v^1 , мин развития пожара

$$v^1=a_0+a_1Q_0/S, \quad (3)$$

где a_0 и a_1 — коэффициенты уравнения (3) берутся из таблицы 2.

Табл. 2. Коэффициенты уравнения 3

Вид горючих материалов	Коэффициент a_0 , мин	Коэффициент a_1 , мин/м
Конвейерная лента	80	42
Конвейерная лента и деревянные затяжки	20	21
Деревянные затяжки	20	42
Деревянные затяжки и рамы	20	21

4. Определяется дальность l_n распространения пожара

$$l_n=V_{пр}(\sqrt{\tau^2 + v^2} - v)+L_0, \quad (4)$$

где L_0 — начальная длина зон воспламенения (берется из таблицы 3).

Табл. 3. Данные по источникам воспламенения

Источники воспламенения	Начальная длина зоны воспламенения, L_0 , м
Минеральное масло, метан на больших площадях	$10/\Pi_i$
Конвейерная лента при пробуксовке, метан локально или горючие материалы при коротком замыкании	$5/\Pi_i$

Примечание. В остальных случаях L_0 принимается равным нулю.

5. Находится время горения τ_g , мин в месте возникновения пожара по наиболее длительно горящему материалу

$$\tau_g=m_i/V_g, \quad (5)$$

где V_g , кг/м²/мин — скорость горения дерева или конвейерной ленты (берется из таблицы 1).

6. Определяется длина зоны тления L_T для времени $\tau > \tau_g$ по формуле

$$L_T=V_{пр}(\sqrt{(\tau - \tau_g)^2 + v^2} - v) + L_0. \quad (6)$$

7. Определяется длина зоны горения l_g

$$l_g=L_n-L_T. \quad (7)$$

8. При наличии данных разведки и содержания кислорода и в виде горючего материала на аварийном участке определяется более точно длина зоны горения

$$l_g^1=(1-C_k/C_{к0})Q_0/(m_i\Pi_iV_g). \quad (8)$$

9. Находится коэффициент нагрева воздуха в зоне горения

$$a_T=0,12+0,15Q_0/S. \quad (9)$$

10. Определяется максимальная температура T_m , °К пожарных газов в зоне горения

$$T_m = T_0 + (T_r - T_0)(1 - e^{-a_r l_r / \sqrt{s}}), \quad (10)$$

где T_r — температура горения (ориентировочно может быть принята равной 1273°К).

11. Находится расстояние X по ходу движения струи воздуха от конца зоны горения до устья выработки

$$X = l - L_n - X_0. \quad (11)$$

12. По данным разведки о температуре воздуха $T_k > T_0$ в исходящей струе из аварийной выработки находится более точно расстояние до зоны горения

$$X^1 = (10 \sqrt{s} / a_r) l_n (T_m - T_0) / (T_k - T_0). \quad (12)$$

13. Определяется расчетная температура воздуха T_k на выходе из аварийной выработки

$$T_k = T_0 + (T_m - T_0) e^{-a_r x / 10 \sqrt{s}}. \quad (13)$$

14. Определяется величина тепловой депрессии h_r при $\rho_0 = 1,2$ кг/м³ и $g = 9,8$ м/с² по формуле

$$h_r = \rho_0 g l_r \sin \beta (1 - T_0 / T_r + (10 \sqrt{s} / a_r l_r) l_n (T_k / T_r)). \quad (14)$$

15. Находится коэффициент термического расширения воздуха

$$\kappa_r = 1 + l_r / l [T_r / T_0 - 1 + 10 \sqrt{s} / a_r l_r (T_m / T_0 - T_k / T_0)]. \quad (15)$$

При моделировании на ПЭВМ аварийной ситуации, оценке устойчивости вентиляционных струй и выборе необходимого режима проветривания аварийного участка в модель вводится поправка аэродинамического сопротивления пожарной выработки на величину κ_r : $R_a = \kappa_r R$. Величина тепловой депрессии пожара определяется на момент времени τ после возникновения очага пожара. Такой подход позволяет производить оценку влияния тепловой депрессии пожара на проветривание аварийного участка на любой момент времени после начала горения.

Важным элементом моделирования аварии является учет действия всех факторов на вентиляцию горных выработок [2–5]. Методическая база расчетов должна позволять оценивать не только влияние каждого фактора в отдельности, но и их комплексное воздействие на проветривание аварийного участка. Аналогичный комплексный подход должен применяться при работе любых средств пожаротушения.

Библиографический список

1. **Руководство** по определению параметров подземного пожара и выбору эффективных средств его тушения: Утв. Всесоюзным управлением ВГСЧ 9.09.85 / ВНИИГД. — Донецк, 1985. — 96 с.
2. **Рекомендации** по выбору эффективных режимов проветривания шахт при авариях. — Донецк: НИИГД, 1995. — 168 с.
3. **Руководство** по применению инертных газов при ликвидации пожаров в шахтах, опасных по газу и пыли: Утв. Всесоюзным управлением ВГСЧ 22.10.86 / ВНИИГД. — Донецк, 1989. — 190 с.
4. **Руководство** по применению инертных газов при ликвидации пожаров в шахтах: Утв. Начальником Центрального штаба ВГСЧ Минуглепрома СССР 19.07.89. — Донецк, 1989. — 190 с.
5. **Болбат И.Е., Лебедев В.И., Трофимов В.А.** Аварийные вентиляционные режимы в угольных шахтах. — М.: Недр, 1992. — 206 с.

© Булгаков Ю.Ф., Трофимов В.А., Мельникова Я.В., Трофимова О.В., 2006

УДК 622.831.327

ЗБОРЩИК М.П. (ДонНТУ)

ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ВЗРЫВОВ МЕТАНОВОЗДУШНОЙ СМЕСИ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Изложены прогрессивные и эффективные планировочные и технологические решения при отработке на газоносных пластах подготовленных столбов высоконагруженными очистными забоями. Проанализированы пути и способы предотвращения образования опасных местных скоплений метана в зоне работы выемочного комбайна. Определены меры подавления возможных взрывов метановоздушной смеси вследствие проявлений фрикционного искрения.

В последние почти полтора десятилетия на ряде эффективно работающих шахт произошло 12 крупных аварий: «Суходольская-Восточная», им. Скочинского, им. Засядько, им. Баракова, «Красноармейская-Западная №1», «Южнодонбасская №1 и т.д. Эти аварии сопряжены с гибелью и травмиранием большого количества горнорабочих. Они повлекли большие материальные и финансовые убытки, надолго оставили в коллективах предприятий тяжелое социально-психологическое состояние. Основная причина аварий — взрывы метановоздушной смеси в горных выработках высоконагруженных выемочных участков. При этом на пологих пластах мощностью 1,2–1,9 м выемка угля осуществлялась современными механизированными комплексами. Нагрузка на лаву составляла не менее 1000–1500 т/сут, а нередко достигала 3–5 тыс. т в сутки. Отрабатываемые пласты имеют высокую газоносность, отдельные из них опасные по внезапным выбросам угля и газа.

В Донбассе в предстоящие годы основная добыча угля будет обеспечиваться за счет отработки пластов мощностью не менее одного метра, залегающих в сложных природных условиях больших глубин (600–700 м и более). Одним из главных направлений увеличения добычи угля и существенного уменьшения издержек производства является отработка запасов подготовленных столбов высоконагруженными лавами. Это значит, что при высокой газоносности пластов безопасная и высокопроизводительная отработка лав обратным ходом возможна только при обеспечении эффективного проветривания очистных забоев и примыкающих к ним подготовительных выработок.

Взрыв метана в горных выработках может произойти только при наличии и взаимодействии двух техногенных факторов, а именно: в шахтном воздухе концентрация метана должна быть в пределах 5,5–14,0%; источник — инициатор искрообразования или пламени должен генерировать температуру 650°C и более. Стало быть, генеральным направлением предотвращения взрывов метановоздушной смеси в призабойном пространстве высоконагруженных лав является исключение насыщений (наполнения) струи воздуха взрывоопасными концентрациями метана. Такой подход к решению рассматриваемой проблемы ни в коей мере не умаляет важности и необходимости повышения безопасности и надежности эксплуатации электрооборудования и кабельной сети выемочных участков. Важно отметить, что все крупные аварии на вышеуказанных шахтах произошли по причинам появления неисправностей в применяемых системах электроснабжения. Если нет взрывоопасной смеси, то даже в самом худшем случае электросеть не будет причиной трагических последствий.

На пологих пластах в настоящее время широко применяется возвратноточная схема проветривания горных выработок выемочных участков. При такой схеме в призабойном пространстве лавы струя воздуха движется в восходящем порядке (от конвейер-

ного штрека до вентиляционного). Место выемки угля комбайном обычно проветривается в определенной мере загрязненной струей воздуха, особенно при одинаковых направлениях движения комбайна и воздушной струи. До притока к комбайну воздух насыщается метаном, который выделяется из угля в период транспортирования его по лаве и конвейерному штреку, из вновь обнаженной площади угольного забоя и вследствие притока метана из выработанного пространства в призабойное. Нередко на сопряжении лавы с вентиляционным штреком концентрация метана в исходящей струе воздуха превышает допустимую норму. Практически на метанообильных шахтопластах при применении возвратноточной схемы проветривания реально допустимая нагрузка на лаву по газовому фактору не должна превышать примерно 1000–1500 т/сут. Это значит, при такой планировке горных работ в пределах выемочного участка в основном уже исчерпаны резервы увеличения нагрузки на лаву и уменьшения издержек производства.

Обработка лав обратным ходом с использованием прямоточной схемы проветривания выемочных участков обеспечивает увеличение нагрузки на очистной забой и при этом существенно уменьшает вероятность взрывов метановоздушной смеси. В первую очередь это относится к варианту комбинированной системы разработки, когда по каждому штреку подается свежая струя воздуха к выходу из очистного забоя. В призабойном пространстве лавы струя воздуха движется в нисходящем порядке (по падению пласта), а загрязненная метаном и пылью исходящая струя по конвейерному штреку отводится на фланговую наклонную выработку (рис. 1).

Следует отметить, что и на выбросоопасных пологих пластах Правилами безопасности допускается нисходящее проветривание очистных забоев при углах наклона пластов более 10° , если по конвейерному штреку осуществляется дополнительная подача свежего воздуха к выходу (окну) из лавы и обеспечивается скорость движения воздуха в призабойном пространстве лавы более 1 м/с.

При большой нагрузке на лаву и нормируемой подаче воздуха скорость его движения в призабойном пространстве всегда будет более 1 м/с. Поэтому такой турбулентный поток воздуха не может быть опрокинут суммарным количеством метана, выделяющимся из всей обнаженной площади забоя, отжимаемого угля и из массы отбитого, раздробленного и транспортируемого угля.

Рассматриваемая прогрессивная система разработки с прямоточным проветриванием выемочных участков с точки зрения безопасного и эффективного ведения горных работ обладает крупными преимуществами. В частности, практически исключается приток метана из выработанного пространства лавы в ее призабойное пространство. При челноковой схеме движения выемочного комбайна от места его работы лучше удаляется струей воздуха метан, который выделяется из угля, транспортируемого по лаве. Движущаяся по конвейерному штреку свежая струя воздуха насыщается метаном, выделяющимся из транспортируемого угля, смываемой с угля пылью и теплотой от электрооборудования. Такая струя не направляется в призабойное пространство лавы, а используется для снижения концентрации метана в струе, исходящей из очистного забоя. На сопряжениях лавы со штреками исключаются образования местных скоплений метана с концентрациями 2% и более. Обеспечивается хорошая возможность производить отсос метана из выработанного пространства лавы.

Прогрессивность такой комбинированной системы заключается также в весомом уменьшении трудоемкости работ и затрат на поддержание подготовительных выработок [1]. Нисходящее проветривание призабойного пространства дает возможность погашать верхний (по восстанию) штрек вслед за продвижением лавы. На больших глубинах при отработке пластов мощностью примерно более одного метра практически нет смысла искать пути и способы поддержания таких штреков позади движущейся лавы. При бесцеликовой технологии и прочих одинаковых условиях всегда выгоднее под-

держивать позади лавы нижний конвейерный штрек для отвода исходящей струи воздуха. Для уменьшения издержек производства расширяется возможность повторного использования конвейерных штреков в качестве верхних вентиляционных для подачи свежей струи воздуха. В практике работы шахт ныне превалирует проведение верхних штреков вприсечку к выработанным пространствам смежных лав (см. рис.1). Поддержание подготовительных выработок выемочного участка в хорошем состоянии — это одно из главных условий надежного проветривания очистных забоев и предупреждения образований в них местных скоплений метана.

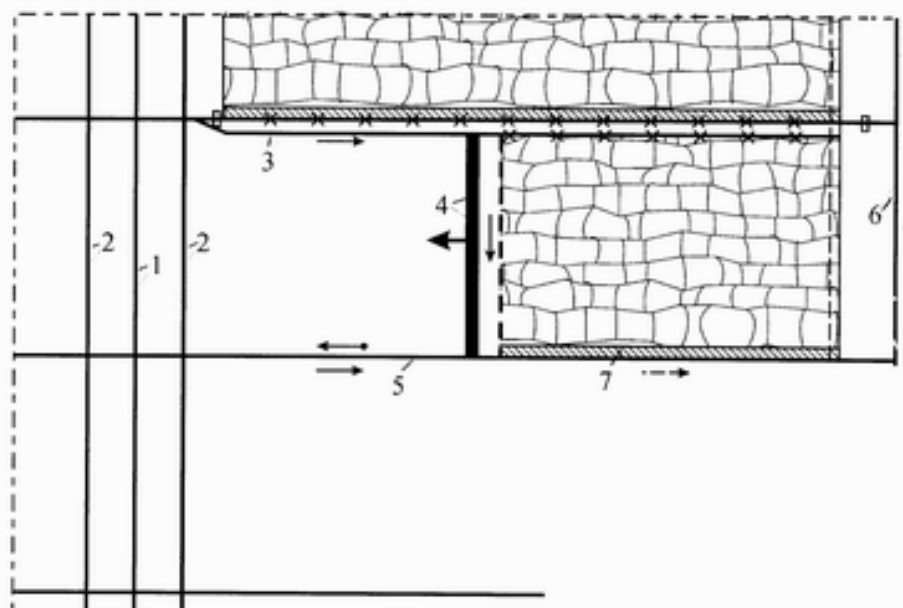


Рис. 1. Столбовая система разработки «лава-этаж» или «лава-ярус» с прямоточным проветриванием выработок выемочного участка: 1 — конвейерный уклон; 2 — ходки; 3 — штрек для подачи свежей струи воздуха, пройденный вприсечку к выработанному пространству верхней лавы; 4 — отрабатываемая обратным ходом высоконагруженная лава; 5 — конвейерный штрек для транспортировки угля и подачи подсвежающего воздуха в целях разбавления метана в исходящей из очистного забоя струе воздуха; 6 — фланговая наклонная выработка для отвода из выемочного участка исходящей (загрязненной) струи воздуха; 7 — комбинированная охранный конструкция (полоса) из деревянно-бетонных блоков и смеси из быстротвердеющих материалов

На шахтах третьей категории, сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам в очистных забоях взрывоопасная метановоздушная смесь чаще всего образуется в местах работы узкозахватных комбайнов — непосредственно у исполнительных органов и между корпусом комбайна и угольным забоем. Характерно, что из этих двух скоплений метана более опасными являются скопления между корпусом комбайна и угольным забоем. Согласно требованиям Правил безопасности контроль за местными скоплениями метана необходимо осуществлять встроенными в комбайн автоматическими приборами или переносными автоматическими. Выемочные комбайны, изготавливаемые ныне отечественными заводами, не оснащаются, к сожалению, встроенными (стационарными) приборами автоматического контроля. Имеющиеся переносные автоматические приборы контроля содержания метана следует располагать на корпусе комбайна или на расстоянии не более 3м от комбайна на машинной дороге по ходу вентиляционной струи [2]. Кроме того, при использовании переносных автоматических приборов должен осуществляться не менее одного раза в сутки контроль содержания метана переносными прибора-

ми эпизодического действия (его ведут горные мастера вентиляционных служб). Если у работающего комбайна скапливается метан с концентрацией 2% и выше, то его работа должна быть прекращена (остановлена) и с питающего кабеля снято напряжение. Если после остановки комбайна концентрация метана увеличивается или в течение 15 минут она не снижается, то необходимо вывести людей в выработки со свежей струей воздуха.

Реально при высокой газоносности пластов и больших нагрузках на очистной забой контроль у работающих комбайнов местных скоплений метана переносными автоматическими приборами нередко ведется, мягко говоря, для видимости или с существенными отступлениями от требований Правил безопасности. Причина в том, что при интенсивной выемке угля непосредственно у комбайна концентрация метана почти всегда больше 2%. Это значит, что надо непрерывно вести выемку угля с малой скоростью подачи комбайна или систематически его останавливать на определенный период времени. В силу ряда негативных условий и подходов к производству работ машинист субъективно или вынужденно отключает переносной прибор автоматического контроля и ведет выемку угля без постоянной фиксации концентраций метана. Если даже переносной прибор контроля включен, то при этом не исключается отрицательное влияние человеческого фактора: неудачно выбрано место установки прибора, плохое восприятие машинистом подаваемых прибором сигналов и т.д. Стало быть, неотложной задачей сейчас и на будущее является оснащение серийно изготавливаемых выемочных комбайнов встроенными приборами автоматического контроля местных скоплений метана, особенно при отработке запасов подготовленных столбов высоконагруженными лавами.

Следует отметить, что комплекс работ по созданию и оснащению комбайнов встроенными приборами автоматического контроля концентраций метана не придется начинать с нуля. В семидесятые годы прошлого столетия Конотопский завод «Красный металлист» изготавливал опытные образцы встроенных приборов, были проведены промышленные испытания комбайнов с такими образцами приборов, имеется достаточно весомый научно-прикладной задел для дальнейшей работы в этом направлении. Надо полагать, что основная причина прекращения работ по использованию встроенных приборов автоматического контроля заключается в следующем. Они были настроены на установленные Правилами безопасности допустимые местные скопления метана не более 2%. При этом резко ограничивалась скорость движения комбайна и уменьшалась добыча угля из очистного забоя. В итоге производственные соображения все-таки перевесили чашу весов в сторону отказа от применения встроенных приборов контроля.

При больших нагрузках на очистной забой и метаноносности обрабатываемых шахтопластов представляется уместным провести исследования и установить возможность выемки угля комбайнами при местных скоплениях метана до 3,5–4,0% и автоматическом контроле его концентраций в метановоздушной смеси переносными и встроенными приборами. По газовому фактору может оказаться, что это один из существенных резервов увеличения нагрузки на очистной забой в сложных условиях глубоких шахт.

В настоящее время имеется два основных способа предотвращения и ликвидации опасных местных скоплений метана у выемочных комбайнов [2, 3]. Один из них базируется на увеличении общего расхода воздуха, поступающего в призабойное пространство очистной выработки. При этом на машинной дороге должно быть обеспечено достаточное увеличение скорости движения воздуха. В конкретных условиях величина такой скорости существенно зависит от полноты погрузки угля на конвейер шнеками исполнительного органа и погрузочными щитками комбайна. При неполной погрузке часть отбиваемого от массива угля скапливается между корпусом комбайна и забоем (за исполнительным органом) и погрузка его на конвейер ведется с почвы очистной выработки. Обычно нужна намного меньшая скорость воздуха при полной погрузке уг-

ля по сравнению с неполной. В работе [2] приведены номограммы и формулы для определения таких скоростей применительно к рассматриваемым условиям.

Второй основной способ используется в случаях, когда невозможно обеспечить требуемую скорость воздушного потока на машинной дороге для размывания и ликвидации местных скоплений метана. Его реализация базируется на применении двухструйного эжектора [2], с помощью которого смесь воздуха и воды подается в пространство между корпусом комбайна и угольным забоем. Внутри цилиндрического эжектора диаметром 100 или 150 мм имеются конусные оросители с углами раскрытия факела соответственно 30 или 40 градусов. На выходе из эжектора образуются круглая и плоская струи водовоздушной смеси. Эжектор устанавливают на корпусе комбайна в 30–40 см от исполнительного органа и подключают к общей оросительной системе комбайна. Круглая струя водовоздушной смеси направляется по ходу движения основного потока в лаве, а плоская — к угольному забою вдоль исполнительного органа комбайна.

Практически есть еще один простой и надежный способ предотвращения опасных местных скоплений метана, если он может оказаться приемлемым или вынужденным в плане обеспечения безопасности работ и планируемого снижения нагрузки на очистной забой. Он базируется на нормированном установлении максимально допустимой скорости движения комбайна (м/мин) или ограничении верхнего предела интенсивности выемки угля (т/мин). Это лучший вариант, поскольку исключается вероятность каких-либо неоправданных или ошибочных действий машиниста. Электропитание комбайна должно отключаться автоматически, если в процессе выемки угля скорость движения комбайна превысит максимально допустимую ее величину, регламентируемую для данных конкретных условий.

Следует отметить, что одним из путей предотвращения и ликвидации опасных местных скоплений метана может служить пока еще находящийся в стадии поисков и разработки способ отсоса метановоздушной смеси совместно с угольной пылью. В зоне работы комбайна большое пылеобразование, как известно, повышает опасность местных скоплений пылеметановоздушной среды.

В местных скоплениях метана у комбайнов источником зажигания взрывоопасной метановоздушной смеси может служить фрикционное искрение [2–4]. Такое искрение образуется при соударении резцов исполнительных органов о твердые включения в угле (серный колчедан, крепкие пропластки песчаников или песчаных сланцев) или о прочные породы кровли или почвы пласта. За последние почти 36 лет взрывы метановоздушной смеси от фрикционного искрения [4] составляют примерно 7,6% от их общего количества (зафиксировано 92 взрыва). Еще раз отметим, что все 12 крупных взрывов метановоздушной смеси в высоконагруженных очистных забоях шахт произошли не по причинам фрикционного искрения, а из-за искрения вследствие неисправности применяемых электрооборудования и кабелей.

При шнековом отделении угля от массива фрикционное искрение (как источник зажигания взрывоопасной смеси) нельзя исключать. Однако опасности его нередко придается слишком большое и неоправданное значение, пытаясь при этом скрыть фактическую причину появления искрения или пламени во взрывоопасной метановоздушной среде. В отличие от бара врубной машины шнеки комбайна режут и отделяют уголь от массива не в закрытой щели. К ним имеется постоянный приток воздуха, осуществляется подача воды для орошаемого пылеподавления и непрерывный отвод тепла, появляющегося в процессе резания и погрузки угля шнеками. Кроме того, вода охлаждает режущие зубки, тело шнека и в целом уменьшает силы трения при отбойке и погрузке угля. Необходимо также отметить, что в Донбассе имеется сравнительно очень малое количество шахтопластов, в непосредственной кровле или почве которых

залегает крепкие породы и в пласте угля имеются крепкие породные прослойки или серноколчеданистые включения.

Для предотвращения воспламенений местных скоплений метана фрикционным искрением необходимо в первую очередь применять и обеспечивать надежную работу заводской системы орошения. Согласно исследованиям МакНИИ модернизация такой системы должна включать: подвод воды к каждому резцу исполнительного органа комбайна; при работе комбайна подачу воды осуществлять на след резания; расстояние от выходного отверстия оросителя до следа резания должно составлять не более 150 мм; оросители необходимо располагать в корпусах резцедержателей позади или сбоку резцов [2, 3]. Если в модернизируемой системе используются конусные оросители, то за резцом орошаемую воду в форме сплошного конуса следует подавать на участке резания длиной не менее 50 мм. При этом давление воды должно быть не менее 1,5 МПа, а расход ее на один резец не менее 2,5 л/мин.

В случае потери (отказа) работоспособности модернизированной заводской системы орошения у комбайнов в местах образования скоплений метана необходимо создавать предохранительную среду путем распыления воды из оросителей, установленных на корпусе комбайна и подключенных к общей оросительной системе пылеподавления. МакНИИ разработаны унифицированные конусные оросители с углом раствора факела 75° , давление воды в них должно быть не менее 1,5 МПа. В работах [2 и 3] приведена таблица для определения расходов воды в зависимости от видов исполнительных органов комбайнов, числа конусных оросителей и места создания предохранительной среды.

Согласно практике работы шахт стандартная заводская система орошения очистных комбайнов работает ненадежно и не обеспечивает должной подачи воды в целом и непосредственно в зону шнековой или барабанной отбойки угля, особенно при высоких нагрузках на очистной забой. Модернизированная система орошения, заключающаяся в подводе воды к каждому резцу и подачи ее на след резания, пока не используется. Надо полагать, что ее реализация будет связана с большими техническими трудностями. Пока нет достаточных оснований считать, что модернизированная система орошения будет работать хотя бы несколько лучше, чем ныне применяемая заводская. Отсюда следует, что любая заводская система орошения должна постоянно использоваться, т.е. недопустимо умышленно уменьшать ее определенную положительную значимость. Вместе с тем, в высоконагруженных лавах для подавления опасного воздействия фрикционного искрения необходимо одновременно применять заводскую систему орошения и систему распыления воды из оросителей, дополнительно устанавливаемых на корпусе комбайна и подключенных к общей оросительной системе пылеподавления.

Содержание метана в местных скоплениях у работающего комбайна существенно зависит от крупности угля, отделяемого от массива и погружаемого на конвейер. Чем больше степень измельчения угля, тем большее количество метана выделяется из угля непосредственно в зоне расположения комбайна. Примерно до половины угля, добываемого современными очистными комбайнами, имеет в своем составе очень мелкие фракции или так называемый штыб (размер его гранул составляет 0–6 мм). В настоящее время созданы новые резцы с рабочей боковой гранью (типа ЗРБ2-80Л и ЗРБ2-80П), хорошо зарекомендовавшие себя в практике работы шахт [5]. Их применение уменьшает выход штыба примерно в 2 раза. При этом увеличивается износостойкость и прочность резцов в 2–2,5 раза и на 30–45% уменьшаются энергозатраты на разрушение пласта. Широкое использование новых резцов и способа установки на шнеках лопастей с переменным углом их подъема является одним из важных путей уменьшения вероятности образования опасных местных скоплений метана в процессе выемки угля комбайнами.

На газоносных пластах надежное проветривание очистных забоев с учетом требований Правил безопасности также является одним из главных условий уменьшения вероятности образования опасных местных скоплений метана в зоне работающего комбайна и в пределах выемочного участка при применении вышеизложенной прямоточной схемы проветривания его горных выработок. Контроль подачи нормируемого и достаточного количества свежего воздуха в призабойное пространство лавы непременно должен осуществляться автоматическими приборами (по измерениям скорости движения воздуха). Если при определенной максимально допустимой интенсивности выемки угля (т/мин) скорость движения воздуха в окне лавы становится меньше требуемой Правилами безопасности величины, тогда автоматически должно отключаться электроснабжение выемочного комбайна. Нарушение нормального режима проветривания лавы может произойти из-за нарушений в распределении расходов воздуха в общешахтной и участковой вентиляционных сетях, ухудшения эксплуатационного состояния поддерживаемых участковых подготовительных выработок и т.д.

Предлагаемое в работе [6] направление, заключающееся в уменьшении в 2–4 раза ширины захвата исполнительного органа и увеличение скорости движения комбайна в целях уменьшения метановыделения и сохранения планируемого объема добычи угля, на современном этапе производства очистных работ пока следует считать дискуссионным.

Выводы

На газоносных пластах при отработке запасов подготовленных столбов высоконагруженными очистными забоями одним из первоочередных и доминирующих направлений (решений) предотвращения взрывов метановоздушной смеси должно быть применение эффективных планировочных и технолого-технических решений, обеспечивающих надежное проветривание призабойного пространства, устранение или резкое уменьшение поступлений в него метана из выработанного пространства лавы, исключение опасных местных скоплений метана на сопряжениях лавы с непосредственно примыкающими штреками и с проведением непрерывного контроля подачи в окно призабойного пространства лавы требуемого количества свежего воздуха.

Для предотвращения взрывов метановоздушной смеси в местах работы выемочного комбайна вследствие проявлений при резании угля фрикционного искрения необходимо одновременно и постоянно применять две системы орошения угля, отделяемого от массива с помощью шнекового или барабанного рабочих органов: стандартную заводскую, обеспечивая ее сравнительно нормальную работу; дополнительно устанавливаемую на корпусе комбайна систему распыления воды из оросителей.

Автоматический контроль подаваемого свежего воздуха в призабойное пространство лавы должен осуществляться по измерениям скорости движения его потока. При этом по фактору проветривания технологическим паспортом отработки лавы должна регламентироваться максимально допустимая скорость движения комбайна (интенсивность выемки угля) в конкретных условиях обрабатываемого пласта. Систему электроснабжения выемочного комбайна необходимо оснащать устройствами, которые автоматически прекращают выемку угля как при уменьшении требуемого расхода свежего воздуха, так и превышении максимально допустимой рабочей скорости движения комбайна.

На газоносных пластах при больших нагрузках на очистной забой должна обеспечиваться максимально требуемая на современном этапе безопасность и надежность эксплуатации электрооборудования и кабельной сети выемочного участка, особенно в зонах работы выемочных комбайнов (в местах возможных опасных местных скоплений метана).

Библиографический список

1. **Зборщик М.П.** Обеспечение устойчивости участковых подготовительных выработок при отработке пологих пластов на больших глубинах // Уголь Украины, 2006. — №1. — С. 18–22.
2. Рекомендации по предотвращению всплешек метана на выемочных участках угольных шахт. — Донецк: издание Госнадзорохрантруда и Донецкого экспертно-технического центра, 2004. — 47 с.
3. **Агафонов А.В., Бобров А.И., Ильяшов М.А.** Способы предотвращения воспламенений метана у комбайнов и при извлечении крепи // Уголь Украины, 2003. — №4. — С. 41–42.
4. **Брюханов А.М., Мнухин А.Г., Бусыгин К.К.** Анализ обстоятельств взрывов метана на шахтах и мероприятия по их предотвращению // Уголь Украины, 2003. — №4. — С. 37–40.
5. **Бойко Н.Г., Бойко Е.Н.** Повышение нагрузки на лаву и улучшение сортового угля без дополнительных затрат. — Донецк: ДонНТУ, 2003. — 80 с.
6. **Проявкин Е.Т.** Как исключить взрывы метановоздушной смеси в лаве при высокой производительности // Уголь Украины, 2005. — №12. — С. 26–28.

© Зборщик М.П., 2006

УДК 622.417

ТЕЛЬНИЙ А.П., СМОЛЯК Л.П. (ДонНТУ)

ВИЗНАЧЕННЯ КОЕФІЦІЄНТА ВИТОКУ ПОВІТРЯ КОМБІНОВАНИХ ТРУБОПРОВОДІВ ДЛЯ ПРОВІТРЮВАННЯ ТУПИКОВИХ ВИРОБОК

Здобуто формулу для визначення коефіцієнта витoku повітря через поверхню вентиляційного гнучкого трубопроводу з поліетиленою плівкою всередині в залежності від його діаметру, довжини та витрати повітря, яка дозволяє спростити та збільшити точність розрахунку провітрювання тупикових виробок із застосуванням комбінованого трубопроводу.

При експлуатації шахт, їх будівництві, підготовці нових горизонтів, підземному будівництві доводиться стикатися із необхідністю проведення гірничих виробок різного призначення, часто великої довжини та поперечного перерізу. Під час проведення виробка має тільки один вихід в шахтну мережу або на поверхню. Для провітрювання таких тупикових виробок до місця з'єднання їх з іншими виробками вентиляційної мережі використовуються спеціальні технічні засоби.

Провітрювання тупикових виробок малої протяжності при невеликій метановості і глибині, на якій температура порід не перевищує 30°C, не викликає труднощів. При збільшенні глибини, а на вугільних шахтах України середня глибина розробки пластів перевищує 720 м, якщо довжина тупикової виробки перевищує 500–600 м, забезпечення привибійного простору виробки необхідною витратою повітря може значно ускладнитися через значне виділення газу та теплоти.

Недостатня ефективність провітрювання виробок великої довжини на значній глибині призводить до важких санітарно-гігієнічних умов в них і, перш за все, до високої температури повітря. Робота гірників, як наслідок, в умовах високих температур повітря призводить до збільшення частоти серцево-судинних і професійних захворювань, раптової смерті гірників на робочих місцях, суттєвого зниження продуктивності праці, темпів проведення виробок і, через це, невчасної підготовки нових виїмкових полів, нових горизонтів, збільшення термінів будівництва шахт.

Незадовільний стан провітрювання тупикових виробок і, як наслідок, їх загазування та запиленість буває причиною вибухів, що призводить до травмування та загибелі людей.

Відповідно до Правил безпеки у вугільних шахтах, провітрювання тупикових виробок повинно проводитися за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання (ВМП) (допускається застосування ежекторів) або за рахунок загальношахтної депресії.

Для провітрювання тупикових виробок на шахтах довжини більшої за 60 м, як правило, застосовують вентилятори місцевого провітрювання.

При вентиляції за допомогою вентилятора місцевого провітрювання і вентиляційних труб використовують нагнітальний, всмоктувальний і комбінований способи провітрювання тупикових виробок. З погляду безпеки робіт, можливості забезпечення необхідних санітарних умов праці у виробках великої довжини на глибоких горизонтах, де значні ускладнення пов'язані із необхідністю підтримки нормальних температур повітря, надають перевагу нагнітальному способу провітрювання, який дозволяє забезпечити більш сприятливі умови праці у привибійному просторі [2].

З метою з'ясування які вентилятори місцевого провітрювання та вентиляційні труби і способи провітрювання найбільш часто використовують під час проведення виробок великої довжини на вугільних шахтах, що входять до складу ДП «Селидіввугілля», було обстежено декілька шахт, на яких існували такі виробки (табл. 1).

Табл. 1. Результати обстеження стану провітрювання тупикових виробок великої довжини шахт, що входять до складу ДП «Селидіввугілля»

Шахта, найменування виробки	Гнучкий трубопровід		ВМП			Витрата повітря у вибої, м ³ /с	Коефіцієнт витоку повітря
	довжина, м	діаметр, м	тип	кількість	подача, м ³ /с		
Шахта «Україна»							
10 південний вент. штрек пласта l_2 III ступеня	1100	0,8	ВМЦ-8	1	5,97	3,00	1,99
10 південний конв. штрек пласта l_2 III ступеня	1400	0,8	ВМЦ-8	1	7,30	2,58	2,83
Похил №1 пл. k_8	650	0,8	ВМ-6	1	5,01	3,58	1,40
Шахта 1/3 «Новгородівська»							
17 північний конв. штрек похилу №2 пласта l_1	1070	0,8	ВМЦ-8	1	6,10	2,80	2,18
Шахта «Росія»							
3 південний конв. штрек півден. похилу II ст. пл. l'_2	1095	0,8	ВМЕ-2/8	1	5,64	3,08	1,83
Монтажний хідник 3 південної лави II ст. пл. l'_2	980	0,8	ВМ-6	2	6,03	2,60	2,32
Шахта «Курахівська»							
Монтажний хідник 16 північної лави пласта k_8	700	0,8	ВМ-6	1	2,83	2,03	1,39
Вентиляційний штрек 16 північної лави пласта k_8	950	0,8	ВМ-6	1	5,52	3,00	1,84

Аналізуючи дані табл. 1 можна сказати, що тупикові виробки цих шахт провітрюються виключно за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання (ВМП) та гнучких трубопроводів.

Спосіб провітрювання всіх виробок нагнітальний. Тобто свіже повітря подається до вибою по трубопроводу, прокладеному в тупиковій виробці, за рахунок надлишкового тиску повітря, створеного за допомогою вентилятора місцевого провітрювання, приєднаного до трубопроводу. Вентилятор, що працює на нагнітання, розташовується у виробці зі свіжим потоком повітря на відстані не менше 10 м від вихідного потоку, або устя тупикової виробки. Для провітрювання тупикових виробок довжиною 1000 м і більше були задіяні надпотужні вентилятори місцевого провітрювання ВМЦ-8 та ВМЕ-2/8. Найбільш часто використовуються труби діаметром 0,8 м.

Іноді з метою забезпечення необхідної витрати повітря у вибої, за відсутності високонапірних вентиляторів місцевого провітрювання, встановлюють на один трубопровід 2 вентилятори послідовно (табл. 1, шахта «Росія»).

Слід зазначити, що при послідовній роботі вентиляторів, розташованих в одному місці, між ними повинен бути встановлений відрізок труби завдовжки 10 її діаметрів з метою усунення закручення повітря, що виходить з першого вентилятора. Для цієї ж мети може бути використаний відрізок труби меншої довжини з випрямляючими графами, які сприяють вирівнюванню потоку повітря. В шахтах ця вимога часто не виконується. Якщо не усунути закручення повітря попереду послідовно розташованим вентилятором, загальний тиск, який створюють два вентилятори, може виявитися значно меншим суми тисків, які створюють вентилятори при роботі по одному при тій самій подачі.

Витоки повітря в трубопроводах з гнучкими трубами, віднесені на 100 м довжини в обстежених виробках, знаходяться у межах від 0,3 до 0,5 м³/с і складають від 39 до 183% від подачі вентиляторів. У ряді випадків через поганий стан труб коефіцієнт витоків повітря в трубопроводах перевищував нормативні значення. Тобто проблема полягає в тому, що на шляху від вентиляторів до вибоїв тупикових виробок втрачається велика частина повітря.

Із викладеного вище можна зробити висновок, що слабким місцем провітрювання тупикових виробок великої довжини у шахтах, що входять до складу ДП «Селидіввугілля», є використовувані повітропроводи із гнучких труб. Незважаючи на те, що обстежені виробки мали незначну газовість і, як наслідок, малі потрібні витрати повітря у вибоях, потрібні подача і тиск повітря, створювані вентиляторами місцевого провітрювання, виявлялися значними через великі витoki повітря та аеродинамічний опір трубопроводів.

Окрім того, не завжди виправдано застосування вентиляторів ВМЦ-8 та ВМЕ-2/8 для провітрювання тупикових виробок шахт, що входять до складу ДП «Селидіввугілля». Застосування потужних вентиляторів потребує великої витрати електроенергії.

Якщо врахувати, що основними аеродинамічними характеристиками вентиляційних трубопроводів, що роблять суттєвий вплив на ефективність їх застосування, є повітропроникність і аеродинамічний опір [2], при вдосконаленні трубопроводів слід в першу чергу забезпечувати необхідну їх герметизацію. Необхідно також за можливістю знижувати їх аеродинамічний опір. Знижуючи повітропроникність і аеродинамічний опір трубопроводів можна забезпечити необхідну подачу повітря до вибоїв тупикових виробок при менших значеннях депресій, тобто значеннях, які здатні утворювати сучасні і не досить потужні вентилятори місцевого провітрювання.

З метою зменшення витоків повітря через стикові з'єднання трубопроводів можна використовувати склеювання окремих ланок труб в ділянки завдовжки 100 м. Такий захід дозволяє в 5 разів зменшити кількість стикових з'єднань і знизити витoki повітря через них, та знизити аеродинамічний опір за рахунок зменшення місцевих опорів стикових з'єднань.

Проте ефект від склеювання ланок труб в ділянки завдовжки 100 м невеликий, оскільки витоки повітря у гнучких вентиляційних трубопроводах відбуваються через тканину, шви та з'єднання стиків і при склеюванні труб витоки повітря через тканину труби та шви залишаються попередніми, а аеродинамічний опір знижується всього на 10–15% [2].

Суттєво кращий спосіб поліпшення параметрів реальних гнучких вентиляційних трубопроводів є перетворення трубопроводів в комбіновані [2]. Комбінований вентиляційний трубопровід складається із зовнішньої та внутрішньої оболонок. Зовнішньою є гнучкий вентиляційний трубопровід, який звичайно вживається під час провітрювання тупикових виробок. Як внутрішня оболонка використовується рукав із синтетичної плівки, який, прилягаючи до стінок трубопроводу, згладжує всі нерівності та перекриває незначні за розмірами, але численні за кількістю отвори в стінках трубопроводу, а також стики між окремими ланками труб. Внаслідок цього відбувається значне зниження повітропроникності та аеродинамічного опору вентиляційного трубопроводу. Цей спосіб можна застосовувати як при проектуванні провітрювання тупикових виробок так і для поліпшення аеродинамічних параметрів реальних гнучких вентиляційних трубопроводів, які суттєво погіршилися під час їх експлуатації.

Виконані розрахунки показують, що кожен виробку, наведену в табл. 1, можна провітрювати за допомогою одного вентилятора ВМ-6 та гнучкого комбінованого вентиляційного трубопроводу діаметром 0,6 м.

При виконанні розрахунків провітрювання зазначених виробок виявилось, що з таблиці 5.6 [1] правильне значення коефіцієнта витоку повітря в трубопроводі з поліетиленовим рукавом, особливо при довжині, яка перевищує 800 м, важко визначити, дарма що ця таблиця була складена із застосуванням докладних експериментальних даних про коефіцієнти витоку повітря в комбінованих вентиляційних трубопроводах, що наведені в першоджерелі [2]. Для усунення цього недоліку було здійснено спробу вивести емпіричну формулу для визначення коефіцієнтів витоків повітря в комбінованих вентиляційних трубопроводах, використовуючи докладні експериментальні дані [2].

Для цього проаналізуємо, які параметри трубопроводу впливають на значення коефіцієнта витоку повітря, та який характер цього впливу. Графіки, укладені на основі цих даних показують, що витоки повітря в комбінованих вентиляційних трубопроводах визначеної довжини пропорційні витратам повітря в кінці трубопроводу. На рис. 1 зображено залежність витоків повітря в комбінованому вентиляційному трубопроводі діаметром 1,0 м від витрат повітря в кінці трубопроводу для деяких довжин.

З урахуванням того, що при відсутності витрат повітря в трубопроводі відсутні і витоки повітря, тобто при $Q_{зп}=0$ і $k_{ут.тр.} - 1 = 0$, залежність $(k_{ут.тр.} - 1)$ від витрат повітря в кінці трубопроводів $Q_{зп}$ при заданій довжині може бути описана формулою

$$k_{ут.тр.} - 1 = a \cdot Q_{зп}.$$

Якщо припустити, що всі експериментальні значення $(k_{ут.тр.} - 1)$ вимірювалися з однаковою точністю, то коефіцієнт a з урахуванням всіх вимірювань при заданій довжині трубопроводу визначається формулою [3]

$$a = \frac{\sum(k_{ут.тр.} - 1)}{\sum Q_{зп}}.$$

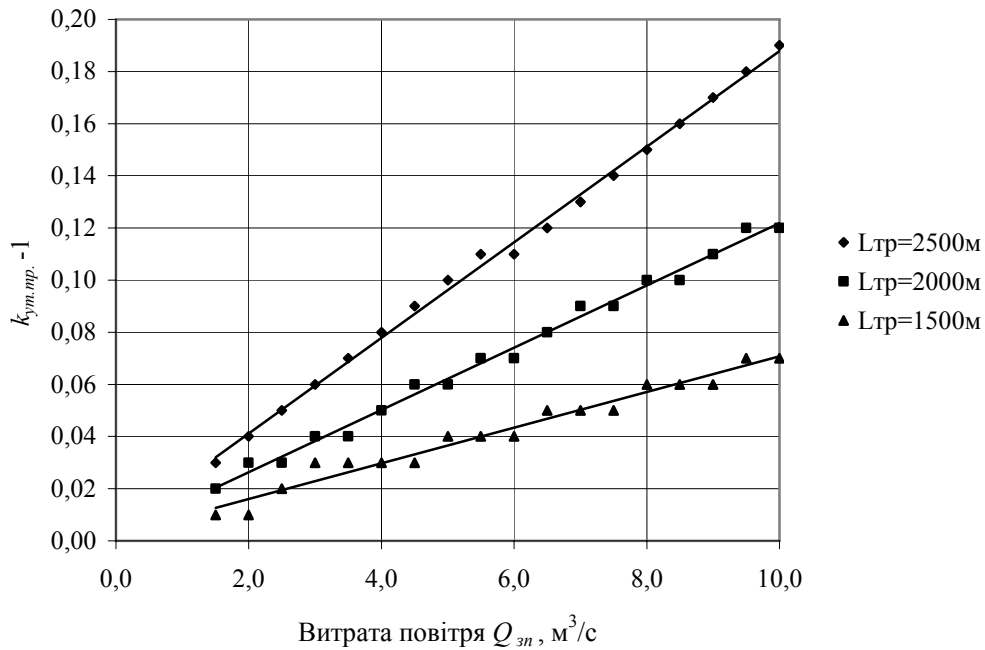


Рис. 1. Залежність доли витоків повітря від витрат повітря ($Q_{зп}$) в кінці комбінованого вентиляційного трубопроводу діаметром 1,0 м для довжин 1500, 2000 та 2500 м

Вирахувані значення коефіцієнта a для деяких заданих довжин комбінованого трубопроводу діаметром 1,0 м наведені в таблиці 2.

Табл. 2. Значення параметру a для деяких довжин трубопроводу $l_{тр}$ (діаметр — 1,0 м)

$l_{тр}, м$	1100	1300	1500	1700	1900	2100	2300	2500
$a \cdot 10^2$	0,43062	0,56459	0,72727	0,89952	1,0909	1,3493	1,6364	1,9234

Оскільки коефіцієнт a залежить від довжини трубопроводу нелінійно, як це видно із табл. 2, було зроблено спробу звести задачу до випадку лінійної залежності. Використання методу вирівнювання для залежності з двома параметрами показало, що в логарифмічних координатах графік залежності коефіцієнта a від довжини трубопроводу $l_{тр}$ це пряма лінія (рис. 2).

А коли експериментальні точки утворюють пряму лінію в логарифмічних координатах, залежність поміж координатами цих точок описується степенною функцією

$$a = b \cdot l_{тр}^n.$$

Параметри b і n можуть бути просто знайдені з використанням методу найменших квадратів після перетворення емпіричної формули до лінійної залежності

$$\ln a = \ln b + n \ln l_{тр}.$$

Кількість пар значень a та $l_{тр}$ дорівнює 15 (для довжин комбінованого трубопроводу від 1100 м через 100 до 2500 м).

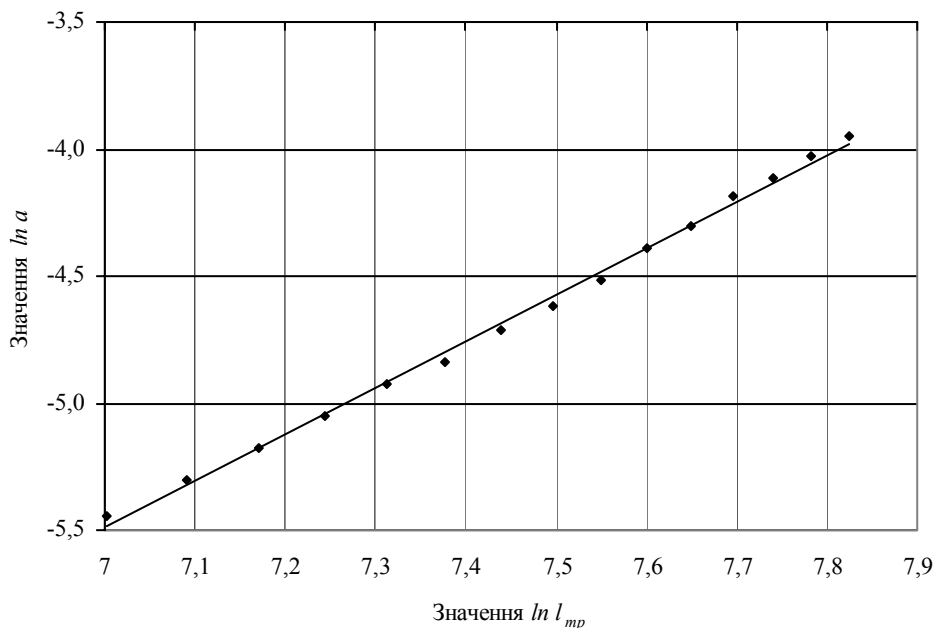


Рис. 2. Графік залежності логарифму a від логарифму $l_{тр}$

В результаті обчислень одержуємо показник степеня $n=1,84$. Розрахунки показують, якщо прийняти показник степеня $n=2$ (для спрощення розрахунку значення коефіцієнта витoku повітря в трубопроводі з поліетиленовим рукавом діаметром 1,0 м по кінцевій емпіричній формулі), то при обчисленні другого параметру формули b з урахуванням цього, точність емпіричної формули знижується незначно. При $n=2$ параметр b набирає значення: $b = 3,177 \cdot 10^{-9}$.

Тоді формула для визначення коефіцієнта витoku повітря в комбінованому трубопроводі діаметром 1,0 м може бути написана у такому вигляді

$$k_{ут.тр.} = 1 + 3,177 \cdot 10^{-9} \cdot l_{тр}^2 \cdot Q_{зп},$$

де $l_{тр}$ — довжина комбінованого трубопроводу, м; $Q_{зп}$ — витрата повітря в кінці трубопроводу, м³/с.

Розрахунки та їх аналіз показують, що для комбінованих трубопроводів інших діаметрів (0,6 та 0,8 м) залежності коефіцієнтів витоків повітря від довжини та витрат повітря в кінці трубопроводів мають аналогічний характер. Так формула для визначення коефіцієнта витoku повітря в комбінованому трубопроводі діаметром 0,8 м має такий вигляд

$$k_{ут.тр.} = 1 + 7,346 \cdot 10^{-9} \cdot l_{тр}^2 \cdot Q_{зп},$$

а для комбінованого трубопроводу діаметром 0,6 м

$$k_{ут.тр.} = 1 + 2,366 \cdot 10^{-8} \cdot l_{тр}^2 \cdot Q_{зп}.$$

Тобто в формулах для визначення коефіцієнтів витoku повітря в комбінованих трубопроводах різних діаметрів змінюється тільки один параметр b . При цьому в логарифмічних координатах точки залежності $\ln b$ від $\ln d_{тр}$ ($d_{тр}$ — діаметр, м) лягають на пряму. Інакше кажучи, поміж b і $d_{тр}$ має місце степенева залежність

$$b = c \cdot d_{тр}^m.$$

На підставі проведених розрахунків зроблено висновок, що показник степені можна прийняти рівним 4 ($m=4$). Тоді для коефіцієнта c одержуємо значення: $c = 3,1 \cdot 10^{-9}$.

Формула для обчислення коефіцієнтів витоків повітря в комбінованих трубопроводах приймає вигляд

$$k_{\text{ут.тр.}} = 1 + \frac{3,1 \cdot 10^{-9}}{d_{\text{тр}}^4} \cdot l_{\text{тр}}^2 \cdot Q_{\text{зп}},$$

де $l_{\text{тр}}$ — довжина комбінованого трубопроводу, м; $d_{\text{тр}}$ — діаметр, м; $Q_{\text{зп}}$ — витрата повітря в кінці трубопроводу, м³/с.

В таблиці 3 наведені для порівняння коефіцієнти витoku повітря в комбінованих трубопроводах для деяких значень довжини та витрат повітря в кінці, отримані за емпіричною формулою та їх експериментальні значення [2], з якої видно, що відміна коефіцієнтів витoku повітря, отриманих за емпіричною формулою, від експериментальних даних [2] не виходить за межі похибок в експерименті.

Табл. 3. Порівняння коефіцієнтів витoku повітря, отриманих за емпіричною формулою, з експериментальними даними [2]

Витрата повітря $Q_{\text{зп}}$, м ³ /с	Діаметр трубопроводу, м	Значення коефіцієнтів витoku повітря при $l_{\text{тр}}$, м							
		1000		1500		2000		2500	
		Табл.[2]	Отримані	Табл.[2]	Отримані	Табл.[2]	Отримані	Табл.[2]	Отримані
2,0	0,6	1,05	1,048	1,10	1,107	1,19	1,191	1,30	1,299
	0,8	1,02	1,015	1,03	1,034	1,06	1,060	1,09	1,095
	1,0	1,01	1,006	1,01	1,014	1,03	1,025	1,04	1,039
4,0	0,6	1,09	1,096	1,21	1,215	1,39	1,383	-	1,598
	0,8	1,03	1,030	1,07	1,068	1,11	1,121	1,18	1,189
	1,0	1,02	1,012	1,03	1,028	1,05	1,050	1,08	1,078
6,0	0,6	1,14	1,143	-	1,323	-	1,574	-	
	0,8	1,04	1,045	1,10	1,102	1,17	1,181	1,28	1,284
	1,0	1,02	1,019	1,04	1,042	1,07	1,074	1,11	1,116
8,0	0,6	-	1,190	-	1,431	-		-	
	0,8	1,06	1,060	1,13	1,136	1,23	1,242	1,38	1,378
	1,0	1,03	1,025	1,06	1,056	1,10	1,099	1,15	1,155
10,0	0,6	-	1,239	-	1,538	-		-	
	0,8	1,07	1,076	1,16	1,170	-	1,303	-	1,473
	1,0	1,03	1,031	1,07	1,070	1,12	1,124	1,19	1,194

Формулу для визначення коефіцієнта витoku повітря в комбінованих трубопроводах можна рекомендувати для практичного застосування при проектуванні провітрювання тупикових виробок великої довжини.

При перевиданні державного нормативного акту з охорони праці [1] варто для визначення коефіцієнтів витоків повітря в трубопроводах з поліетиленовим рукавом

навести цю формулу замість табл. 5.6. Це дозволить спростити визначення коефіцієнтів витоків повітря та збільшити точність розрахунку провітрювання тупикових виробок із застосуванням комбінованого трубопроводу.

Бібліографічний список

1. **Руководство** по проектированию вентиляции угольных шахт. — К.: Основа, 1994. — 311 с.
2. **Проветривание** тупиковых выработок при нормальных и аварийных режимах / Б.И.Медведев, В.П.Сухоруков, В.Л.Кондрацкий и др. — К.: Техника, 1991. — 152 с.
3. **Математическая** обработка результатов эксперимента / Л.З.Румшицкий — М.: Наука, 1971. — 192 с.

© Тельний А.П., Смоляк Л.П., 2006

УДК 622.457.2

СУХОРУКОВ В.П. (НИИГД)

САМОПРОКЛАДЫВАНИЕ ТРУБОПРОВОДА ПО ГИБКОМУ ВЕНТИЛЯЦИОННОМУ СТАВУ ТРУБ ДЛЯ ТУШЕНИЯ ПОЖАРА ИНЕРТНЫМИ СРЕДАМИ

Рассмотрена задача перемещения самопрокладывающегося трубопровода по гибкому вентиляционному трубопроводу для подачи инертной среды к очагу горения. Приведены аналитические зависимости для расчета параметров осуществления этого процесса в аварийной тупиковой выработке.

При возникновении пожара в тупиковой выработке по гибкому вентиляционному трубопроводу осуществляют подачу инертной среды к очагу горения [1, 2]. Это обеспечивает высокую степень безопасности ведения горноспасательных работ, так как подача инертной среды к очагу горения осуществляется дистанционно [3]. В случае же нарушения целостности вентиляционного трубопровода в результате разъединения секций гибких труб или их выгорания на некоторой длине использование указанного способа становится не эффективным.

Для повышения эффективности дистанционной подачи инертных сред к очагу горения можно использовать самопрокладывающийся гибкий трубопровод [4]. Прокладывание этого трубопровода по почве тупиковой выработки возможно, но может быть существенно затруднено в следствие загромождения ее рабочего пространства оборудованием на значительной длине.

Очевидно, что для повышения вероятности самопрокладывания гибкого трубопровода по тупиковой выработке можно использовать существующий поврежденный гибкий шахтный вентиляционный трубопровод.

Известно, что гибкий вентиляционный трубопровод подвешивается к крепи тупиковой выработки в верхней части площади поперечного сечения, которая не загромождена горношахтным оборудованием [5]. В этом случае вентиляционный трубопровод может быть использован в качестве канала, указывающего направление движения гибкому самопрокладывающемуся трубопроводу по тупиковой выработке. Самопрокладывающийся трубопровод, перемещаясь в нутрии гибкого вентиляционного трубопровода, преодолевает основную часть длины выработки в направлении очага пожара,

и по достижению места повреждения вентиляционного става труб прокладывается по ее почве.

Для осуществления этого процесса необходимо наряду с затратами энергии потока воздуха [6], создаваемого вентилятором местного проветривания (ВМП), учесть дополнительные затраты энергии, которые появляются при перемещении самопрокладывающегося трубопровода внутри эксплуатировавшегося гибкого вентиляционного трубопровода, обусловленные необходимостью преодоления влияния силы веса оболочки последнего.

Затраты энергии потока воздуха на преодоление силы веса гибкого вентиляционного трубопровода появляются только в момент проникновения внутрь него самопрокладывающегося трубопровода. Если учесть, что масса 1 м^2 вентиляционного трубопровода в 2–3 раза превышает массу самопрокладывающегося трубопровода, то пренебречь влиянием этого фактора при расчетах давления и расхода воздуха не представляется возможным.

Таким образом, целью настоящей работы является определение параметров процесса перемещения самопрокладывающегося трубопровода внутри гибкого вентиляционного трубопровода.

Для решения поставленной задачи рассмотрим процесс перемещения самопрокладывающегося трубопровода внутри гибкого вентиляционного трубопровода, подвешенного в верхней части тупиковой выработки.

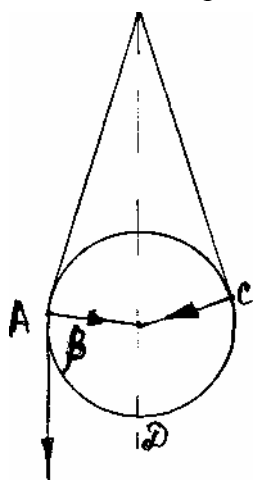


Рисунок. Схема сил, действующих на самопрокладывающийся трубопровод

При выключенном ВМП вентиляционный трубопровод под действием силы веса принимает плоскую форму, образующая поперечного сечения которой напоминает вытянутый эллипс с площадью практически равной нулю. В исходном пункте у устья тупиковой выработки внутри вентиляционного трубопровода размещают самопрокладывающийся трубопровод. После включения ВМП поток воздуха поступает в самопрокладывающийся трубопровод и воздействует на его торец, что обуславливает возникновение силы. Под воздействием этой силы на торце не вывернутая часть самопрокладывающегося трубопровода выворачивается наизнанку, в результате чего последний прокладывается внутри вентиляционного трубопровода. В процессе перемещения на самопрокладывающийся трубопровод воздействует сила веса оболочки вентиляционного трубопровода. Принципиальная схема сил, которые воздействуют на самопрокладывающийся трубопровод, приведена на рисунке, представляющем поперечное сечение трубопроводов.

Из анализа схемы следует, что для определения силы, действующей на самопрокладывающийся трубопровод, необходимо знать величину угла β . Для его определения представим длину дуги АДС в виде известного выражения

$$L = \frac{\pi d_1}{180} (180 - \beta), \quad (1)$$

где d_1 — диаметр самопрокладывающегося трубопровода, м; β — угол, образованный вектором силы веса вентиляционного трубопровода и его проекцией на радиус поперечного сечения самопрокладывающегося трубопровода, град.

Длину дуги АДС можно также представить в виде равенства

$$L = \pi D - 2d_1 \operatorname{tg} \beta, \quad (2)$$

где D — диаметр вентиляционного трубопровода, м.

Из системы равенств (1) и (2) и выполнения соответствующих преобразований получим трансцендентное выражение

$$\operatorname{tg}\beta = \pi \left(\frac{D}{d_1} + \frac{\beta}{180} - 1 \right), \quad (3)$$

решая которое при заданных значениях параметров D и d_1 находим величину угла β .

Процесс дистанционного перемещения самопрокладывающегося трубопровода внутри эксплуатировавшегося гибкого вентиляционного става труб обуславливает необходимость выбора ВМП, который обеспечит подачу необходимого количества энергии для его осуществления. Для этого необходимо иметь выражение аналогичное [6], которое бы учитывало затраты энергии для осуществления рассматриваемого случая применения самопрокладывающегося трубопровода.

Для определения аналитической зависимости примем допущение о том, что гибкий самопрокладывающийся трубопровод является герметичной конструкцией.

При перемещении гибкого рукава по наклонной выработке снизу вверх за время dt происходит изменение мощности потока рабочего тела, которое можно представить в виде [6]

$$\frac{dW}{dt} = P \frac{dQ}{dt} + Q \frac{dP}{dt} + 1,5\rho \frac{Q^2}{S^2} \frac{dQ}{dt}, \quad (4)$$

где W — мощность потока рабочего тела, Вт; t — время, с; P — избыточное давление, Па; Q — расход потока рабочего тела, м³/с; ρ — плотность рабочего тела, кг/м³; S — площадь поперечного сечения гибкого рукава, м².

Известно, что процесс перемещения самопрокладывающегося трубопровода состоит из двух этапов [7]. На 1-ом этапе масса не вывернутой части самопрокладывающегося трубопровода увеличивается по линейному закону и при длине равной L достигает максимальной величины, а на 2-ом — уменьшается по этому же закону, в результате чего осуществляется прокладывание этого трубопровода на заданное расстояние равное $2L$.

Изменение мощности потока воздуха, перемещающегося внутри самопрокладывающегося трубопровода, на 1-ом этапе вызвано затратами энергии на преодоление силы веса оболочки эксплуатируемого гибкого вентиляционного трубопровода, аэродинамического сопротивления, возникающего при перемещении всего объема воздуха, находящегося в самопрокладывающемся трубопроводе, к его торцу, выворачивание этого трубопровода на изнанку на торце, преодоление силы трения-скольжения, возникающей в результате перемещения не вывернутой части самопрокладывающегося трубопровода по внутренней вывернутой наизнанку его поверхности, а также уменьшением расхода поток воздуха, подаваемого в самопрокладывающийся трубопровод, обусловленное снижением скорости перемещения торца в следствие увеличения массы не вывернутой части рукава по линейному закону. Это изменение мощности можно представить в виде

$$\begin{aligned} \frac{dW}{dt} = & \frac{d}{dt}(\pi DMqxV_1 \cos \beta) + \frac{d}{dt}(rQ^2 SxV_1) + \frac{d}{dt}(kSP_x V_1) + \frac{d}{dt}(mqf_1 xV \cos \alpha) + \\ & + \frac{d}{dt}(mqxV \sin \alpha) + \frac{d}{dt}(\rho q SxV_1 \sin \alpha) + \frac{d}{dt}(mqxV_1 f_2 \sin \alpha) + \left(P + \frac{\rho Q^2}{2S^2} \right) \frac{dQ}{dt}, \end{aligned} \quad (5)$$

где V_1, V — соответственно скорости перемещения торца и не вывернутой части трубопровода, м/с; D — диаметр вентиляционного трубопроводов, м; M — масса 1 м² вентиляционного трубопровода, кг/м²; k — коэффициент использования тяговой силы при выворачивании наизнанку на торце не вывернутой части трубопровода; q — ускорение свободного падения, м/с²; f — коэффициент трения скольжения не вывернутой части трубопровода о вывернутую; m — масса 1 п.м трубопровода, кг/м; x — переменная координата длины трубопровода, м; r — удельное аэродинамическое сопротивление трубопровода, Па·с²/м⁷; f_2 — коэффициент трения скольжения самопрокладывающегося трубопровода о внутреннюю поверхность вентиляционного трубопровода; P_x — давление, действующее на торец трубопровода, Па; α — угол наклона выработки, град.

Параметр P_x можно представить в виде известного выражения

$$P_x = P - rQ^2 x. \quad (6)$$

Приравнявая правые части равенств (4) и (5), с учетом выражения (6), выполнения дифференцирования и соответствующих преобразований [6] получим зависимость:

$$\frac{dP}{dx} = rQ^2 + \frac{2q(mb_1 + \pi DM \cos \beta)}{(1-k)S}, \quad (7)$$

$$b_1 = f \cos \alpha + \left[1 + 0,5 \left(\frac{\rho S}{m} + f_2 \right) \right] \sin \alpha,$$

описывающую изменение удельной энергии потока воздуха в процессе перемещения в нутрии гибкого шахтного вентиляционного става труб самопрокладывающегося трубопровода, масса не вывернутой части которого увеличивается по линейному закону.

Изменение энергии потока воздуха на 2-ом этапе перемещения самопрокладывающегося трубопровода, когда масса транспортируемой не вывернутой на изнанку его части уменьшается по линейному закону, можно представить в общем виде

$$\begin{aligned} \frac{dW}{dt} = & \frac{d}{dt}(\pi DMq(L+x)V_1 \cos \beta) + \frac{d}{dt}[rQ^2 SV_1(L+x)] + \frac{d}{dt}(kSV_1 P_x) + \\ & + \frac{d}{dt}(qVf_1[m_0 + m(L-x)] \cos \alpha) + \frac{d}{dt}(qV[m_0 + m(L-x)] \sin \alpha) + \\ & + \frac{d}{dt}(mqV_1 f_2(L+x) \sin \alpha) + \frac{d}{dt}(q\rho SV_1(L+x) \sin \alpha) + \left(P + \frac{\rho Q^2}{2S^2} \right) \frac{dQ}{dt}, \end{aligned} \quad (8)$$

где m_0 — масса концевой части самопрокладывающегося трубопровода, кг.

Параметр P_x представим в виде (8) известного выражения

$$P_x = P - rQ^2(L + x). \quad (9)$$

Приравнявая правые части равенств (1) и (8), с учетом выражения (9), принятого допущения о герметичности гибкого самопрокладывающегося трубопровода и выполняя соответствующие преобразования [6], получим зависимость:

$$\frac{dP}{dx} = rQ^2 - \frac{2q[mb_2 - \pi DM \cos \beta]}{(1-k)S}, \quad (10)$$

$$b_2 = f \cos \alpha + \left[1 - 0,5 \left(\frac{\rho S}{m} + f_2 \right) \right] \sin \alpha.$$

Уравнение динамики переменной массы, описывающее движение снизу вверх самопрокладывающегося трубопровода в нутрии гибкого шахтного вентиляционного трубопровода, расположенного в восстающей горной выработке, имеет вид:

$$mx \frac{dV}{dt} + mV^2 = kP_B S - rQ^2 Sx - qmxb_3 - \pi q DMx \cos \beta;$$

$$b_3 = f \cos \alpha + (1 + f_2) \sin \alpha.$$

Это уравнение с учетом выражения (6) и выполнения соответствующих преобразований примет вид

$$mx \frac{dV}{dt} + mV^2 = kP_B S - rk \frac{S^3}{4} V^2 x - q(mb_3 + \pi DM \cos \beta)x. \quad (11)$$

Для совместной работы ВМП и гибкого самопрокладывающегося трубопровода необходимо создать искусственные условия [4], которые должны обеспечить возможность работы вентилятора в устойчивой зоне его аэродинамической характеристики. Это позволит ВМП создавать в начале самопрокладывающегося трубопровода необходимое давление P_B , что обеспечит возможность его прокладывания на заданную длину.

Считаем, что необходимые условия созданы и действуют в течение всего времени самопрокладывания трубопровода по гибкому шахтному вентиляционному трубопроводу.

В этом случае решением уравнения (11) при соблюдении граничных условий $t = 0$ и $x = 0$, $V = 0$ являются выражения:

$$(Vx)^2 m e^{\varphi x} = 2kSP_B N_1 - 2q(mb_1 + \pi DM \cos \beta)N_2; \quad (12)$$

$$N_1 = \frac{e^{\varphi x}(\varphi x - 1) + 1}{\varphi^2}; \quad N_2 = \frac{e^{\varphi x}[(\varphi x)^2 - 2\varphi x + 2] - 2}{\varphi^3}; \quad \varphi = \frac{rkS^3}{2m}.$$

Очевидно, что для осуществления самопрокладки трубопровода на расстояние $2L$ необходимо определить условия, при которых возможен переход из режима увеличения массы не вывернутой части на 1-ом этапе в режим ее уменьшения на 2-ом. Для решения этой задачи преобразуем зависимости (12) с учетом граничных условий $x = L$ и $V = V_L$:

$$(V_L L)^2 m e^{\varphi L} = 2kSP_B N_3 - 2q(mb_1 + \pi DM \cos \beta)N_4; \quad (13)$$

$$N_3 = \frac{e^{\varphi L}(\varphi L - 1) + 1}{\varphi^2}; \quad N_4 = \frac{e^{\varphi L}[(\varphi L)^2 - 2\varphi L + 2] - 2}{\varphi^3}.$$

Для осуществления процесса самопрокладывания трубопровода на длину L и возможности перехода из 1-го этапа его перемещения во 2-ой необходимо, чтобы ВМП обеспечивал подачу соответствующего количества воздуха, имеющего давление P . Это обуславливает необходимость определения зависимости, позволяющей рассчитать давление которое должен обеспечить ВМП.

Для определения этой зависимости воспользуемся уравнением (7), описывающим изменение удельной энергии потока воздуха, подаваемого ВМП в самопрокладывающийся трубопровод. Из анализа этого уравнения следует, что интегрирование его возможно, если известен закон изменения расхода потока воздуха Q или скорости $V_1 = 0,5V$ перемещения торца трубопровода, связанных между собою известным соотношением $Q = SV_1$ [7].

Очевидно, что выполнение граничных условий $x = L$ и $V = V_L$ при соблюдении допущения о герметичности самопрокладывающегося трубопровода эквивалентно утверждению, что при $x = L$, $V \geq V_L = const$. В результате решения уравнения (7) и выполнения соответствующих преобразований получим выражение

$$P_{BP} = \frac{2q(mb_1 + \pi DM \cos \beta)}{(1-k)S} L + P_0 + rQ_L^2 L, \quad (14)$$

где P_{BP} — расчетная величина давления, которое должен создавать ВМП, Па; P_0 — давление на торец трубопровода в начальный момент его прокладывания, величина которого определяется экспериментально, Па; Q_L — расход воздуха в трубопроводе на расстоянии L от ВМП, м³/с.

Равенство (14) содержит неизвестный параметр Q_L , для определения которого рассмотрим процесс перемещения не вывернутой части самопрокладывающегося трубопровода на 2-ом этапе. Уравнение динамики переменной массы в этом случае имеет вид:

$$m(L-x) \frac{dV}{dt} - mV^2 = kSP - mq(L-x)b_4 - mq(L+x)b_5 - \pi q DM (L+x) \cos \beta; \quad (15)$$

$$b_4 = f \cos \alpha + \sin \alpha; \quad b_5 = \left(f_2 + \frac{\rho S}{m} \right) \sin \alpha.$$

Параметр P , представляющий собой давление, воздействующее на торец трубопровода, можно представить в виде выражения

$$P = P_B - r(L+x)Q^2. \quad (16)$$

Уравнение (15) с учетом выражения (16) примет вид

$$m(L-x) \frac{dV}{dt} - mV^2 = kSP_B - rkS(L+x)Q^2 - mq(L-x)b_4 - q(mb_5 + \pi DM \cos \beta)(L+x).$$

Решением этого уравнения при соблюдении граничных условий $x = L$ и $V = 0$ является выражение:

$$V^2 m e^{\varphi(L-x)} = (2kSP_B - 4mqLb_4)E_1 - 2q(m(b_4 - b_5) - \pi DM \cos \beta)E_2; \quad (17)$$

$$E_1 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi^n (L-x)^n}{n!(n+2-2\varphi L)}; E_2 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi^n (L-x)^{n+1}}{n!(n+3-2\varphi L)},$$

которое при выполнении граничных условий $x = 0$, $V = V_L$ и соответствующих преобразований принимает вид:

$$V_L^2 m e^{\varphi L} = (2kSP_B - 4mqLb_4)E_3 - 2q(m(b_4 - b_5) - \pi DM \cos \beta)E_4; \quad (18)$$

$$E_3 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{(\varphi L)^n}{n!(n+2-2\varphi L)}; E_4 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi(\varphi L)^n}{n!(n+3-2\varphi L)}.$$

При решении системы уравнений (13) и (18) получим выражение для расчета Q_L , при котором возможно осуществление процесса перехода из режима увеличения массы не вывернутой части самопрокладывающегося трубопровода на 1-ом этапе в режим ее уменьшения на 2-ом

$$Q_L \geq S \sqrt{\frac{2qLb_4N_3E_3 + qm((b_4 - b_5)E_4N_3 - b_1N_4E_3) - q(E_4N_3 + N_4E_3)\pi DM \cos \beta}{2e^{\varphi L}(L^2E_3 - N_3)}}. \quad (19)$$

На основании расчетов по выражениям (14) и (19) выбирается ВМП, аэродинамическая характеристика которого описывается зависимостью [8]

$$P_B = a - bQ_B^2, \quad (20)$$

где a, b — коэффициенты аэродинамической характеристики ВМП; Q_B — расход воздуха ВМП, м³/с.

Основным условием, при котором выбранный ВМП будет устойчиво работать на 1-ом этапе самопрокладывания трубопровода по вентиляционному ставу гибких труб, является создание после вентилятора управляемой утечки воздуха. Для этого между ВМП и самопрокладывающимся трубопроводом устанавливается регулятор с окном, площадь которого в начале 1-го этапа рассчитывается по выражению [9]

$$S_0 = 0,79 \sqrt{\frac{(R_T + b)Q_Y \sqrt{\rho}}{\sqrt{(a - bQ_Y^2)R_T^2 + abR_T - bQ_Y \sqrt{R_T}}}},$$

где S_0 — площадь окна регулятора, м²; R_T — аэродинамическое сопротивление самопрокладывающегося трубопровода, Па·с²/м⁶; ρ — плотность воздуха, кг/м³; Q_Y — расход воздуха через проходное окно, определяемый по аэродинамической характеристике ВМП и известном P_B , м³/с.

Регулятор и самопрокладывающийся трубопровод образуют аэродинамическую сеть, эквивалентную параллельному соединению [10]. На основании этого депрессия этой аэродинамической сети определяется выражениями:

$$P_B = \frac{aR_T R_Y}{R_Y R_T + b(\sqrt{R_T} + \sqrt{R_Y})^2}; \quad (21)$$

$$P_B = R_Y Q_Y^2; \quad (22)$$

$$P_B = R_T Q_T^2, \quad (23)$$

где R_y — аэродинамическое сопротивление окна регулятора, Па·с²/м⁶; Q_T — расход воздуха, поступающего в самопрокладывающийся трубопровод, м³/с.

Для осуществления самопрокладывания трубопровода на 2-ом этапе необходимо создать условия, при которых скорость перемещения его торца будет увеличиваться. Это, как указывалось выше, обеспечивается тем, что в конце 1-го этапа и начале 2-го в самопрокладывающийся трубопровод подается воздух в количестве равном или больше Q_L . Достигается это тем, что аэродинамическое сопротивление $R_{Т1К}$ самопрокладывающегося трубопровода в конце 1-го этапа перемещения по гибкому ставу вентиляционных труб равно его аэродинамическому сопротивлению $R_{Т2Н}$ в начале 2-го этапа. То есть должно выполняться равенство $R_{Т1К} = R_{Т2Н}$.

Выражение для расчета аэродинамического сопротивления самопрокладывающегося трубопровода в конце 1-го этапа находим в результате решения системы равенств (21) и (23) совместно с уравнением (13). В результате выполнения получим зависимость:

$$\sqrt{R_{Т1К}} = \frac{bD_2\sqrt{R_y} - \sqrt{(a+bD_2)(aD_1 - D_2)R_y^2 - abD_2R_y}}{(aD_1 - D_2)R_y - bD_2}; \quad (24)$$

$$D_1 = \frac{kS^3 N_3}{2mL^2 e^{\varphi L}}, \quad D_2 = \frac{qS^2(mb_1 + \pi DM \cos \beta)N_4}{2mL^2 e^{\varphi L}};$$

$$R_y = \frac{\xi \rho}{2S_0^2}, \quad (25)$$

где ξ — коэффициент местного аэродинамического сопротивления окна регулятора, величина которого рассчитывается по эмпирическому выражению [9]

$$\xi = \frac{0,1936}{S_0^2}.$$

Зависимость для расчета аэродинамического сопротивления в начале 2-го этапа самопрокладывания трубопровода по гибкому ставу вентиляционных труб находим в результате решения системы равенств (21) и (23) совместно с уравнением (18):

$$\sqrt{R_{Т2Н}} = \frac{bB_1\sqrt{R_y} - \sqrt{(aB_1 - B_2)(a + bB_2)R_y^2 - abB_2R_y}}{(aB_1 - B_2)R_y - bB_2}; \quad (26)$$

$$B_1 = \frac{kS^3 E_3}{2me^{\varphi L}}, \quad B_2 = \frac{qS^2}{e^{\varphi L}} \left(b_4LE_3 + \frac{[m(b_4 - b_5) - \pi DM \cos \beta]E_4}{2m} \right).$$

Из системы уравнений (24), (25) и (26) после выполнения соответствующих преобразований имеем трансцендентное выражение для расчета площади окна регулятора, при которой будет осуществляться переход из 1-го этапа самопрокладки трубопровода во 2-ой:

$$\frac{S_0^2 \sqrt{\rho} - \sqrt{0,0968D_3D_4\rho^2 - \rho D_5S_0^4}}{0,311\rho D_4 - S_0^4} = \frac{S_0^2 \sqrt{\rho} - \sqrt{0,0968B_3B_4\rho^2 - \rho B_5S_0^4}}{0,311\rho B_4 - S_0^4}; \quad (27)$$

$$D_3 = D_5 + 1; D_4 = D_1 D_5 - \frac{1}{b}; D_5 = \frac{a}{b D_2};$$

$$B_3 = B_5 + 1; B_4 = B_1 B_5 - \frac{1}{b}; B_5 = \frac{a}{b B_2}.$$

Таким образом, проведенными исследованиями установлены зависимости (3), (7), (10), (14), (19) и (27), которые позволяют рассчитать параметры самопрокладывания трубопровода по вентиляционному ставу гибких шахтных труб.

Библиографический список

1. Булгаков Ю.Ф. Тушение пожаров в угольных шахтах. — Донецк: ДонГТУ, 2001. — 270 с.
2. Король А.А. «Вихрь-Т» — средство повышения эффективности противопожарной защиты тупиковых выработок // Горноспасательное дело: Сб. науч. тр. — Донецк: НИИГД, 1999. — С. 73–77.
3. ДНАОП 1.1.30-4.01097 Устав ВГСЧ по организации и ведению горноспасательных работ. — К., 1997. — 453 с.
4. Сухоруков В.П. Совместная работа вентилятора местного проветривания и установки дистанционной прокладки гибкого трубопровода // Изв. Донецкого горного института, 2003. — №1. — С. 46–50.
5. Правила безпеки у вугільних шахтах. — К. 2005. — 398 с.
6. Сухоруков В.П. Изменение энергии воздушного потока при выворачивании на изнанку гибкого трубопровода // Горно-спасательное дело: Сб. науч.тр. — Донецк: НИИГД, 2004. — С. 152–160.
7. Сухоруков В.П. Параметры самопрокладки гибкого трубопровода в труднодоступные места для ликвидации пожара с применением инертных сред // Науковий журнал / УкрНИИПБ, 2004. — №1(9). — С. 111–118.
8. Мясников А.А., Казаков С.П. Проветривание подготовительных выработок при проходке комбайнами. — М.: Недра, 1981. — 269 с.
9. Сухоруков В.П. Параметры транспортирования дистанционно возводимой перемычки для разгазирования тупиковой выработки после пожара // Науковий журнал / УкрНИИПБ, 2005. — № 2(12). — С. 73–80.
10. Абрамов Ф.А. Рудничная аэрогазодинамика. — М.: Недра, 1972. — 272 с.

© Сухоруков В.П., 2006

УДК 622.413.355.36.244

СТУКАЛО В.А. (ДонНТУ)

АНАЛИЗ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТЕЙ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТОВ НЕСТАЦИОНАРНОГО ТЕПЛООБМЕНА ДЛЯ ВЫРАБОТОК, ПРОВЕТРИВАЕМЫХ ДО ГОДА И ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК

В статье рассмотрены недостатки существующих методик определения коэффициентов нестационарного теплообмена для выработок со сроком проветривания до года и очистных выработок на пологих и наклонных пластах. Предложены новые зависимости для определения среднеинтегральных значений коэффициентов нестационарного теплообмена применительно к этим выработкам.

В «Единой методике прогнозирования температурных условий в угольных шахтах» [1] для выработок, проветриваемых до года, расчет коэффициента нестационарного теплообмена рекомендуется производить по выражению О.А.Кремнева [2]

$$\kappa_{\tau} = \alpha \left[1 - \frac{Bi}{Bi'} f(z) \right], \quad (1)$$

где $Bi = \frac{\alpha R_0}{\lambda}$; $Bi' = Bi + 0,375$; $z = Bi' \sqrt{Fo}$; $Fo = \frac{\alpha \tau}{R_0^2}$.

Значение функции $f(z)$ рекомендуется вычислять по эмпирическим формулам или принимать по прилагаемой в нормативном документе таблице.

Расчетное время теплообмена между горным массивом и воздухом при определении параметра Z рекомендуется определять по формуле

$$\tau = \frac{\tau_H + \tau_K + 2\sqrt{\tau_H \tau_K}}{4}. \quad (2)$$

В выражении (2) для расчетов коэффициента κ_{τ} рекомендуется использовать среднее значение времени τ из среднеарифметического и среднегеометрического значений времени охлаждения пород в горной выработке. При этом не приводятся никаких доказательств правомочности использования значения времени τ , вычисленному по выражению (2) при расчете величины κ_{τ} по формуле (1).

Нами предлагается величину коэффициента нестационарного теплообмена для выработок с охлаждением пород до года определять как среднеинтегральное значение κ_{τ}^{cp} , получаемое после интегрирования выражения (1) в пределах от начального τ_H до конечного времени τ_K , охлаждения пород, (где $\tau_H = \tau_1$; $\tau_K = \tau_2$).

Запишем сначала выражение О.А.Кремнева [2] для коэффициента κ_{τ} (1) в развернутом виде

$$\kappa_{\tau} = \alpha \left\{ 1 - \frac{Bi}{Bi'} \left\{ 1 - e^{-z^2} \left[1 - \frac{2}{\sqrt{\pi}} \int_0^z e^{-z^2} dz \right] \right\} \right\} \quad (3)$$

Проинтегрируем выражение (3) в пределах от τ_1 до τ_2

$$\kappa_{\tau}^{cp} = \alpha \left\{ 1 - \frac{Bi}{Bi'} \left[1 - \frac{1,13(z_1 - z_2) + \exp(z^2) \operatorname{erfc} z_1}{z_2 - z_1} \right] \right\}. \quad (4)$$

Учитывая некоторую сложность вычисления, комплексы вида $\exp(z^2) \operatorname{erfc} z$ в зависимости от величины z аппроксимированы выражением вида

$$\exp(z^2) \operatorname{erfc} z = \frac{1}{1 + kz}, \quad (5)$$

где k — коэффициент, принимается равным 1,282 при $0 \leq z \leq 1$; 1,452 при $1 < z \leq 3$; 1,576 при $z > 3$. Такая замена не внесет погрешности определения комплекса $e^{z^2} \operatorname{erfc} z$ более 3%, что вполне допустимо при инженерных расчетах.

Таким образом, для расчета среднеинтегрального коэффициента κ_{τ}^{cp} применительно к выработкам со сроком существования до года было получено выражение

$$\kappa_{\tau}^{cp} = \alpha \left\{ 1 - \frac{Bi}{Bi'} \left[1 - \frac{1,13}{z_2 + z_1} + \frac{1}{z_2^2 - z_1^2} \left(\frac{1}{1 + k_1 z_1} - \frac{1}{1 + k_2 z_2} \right) \right] \right\}. \quad (6)$$

В «Единой методике прогнозирования температурных условий в угольных шахтах» [1] для расчета коэффициентов нестационарного теплообмена для груди забоя,

почвы и кровли для первой, второй и третьей дорог лавы так же рекомендуется использовать выражение (1) О.А.Кремнева [2]. При этом средневзвешенный коэффициент нестационарного теплообмена для лав на пластах пологого падения рекомендовано определять по формуле [1]

$$K_{\tau \text{ оч.в}} = \frac{K_{\tau 3} u_3 + (K_{\tau \text{п1}} + K_{\tau \text{к1}}) u_1 + (K_{\tau \text{п2}} + K_{\tau \text{к2}}) u_2 + (K_{\tau \text{п3}} + K_{\tau \text{к3}}) u_3 + K_{\tau \text{в}} u_{\text{в}}}{u}, \quad (7)$$

где $K_{\tau 3}$, $K_{\tau \text{п1}}$, $K_{\tau \text{п2}}$, $K_{\tau \text{п3}}$, $K_{\tau \text{к1}}$, $K_{\tau \text{к2}}$, $K_{\tau \text{к3}}$ — коэффициенты нестационарного теплообмена соответственно для забоя лавы, почвы и кровли для первой, второй третьей дорог лавы и выработанного пространства; u_3 , u_1 , u_2 , u_3 , $u_{\text{в}}$ — периметры забоя лавы, первой, второй, третьей дорог лавы и выработанного пространства. Значения коэффициентов нестационарного теплообмена для отдельных поверхностей очистной выработки рекомендовано определять по формуле (1).

Продолжительность охлаждения различных поверхностей в очистной выработке предлагается в нормативном документе [1] определять по нижеследующим зависимостям:

— для угольного забоя

$$\tau_3 = 0,25 \tau_{\text{п}}; \quad (8)$$

— для кровли и почвы первой дороги

$$\tau_1 = 0,25 n_1 \tau_{\text{п}}; \quad (9)$$

— для кровли и почвы второй дороги

$$\tau_2 = \frac{\tau_{\text{п}} (n_1 + n_2 + 2\sqrt{n_1 n_2})}{4}; \quad (10)$$

— для кровли и почвы третьей дороги и выработанного пространства

$$\tau_{3,\text{в}} = \frac{\tau_{\text{п}} (n_2 + n_3 + 2\sqrt{n_2 n_3})}{4}, \quad (11)$$

где $\tau_{\text{п}}$ — время выемки одной полосы угля по длине лавы; n_1 , n_2 , n_3 — количество полос, равных ширине выемки или глубине вруба выемочного механизма, вмещающихся по ширине первой, второй и третьей дорог.

Следует отметить, что в ныне действующем нормативном документе [1] методика определения коэффициента нестационарного теплообмена для очистной выработки на пластах пологого и наклонного падения на наш взгляд имеет существенные недостатки.

Согласно этой методике при расчете коэффициентов нестационарного теплообмена используются не средние значения теплофизических констант пород в рабочем пространстве лавы, а разные для отдельных участков пород по периметру лавы. Это противоречит исходным допущениям об однородности и изотропности массива горных пород, которые использовались при выводе зависимости (1).

Принятие положения о неодинаковых значениях коэффициента теплоотдачи от поверхности пород на различных участках рабочего пространства лавы не только существенно усложняет расчет, но и противоречит одному из главных допущений о постоянстве коэффициента теплоотдачи ($\alpha = \text{const}$) в выработке, которое использовано при теоретическом получении зависимости (1). Небольшое отличие скоростей движения воздуха по технологическим дорогам рабочего пространства действительно наблюдается в очистных выработках. Однако замерить среднюю скорость движения воздуха по

технологическим дорогам лавы с допустимой для инженерных расчетов погрешностью из-за стесненности сечения, наличия интенсивного турбулентного перемешивания потока воздуха в межстоечном пространстве, больших погрешностей способов и средств измерения невозможно. Более того, распределение скоростей движения воздуха по ширине рабочего пространства лавы зависит от схемы проветривания (возвратно-точная, прямоточная), системы разработки, а сама величина средней скорости воздуха на конкретных участках обнаженных пород меняется во времени по мере подвигания забоя.

Охлаждение различных участков пород в очистной выработке тесно взаимосвязано, и каждая зона пород (кровли и почвы) по мере подвигания забоя постепенно охлаждается при меняющихся условиях охлаждения. Поэтому при решении вопроса о коэффициенте нестационарного теплообмена необходимо, на наш взгляд, исходить из следующих положений:

— очистная выработка заменяется условной цилиндрической выработкой, площадь поперечного сечения которой равна площади поперечного сечения рабочего пространства лавы;

— условная цилиндрическая выработка окружена породами, имеющими одинаковые значения теплофизических констант во всех направлениях, равные средневзвешенным значениям по периметру реальной выработки;

— коэффициент теплоотдачи α рассчитывается по средней скорости движения воздуха в рабочем пространстве лавы, имеет постоянное и одинаковое значение для всех участков пород по периметру призабойного пространства; его величина определяется по формуле (12) с учетом пересчета этого параметра на условную выработку

$$\alpha_0 = 2 \varepsilon \frac{U}{U_0} (\rho v)^{0,8} \left(\frac{U}{F}\right)^{0,2}, \quad (12)$$

где параметры U (периметр рабочего пространства лавы) и U_0 (периметр условной цилиндрической выработки) рассчитываются соответственно по выражениям:

$$U = 2 \left(\frac{F}{b} + b \right); \quad (13)$$

$$U_0 = 3,54 \sqrt{F}, \quad (14)$$

где b — ширина рабочего пространства лавы, м; F — площадь поперечного сечения рабочего пространства лавы, м².

Приведенный (эквивалентный) радиус условной цилиндрической выработки определяется по формуле

$$R_0 = 0,564 \sqrt{F}. \quad (15)$$

При получении зависимости (12) А.Н.Щербань в качестве определяющего размера выработки принял эквивалентный диаметр

$$d_3 = \frac{4F}{U}. \quad (16)$$

Нами для призабойных пространств очистных выработок и соответствующих им условных цилиндрических выработок произведено сравнение величин d_3 и d_0 ($d_0 = 2R_0$).

Расчеты показали, что для лавообразных выработок $d_3 \neq d_0$, так как при одних и тех же величинах сечений периметры реальной и условной выработок неодинаковы. Так, при $b = 3,5$ м, величинах сечений рабочего пространства лав 2, 3, 4 и 5 м² соотношение d_3/d_0 получено равным соответственно 0,616; 0,705; и 0,804. Как видно, расхож-

дения между d_3 и d_0 значительны, особенно для малых сечений рабочего пространства лавы. Параметр U/U_0 в выражении (12) введен нами исходя из равенства тепловых потоков в реальной q_n и условной q_0 выработках: $q_n = \alpha U(t_{ct} - t)$, где t_{ct} — температура поверхности выработки; $q_{n0} = \alpha_0 U_0(t_{ct} - t)$, где α_0 — коэффициент теплоотдачи для условной цилиндрической выработки.

При $q_{n0} = q_n$ и равенстве температурных напоров в реальной и условной выработках получим соотношение

$$\frac{\alpha_0}{\alpha} = \frac{U}{U_0}. \quad (17)$$

В дополнение к вышеизложенным положениям считаем, что коэффициент нестационарного теплообмена для очистной выработки есть величина среднеинтегральная в диапазоне от начального τ_1 до конечного τ_2 времени охлаждения пород на различных участках призабойного пространства лавы.

Рабочее пространство лавы предлагается поделить на полосы шириной, равной глубине захвата выемочного механизма. Начальное τ_1 и конечное τ_2 время охлаждения пород в призабойном пространстве рекомендуется определять по выражениям:

$$\tau_1 = (i-1)(\tau_n + \tau^1); \quad (18)$$

$$\tau_2 = i(\tau_n + \tau^1) - \tau^1, \quad (19)$$

где i — порядковый номер участка обнаженных пород в лаве, начиная от груди забоя в сторону выработанного пространства; τ_n — продолжительность выемки отдельной полосы угля комбайном; τ^1 — продолжительность вспомогательных операций и остановок перед началом выемки последующей полосы угля комбайном.

Наличие параметров τ_1 и τ_2 позволяет проинтегрировать выражение (3) и получить нижеследующие зависимости для определения значений коэффициентов нестационарного теплообмена применительно к обнаженной поверхности угольного забоя $k_{\tau y}$ и пород в каждой полосе вынутаго угля в рабочем пространстве ($k_{\tau 1}, k_{\tau 2}, k_{\tau 3}, \dots, k_{\tau m}$).

Для обнаженной груди забоя и первой полосы пород величина коэффициента нестационарного теплообмена может определяться по формуле (20), полученной нами после интегрирования уравнения (3) и замены комплекса $e^{z^2} \operatorname{erfc} z$ согласно выражения (5).

$$k_{\tau y, 1} = \alpha_0 \left\{ 1 - \frac{Bi}{Bi'} \left[1 - \frac{1,13}{z_2} + \frac{1}{z_2^2} \left(1 + \frac{1}{k_2 z_2} \right) \right] \right\}. \quad (20)$$

Для второго, третьего и последующих участков пород в рабочем пространстве, примыкающем к рабочему пространству лавы, величину коэффициента нестационарного теплообмена рекомендуется определять по выражению (21), полученному аналогично расчетной формуле (20)

$$k_{\tau 2, 3, \dots, n} b = \alpha_0 \left\{ 1 - \frac{Bi}{Bi'} \left[1 - \frac{1,13}{z_2 + z_1} + \frac{1}{z_2^2 - z_1^2} \left(\frac{1}{1 + k_1 z_1} - \frac{1}{1 + k_2 z_2} \right) \right] \right\}. \quad (21)$$

Общий коэффициент нестационарного теплообмена для пород очистной выработки рекомендуем определять по выражению (22)

$$k_{\tau}^{cp} = \frac{k_{\tau y} m_B + k_{\tau 1} u_1 + k_{\tau 2} u_2 + \dots + k_{\tau n} u_n + k_{\tau B} m_B}{U}, \quad (22)$$

где $K_{\tau y}$, $K_{\tau 1}$, $K_{\tau 2}, \dots$, $K_{\tau n}$, $K_{\tau в}$ — среднеинтегральные значения коэффициентов нестационарного теплообмена соответственно для обнаженной поверхности угольного забоя, пород в рабочем пространстве лавы на $1^{й}$, $2^{й}$, ..., $n^{ой}$ полосах и стенке обрушенных пород выработанного пространства; $m_{в}$, u_1 , u_2 , ..., u_n — соответственно вынимаемая мощность пласта и суммарная ширина пород почвы и кровли в $1^{й}$, $2^{й}$, ..., $n^{й}$ полосах пород в выработанном пространстве.

Зависимость (20) и (21) позволят уточнить определение коэффициентов нестационарного теплообмена для горных выработок, проветриваемых до года и очистных забоев на пологих и наклонных пластах и избежать ошибок при их расчете по существующей методике [1].

Библиографический список

1. Единая методика прогнозирования температурных условий в угольных шахтах. — Макеевка: Изд-во МакНИИ, 1979. — 196 с.
2. Щербань А.Н., Кремнев О.А. Научные основы расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт. — Т.1. — К.: Изд-во АН УССР, 1959. — 430 с.

© Стукало В.А., 2006

УДК 622.413.001.5

ШАЙХЛИСЛАМОВА И.А., АЛЕКСЕЕНКО С.А. (НГУ), ЧИСТЮХИН В.В. (ДонНТУ), АНИСЬКОВ В.И., ГОРЖУН Ю.М. (ДУЭК «Шахта им. А.А.Скочинского»)

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЙ ПРОВЕРКИ СПОСОБА И ЦИРКУЛЯЦИОННОЙ СИСТЕМЫ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА В НАТУРНЫХ УСЛОВИЯХ

В статье представлены результаты экспериментальной проверки работоспособности способа перераспределения тепловлажностного потенциала и циркуляционной системы кондиционирования воздуха. Выполнено сравнение результатов экспериментальных данных с теоретическими исследованиями.

На кафедре аэрологии и охраны труда Национального горного университета в 2002 г. разработаны новый энергосберегающий способ кондиционирования рудничного воздуха путем перераспределения тепловлажностного потенциала вентиляционной струи между околоствольным двором и добычными участками и установка для его реализации [1, 2]. Предложенная нетрадиционная технология и альтернативная система кондиционирования рудничного воздуха (СКРВ) построена на использовании потенциалов для тепло- и холодоснабжения в условиях глубоких угольных шахт отличается от традиционных способов и СКРВ безопасностью, безвредностью и экономичностью.

В процессе разработки способа перераспределения тепловлажностного потенциала (ПТП) выполнены обширные теоретические исследования термодинамических параметров в горных выработках и циркуляционной СКВ при подводе и отводе тепла и влаги. Получено физико-математическое описание процессов тепло- и влагообмена в горных выработках шахт, в котором впервые учтено направление движения воздушного потока и воды в прямом и обратном трубопроводах с взаимной связью их термодинамических состояний.

Целью данной работы является экспериментальная проверка работоспособности предложенного способа ПТП и отдельных элементов циркуляционной СКРВ в натуральных условиях.

Экспериментальные исследования проведены в условиях ОП «Шахта им. А.А.Скочинского» ГП «Донецкая угольная энергетическая компания» на базе комплекса холодильного оборудования мощностью 1 МВт холода, который обслуживает 2-ую восточную лаву уклонного поля центральной панели гор. 1200 м.

В существующей СКРВ используется 5 водоохладителей, 4 воздухоохладителя и турбовинтовая холодильная машина МХРВ-1-У5, соединенные между собой изолированным трубопроводом. В качестве теплоизоляционного материала используется пеноуритан. В связи с подвиганием очистных работ при отработке 2-ой восточной лавы УПЦП обязательным условием является наращивание трубопроводов с передвижением воздухоохладителей. Так как теплоизоляционный материал для шахты является дорогостоящим, руководством шахты было принято решение прокладывать трубопроводы без их теплоизоляции. Таким образом, на конвейерном штреке №1 и №2 2-ой восточной лавы УПЦП образовалось 1500 м неизолированного трубопровода перед лавой, что и послужило объектом натуральных исследований. На рис.1 показана схема горных выработок для выполнения экспериментальных исследований.

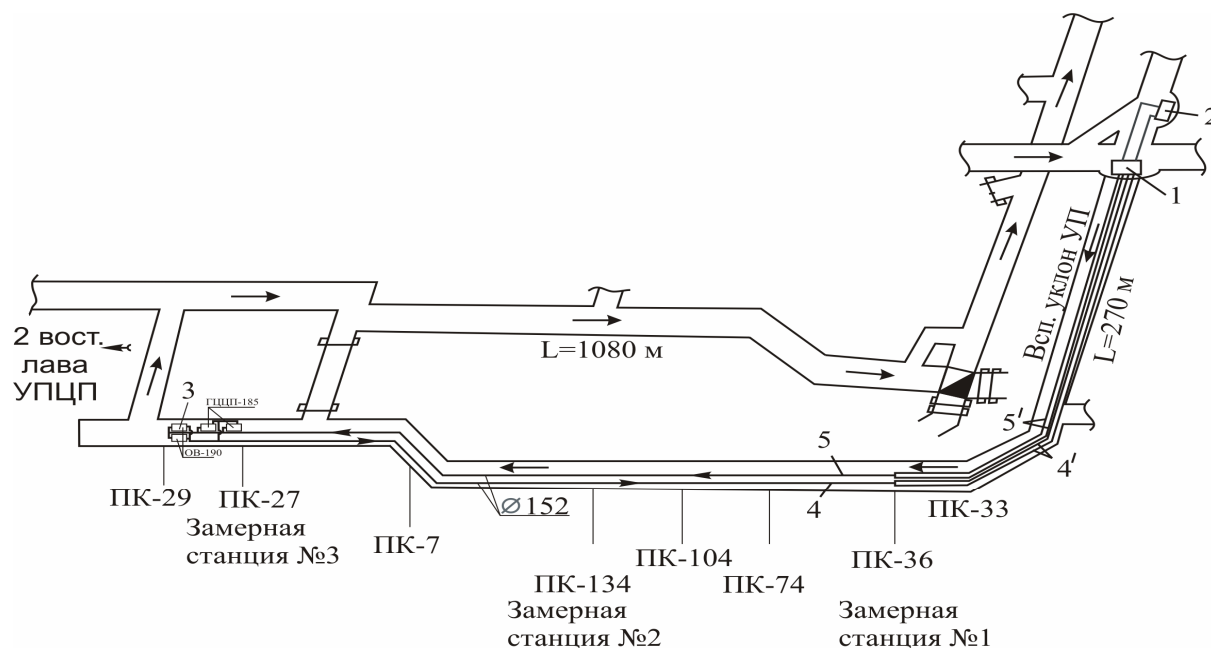


Рис. 1. Схема горных выработок с расположением СКРВ в них и месторасположение замерных станций при выполнении экспериментальных исследований: 1 — камера холодильной машины; 2 — узел водоохладителей; 3 — узел воздухоохладителей; 4 и 4' — трубопровод теплоносителя соответственно изолированный и не изолированный; 5 и 5' — трубопровод холодоносителя соответственно изолированный и не изолированный

Экспериментальные исследования проводились в ноябре 2005 г. в соответствии с Руководством [3]. Результаты экспериментальных исследований сравнивались с экспериментальными данными, полученными в этих же выработках для естественного теплового режима. Сравнения результатов исследований показано на рис. 2–5.

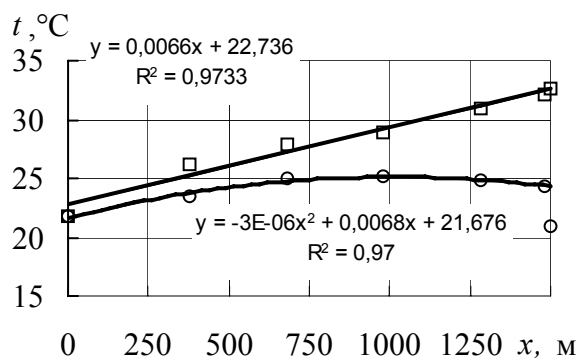


Рис. 2. Изменение температуры воздуха в шахте по заданному маршруту: □ — при естественном тепловом режиме; ○ — при работающей СКРВ

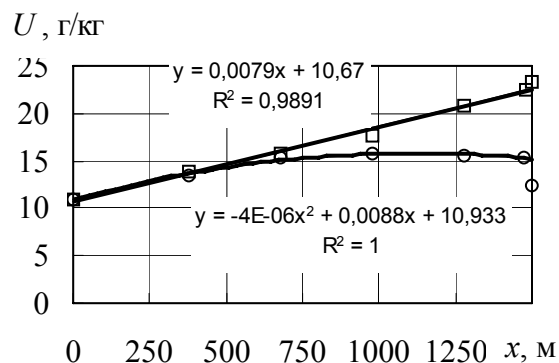


Рис. 3. Изменение влагосодержания воздуха в шахте по заданному маршруту: □ — при естественном тепловом режиме; ○ — при работающей СКРВ

При естественном тепловом режиме температура изменялась по линейному закону, о чем свидетельствует коэффициент детерминации $R^2=0,97$, и увеличивалась соответственно с 21,8 до 32,6 $^\circ\text{C}$. Влагосодержание и теплосодержание изменялись также по линейному закону (рис. 3, 4) и увеличивались соответственно с 11 до 23 г/кг, и с 50 до 92 кДж/кг.

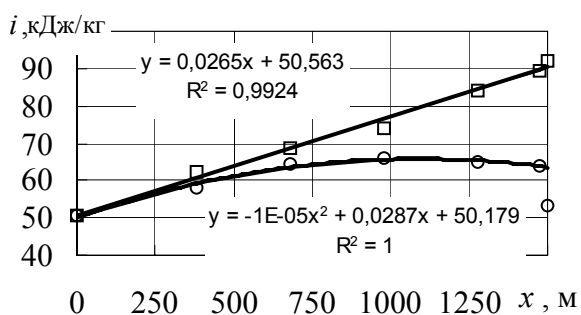


Рис. 4. Изменение теплосодержания воздуха в шахте по заданному маршруту: □ — при естественном тепловом режиме; ○ — при работающей СКРВ

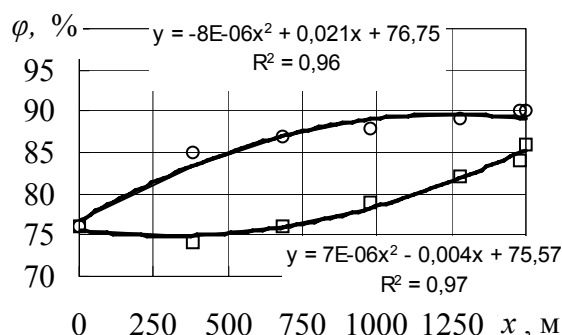


Рис. 5. Изменение относительной влажности воздуха в шахте по заданному маршруту: □ — при естественном тепловом режиме; ○ — при работающей СКРВ

На рис.5 приведены результаты определения относительной влажности на конвейерном штреке до и после включения СКРВ. Анализ результатов показывает, что относительная влажность изменялась по полименальному закону, до охлаждения воздуха относительная влажность вдоль штрека сначала незначительно понижалась с 76 до 74%, поскольку приращение температуры рудничного воздуха проходило менее интенсивно, чем влагосодержания, а затем повышалась до 84%, т.к. приращение температуры и влагосодержания проходило одинаково, что также отмечалось А.Ф.Воропаевым [4].

При включенной СКРВ в горных выработках по исследуемому маршруту изучался тепловой режим в горных выработках с учетом проложенных трубопроводов прямого с холодоносителем и обратного с теплоносителем.

При работающей СКРВ температура воздуха, влагосодержание и теплосодержание изменялись по полименальной зависимости с коэффициентом детерминации $R^2=0,97$. На протяжении первых 1000 м температура воздуха, влагосодержание и теплосодержание увеличивались с разницей соответственно 3,7 $^\circ\text{C}$, 1,8 г/кг, 8,3 кДж/кг, чем

при естественном тепловом режиме. На протяжении оставшихся 480 м температура воздуха, влагосодержание и теплосодержание уменьшались соответственно до 24,4°C, 15,3 г/кг и 63,9 кДж/кг.

Относительная влажность при включенной СКРВ и охлаждении воздуха с помощью трубопроводов с холодной водой монотонно повышается вдоль конвейерного штрека до лавы от 76 до 93% по полименальной зависимости. Поэтому при определении температуры в выработке нельзя задаваться заранее линейной функцией изменения относительной влажности. Она должна быть получена в результате расчета как отношение парциальных давлений, либо отношение влагосодержания в воздухе к максимально возможному.

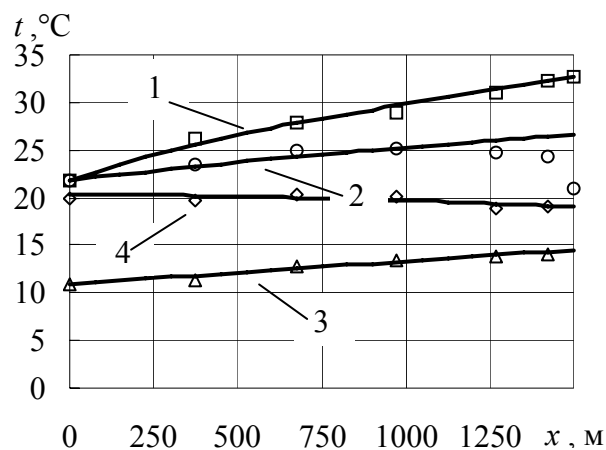


Рис. 6. Сравнение расчётных и экспериментальных параметров распределения температуры воздуха на конвейерном штреке 2-й лавы шахты им. А.А.Скочинского: до включения СКРВ (кривая 1 — расчетная, □ — эксперимент); после включения СКРВ с воздухоохладителями (кривая 2 — расчетная, ○ — эксперимент); температуры воды в прямом (кривая 3 — расчетная, Δ — эксперимент); в обратном (кривая 4 — расчетная, ◇ — экспериментальная) трубопроводах

Анализ экспериментальных данных показывает, что температура воздуха на конвейерном штреке без системы охлаждения на длине 1500 м повышается от 22 до почти 33°C у лавы. Включение системы перераспределения тепловых потенциалов приведет, как показывают экспериментальные данные, к снижению температуры воздуха у лавы с 33 до 27°C только за счет теплообмена воздуха с холодной и теплой водой в трубопроводах. Установка воздухоохладителей приведет к дальнейшему снижению температуры до уровня, зависящего от их количества. При этом температура в прямом трубопроводе повысится с 11 до 14°C, а в обратном — с 19 до 20,5°C. Следует также отметить, что температура воды в обратном трубопроводе ниже, что показано на рис.6, чем температура воздуха в выработке.

По материалам экспериментальных исследований на шахте им. А.А.Скочинского в соответствии с предложенным упрощенным методом про-

гноза параметров кондиционирования шахтного воздуха при перераспределении тепло-влажностного потенциала [5], был произведен расчет распределения температуры рудничного воздуха и температуры воды в трубопроводах с использованием численного метода на ЭВМ с учетом сонаправленного и противонаправленного движения воды в прямом и обратном трубопроводах соответственно по отношению к вентиляционному потоку.

Экспериментальные и теоретические исследования проводились по маршруту конвейерный штрек №1, №2 2-ой восточной лавы длиной 1500 м, средняя площадь поперечного сечения штрека составила 9,7 м², а средний расход воздуха — 15 м³/с. При естественном тепловом режиме и при работающей СКРВ температура воздуха на входе в выработку составила 21,8°C с температурой окружающих пород 52°C.

Результаты расчета распределения температуры воздуха на конвейерном штреке 2-ой лавы УПЦП шахты им. А.А.Скочинского до и после включения СКРВ с воздухоохладителями и температуры воды в прямом и обратном трубопроводах приведены на рис.6.

Таким образом, результаты сопоставления экспериментальных исследований с теоретическими данными показывают, что тепловые условия в исследуемых горных выработках с достаточной степенью точности соответствуют реальной обстановке на конвейерном штреке №1, №2 2-ой восточной лавы шахты им. А.А.Скочинского, и подтверждают выводы сделанные в работе [5].

Библиографический список

1. Деклараційний пат.53467А України, МКІ ⁷ E21F3/00. Спосіб кондиціонування рудникового повітря та установка для його здійснення / В.Муравейник, С.Алексеєнко, І.Лісовицька (І.Шайхлісламова) та ін. (Україна), 2003. — Бюл. №1. — С. 4.138.
2. Алексеенко С.А., Зинченко И.Н., Шайхлисламова И.А. и др. Моделирование работы шахтных охладителей при подводе и отводе тепла и влаги // Науковий вісник НГУ. — Дніпропетровськ, 2003. — №10. — С. 83–85.
3. **Руководство** по проведению тепловых съемок в угольных шахтах. — Макеевка-Донбасс, 1982. — 69 с.
4. **Воропаев А.Ф.** Тепловое кондиционирование рудничного воздуха в глубоких шахтах. — М.: Недра, 1979. — 192 с.
5. Алексеенко С.А., Булгаков Ю.Ф., Шайхлисламова И.А., Зинченко И.Н. Графоаналитический метод расчета системы кондиционирования воздуха в глубоких шахтах и рудниках при выравнивании тепловых потенциалов // Вісті Донецького гірничого інституту. — Донецьк: ДонНТУ, 2004. — №1. — С. 90–94.

© Шайхлисламова И.А., Алексеенко С.А., Чистюхин В.В.,
Аниськов В.И., Горжун Ю.М., 2006

УДК 533.21: 533.27: 533.275:536.1:622.481

АЛАБЬЕВ В.Р. (МакНИИ)

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ДЛИНЫ ГАЗОПРОВОДА ДЛЯ ТРАНСПОРТИРОВКИ ВЛАЖНОЙ МЕТАНОВОЗДУШНОЙ СМЕСИ В ЗИМНИЙ ПЕРИОД ГОДА

В работе разработаны методические основы по определению допустимой длины газопроводов, транспортирующих шахтный дегазационный метан в зимний период года. Приведены инженерные зависимости по определению термодинамических параметров влажной метановоздушной смеси. Показано, что весьма существенное влияние на допустимую длину оказывает температура атмосферного воздуха, а также начальная температура шахтного метана. Применение теплоизоляции увеличивает допустимую длину газопровода примерно на 30%.

Введение

Как известно, метановоздушная смесь (далее — МВС) на выходе из вакуум-насосов шахтных дегазационных установок содержит взвешенную влагу и имеет сто-процентную относительную влажность. При охлаждении МВС происходит конденсация водяных паров, содержащихся в ней. При отрицательных значениях температуры атмосферного воздуха конденсат превращается в лед, что уменьшает внутреннее сечение газопроводов вплоть до их полной закупорки. Интенсивность процесса переноса теплоты от МВС в окружающую среду зависит от площади поверхности газопровода, которая определяется его линейными размерами (радиусом и длиной). Учитывая, что

радиус газопровода значительно меньше его длины, площадь поверхности газопровода определяется, главным образом, его длиной.

В работе [1] на основании решения дифференциального уравнения конвективно-го переноса теплоты в трубопроводе получены аналитические зависимости для расчета предельной длины газопроводов, на которой отсутствует процесс оледенения их внутренней поверхности при транспортировке влажной МВС. Полученные зависимости позволяют рассчитать допустимую длину надземных (наземных) магистральных газопроводов, эксплуатация которых осуществляется без защиты от обмерзания или с применением защиты в виде теплоизоляции. Основную сложность при выполнении таких расчетов представляет определение термодинамических параметров МВС, таких как теплоемкость, плотность, коэффициент теплопроводности и др., величина которых зависит от состава газовой смеси, ее давления и температуры.

Целью настоящей работы является разработка методических основ по выполнению термодинамических расчетов предельной длины газопроводов, транспортирующих шахтный дегазационный метан при отрицательных значениях температуры атмосферного воздуха.

Материалы исследований. Согласно [1] допустимая длина газопровода, по которому транспортируется МВС, рассчитывается по формуле

$$L = \frac{1}{4} \cdot \frac{d}{St} \cdot \ln \frac{T_n - T_a}{T_k - T_a}, \text{ м}, \quad (1)$$

где d — диаметр газопровода, м; T_a — температура атмосферного воздуха, °С; T_n , T_k — температура МВС соответственно в начале и конце расчетного участка магистрального газопровода, °С; St — число Стантона.

Расчет допустимой длины газопровода сводится к определению числа Стантона, которое рассчитывается по формуле [2]

$$St = \frac{Nu}{Pe}, \quad (2)$$

где Nu — эквивалентное число Нуссельта; Pe — число Пекле.

Число Пекле рассчитывается по формуле [2]

$$Pe = \frac{u \cdot d}{a}, \quad (3)$$

где a — коэффициент температуропроводности МВС; u — скорость движения МВС в трубопроводе, которая рассчитывается по формуле

$$u = \frac{Q}{S}, \text{ м/с}, \quad (4)$$

где Q — расход МВС в трубопроводе, м³/с; S — сечение трубопровода.

Коэффициент температуропроводности МВС в выражении (3) рассчитывается по формуле

$$a = \frac{\lambda}{\rho c}, \text{ м}^2/\text{с}, \quad (5)$$

где λ — коэффициент теплопроводности МВС, Вт/(м·°К); ρ — плотность МВС, кг/м³; c — массовая теплоемкость МВС, Дж/(кг·°К).

Коэффициент теплопроводности МВС можно определить как средневзвешенный коэффициентов теплопроводности воздуха и метана по формуле

$$\lambda = (1 - \psi) \cdot \lambda_{\text{в}} + \psi \cdot \lambda_{\text{м}}, \text{ Вт/(м} \cdot \text{°К)}, \quad (6)$$

где $\lambda_{\text{в}}$ — коэффициент теплопроводности воздуха; $\lambda_{\text{м}}$ — коэффициент теплопроводности метана; ψ — концентрация метана в МВС, д.е.

Коэффициент теплопроводности воздуха зависит от температуры и принимается по таблице 1 или с достаточной степенью точности рассчитывается по эмпирической формуле

$$\lambda_{\text{в}} = \frac{2,44 + 0,0078 \cdot T}{100}, \text{ Вт/(м} \cdot \text{°К)}. \quad (7)$$

Табл. 1. Коэффициент теплопроводности воздуха

Температура, °К	243	253	263	273	283	293	303	313	323	333
$\lambda_{\text{в}} \cdot 10^2$, Вт/(м · °К)	2,20	2,28	2,36	2,44	2,51	2,59	2,67	2,76	2,83	2,90

Коэффициент теплопроводности метана также зависит от температуры и принимается по таблице 2 или рассчитывается по эмпирической формуле

$$\lambda_{\text{м}} = \frac{3,06 + 0,0139 \cdot T}{100}, \text{ Вт/(м} \cdot \text{°К)}. \quad (8)$$

Табл. 2. Коэффициент теплопроводности метана

Температура, °К	240	250	260	270	280	290	300	310	320	330	340
$\lambda_{\text{м}} \cdot 10^2$, Вт/(м · °К)	2,64	2,76	2,88	3,00	3,13	3,28	3,42	3,57	3,72	3,87	4,02

В выражениях (7) и (8) T — среднелогарифмическая температура МВС в газопроводе, которая рассчитывается по формуле [1]

$$T = T_{\text{а}} + \frac{T_{\text{н}} - T_{\text{к}}}{\ln \frac{T_{\text{н}} - T_{\text{а}}}{T_{\text{к}} - T_{\text{а}}}}, \text{ °С}. \quad (9)$$

Учитывая, что МВС состоит из смеси сухого воздуха, водяного пара и метана с общими значениями температуры и давления, плотность МВС можно рассчитать согласно рекомендациям [3, 4]

$$\rho = (1 - \psi) \cdot (\rho_{\text{в}} + \rho_{\text{п}}) + \psi \rho_{\text{м}}, \text{ кг/м}^3, \quad (10)$$

где $\rho_{\text{в}}$ — плотность сухого воздуха; $\rho_{\text{п}}$ — плотность водяных паров; $\rho_{\text{м}}$ — плотность метана.

Плотности сухого воздуха, водяных паров и метана вычисляются по формулам:

$$\rho_{\text{в}} = 3,488 \cdot \frac{P - \varphi \cdot P_{\text{п}}}{T + 273}, \text{ кг/м}^3; \quad (11)$$

$$\rho_{\text{п}} = 2,168 \cdot \varphi \cdot \frac{P_{\text{п}}}{T + 273}, \text{ кг/м}^3; \quad (12)$$

$$\rho_m = 1,928 \cdot \frac{P}{T + 273}, \text{ кг/м}^3, \quad (13)$$

где φ — относительная влажность МВС, д.е.; P — абсолютное давление МВС в газопроводе, кПа; P_n — парциальное давление насыщенных водяных паров при средней температуре МВС, определяемое по справочной литературе или по эмпирической зависимости

$$P_n = 0,516 \cdot E^{0,0591 \cdot T}, \text{ кПа}. \quad (14)$$

Абсолютное давление МВС в газопроводе можно рассчитать по формуле

$$P = P_a + P_m, \text{ кПа}, \quad (15)$$

где P_a — атмосферное давление, кПа; P_m — давление МВС в газопроводе, кПа.

Расчет массовой теплоемкости МВС в выражении (5) вычисляется по формуле, Дж/(кг·К) [3]

$$c = \frac{(1 - \psi) \cdot \rho_B \cdot c_B + \psi \cdot \rho_m \cdot c_m}{\rho}, \quad (16)$$

где c_B — массовая теплоемкость влажного воздуха, Дж/(кг·°К); c_m — массовая теплоемкость метана, Дж/(кг·°К).

Массовая теплоемкость влажного воздуха рассчитывается по формулам:

$$c_B = 1005 + 1880 \cdot d_B; \quad (17)$$

$$d_B = 0,622 \cdot \varepsilon \cdot \frac{\varphi \cdot P_n}{P - \varphi \cdot P_n}, \quad (18)$$

где d_B — влагосодержание влажного воздуха, кг/кг; ε — поправочный коэффициент учета концентрации метана в МВС, принимаемый по таблице 3 [4].

Табл. 3. Поправочный коэффициент учета концентрации метана в МВС

Содержание метана в МВС, %	Поправочный коэффициент	Содержание метана в МВС, %	Поправочный коэффициент
25	1,20	60	1,48
30	1,24	65	1,52
35	1,28	70	1,56
40	1,32	75	1,61
45	1,36	80	1,65
50	1,40	85	1,69
55	1,44	90	1,73

Для инженерных расчетов получена эмпирическая зависимость для расчета поправочного коэффициента, учитывающего содержание метана в МВС

$$\varepsilon = 0,99 + 0,82 \cdot \psi. \quad (19)$$

Массовая теплоемкость метана в формуле (16) определяется по таблице 4 [5] или рассчитывается по эмпирической формуле

$$c_m = 2170 + 2,8 \cdot T. \quad (20)$$

Табл. 4. Теплоемкость метана

Температура, °К	255	273	298	300	323	373
c_m , кДж/(кг·°К)	2,144	2,174	2,227	2,231	2,293	2,445

Эквивалентное число Нуссельта в формуле (2) рассчитывается по формуле [1]

$$Nu = \frac{Nu_r}{1 + \frac{\lambda}{\lambda_r} \cdot \frac{\delta}{d} Nu_r + \frac{\lambda}{\lambda_a} \cdot \frac{Nu_r}{Nu_a}} \quad (21)$$

где Nu_r — число Нуссельта для МВС; λ_r — эквивалентный коэффициент теплопроводности газопровода, Вт/(м·°К); δ — эквивалентная толщина трубопровода, м; λ_a — коэффициент теплопроводности атмосферного воздуха, Вт/(м·°К); Nu_a — число Нуссельта для атмосферного воздуха.

Расчет эквивалентной толщины газопровода осуществляется по формуле

$$\delta = \delta_0 + \delta_n, \text{ м}, \quad (22)$$

где δ_0 — толщина стенки трубопровода, м; δ_n — толщина изоляции, м.

Расчет эквивалентного коэффициента теплопроводности газопровода осуществляется по формуле

$$\lambda_r = \frac{\lambda_0 \cdot \delta_0 + \lambda_n \cdot \delta_n}{\delta_0 + \delta_n}, \text{ Вт/(м·°К)}, \quad (23)$$

где λ_0 — коэффициент теплопроводности трубопровода, Вт/(м·°К); λ_n — коэффициент теплопроводности изоляции, Вт/(м·°К).

Коэффициент теплопроводности атмосферного воздуха принимается по табл. 1 или рассчитывается по формуле

$$\lambda_a = \frac{2,44 + 0,0078 \cdot T_a}{100}, \text{ Вт/(м·°К)}. \quad (24)$$

Расчет числа Нуссельта для МВС в выражении (21) осуществляется по формуле [1]

$$Nu_r = 0,021 \cdot Re^{0,80} \cdot Pr^{0,43}, \quad (25)$$

где Re — число Рейнольдса; Pr — число Прандтля.

Результаты расчетов числа Прандтля для МВС показывают, что его значение в диапазоне температур 0–70°С составляет примерно 1,33. Тогда формула (25) примет вид

$$Nu_r = 0,0237 \cdot Re^{0,80}. \quad (26)$$

Расчет числа Рейнольдса для МВС осуществляется по формуле

$$Re = \frac{u \cdot d}{\nu}, \quad (27)$$

где ν — коэффициент кинематической вязкости МВС. Принимается по таблице 5 [3] или рассчитывается по эмпирической формуле

$$\nu = (17,44 + 0,06 \cdot T - 0,038 \cdot P) \cdot 10^{-6} \quad (28)$$

Табл. 5. Коэффициент кинематической вязкости МВС, $\nu \cdot 10^6$

Температура, °К	Давление, кПа			
	100	200	400	600
240	11,43	5,73	2,87	1,92
250	12,35	6,19	3,10	2,08
260	13,29	6,66	3,34	2,23
270	14,26	7,14	3,58	2,39
280	15,26	7,65	3,83	2,56
290	16,29	8,15	4,08	2,73
300	17,33	8,67	4,34	2,90
310	18,41	9,21	4,61	3,08
320	19,54	9,77	4,89	3,26
330	20,65	10,35	5,17	3,46
340	21,80	10,91	5,46	3,65
350	22,96	11,49	5,75	3,84

Расчет числа Нуссельта для атмосферного воздуха в выражении (21) осуществляется по формуле

$$Nu_a = 0,245 \cdot Re_a^{0,6} \quad (29)$$

где Re_a — число Рейнольдса для атмосферного воздуха, определяемое по формуле

$$Re_a = \frac{\omega \cdot d}{\nu_a} \quad (30)$$

где ω — скорость атмосферного воздуха, м/с; ν_a — кинематическая вязкость атмосферного воздуха. Принимается по таблице 6 [3] или рассчитывается по эмпирической формуле

$$\nu_a = (13,36 + 0,092 \cdot T_a) \cdot 10^{-6}, \text{ м}^2/\text{с}. \quad (31)$$

Табл. 6. Коэффициент кинематической вязкости воздуха

Температура, °С	$\nu_a \cdot 10^6$	Температура, °С	$\nu_a \cdot 10^6$
-30	10,8	30	16,00
-20	12,79	40	16,96
-10	12,43	50	17,95
0	13,28	60	18,97
10	14,16	70	20,02
20	15,06	80	21,09

Для установления влияния отдельных параметров на предельную длину газопровода, транспортирующего влажную МВС при отрицательных значениях температуры атмосферного воздуха, выполнены расчеты по приведенным выше зависимостям. В качестве исходных данных принято: диаметр газопровода — 0,8 м; концентрация метана в МВС — 40%; давление МВС в газопроводе — 150 кПа; толщина и коэффициент теплопроводности изоляции — 0,05 м и 0,038 Вт/(м·°К) соответственно;

температура МВС в начале газопровода — 60°C . Результаты расчетов допустимой длины газопровода при расходах МВС $10\text{ м}^3/\text{с}$ и $25\text{ м}^3/\text{с}$ и температуре атмосферного воздуха в диапазоне $-30\text{--}0^{\circ}\text{C}$ представлены на рис. 1.

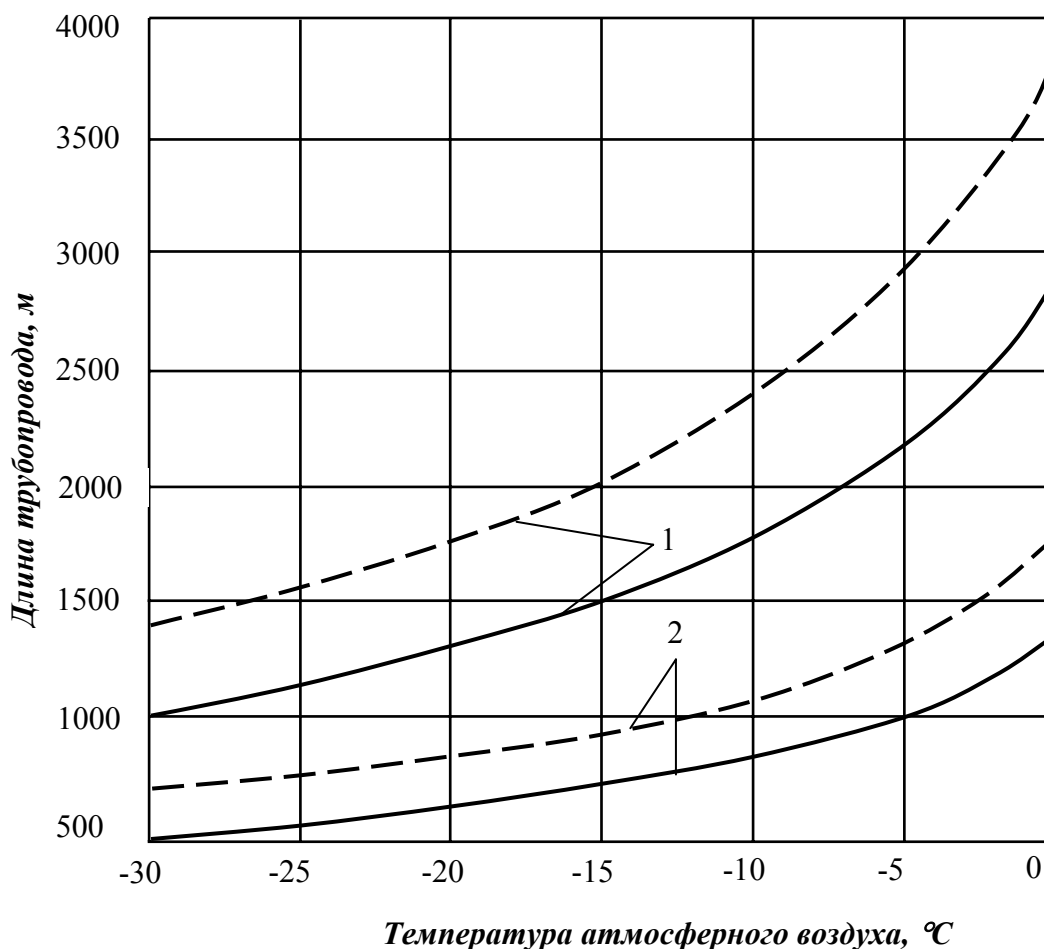


Рис. 1. Зависимость длины газопровода от температуры атмосферного воздуха при расходах МВС: 1 — $25\text{ м}^3/\text{с}$; 2 — $10\text{ м}^3/\text{с}$: — — без теплоизоляции; - - - с теплоизоляцией

Анализ расчетных данных показывает, что на допустимую длину газопровода помимо расхода МВС наиболее существенно влияет температура атмосферного воздуха, которая в зимний период года может колебаться в широких пределах. В связи с этим при проектировании шахтных магистральных газопроводов в расчетах необходимо принимать ее минимальное значение для соответствующего географического района расположения газопровода согласно рекомендациям нормативного документа [6].

Весьма существенное влияние на допустимую длину газопровода оказывает также начальная температура МВС в газопровode, которая зависит от теплового режима работы вакуум-насосов. С увеличением ее значения увеличивается и длина газопровода, на которой отсутствует процесс оледенения его внутренней поверхности. Эта температура не поддается предварительному вычислению, поэтому ее необходимо принимать с некоторым занижением по экспериментальным данным равной температуре МВС на выходе из вакуум-насосов, а при их отсутствии — на выходе из дегазационной скважины. Температуру МВС в конце расчетного участка газопровода с учетом определенного запаса можно принимать равной $+2^{\circ}\text{C}$.

Применение теплоизоляции обеспечивает широкие возможности по увеличению незамерзаемой длины газопровода. В указанном диапазоне расхода МВС применение

пенополиуретана толщиной 5 см увеличивает допустимую длину газопровода на 28–34%. С уменьшением расхода МВС влияние теплоизоляции уменьшается.

Выводы

Разработана методика расчета допустимой длины газопроводов, на которой отсутствует процесс оледенения его внутренней поверхности при транспортировке влажной МВС, извлекаемой шахтными дегазационными системами. Методика может быть использована инженерно-техническими работниками при проектировании шахтных газотранспортных систем, что позволит повысить безопасность их эксплуатации в зимний период года.

Библиографический список

1. **Алабьев В.Р.** Аналитическое решение задачи тепломассообмена при транспортировке метано-воздушной смеси в трубопроводах в зимний период года // Вісник Східноукраїнського національного університету ім. В.Даля. — Луганськ, 2006. — № 6(100). — Ч.2. — С. 44–53.
2. **Михеев М.А., Михеева И.М.** Основы теплопередачи. — М.: Энергия, 1973. — 343 с.
3. **Разработать (ГСТУ) «Руководство по обогреву воздухоподающих стволов и скважин на базе огневых калориферов, использующих в качестве топлива шахтный метан»:** Отчет о НИР (промежуточн.) / МакНИИ. — №ГР 0102U002870. — Макеевка, 2002. — 138 с.
4. **Черниченко В.К., Подгорный Н.Е.** Метод расчета термодинамических параметров метано-воздушной смеси в газовых процессах // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: Сб. научн. тр. — Макеевка: МакНИИ, 2003. — С. 200–206.
5. **Зачерученко В.А., Журавлев А.М.** Теплофизические свойства газообразного и жидкого метана. — М.: Изд-во стандартов, 1969. — 236 с.
6. **СниП 2.01.01-82** Строительная климатология и геофизика.

© *Алабьев В.Р., 2006*

УДК 622.862, 622.62

ЛЮБОВСКИЙ Ю.С. (ДонНТУ), ДЕРЕВЯНСКИЙ В.Ю. (ДонНТУ, МакНИИ)

АНАЛИЗ ТРАВМАТИЗМА ПРИ ПЕРЕДВИЖЕНИИ ЛЮДЕЙ НА ШАХТНЫХ ГРУЗОВЫХ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРАХ И РАЗРАБОТКА МЕР ПО ЕГО ПРЕДУПРЕЖДЕНИЮ

Произведен анализ смертельного травматизма при передвижении людей на грузовых конвейерах в угольных шахтах Украины и разработаны меры по его предупреждению.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

Ленточные конвейеры являются эффективным средством транспорта насыпных грузов в угольных шахтах. Они также могут использоваться для перевозки людей, при условии оборудования в соответствии с требованиями Инструкции [1].

Как показывает практика, в настоящее время существует проблема высокого уровня травматизма на шахтных ленточных конвейерах — ежегодно в угольной промышленности Украины регистрируется 10 и более случаев со смертельным исходом. Поэтому разработка мер по повышению безопасности ленточных конвейеров в угольных шахтах является актуальной.

Анализ исследований и публикаций

Обзор доступных авторам литературных источников, опубликованных за последние 5 лет, в частности [2–4], не выявил работ, посвященных разработке мер по предотвращению несчастных случаев (НС) при передвижении людей на лентах шахтных грузовых конвейеров. Вместе с тем, по данным МакНИИ, из 160 случаев смертельного травматизма, произошедших в угольной промышленности Украины на этом виде транспорта в период с 1994 по 2005 гг., при передвижении на необорудованных конвейерах погибло 69 человек, что составляет 43% от общего количества пострадавших. На основании изложенного была определена цель работы — анализ травматизма и разработка мер по предотвращению НС при передвижении людей на грузовых ленточных конвейерах в угольных шахтах Украины.

Постановка задачи

Для достижения цели работы были поставлены следующие задачи:

- анализ травматизма при передвижении людей на грузовых ленточных конвейерах в угольных шахтах Украины;
- разработка технических, организационно-технических, организационных и учебно-воспитательных мер по предупреждению травматизма при передвижении людей на грузовых ленточных конвейерах.

Изложение материала и результаты

Анализ травматизма осуществлялся на основе информации актов специального расследования НС при передвижении людей на необорудованных ленточных конвейерах в угольных шахтах Украины за 2000–2005 гг. При этом использовались методы математической статистики [5].

На рисунке 1 показано распределение смертельного травматизма по объединениям. Наиболее высокий травматизм при передвижении людей на лентах грузовых конвейеров имеет место на шахтах двух объединений — «Селидовуголь» и «Красноармейскуголь», на долю которых приходится 30% таких НС, зарегистрированных в угольной промышленности Украины. Высокий смертельный травматизм также наблюдается на шахтах, входящих в объединения «Макеевуголь», «Шахтерскантрацит» и «Свердловантрацит». Их удельный вес составляет 24%.

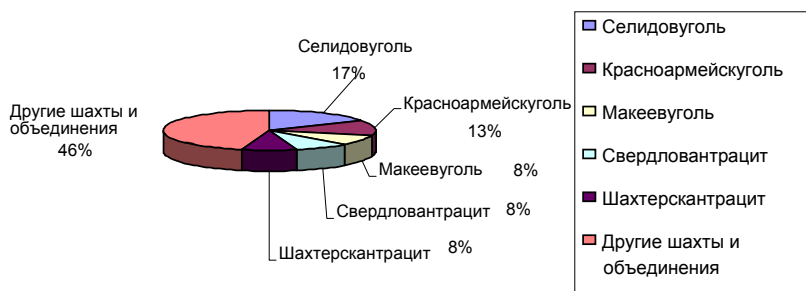


Рис. 1. Распределение смертельного травматизма по объединениям

Из диаграммы (рис.1) следует, что более половины всех НС произошло на шахтах 5 угледобывающих объединений, 4 из которых расположены на территории Донецкой области. Это указывает на необходимость принятия в данных объединениях неотложных мер по предупреждению случаев передвижения людей по горным выработкам на грузовых конвейерах.

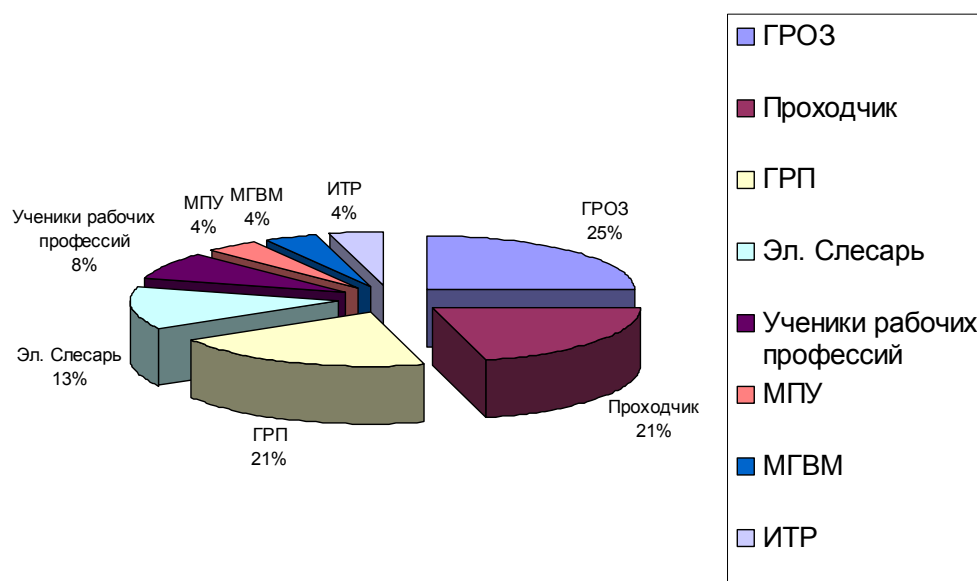


Рис. 2. Распределение смертельного травматизма по профессиям пострадавших

На рисунке 2 приведено распределение смертельного травматизма по профессиям пострадавших. Из диаграммы следует — чаще всего НС происходят с рабочими, в чьи обязанности не входит обслуживание конвейеров. Поэтому на контроль и организацию безопасного передвижения людей по горным выработкам следует обратить внимание начальников участков и горных мастеров в первую очередь добычных и подготовительных участков. Две трети пострадавших приходится на представителей трех профессий: ГРОЗ — 25%, ГРП и проходчики — по 21%. Высокий травматизм среди электрослесарей (13%), в том числе обслуживающих и ремонтирующих ленточные конвейера, указывает на необходимость организации и совершенствования внутрисменной перевозки людей. Также обращает на себя внимание высокий уровень НС среди учеников рабочих профессий (8%), что связано с недостаточным уровнем профессиональных знаний у представителей этой категории. Следует отметить смертельный травматизм ИТР (4%).

На рисунке 3 представлено распределение смертельного травматизма по возрасту пострадавших. Наиболее часто НС происходят с рабочим предпенсионного возраста (от 40 до 50 лет), удельный вес которых равен 47,6%. Практика показывает, что нарушения требований безопасности в таком возрасте часто обусловлены не личной недисциплинированностью, а состоянием здоровья нарушителей. Поэтому большое значение имеет организация перевозки людей по горным выработкам.

Возрастная категория от 20 до 30 лет занимает 2-е место по числу пострадавших (23,8%). Данная категория является недостаточно опытной и нарушения требований безопасности часто допускает из-за недостатка знаний, что свидетельствует о необходимости повышения профессиональной квалификации работников. Это также относится к ученикам и молодым рабочим в возрасте до 20 лет, удельный вес которых в общей структуре травмированных составляет 9,5%. Из этого следует важность применения учебно-воспитательных мер.

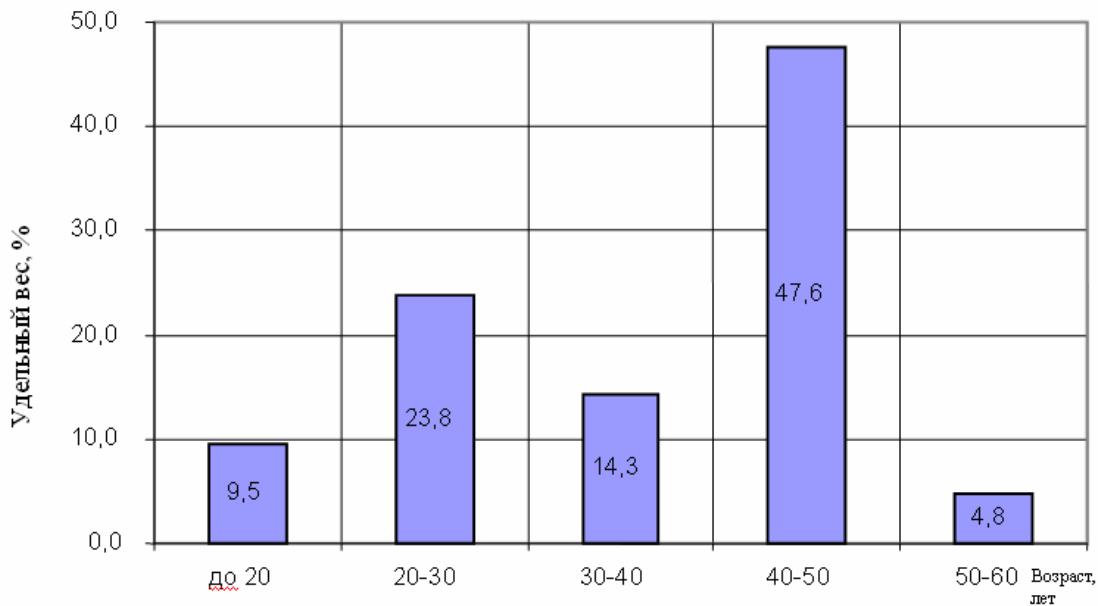


Рис. 3. Распределение смертельного травматизма по возрасту пострадавших

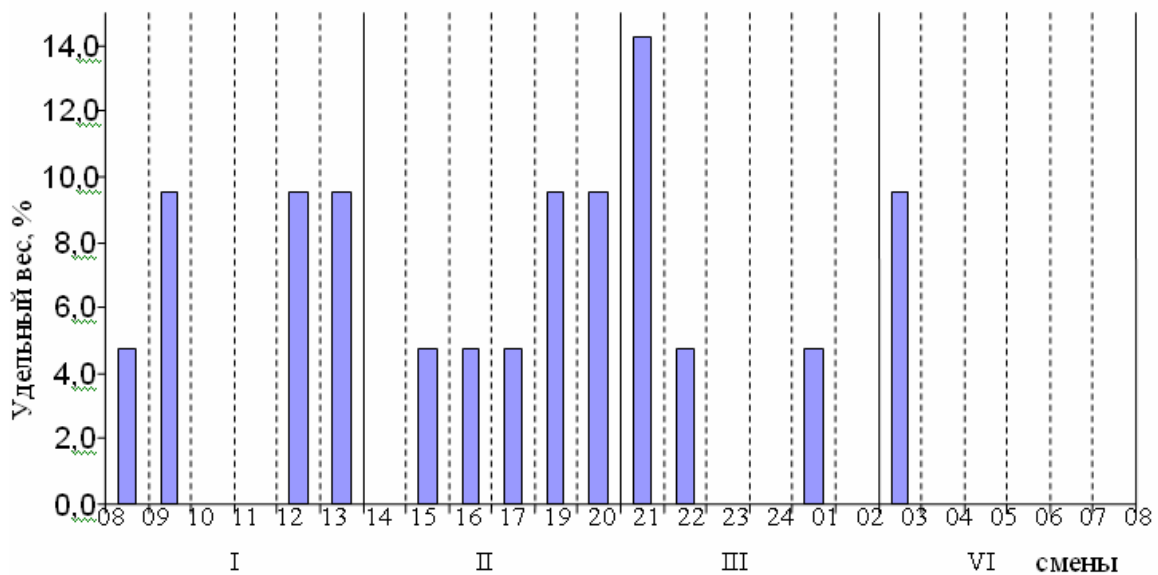


Рис. 4. Распределение смертельного травматизма по сменам

Из рисунка 4 видно, что наиболее травмоопасными являются I-я и II-я смены. Две трети НС произошли во время передвижения пострадавших на грузовых ленточных конвейерах в начале и конце смен, т.е. при передвижении к месту работы и обратно. Это говорит о необходимости организации механизированной доставки людей в пересмену. Одна треть НС произошла в течение смены. Наибольший удельный вес таких случаев приходится на II-ю смену. Это указывает на важность организации внутрисменной перевозки людей.

Проведенный анализ позволил разработать следующие основные меры по предупреждению травматизма при передвижении людей на грузовых ленточных конвейерах в угольных шахтах Украины.

1. Технические средства и меры повышения надежности конвейеров и средств защиты:

- переоборудовать грузовые конвейеры в грузолюдские;
- установить и поддерживать в работоспособном состоянии аппаратуру автоматического контроля целостности ленты (устройства защиты лент от поперечных и продольных порывов);
- обеспечить автоматический контроль наличия пассажиров на концевых участках конвейеров с помощью концевых выключателей;
- установить средства принудительного смещения людей с нижних ветвей ленточных конвейеров;
- поддерживать в работоспособном состоянии аппаратуру управления и средства защиты ленточных конвейеров.

2. Организационно-технические и организационные меры:

- обеспечить механизированную перевозку людей по горным выработкам в соответствии с требованиями Правил безопасности;
- разработать графики работы транспортных средств, оборудованных для перевозки людей (ленточных конвейеров, пассажирских поездов, канатно-кресельных дорог), предусматривающие их работу не только в начале и в конце, но и в течение смены;
- привести в безопасное состояние пути пешего передвижения людей по горным выработкам;
- соблюдать графики планово-предупредительных осмотров, наладок и ремонтов транспортных средств, предназначенных для перевозки людей;
- организовать дежурство ИТР на грузовых ленточных конвейерах в начале и в конце смен;
- обеспечить организованное передвижение людей по горным выработкам до начала и после окончания смен под руководством бригадиров (звеньевых, старших рабочих) и горных мастеров;
- обеспечить постоянный контроль со стороны обслуживающего персонала (МПУ, ГРП) за нахождением людей на лентах грузовых конвейеров;
- при выдаче нарядов учитывать возраст рабочих. По возможности не посылать людей предпенсионного возраста на рабочие места с трудными маршрутами передвижения, с необорудованной механизированной перевозкой (там, где она требуется);
- запретить сменным ИТР выполнять работы, не относящиеся к их обязанностям и внести дополнения в должностные инструкции о личной ответственности за соблюдение правил передвижения людей по горным выработкам;
- запретить привлекать учеников горнорабочих и рабочих-инструкторов к раздельному выполнению работ;
- усилить контроль над спуском работников в шахту с целью выявления лиц в нетрезвом состоянии.

3. Учебно-воспитательные меры:

- обстоятельства НС на ленточных конвейерах доводить до сведения трудящихся в минимальные сроки;
- проводить периодические инструктажи всех подземных работников под роспись о запрещении передвижения на ленточных конвейерах, не предназначенных для перевозки людей;
- вывесить запрещающие знаки или светящиеся табло с надписью «Езда на ленточном конвейере запрещена», непосредственно вблизи концевых участков грузовых ленточных конвейеров

— на стендах по охране труда в нарядных всех участков вывесить перечень конвейеров, езда на которых запрещена.

Выводы и направления дальнейших исследований

1. Наиболее высокий уровень смертельного травматизма при передвижении людей на грузовых ленточных конвейерах за 2000–2005 гг. имеют шахты объединений «Селидовуголь», «Красноармейскуголь», «Макеевуголь», «Шахтерскантрацит» и «Свердловантрацит».

2. Две трети пострадавших приходится на представителей трех профессий: ГРОЗ, ГРП и проходчики. Чаще всего НС происходили с рабочими, не связанными с эксплуатацией ленточных конвейеров.

3. Наибольший удельный вес имеют пострадавшие предпенсионного возраста — от 40 до 50 лет, а также ученики рабочих профессий и молодые рабочие в возрасте до 20 лет и от 20 до 30 лет.

4. Наиболее травмоопасными являются I-я и II-я смены. Две трети НС произошли во время передвижения пострадавших на грузовых ленточных конвейерах в начале и конце смен, одна треть — в течение смены.

5. Разработаны технические, организационно-технические, организационные и учебно-воспитательные меры, реализация которых позволит повысить безопасность конвейерного транспорта в угольных шахтах Украины за счет предупреждения травматизма при передвижении людей на лентах грузовых конвейеров.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на разработку мер по снижению травматизма при ремонте и обслуживании шахтных ленточных конвейеров.

Библиографический список

1. **Инструкция** по перевозке людей ленточными конвейерами в подземных выработках угольных и сланцевых шахт. — Кемерово: ВостНИИ, 1984.

2. **Левкин Н.Б.** Предотвращение аварий и травматизма в угольных шахтах Украины. — Донецк: Донбасс, 2002. — 392 с.

3. **Довженко В.П.** Пути повышения безопасности эксплуатации ленточных конвейеров // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. / Сб. научн. трудов МакНИИ, 2005. — С. 298–305.

4. **Волкоєдов В.Н., Морозов Г.Д.** Основные направления совершенствования подземного транспорта // Уголь Украины, 2003. — №9. — С. 34–35.

5. **Переяслова И.Г., Колбачев Е.Б., Переяслова О.Г.** Статистика: учеб. пособие. — Ростов-на-Дону: Феникс, 2005. — 282 с.

© Любовский Ю.С., Деревянский В.Ю., 2006

УДК 622.831

БОНДАРЕНКО А.Д. (МакНИИ)

ОБ ОБРАЗОВАНИИ МЕЛКИХ ФРАКЦИЙ УГЛЯ, ПОРОДЫ ПРИ ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСАХ ГОРНЫХ ПОРОД

Рассмотрены лабораторные и теоретические оценки влияния газонасыщения на изменение свойств и состояния горных пород выбросоопасных зон. Раскрывается механизм образования тонкоизмельченных фракций углей, песчаников, порфиритов при внезапных выбросах.

При добыче угля и проведении подготовительных выработок на шахтах опасных по внезапным выбросам особое значение приобретает обеспечение безопасности работ. Одной из наиболее острых проблем в настоящее время является прогнозирование и предотвращение газодинамических явлений (ГДЯ) [1], и, в частности, внезапных выбросов угля (породы) и газа при проведении выработок.

Работа связана с оказанием научно-технической помощи шахтам по расследованию ГДЯ, обоснованию основных понятий и признаков внезапных выбросов горных пород.

Данная проблема может быть решена на основе общности природы выбросоопасности и механизма возникновения и протекания выбросов [2–9].

Именно этот методический подход позволил создать целый ряд новых способов прогноза выбросоопасности не только для угольных пластов и песчаников Донбасса (осадочных горных пород), но и порфиритов (изверженных горных пород) [3–6].

Целью данной работы является установление возможности разрушения горных пород на мельчайшие частицы: углей — до пылевидного состояния (бешенной муки), а песчаников, солей и порфиритов — до размеров крупы, средне- и мелкозернистого песка при возникновении и протекании выбросов.

Задачами работы является:

1. Выбор наиболее достоверной формулировки теории внезапных выбросов угля, породы и газа.
2. Доказать возможность разрыхления горных пород в процессе их газонасыщения и разгрузки.

Анализ последних достижений и публикаций показывает следующее: механизмом выбросов угля и метана, песчаника и метана процесс разрушения угольного (породного) массива рассматривается в настоящее время в трех основных теоретических моделях [2].

1. Возникновение волны дробления выделяющимся газом, в следствие быстрого обнажения свободной поверхности и разгрузки (ИПМ АН СССР, ИГД им. А.А.Скочинского, ВНИМИ).
2. Разрушение угля фильтрующимся газом (МакНИИ, ИГД им. А.А.Скочинского).
3. Лавинное разрушение угля под совместным действием механических напряжений и давления газа (ИГД им. А.А.Скочинского, ИГТМ АН Украины, ВНИМИ, МакНИИ, ИПМ АН СССР).

В результате многочисленных лабораторных экспериментов, выполненных теоретических исследований ИГД им. А.А.Скочинского, МакНИИ было доказано, что первые два направления не могут объяснить и доказать наблюдаемое на практике разрушение угля (породы) на мелкие фракции.

Разработанная единая экспериментальная теория выбросов, основанная на третьем направлении, не привела к созданию принципиально новых методов прогноза выбросоопасности и способов предотвращения выбросов. Наблюдаемое снижение числа выбросов угля, пород и газа в Донбассе с 1992 по 1999 гг. определяется уменьшением угледобычи и консервацией запасов на особо выбросоопасных пластах, закрытием шахт, разрабатывающих угольные пласты, склонных к ГДЯ и уменьшением объемов подготовительных работ при разработке таких пластов [1–3].

Энергетическая теория не может объяснить и тот факт, что наблюдается на практике, а именно, образование тонкой угольной пыли на откосе выброшенного угля, на крепи, а иногда и во всей выброшенной массе [4]. Именно под давлением сторонников энергетической теории приведенная выше формулировка одного из дополнительных признаков внезапного выброса сократилась: «...наличие тонкой угольной пыли на откосе выброшенного угля и на крепи» [5].

В МакНИИ, а затем ДонГТУ, развивается механизм выбросов горных пород, основанный на совместном действии горного давления на газонасыщенный горный массив. Разрушение горных пород при этом рассматривается как результат появления деформаций упругого восстановления, упругого последействия и обратной ползучести, взятый нами за основу в данных исследованиях. Однако и этот механизм не раскрывает факта разрушения горных пород до мелких частиц. Появление мелких фракций связывается с истиранием раздробленных частиц угля при его транспортировании газом по выработке [2].

Не исключаем наличия истирания угольных частиц при их транспортировании по выработке газом. Однако основная масса мелко раздробленного угольного вещества или дробление песчаника, порфирита до мелких фракций происходит в процессе развития роста трещин и при отделении частиц горной массы от массива с последующим выносом их в выработку.

Доказательством служат следующие исследования.

Лабораторное моделирование процесса разрушения угля (песчаника) при разгрузке на установке МакНИИ. Опыты описаны довольно подробно [9]. Однако не описан процесс выброса угля и газа, при котором из колбы газом выбрасывалось огромное количество мелкоизмельченного угля. Углем, разрушенным до состояния пыли, покрывался потолок и стены помещения. Данное разрушение наблюдалось при полном газонасыщении угля и не наблюдалось при его отсутствии. Песчаник разрушался до состояния песка. Во всех опытах отсутствовала возможность истирания угля или песчаника от трения при транспортировке горной массы.

Процесс разрыхления при моделировании выбросов (разрушения) угля до состояния мелких фракций подтверждают и аналогичные опыты, выполненные в ИГД им. А.А.Скочинского под руководством А.Д.Петросяна, Г.Н.Фейта. Данные опыты подтвердили хорошее совпадение средних скоростей разрушения угля при внезапных выбросах в шахтных условиях со скоростями разрушения в лабораторных условиях (3,6–15,8 м/с), наличие высокой степени измельчения угля (величина вновь образующейся поверхности более 40 см²/г).

Образование каверны и отброс угля в потоке расширяющегося газа в описанных случаях, наличие тонкоизмельченного угля соответствуют процессам, происходящим при выбросах угля, породы и газа.

Совместно с В.С.Маевским выполнены лабораторные исследования влияния газонасыщения на изменение свойств и состояния горных пород выбросоопасных зон. Для настоящего исследования важными являются лабораторные опыты по изучению влияния газонасыщения на процесс разрыхления пород при их газонасыщении.

Лабораторная оценка разрыхления породы при разгрузке осуществлялась по методике проведения экспериментов на установке МакНИИ [2, 9], но была дополнена измерениями динамических модулей упругости, величина которых, при прочих равных условиях, зависит от плотности среды. Для этого в юстировочном подпятнике 3 и поддоне камеры 5 смонтированы ультразвуковые датчики 4,9 с частотой 100 КГц, которые изготовлены из цирконата титана и свинца. Для исключения влияния давления газа датчики в верхнем и нижнем пуансонах заливались эпоксидной смолой. Они соединялись ультразвуковым прибором УКБ-1М. Динамические модули упругости определялись по скорости прохождения ультразвуковых волн.

Деформационные характеристики определяли с помощью тензодатчиков, которые через специальный коммутатор последовательно подключались к измерительному устройству ЦТМ-3 и шлейфовому осциллографу (ША). Запись результатов измерений производилась с помощью цифро-печатающего устройства типа СД-107Д с фиксацией

информации на бумажной ленте, на которой также указывался номер тензодатчика (рисунок).

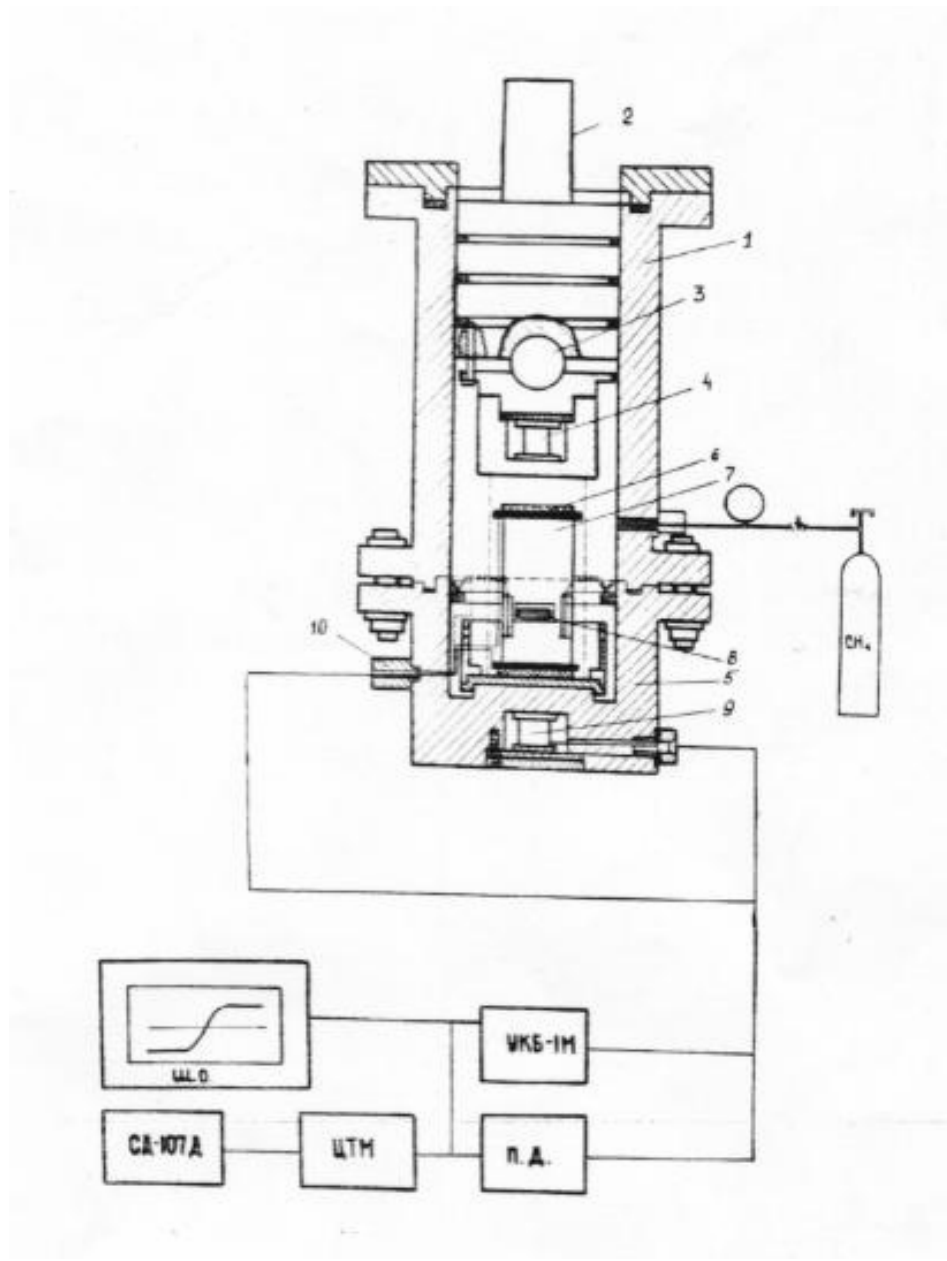


Рисунок. Установка для определения динамических модулей упругости образцов при разгрузке: ПД — переключатель датчиков; ЦТМ — цифровой тензометрический мост; СД — цифровая печатающая машина; УКБ-1М — прибор для определения динамических свойств горных пород; ШО — шлейфовый осциллограф; 1 — корпус камеры; 2 — поршень, создающий осевое нагружение; 3 — юстировочный шар; 4, 9 — ультра звуковые датчики; 5 — нижнее основание камеры; 6 — центрирующий стакан; 7 — образец; 8 — тензодатчики; 10 — электроввод

Было изготовлено 40 образцов, которые разделены на две группы (по двадцать в каждой). Образцы одной из групп были покрыты четырьмя-пятью слоями клея БФ-2 по всей поверхности для предотвращения проникновения газа, другой группы — только по торцам.

Образцы первой группы помещали в установку и производили их нагружение осевым (с помощью прессы) и боковым (с помощью газа под давлением) по схеме

$\sigma_{oc} > \sigma_1 = \sigma_2 = P$, ступенями по 7 МПа и 0,75 МПа. Данные этих исследований представлены в таблицах 1, 2 первой строкой, характер применения динамического модуля упругости и интенсивности фронта звуковой волны для остальных при различном боковом давлении ступеней измерения аналогичен. Динамический модуль упругости и интенсивность сигнала возрастали с повышением уровня осевого до 56 МПа и бокового до 13 МПа давлений. В таблицах 1 и 2 эти данные представлены одной строкой при $P_{бок} = 0$. Результаты измерений при других ступенях бокового нагружения подобны.

Табл. 1. Изменение динамического модуля упругости при газонасыщении

P, МПа	Динамический модуль упругости, $E \cdot 10^4$, МПа по ступеням нагружения, МПа									
	7,0	14,0	21,0	28,0	38,0	42,0	49,0	56,0	63,0	70,0
0,0	2,9	3,4	3,9	4,1	4,4	4,6	4,8	4,7	4,6	4,6
1,5	3,0	3,5	4,0	4,2	4,3	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4
3,0	2,7	3,2	3,7	4,0	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2	4,0
7,5	3,1	3,5	3,8	3,9	3,8	3,8	3,5	3,5	3,4	-
13,0	3,1	3,4	3,5	3,3	3,2	3,4	-	-	-	-

Табл. 2. Динамика интенсивности фронта звуковой волны

P, МПа	Интенсивность N , Дб по ступеням нагружения, МПа					
	7,0	14,0	21,0	28,0	35,0	42,0
0,0	47	56	61	65	66	69
1,5	35	41	44	47	48	50
3,0	28	36	38	40	41	44
7,5	43	46	47	48	49	49
13,0	45	49	49	49	49	49

При осевом давлении $\sigma_{oc} \geq 0,8\sigma_{сж}$ в большинстве негазонасыщенных образцов начинается разрыхление породы. Это доказывает как уменьшение величины динамического модуля упругости, так и величины сигнала интенсивности фронта звуковой волны. Поэтому образцы второй группы нагружались до осевого давления 56 МПа.

Группы нагружались по той же схеме. Данные по ним представлены в таблицах 1 и 2 строками с боковым давлением $P_{бок} \neq 0$. Каждый показатель этих исследований соответствует среднему по трем-пяти образцам.

Анализ этих данных показывает, что по мере роста осевой нагрузки происходит рост динамического модуля упругости, а затем его стабилизация и, наконец, уменьшение (за ломанной линией). С ростом давления газа величина динамического модуля упругости изменяется скачкообразно с общей тенденцией вначале к увеличению, а затем к уменьшению.

Результаты экспериментов в таблице 1 доказывают, что повышение осевой нагрузки приводит к росту динамического модуля упругости, а затем к его уменьшению. Происходит разрыхление породы, что подтверждают данные измерений интенсивности сигнала (таблица 2). С ростом газонасыщения величина динамического модуля упругости уменьшается.

Для доказательств правильности этого положения для шести ступеней напряжения мы рассчитали отношение динамических модулей упругости, полученных при метанонасыщении под давлением 0,0 МПа и 13,0 МПа. Получили ряд отношений 0,9–1,0–1,1–1,2–1,4–1,5, доказывающих существенность изменений.

Анализ изменения интенсивности фронта ультразвуковой волны для образцов первой группы, данные по которым представлены в первой строке, показывает, что с повышением уровня нагружения негасонасыщенных песчаников интенсивность сигнала возрастает. Происходит, вероятно, уплотнение образца при сжатии. Наличие газа в песчаниках приводит к тому, что интенсивность сигнала с повышением уровня метанонасыщения падает. Наибольшее разрыхление породы наблюдается до давления насыщения метаном порядка 3,0 МПа. Дальнейшее повышение давления не приводит к восстановлению интенсивности сигнала.

Сравнение относительной объемной деформации (ϵ_v) при нагружении и разгрузке газонасыщенных и негасонасыщенных образцов при различных боковых давлениях позволило МакНИИ констатировать, что при нагружении газ в порах размером менее 10^{-7} м препятствует деформированию (сжатию) тела, а при разгрузке наоборот повышает его деформируемость (растяжение), т.е. имеет место дополнительное разрыхление породы.

Полученные нами совместно с В.С.Маевским результаты позволяют утверждать, что увеличению давления насыщения породы газом соответствует уменьшение динамических модулей упругости при разгрузке образцов, находившихся в состоянии трехосного сжатия. Следовательно, изменение скорости прохождения звуковой волны через образец породы является прямым доказательством разрыхления ее скелета, произошедшим при разгрузке газонасыщенной породы.

Ранее выполненными исследованиями доказано, что в выбросоопасных горных породах при выбросах возникают деформации расширения объема, а данными лабораторными опытами и теоретическими оценками доказана реальность возникновения деформаций разноименного знака, которые фактически разрывают отделяющиеся пластинки породы на мелкие куски, размеры которых соизмеримы с размерами породообразующихся минералов, а углей — пылевидного состояния. Благодаря наличию тонкоизмельченной выброшенной горной массы коэффициент разрыхления пород (углей) превышает 1,35–1,40 и чаще всего лежит в пределах 1,7–2,0.

Последними исследованиями, выполненными МакНИИ при обосновании природы и механизма выдавливания, было показано, что с позиций теории запредельного деформирования увеличение объема образца угля при запредельном деформировании, так называемое «дилатансионное» увеличение объема составляет 1,2–1,4 [8].

Отобранные для анализа официально зарегистрированные случаи внезапных выдавливания показывают, что коэффициенты разрыхления угольного пласта при выдавливаниях составляли 1,1–2,2, в среднем 1,4, т.е. в некоторых случаях они выше, чем увеличение объема образца при испытаниях [8].

Большие величины коэффициентов разрыхления горной массы показывают, что внезапные выдавливания, зарегистрированные МакНИИ и принятые к анализу, развивались внутри массива как выбросы, но ведение горных работ позволило своевременно устранить движущую силу: высокое давление газа и большое его количество в массиве, а остаточное оказалось достаточным для такого явления как выдавливание.

Данные выдавливания подтверждают, что разрыхления горной массы происходят в массиве не только под действием напряженного состояния внешнего по отношению к твердой фазе выбросоопасной зоны, но и под воздействием газового фактора выбросоопасных зон.

Из данного анализа вытекает следующий вывод.

Разрушение горных пород в выбросоопасных зонах происходит от деформаций, возникающих при разгрузке газонасыщенных зон. При этом вблизи забоя выработки происходит дополнительное разрыхление пород под действием газа, величина «газодилатансии» превышает обычную дилатансию в 1,2–1,4 раза. Она способствует уменьше-

нию деформаций сближения боковых пород и влияет на величину выдвигания (отжима) угля перед выбросами, способствуя уменьшению зоны разгрузки и приближению зоны повышенных напряжений (максимальной величины горного давления) к забою.

В процессе прорастания трещин под действием деформаций упругого последствия и обратной ползучести происходит отделение отдельных зерен или мельчайших пылевидных частиц угля. Рост трещин сопровождается увеличением выделения в них газа, что вызывает дополнительное разрушение поверхности трещин, стабилизации давления газа в трещине. Отделение пластин от горной массы приводит к резкому падению давления газа, дополнительному разрушению пласта, а на поверхности пластин — к возникновению растягивающих и сжимающих деформаций, которые приводят к дополнительному отделению мельчайших фракций (при выбросах угля — пылевидных частиц).

Библиографический список

1. **Рубинский А.А., Мхатвари Т.Я., Ризниченко А.И.** Состояние отработки шахтопластов Украинского Донбасса, склонных к газодинамическим явлениям в 2004 году // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сб. научн. тр. МакНИИ. — Макеевка-Донбасс, 2005. — С. 100–107.
2. **Николин В.И., Заболотный А.Г., Лунев С.Г.** Современное представления природы выбросоопасности и механизма выбросов как научная основа безопасности труда. — Донецк: ДонГТУ, 1999. — 96 с.
3. **Гончаренко В.Л.** Петрофизические основы технологии прогнозирования выбросоопасности угольных пластов. Автореф. ... дис. докт. техн. наук. — Днепропетровск, 2000. — 32 с.
4. **Инструкция** по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа. — М.: Недра, 1977. — 160 с.
5. **Инструкция** по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. — М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1989. — 192 с.
6. **Николин В.И., Александров С.Н., Бондаренко А.Д.** Временная инструкция по борьбе с выбросами породы и газа при проходке тоннелей. — М.: Информэнерго, 1981. — 13 с.
7. **Христианович С.А., Садганик Р.Н.** Внезапные выбросы угля (породы) и газа. Напряжения и деформация. — Институт проблем механики АН СССР.: Пропринт ИПМА АН ССР, 1980. — Вып. 153. — 87 с.
8. **Бокий Б.В., Южанин И.А., Колчин Г.И., Евдокимова В.П.** О природе и механизме проявления внезапных выдавливания угля // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сб. научн. тр. МакНИИ. — Макеевка-Донбасс, 2008. — Ч. 1. — С. 127–134.
9. **Москаленко Э.М., Николин В.И., Александров С.Н.** Вопросы теории (природы и механизма) выбросов угля, породы и газа. Ч. I. — М.: Изд-во МГИ, 1981. — 80 с.
10. **Бондаренко А.Д.** О природе локальности выбросоопасности изверженных и осадочных пород // Разраб. месторождений полезных ископаемых: Респ. межвед. научн.-техн. сб., 1986. — Вып. 74. — С. 38–31.

© Бондаренко А.Д., 2006

УДК 622.831.322

РУБИНСКИЙ А.А., ТИМОФЕЕВ Э.И., МХАТВАРИ Т.Я. (МакНИИ), ПОДКОПАЕВ С.В., МИХАЙЛОВ А.Н. (ДонНТУ)

СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПОВЫШЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ, СКЛОННЫХ К ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМ ЯВЛЕНИЯМ

Приведена статистика газодинамических явлений в шахтах Донбасса и перспективные направления решения проблемы борьбы с этими явлениями.

В Донецком бассейне, являющемся основным источником топливно-энергетических ресурсов Украины, около 50% разрабатываемых угольных пластов являются склонными к газодинамическим явлениям (ГДЯ), в ежегодной совокупности которых около 82% составляют внезапные выбросы угля и газа, представляющие реальную опасность травматизма работающих и повреждения горных выработок и оборудования.

Вследствие продолжающейся реструктуризации отрасли, закрытия нерентабельных шахт и вывода из эксплуатации склонных к ГДЯ пластов, особенно в сложных горно-геологических условиях их разработки, наблюдается тенденция сокращения объемов ведения горных работ на таких пластах, а также снижения количества ГДЯ. Не углубляясь в анализ экономических аспектов структурных преобразований, но учитывая социальную и технико-экономическую значимость проблемы борьбы с ГДЯ в шахтах, оказывающей существенное влияние на уровень безопасности и эффективности ведения горных работ, научный и практический интерес представляет рассмотрение статистических данных, характеризующих динамику изменения количества шахт, разрабатывающих опасные и угрожаемые по ГДЯ пласты, забоев на них и происшедших явлений за последние 5 лет.

Как видно из приведенных в таблице сведений об объемах разработки пластов, опасных и угрожаемых по ГДЯ, и количестве этих явлений, произошедших на шахтах Донбасса за период 2001–2005 гг., несмотря на заметное уменьшение числа очистных и подготовительных забоев за этот период, объем угледобычи не только не сократился, но даже наблюдается тенденция повышения его к 2005 г. преимущественно на опасных пластах в среднем на 23% по сравнению с 2002–2004 гг. Весьма примечательно и то, что несмотря на повышение угледобычи на опасных по ГДЯ пластах, происходило устойчивое снижение количества этих явлений до минимума в 2005 г. вследствие принимаемых усилий науки и производства по разработке, совершенствованию и внедрению научно-технических решений и нормативно-правовых актов в области прогноза и предотвращения ГДЯ. Это способствовало существенному снижению удельного количества (плотности) ГДЯ на 1 млн. т добытого угля на опасных пластах, что является объективным свидетельством эффективности и перспективности новых разработок для достижения должного уровня безопасности ведения горных работ на таких пластах.

Анализ причин возникновения ГДЯ и травматизма работающих при этом показывает, что помимо всевозможных нарушений норм и правил безопасности труда самими пострадавшими, в большинстве случаев ГДЯ происходят вследствие непредвиденного входа забоев выработок в опасные зоны непрогнозируемых геологических нарушений, ошибочности прогноза опасности, некачественного выполнения или несоответствия принятых параметров способов предотвращения этих явлений изменившимся горно-геологическим условиям.

Таблица. Сведения об объемах разработки склонных к ГДЯ угольных пластов и количестве этих явлений в шахтах Донбасса за период 2001–2005 гг.

Показатели	Годы				
	2001	2002	2003	2004	2005
Количество шахт	86	78	76	76	75
Количество очистных забоев на пластах:					
— опасных по ГДЯ	165	143	134	126	118
— угрожаемых	167	135	134	122	119
Всего	332	278	268	248	237
Количество подготовительных забоев на пластах:					
— опасных по ГДЯ	247	212	227	214	180
— угрожаемых	264	219	215	206	212
Всего	511	431	442	420	392
Добыча угля, млн. т, на пластах:					
— опасных по ГДЯ	11,9	15,4	15,2	15,4	18,8
— угрожаемых	12,1	13,0	9,8	10,7	8,7
Всего	24,0	28,4	25,0	26,1	27,5
Количество ГДЯ	100	122	74	54	43
Удельное количество (плотность) ГДЯ на 1 млн. т угледобычи	8,4	7,9	4,9	3,5	2,3

Учитывая актуальность и социально-экономическую значимость проблемы борьбы с ГДЯ в общегосударственной системе мониторинга техногенной и экологической безопасности освоения недр, постановлением Кабмина Украины от 06.07.2002 г. №939 утверждена Программа повышения безопасности труда на угольных шахтах, согласно которой МакНИИ выполнил в течение 2002–2004 гг. ряд научно-исследовательских работ по основным направлениям решения этой проблемы.

Для повышения надежности прогноза выбросоопасных зон разработана методика экспертной оценки их по комплексу показателей напряженно-деформированного, газодинамического состояния и физико-механических свойств угольных пластов, позволяющая исключить возможные ошибки способов текущего прогноза выбросоопасности. Область применения, основные положения и порядок применения этой методики изложены в нормативном документе [1].

С целью безопасной отработки ранее оставленных целиков угля, а, следовательно, более полного извлечения запасов, разработано и внесено дополнение к новой редакции Инструкции по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к ГДЯ, в части применения комплекса мер борьбы с внезапными выбросами угля и газа, горными ударами, обрушениями угля и прорывами газа из почвы выработок в зонах опорного горного давления и повышенного газовыделения.

Наиболее распространенным на шахтах Донбасса способом предотвращения внезапных выбросов угля и газа является гидрорыхление угольных пластов путем высоконапорного нагнетания в них воды через скважины, пробуренные из забоев горных выработок. Рекомендуемые в [2] параметры нагнетательных скважин могут изменяться в широком диапазоне, но выбор их для конкретных горно-геологических условий ведения горных работ не регламентируется. Поэтому субъективно принимаемые параметры нагнетания, исходя лишь из условия минимизации трудозатрат и времени на его осуществление, далеко не всегда оказываются оптимальными для достижения эффекта гидрорыхления.

На основании выполненных исследований установлено, что основным фактором, предопределяющим активность процесса гидрорыхления угля в массиве, является напряженно-деформированное состояние пласта в месте расположения фильтрующей части нагнетательных скважин, где напряжения не должны превышать давление нагнетания, создаваемое насосной установкой. Исходя из этого, была разработана методика определения глубины герметизации скважин, при которой выполняется это условие в

зависимости от величины зоны разгрузки призабойной части пласта, определяемой по динамике газовыделения согласно [2] при бурении нагнетательных скважин. В процессе не менее двух циклов опытных нагнетаний определяют остальные параметры гидрорыхления: длину скважин, расстояние между ними, удельный расход и количество воды на одну скважину, давление нагнетания и допустимую глубину выемки угля после завершения гидрорыхления. С 2004 г. методика определения оптимальных для каждого забоя параметров гидрорыхления введена в действие нормативным документом [3].

Одним из нормативных согласно [2] способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа, разработанных ранее МакНИИ, является образование разгрузочных пазов, представляющих собой щелевидные полости в углах выработок, ориентированные по мощности пласта. Однако из-за трудоемкости образования пазов путем выбуривания их ручным инструментом, опасности возникновения при этом внезапных выбросов и отсутствия в то время технических средств выполнения его машинами и механизмами с дистанционным управлением, этот способ не получил широкого применения. Для устранения указанных недостатков МакНИИ совместно с ГОАО НИПКИ «Углемеханизация» разработали технологию и установку пазообразующую УПН на основе разрушения угля тонкими высоконапорными струями воды. Установка содержит пазообразующий модуль, с помощью которого в почве пласта предварительно вымывается скважина по мере подачи в нее исполнительного органа на заданную глубину, а при обратном перемещении его вымывается паз на всю мощность пласта. Скважина и паз образуются в автоматическом режиме работы установки без присутствия людей в забое, с дистанционным включением ее с расстояния до 200 м и автоматическим выключением после завершения полного цикла образования пазы. Установка переносная, закрепляется на рамах крепи и обеспечивает образование пазы глубиной до 3 м на пластах мощностью до 1,5 м при коэффициенте крепости угля до 1,5 по шкале М.М.Протождяконова. По данным хронометражных наблюдений продолжительность полного цикла образования пазы составляет около 40 мин. На основании положительных результатов приемочных испытаний установки УПН принята к производству по заказам предприятий.

В итоге обобщения опыта многолетней работы угледобывающих предприятий, результатов исследований, выполняемых рядом учебных отраслевых научно-исследовательских институтов и в системе Академии наук Украины, был разработан и введен в действие единый нормативный документ — стандарт Минуглепрома Украины СОУ 10.1.00174088.011–2005 «Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям», устанавливающий порядок и способы ведения горных работ, нормы и требования по применению мероприятий и средств обеспечений безопасности работающих на пластах, опасных и угрожаемых по всем видам ГДЯ, происходящим в шахтах.

Таким образом, разработанные научно-технические решения и нормативная база по безопасности ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям, способствуют дальнейшему повышению угледобычи и охраны труда в отрасли.

Библиографический список

1. КД 101.00174088.001-2003 Положення про експертну оцінку викидонебезпечних зон на вугільних пластах Донбасу // Затв. та надано чинності наказом Мінпаливенерго України №488 від 18.09.03 р.
2. НАОП 1.1.30-5.06-89 Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. — М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1989. — 192 с.
3. КД 101.00174088.003-2003 Положення про визначення параметрів гідророзпушування вугільних пластів для запобігання раптовим викидам вугілля і газу // Затв. та надано чинності наказом Мінпаливенерго України №810 від 29.12.03 р.

© Рубинский А.А., Тимофеев Э.И., Мхатвари Т.Я.,
Подкопаев С.В., Михайлов А.Н., 2006

УДК 622.673.1-233.2

ДВОРНИКОВ В.И. (ДонНТУ), ЯЦЕНКО В.А. (НИИГМ им. М.М.Федорова)

УРАВНЕНИЕ ДИНАМИКИ КОРЕННОГО ВАЛА ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ

Выведено уравнение динамики коренного вала шахтной подъемной машины. Определены зоны устойчивого вращения коренного вала.

В процессе работы коренная часть подъемной машины подвержена сложным динамическим нагрузкам. Из-за переменной жесткости подшипниковых опор, под действием сил на подшипники вала, могут возникнуть сложные колебательные процессы, характер которых влияет на устойчивость его вращения. При исследовании устойчивости вращения коренного вала шахтной подъемной машины были получены уравнения (1)

$$\left. \begin{aligned} & \left\{ \frac{d^2(\delta\beta)}{d\tau^2} - (\delta\beta)[\cos(v\tau) + \varepsilon \cos(v\tau - 2\tilde{\alpha})] \right\} + \\ & + \left\{ v \frac{d(\delta\alpha)}{d\tau} + (\delta\alpha)[\sin(v\tau) - \varepsilon \sin(v\tau - 2\tilde{\alpha})] \right\} \tilde{\beta} = 0, \\ & \left\{ \frac{d^2(\delta\alpha)}{d\tau^2} - (\delta\alpha)[\cos(v\tau) - \varepsilon \cos(v\tau - 2\tilde{\alpha})] \right\} \tilde{\beta} - \\ & - \left\{ v \frac{d(\delta\beta)}{d\tau} + (\delta\beta)[\sin(v\tau) + \varepsilon \sin(v\tau - 2\tilde{\alpha})] \right\} = 0. \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

и уравнение

$$\left. \begin{aligned} & \frac{d^2 Reu}{d\tau^2} + \left[\frac{v^2}{4} - \varepsilon - \cos(v\tau) \right] Reu + [\sin(v\tau)] Imu = 0 \\ & \frac{d^2 Imu}{d\tau^2} - [\sin(v\tau)] Reu + \left[\frac{v^2}{4} + \varepsilon - \cos(v\tau) \right] Imu = 0 \end{aligned} \right\}. \quad (2)$$

Решение системы уравнений (2) относительно функций Reu , Imu позволяет, таким образом, определить динамические вариации нутации и прецессии вала. Уравнения в вариациях типа (1) обычно записываются, следуя Ляпунову, для выяснения при каких условиях вариации динамических переменных оказываются неограниченно возрастающими при $\tau \rightarrow \infty$.

Такого рода движения называются *асимптотически неустойчивыми*. В рассматриваемой задаче полученная система дифференциальных уравнений (2) относительно Reu , Imu , которые линейно связаны с вариациями динамических переменных $(\delta\beta)$, $(\delta\alpha)$, относится к классу уравнений с *периодическими коэффициентами*. Асимптотическая неустойчивость в этом случае проявляется в возникновении при определенных сочетаниях параметров так называемых параметрических резонансов.

В системе (2) квадратная матрица

$$A(\tau) = \begin{pmatrix} v^2/4 - \varepsilon - \cos(v\tau) & \sin(v\tau) \\ -\sin(v\tau) & v^2/4 + \varepsilon - \cos(v\tau) \end{pmatrix},$$

составленная из коэффициентов при Reu , Imu , является *неприводимой*, то есть ее нельзя никакими линейными преобразованиями привести к диагональной форме, чтобы получить хорошо изученные уравнения с периодическими коэффициентами типа Маттье-Хилла и воспользоваться уже известными результатами [2]. Вследствие этого задача определения условий асимптотически неустойчивых решений системы (2) является оригинальной.

Эту систему удобно представить в канонической форме с использованием символической матричной записи как

$$\frac{d}{d\tau} \begin{pmatrix} Reu \\ Reiu \\ Imu \\ Imiu \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} 0 & -1 & 0 & 0 \\ v^2/4 - \varepsilon - \cos(v\tau) & 0 & \sin(v\tau) & 0 \\ 0 & 0 & 0 & -1 \\ -\sin(v\tau) & 0 & v^2/4 + \varepsilon - \cos(v\tau) & 0 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} Reu \\ Reiu \\ Imu \\ Imiu \end{pmatrix} = 0,$$

следовательно, если ввести матрицы

$$U = \begin{pmatrix} Reu \\ Reiu \\ Imu \\ Imiu \end{pmatrix}, \quad S = \begin{pmatrix} 0 & -1 & 0 & 0 \\ v^2/4 - \varepsilon - \cos(v\tau) & 0 & \sin(v\tau) & 0 \\ 0 & 0 & 0 & -1 \\ -\sin(v\tau) & 0 & v^2/4 + \varepsilon - \cos(v\tau) & 0 \end{pmatrix}, \quad (3)$$

то систему (2) можно представить в следующем компактном виде

$$\frac{dU}{d\tau} + S(\tau)U = 0. \quad (4)$$

Матрица $S(\tau)$ в (4), как видно из ее определения (3), является периодической с периодом $T = 2\pi/v$, то есть

$$S(\tau + T) = S(\tau). \quad (5)$$

Будем считать, что *фундаментальной матрицей решений* системы (4) является квадратная неособая матрица

$$\Phi(\tau) = \begin{pmatrix} \varphi_{11} & \varphi_{12} & \varphi_{13} & \varphi_{14} \\ \varphi_{21} & \varphi_{22} & \varphi_{23} & \varphi_{24} \\ \varphi_{31} & \varphi_{32} & \varphi_{33} & \varphi_{34} \\ \varphi_{41} & \varphi_{42} & \varphi_{43} & \varphi_{44} \end{pmatrix}, \quad (6)$$

каждый столбец которой представляет собой одно из четырех линейно независимых частных решений системы (4), и, таким образом, общее ее решение можно записать в форме

$$\begin{pmatrix} Reu \\ Reiu \\ Imu \\ Imiu \end{pmatrix} = C_1 \begin{pmatrix} \varphi_{11} \\ \varphi_{21} \\ \varphi_{31} \\ \varphi_{41} \end{pmatrix} + C_2 \begin{pmatrix} \varphi_{12} \\ \varphi_{22} \\ \varphi_{32} \\ \varphi_{42} \end{pmatrix} + C_3 \begin{pmatrix} \varphi_{13} \\ \varphi_{23} \\ \varphi_{33} \\ \varphi_{43} \end{pmatrix} + C_4 \begin{pmatrix} \varphi_{14} \\ \varphi_{24} \\ \varphi_{34} \\ \varphi_{44} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \varphi_{11} & \varphi_{12} & \varphi_{13} & \varphi_{14} \\ \varphi_{21} & \varphi_{22} & \varphi_{23} & \varphi_{24} \\ \varphi_{31} & \varphi_{32} & \varphi_{33} & \varphi_{34} \\ \varphi_{41} & \varphi_{42} & \varphi_{43} & \varphi_{44} \end{pmatrix} \begin{pmatrix} C_1 \\ C_2 \\ C_3 \\ C_4 \end{pmatrix},$$

где C_1, C_2, C_3, C_4 — постоянные интегрирования.

Так как матрица $\Phi(\tau)$ удовлетворяет системе (4), то и матрица $\Phi(\tau+T)$ является решением этой же системы, что непосредственно следует из условия периодичности (5). Следовательно, матрица $\Phi(\tau+T)$, также как и $\Phi(\tau)$, является фундаментальной, а это означает, что они отличаются друг от друга постоянным матричным множителем C : $\Phi(\tau+T) = \Phi(\tau)C$, причем, матрицу C можно определить посредством неособой матрицы R как $C = \exp(TR)$, и тогда $\Phi(\tau+T) = \Phi(\tau)e^{TR}$. Введем в рассмотрение некоторую матрицу $P(\tau) = \Phi(\tau)e^{-\tau R}$ и покажем, что она является периодической. Действительно, $P(\tau+T) = \Phi(\tau+T)e^{-(\tau+T)R} = \Phi(\tau)e^{TR}e^{-(\tau+T)R} = \Phi(\tau)e^{-\tau R} = P(\tau)$. Таким образом, фундаментальная матрица является произведением некоторой периодической матрицы $P(\tau)$ на экспоненциально изменяющуюся во времени матрицу $e^{\tau R}$, то есть $\Phi(\tau) = P(\tau)e^{\tau R}$. Отсюда следует, что поведение решений исходной системы уравнений при $\tau \rightarrow \infty$ зависит от свойств матрицы R , а точнее, от ее собственных чисел ρ_k ($k = 1, 2, 3, 4$). Так, если среди множества ρ_k обнаружится хотя бы одно число ρ_j , у которого $\operatorname{Re} \rho_j > 0$, то решения исходной системы будут экспоненциально возрастать во времени, то есть при $\tau \rightarrow \infty$ имеет место асимптотическая неустойчивость.

В теории дифференциальных уравнений [5] доказывается, что если фундаментальную матрицу решений (6) нормировать в нуле единичной матрицей E [$\Phi(0) = E$], то собственные числа ρ_k матрицы R оказываются связанными с собственными числами λ_k матрицы $\Phi(T)$ посредством формул $\lambda_k = \exp(T\rho_k)$. А это означает, что судить об асимптотической неустойчивости можно также по собственным числам λ_k : неограниченно возрастающее решение получается в случае, когда хотя бы один модуль собственного числа λ_j (в общем случае комплексного) превосходит единицу — $|\lambda_j| > 1$.

Собственные числа нормированной матрицы $\Phi(T)$ определяются как корни характеристического уравнения $\det[\Phi(T) - \lambda E] = 0$, что в обозначениях (6) имеет вид

$$\begin{vmatrix} \varphi_{11} - \lambda & \varphi_{12} & \varphi_{13} & \varphi_{14} \\ \varphi_{21} & \varphi_{22} - \lambda & \varphi_{23} & \varphi_{24} \\ \varphi_{31} & \varphi_{32} & \varphi_{33} - \lambda & \varphi_{34} \\ \varphi_{41} & \varphi_{42} & \varphi_{43} & \varphi_{44} - \lambda \end{vmatrix} = 0, \quad (7)$$

где все φ_{jk} вычислены при $\tau = T$. В раскрытом виде (7) записывается как алгебраическое уравнение четвертой степени относительно λ

$$\lambda^4 - a_3\lambda^3 + a_2\lambda^2 - a_1\lambda + a_0 = 0, \quad (8)$$

причем, в рассматриваемом случае $a_0 = \det \Phi(T) \equiv 1$, так как система (2) не содержит слагаемых с первыми производными от Reu, Imu . Строго говоря

$$\det \Phi(T) = \exp \int_0^T [sp S(\tau)] d\tau,$$

что при определении (3) и приводит к означенному выше тождеству (символ « sp », от немецкого слова « $Spur$ », означает след матрицы, то есть сумму ее диагональных элементов). Очевидно также, что

$$a_3 = sp \Phi(T) = \varphi_{11} + \varphi_{22} + \varphi_{33} + \varphi_{44}.$$

В силу свойств исходной системы имеет место тождество $a_1 \equiv a_3$. Что же касается коэффициента a_2 , то он вычисляется по формуле

$$a_2 = \varphi_{11}\varphi_{22} - \varphi_{12}\varphi_{21} + \varphi_{11}\varphi_{33} - \varphi_{13}\varphi_{31} + \varphi_{11}\varphi_{44} - \varphi_{14}\varphi_{41} + \\ + \varphi_{22}\varphi_{33} - \varphi_{23}\varphi_{32} + \varphi_{22}\varphi_{44} - \varphi_{24}\varphi_{42} + \varphi_{33}\varphi_{44} - \varphi_{34}\varphi_{43}.$$

Таким образом, с учетом всего сказанного выше уравнение (8) запишется в форме

$$\lambda^4 - a_1\lambda^3 + a_2\lambda^2 - a_1\lambda + 1 = 0, \quad (9)$$

которое оказывается *возвратным*, что значительно упрощает процесс определения собственных чисел матрицы $\Phi(T)$. На самом деле, так как произведение четырех корней равно единице, что следует из (9), то среди них не может быть нулевого, и тогда уравнение (9) можно записать в эквивалентной форме как $(\lambda^2 + \lambda^{-2}) - a_1(\lambda + \lambda^{-1}) + a_2 = 0$. Обозначив здесь $\rho = \lambda + \lambda^{-1}$, и замечая, что $\rho^2 = \lambda^2 + \lambda^{-2} + 2$, получим уравнение $\rho^2 - a_1\rho + a_2 - 2 = 0$, два корня которого вычисляются по формулам

$$\rho_{1,2} = \frac{1}{2} \left(a_1 \pm \sqrt{a_1^2 - 4a_2 + 8} \right), \quad (10)$$

а так как по определению $\lambda^2 - \rho_{1,2}\lambda + 1 = 0$, то

$$\lambda_{1,2,3,4} = \frac{1}{2} \left(\rho_{1,2} \pm \sqrt{\rho_{1,2}^2 - 4} \right). \quad (11)$$

Соотношения (10) и (11) совместно с критерием асимптотической неустойчивостью $|\lambda_j| > 1$ позволяют установить, при каких неблагоприятных сочетаниях параметров имеет место неустойчивость движения. В данной системе, как видно из (2), имеются всего лишь два параметра (ν и ε), особые сочетания которых могут явиться причиной параметрического резонанса (заметим, что множество других физических параметров удалось исключить благодаря принятому способу преобразований уравнений).

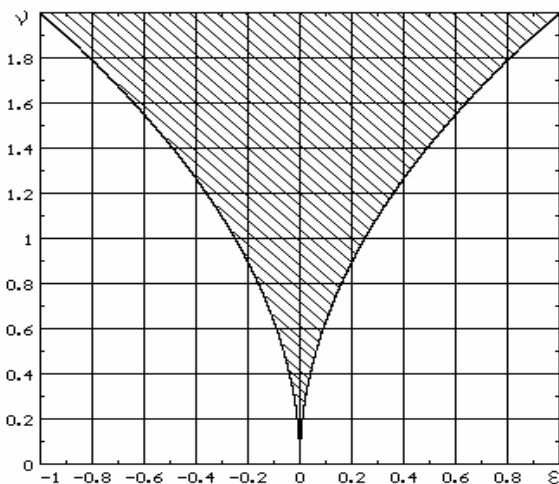


Рис. 1. Область устойчивых вариаций нутации и прецессии коренного вала машины

Целью дальнейших исследований является построение областей устойчивых решений системы (2) в поле технически реализуемых значений параметров ν и ε , что даст возможность на практике отстраиваться от неблагоприятных и опасных режимов.

На рис.1 в координатах ν и ε построены границы области устойчивых движений рассматриваемой системы (заштрихованная область). Как видно, область устойчивости является практически симметрической относительно алгебраической величины дисторсионного параметра — ε . Характерным является расширение зоны устойчивости с увеличением параметра ν .

Библиографический список

1. **Дворников В.И.** О параметрических резонансах при движении подъемного сосуда в проводниках армировки ствола. Дис... канд. техн. наук. — Донецк, 1966. — 152 с.
2. **Дворников В.И.** Теория и моделирование динамического состояния шахтного подъемного комплекса. Дис... докт. техн. наук. — Донецк, 1989. — 385 с.
3. **Дворников В.И., Кърцелин Е.Р.** Теоретические основы динамики шахтного подъемного комплекса. — София: МОНТ, 1997. — 363 с.
4. **Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М.** Механика. — М.: Наука, 1973. — 208 с.
5. **Коддингтон Э.А. и Левинсон Н.** Теория обыкновенных дифференциальных уравнений. — М: ИИЛ, 1958. — 474 с.

© Дворников В.И., Яценко В.А., 2006

УДК 622.528.280.8

ПАВЛЫШ В.Н., ЗЕНЗЕРОВ В.И. (ДонНТУ)

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ГИДРОСИСТЕМЕ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ

Рассматривается комплексная математическая модель процесса функционирования гидросистемы механизированной крепи с учетом взаимодействия подсистем.

Работа гидросистемы при выполнении различных операций технологического цикла характеризуется определенным количеством одновременно работающих гидроцилиндров, каждый из которых имеет свои величины конструктивных параметров и внешних сопротивлений перемещению, зависящих от работы взаимосвязанных друг с другом гидроцилиндров.

Так как гидросистема крепи является многосекционной, то работу всей системы можно рассматривать на примере выполнения операций технологического цикла одной секцией крепи. На рис.1 представлена гидромеханическая схема типовой гидросистемы механизированной крепи. При составлении схемы использованы исследования и графические обозначения, приведенные в работах [1–3].

Работа гидропривода описывается двумя типами уравнений:

— дифференциальные уравнения движения элементов системы, составленные по принципу Даламбера;

— уравнения баланса расходов, учитывающих, что жидкость в гидросистеме неразрывна и однородна.

Гидросистема крепи, схема которой приведена на рис.1, состоит из N отдельных ветвей, моделирующих работу гидроцилиндров, и общих для всех гидроцилиндров участков напорной и сливной магистралей. На основании правила узлов и ветвей [3] составим математическую модель каждого из участков гидросистемы.

Движение рабочей жидкости от насоса до гидрораспределителя секции крепи описывается системой трех нелинейных дифференциальных уравнений

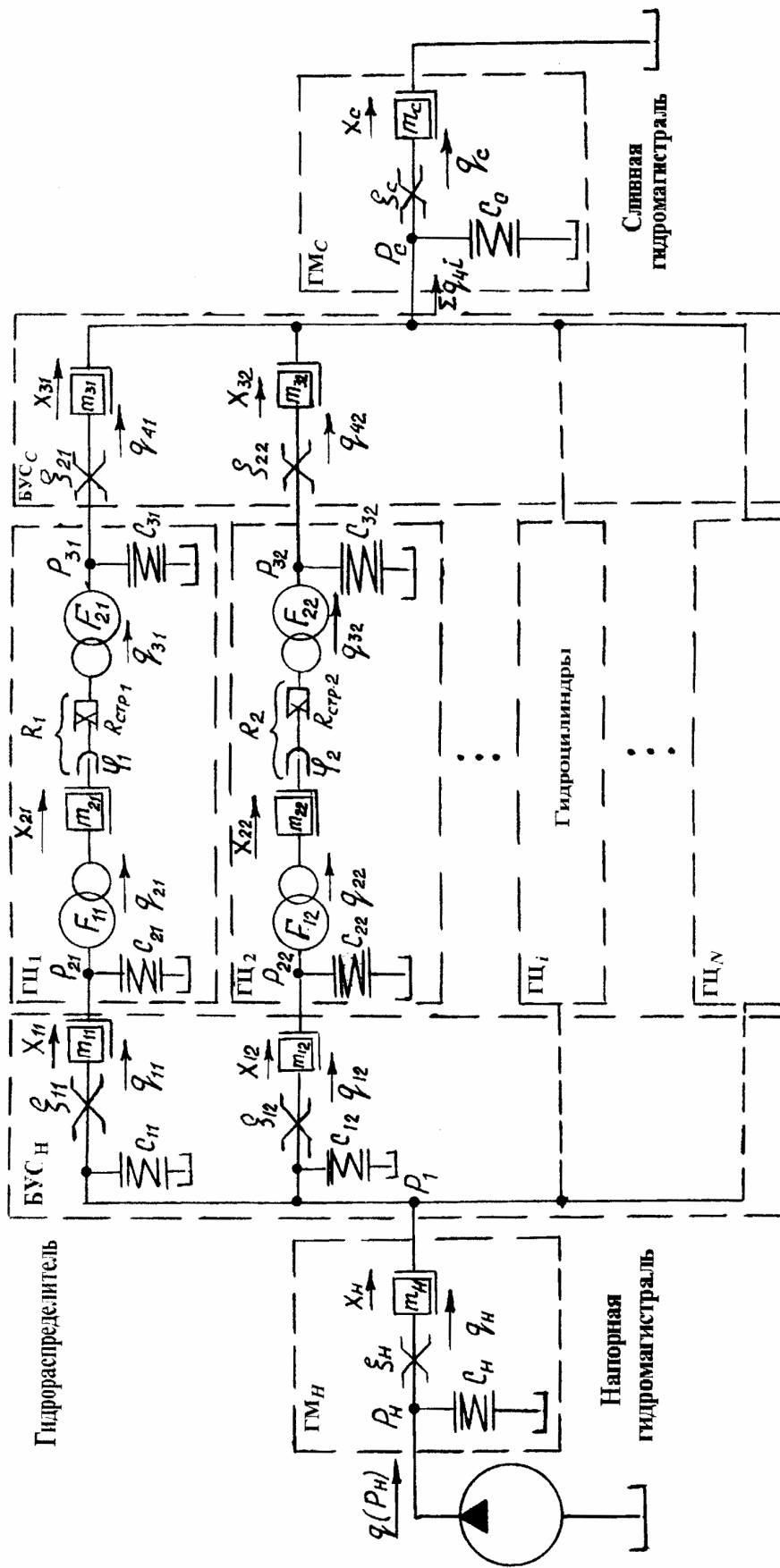


Рис. 1. Гидромеханическая схема системы механизированной крепи

$$\left. \begin{aligned} C_H \frac{dP_H}{dt} &= q(P_H) - q_H \\ \frac{m_H}{(f_H)^2} \cdot \frac{dq_H}{dt} &= P_H - \xi_H (q_H)^2 - P_1 \\ C_\Sigma \frac{dP_1}{dt} &= q_H - \sum_{i=1}^N q_{1i} \end{aligned} \right\}, \quad (1)$$

где P_H — давление жидкости в напорной магистрали у насосной станции; P_1 — давление жидкости на входе гидрораспределителя; $q(P_H)$ — расходная характеристика насосной станции; q_H — расход жидкости в напорной гидромагистрали; q_{1i} — расход жидкости в рукаве высокого давления, соединяющего гидрораспределитель с напорной полостью i -го гидроцилиндра; C_H — коэффициент упругости напорной гидромагистрали; C_Σ — суммарный коэффициент упругости рукавов высокого давления, соединяющих гидрораспределитель с напорными полостями гидроцилиндров; ξ_H — коэффициент гидравлического сопротивления напорной гидромагистрали; m_H — масса жидкости в напорной гидромагистрали; f_H — площадь сечения напорной гидромагистрали; N — количество одновременно работающих гидроцилиндров.

Математическая модель работы каждого гидроцилиндра состоит из системы шести дифференциальных уравнений первого порядка:

$$\left. \begin{aligned} \frac{m_{1i}}{(f_{\text{РВД}i}^H)^2} \cdot \frac{dq_{1i}}{dt} &= P_1 - \xi_{1i} (q_{1i})^2 - P_{2i} \\ C_{2i} \frac{dP_{2i}}{dt} &= q_{1i} - q_{2i} \\ \frac{m_{2i}}{(F_{1i})^2} \cdot \frac{dq_{2i}}{dt} &= P_{2i} - \beta_i R_i (X_{2i}, \dot{X}_{2i}) - \alpha_i P_{3i} \\ \frac{dX_{2i}}{dt} &= \beta_i q_{2i} \\ C_{3i} \frac{dP_{3i}}{dt} &= \alpha_i q_{2i} - q_{4i} \\ \frac{m_{3i}}{(f_{\text{РВД}i}^C)^2} \cdot \frac{dq_{4i}}{dt} &= P_{3i} - \xi_{2i} (q_{4i})^2 - P_C \end{aligned} \right\}.$$

где P_{2i} — давление жидкости в напорной полости i -го гидроцилиндра; P_{3i} — давление жидкости в сливной полости i -го гидроцилиндра; P_C — давление жидкости в сливной гидромагистрали на выходе из гидрораспределителя; q_{2i} — расход жидкости в напорную полость i -го гидроцилиндра; q_{4i} — расход жидкости в рукаве высокого давления, соединяющего сливную полость i -го гидроцилиндра с гидрораспределителем; C_{2i} , C_{3i} — соответственно коэффициенты упругости напорной и сливной полостей i -го гидроцилиндра; ξ_{1i} , ξ_{2i} — соответственно коэффициенты гидравлических сопротивлений каналов подключения i -го гидроцилиндра к напорной и сливной гидромагистралям; m_{1i} , m_{3i} — соответственно массы жидкости в рукавах высокого давления, соединяющих напорную и сливную полости i -го гидроцилиндра с гидрораспределителем; m_{2i} — масса, перемещаемая i -м гидроцилиндром; X_{2i} — величина перемещения поршня i -го гидроцилиндра; $f_{\text{РВД}i}^H$, $f_{\text{РВД}i}^C$ — площади сечений рукавов, соединяющих напорную и сливную полости i -го гидроцилиндра с гидрораспределителем; F_{1i} , F_{2i} — площади напорной и сливной полостей i -го гидроцилиндра.

$$\alpha_i = \frac{F_{1i}}{F_{2i}}; \beta_i = \frac{1}{F_{1i}}, \quad (3)$$

α_i — коэффициент мультипликации i -го гидроцилиндра; $R_i(X_{2i}, \dot{X}_{2i})$ — сопротивление перемещению i -го гидроцилиндра, зависящее от самой величины перемещения X_{2i} и от скорости перемещения \dot{X}_{2i} .

Течение жидкости по сливной гидромагистрали от секции крепи в бак гидронасоса описывается системой дифференциальных уравнений

$$\left. \begin{aligned} C_C \frac{dP_C}{dt} &= \sum_{i=1}^N q_{4i} - q_C \\ \frac{m_C}{(f_C)^2} \cdot \frac{dq_C}{dt} &= P_C - \xi_C (q_C)^2 \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

где q_C — расход жидкости в сливной гидромагистрали; C_C, ξ_C — соответственно коэффициенты упругости и гидравлического сопротивления сливной гидромагистрали; m_C — масса жидкости в сливной гидромагистрали; f_C — площадь сечения сливной гидромагистрали.

Системы дифференциальных уравнений (1), (2) и (3) образуют математическую модель гидросистемы механизированной крепи. Количество уравнений n математической модели зависит от количества одновременно работающих N гидроцилиндров при моделировании технологических операций разгрузки, передвижки, распора секции крепи и выдвиги конвейера на забой и определяется по формуле

$$n=6N+5. \quad (5)$$

В математическую модель гидросистемы механизированной крепи входят семь групп параметров: давления жидкости в характерных точках гидросистемы; расходы жидкости на отдельных участках гидросистемы; коэффициенты упругости элементов гидросистемы; коэффициенты гидравлических сопротивлений участков гидросистемы; массы жидкости, перемещаемые на отдельных участках гидросистемы; площади поперечных сечений элементов гидросистемы; сопротивления перемещению гидроцилиндров.

Первые две группы параметров образуют вектор начальных значений, а в процессе моделирования — результирующий вектор зависимых переменных. Коэффициенты упругости определяют расход на деформацию элементов гидросистемы и сжимаемость жидкости, заполняющей ее под давлением.

При перемещении поршня гидроцилиндра объем напорной и сливной полостей меняется. Следовательно, в процессе моделирования величины коэффициентов упругости полостей гидроцилиндров будут изменяться в зависимости от величины перемещения поршня X_{2i} и их необходимо рассчитывать по формулам:

— для напорной полости i -го гидроцилиндра

$$C_{2i} = (H_{0i} + X_{2i}) \left(\frac{1-\chi}{2} \cdot \frac{F_{1i} D_i}{E_{TP} S_{ци}^H} + \frac{F_{1i}}{E_{Ж}} \right), \quad (6)$$

где H_{0i} — начальное расстояние от торца до поршня i -го гидроцилиндра; $D_i, S_{ци}^H$ — диаметр и толщина стенок напорной полости i -го гидроцилиндра.

— для сливной полости i -го гидроцилиндра

$$C_{3i} = (H_{maxi} - X_{2i}) \left(\frac{1-\chi}{2} \cdot \frac{F_{2i}d_i}{E_{TP}S_{ци}^C} + \frac{F_{2i}}{E_{Ж}} \right), \quad (7)$$

где H_{maxi} — величина хода поршня i -го гидроцилиндра; $d_i, S_{ци}^C$ — диаметр и толщина стенок сливной полости i -го гидроцилиндра.

Все элементы и узлы гидросистемы по которым протекает жидкость, характеризуются гидравлическими сопротивлениями, как местными (в заделках и ответвлениях, в сужениях, расширениях и поворотах потока), так и линейными, зависящими от протяженности каналов.

Так как поток жидкости проходит по трубопроводам и каналам разного сечения, то при определении коэффициента гидравлического сопротивления участка гидросистемы все коэффициенты различных местных сопротивлений приводятся к выбранной площади поперечного сечения участка по формуле

$$\xi_i = \xi'_i \frac{\rho}{2f_i^2}, \quad (8)$$

где ξ'_i — безразмерный коэффициент местного гидравлического сопротивления, который определяется на основании экспериментальных и справочных данных для конкретного характера местного сопротивления; ρ — плотность рабочей жидкости; f_i — площадь поперечного сечения по которому рассчитывается коэффициент гидравлического сопротивления.

Моделирование работы гидросистемы секций механизированной крепи заключается в моделировании совместной работы N гидроцилиндров, количество которых зависит как от конструкции и технологии работы комплекса, так и от моделируемой технологической операции.

Полученная в результате исследований математическая модель позволяет решать задачи как прямых гидравлических расчетов, при которых известно потокораспределение в системе и требуется определить рациональные значения конструктивных параметров гидравлических элементов, так и обратных — известны конструктивные и технологические параметры механизированной крепи, а необходимо промоделировать динамические процессы в гидросистеме и определить время выполнения различных операций. Исследование статических и динамических характеристик отдельных гидроэлементов и гидросистем в целом позволит выявить факторы, оказывающие решающее влияние на режим работы крепи, и обосновать допущения, которые могут быть приняты в инженерных расчетах. Результатом исследований являются также модели гидроэлементов механизированной крепи, которые в различных сочетаниях и перестановках используются для расчета на ПЭВМ вариантов гидросистем крепей и являются математической базой для разработки систем управления гидроприводом механизированных крепей автоматизированных комплексов, обеспечивающих повышение скорости крепления лавы в различных горно-геологических условиях эксплуатации.

Библиографический список

1. **Расчет** и конструирование гидроприводов механизированных крепей / Под общ. ред. Ю.Ф.Пономаренко. — М.: Машиностроение, 1981. — 327 с.
2. **Пономаренко Ю.Ф., Баладин А.А.** Инженерная методика проектного расчета параметров гидросистемы механизированных крепей. — М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1981. — 22 с.
3. **Хандрос А.Х., Молчановский Е.Г.** Динамика и моделирование гидроприводов станков. — М.: Машиностроение, 1969. — 156 с.

© Павлыш В.Н., Зензеров В.И., 2006

УДК 622.232.72

СТАДНИК Н.И., СЕРГЕЕВ А.В. (ДОНГИПРОУГЛЕМАШ), КОНДРАХИН В.П. (ДонНТУ)

МЕХАТРОНИКА В УГОЛЬНОМ МАШИНОСТРОЕНИИ

Рассмотрены вопросы использования мехатроники в угольном машиностроении. Впервые предложены условия мехатронности, принципы формализации и классификации мехатронных объектов, функциональные и структурные модели горных машин. На примере мехатронного узла привода подачи очистного комбайна показано применение принципов мехатроники.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

Создание горных машин с высокими функционально-параметрическими характеристиками, востребованными в настоящее время, невозможно без применения в них практически в равных соотношениях тесным образом взаимосвязанных механических, гидравлических, электронных, электротехнических и информационных (компьютерных) компонент. Возникает задача объединения в одно целое систем различной физической природы, основанных на отличных принципах функционирования и проектирования, зачастую конфликтующих между собой в части реализации своих потенциальных возможностей, и в тоже время подлежащих объединению для решения задач, подчиненных единой цели.

Проектирование современного горно-шахтного оборудования с использованием традиционных подходов без учета этого обстоятельства порождает ряд системных ошибок, не позволяющих получить сбалансированную машину с полной реализацией возможностей отдельных компонент. В настоящее время для решения указанной задачи во многих отраслях техники находит применение мехатронный подход при проектировании различных машин.

Анализ публикаций

В первую очередь принципы мехатроники внедрялись в робототехнике и станкостроении. Именно в этих областях техники наиболее сложные алгоритмы управления, велика изначальная конструктивная и интеллектуальная плотность агрегатов, широко применялись электронные и информационные компоненты. В работе [1] впервые на русском языке предложен термин «мехатроника», проанализированы отдельные компоненты и принципы их объединения в единую систему, ее взаимодействие с окружающей средой применительно к робототехнике. В работе [2] дана классификация мехатронных модулей (далее ММ), рассмотрены вопросы их проектирования и обеспечения надежности применительно к станкостроению. В работе [3] и других работах Е.В.Шалобаева предложена терминология и иерархия мехатронных объектов (далее МО), при этом анализируются подходы различных авторов, но, тем не менее, упор сделан на робототехнику, приборо- и станкостроение. В угольном машиностроении вопросы использования принципов мехатроники рассмотрены в работе [4].

В работе [2] мехатроника определяется как «область науки и техники, основанная на синергетическом объединении узлов точной механики с электронными, электротехническими и компьютерными компонентами, обеспечивающими проектирование и производство качественно новых модулей, систем, машин и систем с интеллектуальным управлением их функциональными движениями», а область мехатроники определена пирамидой, осями которой являются механика, электроника и информатика, объ-

ем пирамиды образуется пересечением областей электромеханики, систем автоматизированного проектирования, компьютерных систем управления («пирамида мехатроники»).

Постановка задачи

Цель данной работы — развить принципы мехатроники с учетом специфических особенностей угольного машиностроения, а также показать на примере привода подачи очистного комбайна использование этих принципов при решении практических задач.

Структурная формула МО

Опишем компоненты, составляющие МО, и определим возможные виды связей между ними, что позволит формализовать МО в виде структурных формул.

Механическая компонента (М) обеспечивает различные виды движения объекта в целом или его составных частей. К М-компоненте относятся: редуктора, различные преобразователи движения (зубчато-реечный механизм, кривошипно-шатунный механизм и т.п.), передаточные звенья (муфты и т.п.).

Электротехническая компонента (С_э) обеспечивает преобразование электрической энергии. К С_э-компоненте относятся: электродвигатели, электромагнитные муфты и тормоза, электромагниты и т.п.

Гидравлическая компонента (С_г) обеспечивает различные виды преобразований гидро- (пнеumo) энергии. К С_г-компоненте относятся: гидрораспределители, гидроцилиндры, гидромоторы, гидронасосы.

Как видно, С_э-компонента и С_г-компонента имеют одинаковую энергетическую природу, отличаются только средой, переносящей энергию, и могут называться обобщенно *силовая компонента (С)*.

Электронная компонента (Э) обеспечивает формирование, передачу и обработку электрических сигналов. К Э-компоненте относятся: электронные устройства, такие как микропроцессоры, преобразователи частоты и т.п.

Информационная компонента (И) обеспечивает формирование, хранение, передачу и обработку информационных сигналов. К И-компоненте относятся: датчики, программное обеспечение.

Возможны следующие виды связей между компонентами

Согласование (—) — связь, при которой каждая из компонент имеет собственные параметры, ограничения и конструктивное исполнение, параметры компоненты согласованы для достижения общей цели. Такой вид связи имеет место, например, в обычном типе привода, имеющем стандартные двигатель и редуктор. Конструкция двигателя и редуктора никак не зависят друг от друга, компоненты могут быть использованы по отдельности, но для совместной работы должны быть согласованы. Согласование достигается подбором определенных параметров, введением согласующих устройств (муфты, различные защиты и т.п.). Структурная формула такого привода М-С_э.

Соединение (+) — связь, накладывающая общие ограничения на компоненты и их параметры, каждая компонента имеет собственное конструктивное исполнение и при соединении для достижения поставленной цели образуется новая структурная единица, с собственными функциями и ограничениями. Примером такой связи могут служить практически все типы приводов очистных комбайнов, так как конструкция и параметры двигателей и редукторов жестко взаимосвязаны, двигатель и редуктор, соединенные тем или иным образом, образуют корпусную подсистему машины. Структурная формула для такого привода М+С_э.

Совмещение (·) — связь, при которой ограничения, параметры и конструктивное исполнение для компонент являются общими, компоненты составляют единое устрой-

ство и неразрывно связаны для достижения поставленной цели. В технике привода примером такой связи являются мотор-редукторы, структурная формула $M \cdot C_3$.

Синергетическая интеграция и условие мехатронности

Что такое «синергетическое объединение», через которое определяется понятие мехатроники? По мнению авторов, суть синергетического объединения заключается не только, и не столько в «объединении в единый модуль элементов различной физической природы» (по [2]). Подобное определение подразумевает, что при проектировании имеются только требования к габаритам. Однако необходимость в синергетическом объединении возникает вследствие растущих требований к характеристикам системы, качеству ее функционирования.

Согласно [2], синергетическое объединение может быть реализовано двумя основными способами:

— функционально-структурная интеграция (далее ФС-интеграция), заключающаяся в минимизации структурных блоков, необходимых для реализации необходимых функций, сокращения числа согласующих устройств;

— структурно-конструктивная интеграция (далее СК-интеграция), заключающаяся в минимизации конструктивных решений для реализации необходимой структуры.

ФС-интеграция приводит к замене связи «согласование» (–) связью «соединение» (+), СК интеграция — к замене связи «соединение» (+) связью «совмещение» (·), связь (–) означает отсутствие интеграции, поэтому в дальнейшем связи (+) и (·) будем называть интегрирующими. Объединение компонент подразумевает наличие любой связи между ними, интеграция — только интегрирующей.

При определенном уровне функционально-параметрических требований дальнейшее улучшение функционирования в рамках заданных ограничений невозможно обеспечить изменением параметров компонент по отдельности, а только за счет изменения системы в целом, что, как правило, сопровождается ее усложнением и увеличением количества функций, так как улучшение функционирования подразумевает учет большего количества признаков окружающей среды. Для реализации новых функций необходимо использовать дополнительные модули или узлы. При наличии ограничений (например, габаритные размеры) возникает необходимость либо в конструктивном объединении модулей, либо в изменении структуры системы, исключении одних узлов с передачей их функций другим. Таким образом, ФС- и СК-интеграция являются следствием функционально-параметрического усложнения, так как при тех же ограничениях реализуется большее количество функций.

Повышение качества функционирования приводит к усложнению системы, увеличению числа обратных связей, сокращению времени реакции системы на изменения внешней среды, и на каком-то этапе оператор теряет возможность управлять системой в реальном времени. Важным является то, что часть или вся информация об окружающей среде и состоянии системы ранее обрабатываемая человеком-оператором, теперь должна обрабатываться системой, и таким образом, система приобретает признаки адаптивного поведения, то есть самоорганизации в той или иной степени.

Допустим, что каждой компоненте i -ой соответствует множество функционально-параметрических характеристик Φ . Система, состоящая из n компонент, функционирует в среде, имеющей множество характеристик Φ_c . Тогда условие работоспособности системы в данной среде можно записать как

$$\sum_i^n \Phi \geq \Phi_c. \quad (1)$$

При проектировании известно определенное требуемое множество характеристик Φ_m . Если о среде известно все, то

$$\Phi_m = \Phi_c; \quad (2)$$

$$\sum \Phi = \Phi_m. \quad (3)$$

Для каждой из компонент можно задать определенные характеристики и обеспечить работоспособность системы. В этом случае система взаимодействует со средой однозначно, то есть изменению характеристик среды соответствует изменение характеристик компонент, определяемых известным множеством Φ_m .

Если о среде известно не все, то

$$\Phi_m < \Phi_c = \Delta\Phi \cdot \Phi_m; \quad (4)$$

$$\sum \Phi = \Delta\Phi \cdot \Phi_m. \quad (5)$$

Для обеспечения работоспособности системы ее характеристики должны изменяться на величину $\Delta\Phi$. В этом случае система должна взаимодействовать со средой адаптивно, иметь авторегуляторы, а характеристики системы должны превышать множество Φ_m , следовательно, система должна проявлять новые свойства.

Исходя из общего определения синергетики, с учетом выше предложенных определений можно предложить следующую формулировку.

Синергетическая интеграция — интеграция М, С, Э и И-компонент для достижения единой цели, при которой вновь образованная система приобретает качественно новые свойства, недостижимые отдельными компонентами, и адаптивно взаимодействующая с окружающей средой;

Необходимое условие мехатронности — объединение М, С, Э и И-компонент в систему, однозначно взаимодействующую с окружающей средой (по [1], [3], [4] — мехатронизированные объекты);

Достаточное условие мехатронности — интеграция М, С, Э и И-компонент в систему, адаптивно взаимодействующую с окружающей средой, то есть синергетическая интеграция.

Таким образом, мехатронность объекта определяется функционально-параметрическими требованиями к нему (множество Φ_m), уровень которых определяет состав компонент, характер интеграции, вид взаимодействия с окружающей средой, а также его структурой:

— если в структурном уравнении нет какой-либо из компонент, то объект не мехатронный и не мехатронизированный;

— если в структурном уравнении есть все компоненты, но хотя бы одна из них имеет связь (–), то данный объект мехатронизированный;

— если все связи в структурном уравнении интегрирующие, то объект мехатронный.

Окружающая среда для очистного комплекса и функции горных машин

Проектирование любого объекта, в том числе и мехатронного, начинается с определения его функций, определения множества Φ_m . В работе [2] данный этап определяется как построение F-модели. Синтез и анализ выемочных систем в части описания их конструктивных связей, ограничивающих возможные виды взаимных перемещений (то есть учитывается только механическое взаимодействие) достаточно полно изложены в [5].

Задача определения необходимых функций системы Φ_m для выполнения заданной цели при взаимодействии с окружающей средой, имеющей множество характеристик Φ_c , является сложным и специальным вопросом, и в данной работе не рассматривается. Тем не менее, исходя из цели — обеспечить добычу угля с заданной производительностью — сформулируем основные функции очистного механизированного комплекса (применительно к традиционной технологии разработки длинными очистными забоями): отбойка горной массы; доставка горной массы; крепление выработанного пространства.

В традиционной схеме каждая функция обеспечивается отдельной машиной, которые объединены в очистной комплекс: отбойка — выемочной машиной (далее рассматривается только узкозахватные очистные комбайны); доставка — забойный конвейер (далее рассматриваются только скребковые конвейеры); крепление — механизированная крепь (далее рассматривается щитовая крепь). При такой схеме в качестве системы для достижения поставленной цели может рассматриваться только очистной комплекс в целом, состоящий из подсистем — машин, агрегатов. Машины и агрегаты в свою очередь состоят из узлов и модулей.

Окружающей средой для данной системы является горнотехническая обстановка в длинном очистном забое. Под горнотехнической обстановкой следует понимать состояние забоя, геометрические соотношения положения машин и их узлов по отношению друг к другу и к забою, аэрологические параметры, такие как скорость и температура воздуха, концентрация метана, состояние машин и режимы их работы. В целом данная среда характеризуется высокой пространственно-временной неупорядоченностью. В работе [6] предлагается в качестве показателя степени неупорядоченности среды использовать необходимое и достаточное для управления число признаков. Все возможные признаки среды образуют множество ситуаций. Управляющее воздействие может быть определено для каждой ситуации, тогда среда может рассматриваться как фиксированная, то есть система однозначно взаимодействует с окружающей средой. Либо часть ситуаций должна быть признана технологически невозможной, то есть, система взаимодействует с окружающей средой однозначно, но на возникновение ряда ситуаций система никак не реагирует, тогда среда рассматривается как статическая открытая. При определенном количестве признаков среды (в работе [6] это количество >7), невозможно проанализировать все возможные ситуации. В этом случае управляющее воздействие формируется при анализе признаков окружающей среды на основе заложенных в систему правил (программы), обеспечивающих наиболее близкое решение для данной ситуации. Окружающая среда должна рассматриваться как не полностью определенная, взаимодействие системы с окружающей средой неоднозначно и адаптивно.

Можно утверждать, что для всех машин очистного комплекса количество необходимых признаков среды больше 7, то есть их взаимодействие с окружающей средой должно быть адаптивно. Например, система управления наиболее функционально простой машины — забойного конвейера — для обеспечения работоспособности должна учитывать минимум 12 признаков (подробнее особенности систем управления современных забойных скребковых конвейеров приведены в [7]). Кроме того, даже при 7 признаках среды для каждой машины, для работоспособности системы, состоящей из трех машин, необходимо учитывать 2097152 ситуации. Не возможно создать систему, учитывающую такое количество ситуаций. Разрешить этот конфликт можно путем создания иерархической структуры системы, то есть каждая машина очистного комплекса должна обеспечивать адаптивное взаимодействие с частью окружающей среды, и друг с другом. Такой подход делает возможным рассмотрение машин очистного комплекса как МО, функционирующих самостоятельно.

Специфические особенности и систематизация горных машин как МО

Следует отметить, что компоненты горных машин имеют ряд особенностей, существенно влияющих на принципы их проектирования, и, зачастую, делающих невозможным использования решений из других отраслей машиностроения.

Основные особенности механических компонент:

- стохастический характер нагрузок при высоких уровнях коэффициента вариации в установившихся режимах работы;
- высокие экстренные нагрузки в переходных режимах;
- жесткие ограничения габаритных размеров оборудования;
- использование материалов, предельных по своим прочностным характеристикам (возможности по дальнейшему повышению практически исчерпаны).

Основные особенности электротехнических компонент:

- взрывозащищенное исполнение при жестких ограничениях габаритов;
- широкое, для забойных машин практически исключительное, использование асинхронных короткозамкнутых двигателей с водяным охлаждением, что определяется относительной простотой и надежностью обеспечения взрывозащищенности;
- широкое использование многодвигательного привода, в том числе работающего на один вал, что определяется ограничением габаритов;
- тяжелый режим работы, характеризующийся высокой продолжительностью включения при большом числе пусков и реверсов, при стохастическом характере нагружения;
- низкая относительная мощность шахтных сетей и удаленность токоприемников от источника, что приводит к существенным потерям напряжения.

Особенности электронных компонент это взрывозащищенное исполнение, требования искробезопасности выходных цепей, что ограничивает потребляемую мощность, низкое качество и большая длина линий связи.

Условия работы всех компонент горных машин характеризуются повышенной температурой, химической агрессивностью внешней среды, сложностью проведения профилактических и ремонтных работ.

Указанные особенности существенно ограничивают область допустимых решений при проектировании горных машин.

Так как устоявшейся терминологии мехатроники нет, то для дальнейшего изложения необходимо определить ряд терминов, используя иерархию МО, предложенную в [4], применительно к очисному комплексу как мехатронной системе.

Коммуникационный модуль (далее КМ) предназначен для информационного взаимодействия различных объектов и преобразования интерфейсов. КМ может быть реализован программно, (как часть программного обеспечения, обеспечивающая обмен данными), программно-аппаратно (например, в виде устройства преобразования интерфейсов на базе контроллера), аппаратно (например, устройств, кодирующих данные на базе аналоговой техники).

Управляющий модуль (далее УМ) формирует, преобразует и передает информационные сигналы, необходимые для полного или частично функционирования мехатронного объекта.

Ни КМ, ни УМ, как правило, не являются мехатронными объектами, и зачастую не имеют ни структурной, ни функциональной, ни конструктивной локализации. Данные термины вводятся для упрощения построения структурных схем, как объект преобразования интерфейсов и взаимодействий или формирования управляющего сигнала.

Мехатронный модуль (далее ММ) — унифицированный мехатронный объект первого уровня интеграции, предназначенный, как правило, для выполнения одной

функции, реализации движения по одной координате. *Мехатронный узел* (далее МУ) — не унифицированный мехатронный модуль. Примером ММ применительно к горным машинам является, например, привод скребкового конвейера, состоящий из электродвигателя, трансмиссии, датчиков температуры и частоты вращения одного или нескольких КМ или УМ.

Примером МУ может служить привод подачи очистного комбайна, состоящий из электродвигателя, трансмиссии, датчиков скорости и направления движения, датчиков температуры, датчиков давления, тормозного устройства, одного или нескольких КМ. Отличие ММ от МУ в данном случае определяется тем, что ММ привода скребкового конвейера может быть применен вне зависимости от остальных объектов очистного комплекса. МУ привода подачи очистного комбайна конструктивно, структурно и функционально связан с другими объектами, то есть для разных очистных комплексов этот МУ будет различным, следовательно, он не унифицирован.

Мехатронный агрегат (далее МА) — мехатронный объект второго уровня интеграции, состоящий из нескольких ММ или МУ, собственных КМ и УМ, не мехатронных объектов, например, собственных датчиков, предназначенный для выполнения различных функций во взаимодействии с внешней средой, реализации различных заданных законов движения. В этом смысле МА будет являться секция механизированной крепи с электрогидроуправлением, состоящая из гидроцилиндров, электрогидроблока, УМ, датчиков, КМ. МА являются также очистные комбайны и скребковые конвейеры.

В [4] предлагается отождествить термин «машина» и термин «агрегат». Так как термин «машина» является устоявшимся в угольном машиностроении, предлагается его использовать, не включая в иерархию МО, но определив его в понятиях мехатроники. Машина — объект, предназначенный для выполнения определенного технологического процесса и представляющий собой ММ, МУ, или МА. Тогда очистной комбайн это машина, предназначенная для разрушения и погрузки горной массы и состоящая из одного или нескольких МУ привода подачи, одного или нескольких приводов резания, одного или нескольких КМ и УМ. Забойный скребковый конвейер — машина, предназначенная для перемещения разрушенной горной массы и состоящая из одного или нескольких ММ привода, рештачного става и тягового органа, одного или нескольких КМ и УМ.

Мехатронная система (далее МС) — мехатронный объект третьего уровня интеграции, состоящий из отдельных ММ, МУ, МА, не мехатронных объектов, собственных КМ и УМ, имеющих упорядоченные связи, динамически функционирующий во времени и пространстве во взаимодействии с окружающей средой как единое целое. Очистной комплекс, состоящий из очистного комбайна (МАОК), забойного скребкового конвейера (МАЗК), секций механизированной крепи (МАСК), собственных КМ и УМ, обеспечивающей добычу угля из длинных очистных забоев, является мехатронной системой (МСОК).

Интерфейс в мехатронике следует понимать шире его традиционного толкования, как системы связей с унифицированными сигналами для обмена информацией между устройствами. Интерфейс будем рассматривать как взаимодействие МО друг с другом и МО со средой вообще. В этом смысле интерфейсы могут быть различной физической природы. Возможные типы взаимодействий (с учетом принципов, предложенных в работе [8]) приведены в табл. 1.

Преобразователь осуществляет изменение или преобразование взаимодействия и интерфейсов. Преобразователь может изменять значения взаимодействия одной физической природы, например, редуктор — механический преобразователь вращательного движения (далее ПВВ), либо изменять природу взаимодействия, например, асинхронный двигатель — преобразователь электрической энергии во вращательное дви-

жение (далее ПЭВ), зубчато-реечный механизм — преобразователь вращательного движения в поступательное (далее ПВП).

Табл. 1. Возможные типы интерфейсов

Взаимодействие	Обозначение	Переменные	
		типа поток	типа потенциал
Механическое поступательное	μ	Сила N	Скорость v
Механическое вращательное	ω	Момент M	Угловая скорость n
Электрическое	ε	Ток I	Напряжение U
Гидравлическое (пневматическое)	γ	Расход Q	Давление P
Тепловое	τ	Тепловой поток Φ	Температура T
Информационное	ι	Код (поток сигналов) B	Сигнал k

По [2] любой МО в целом может быть рассмотрен как информационно-механический преобразователь — объект, преобразующий информацию об окружающей среде в движение объекта.

Используя принятые определения можно составить структурные формулы для машин очистного комплекса. В угольном машиностроении, в первую очередь при проектировании очистных комбайнов для тонких пластов, практически реализовывалась СК-интеграция. Необходимость в этом была вызвана жесткими требованиями к габаритам и компоновке комбайнов при достаточно высокой реализуемой мощности, что делало невозможным подход, при котором отдельно проектируется редуктор, двигатель, затем при помощи различных узлов (рама, муфты и т.п.) они объединяются в привод. Узкозахватные очистные комбайны первого поколения имели электрический привод режущего органа и гидрообъемный привод подачи, ручное управление (комбайн К101). Структурная формула комбайнов этого поколения может быть записана как

$$C_3+M+C_r. \quad (6)$$

Уже на этом этапе очистные комбайны могли оснащаться и электронными компонентами (например, системой радиуправления ЛИРА), причем практически на всех комбайнах были регуляторы различной физической природы и степени сложности (например, УРАН). Основной вид регулятора для очистного комбайна это регулятор нагрузки и скорости, обеспечивающий максимальную производительность комбайна при заданной нагрузке. Структурная формула в этом случае

$$C_3+M+C_r-\text{Э}. \quad (7)$$

Комбайны следующего поколения (К103) имели лучшие функционально-параметрические характеристики (в первую очередь, снижение зольности при той же производительности (скорости подачи)), и состояли из привода резания, двух приводов подачи с электромагнитными муфтами, имели ручное управление. Структурная формула такого комбайна

$$(C_3+M+C_r)+2(C_r+M)+\text{Э}. \quad (8)$$

Дальнейшее развитие очистных комбайнов и повышение функционально-параметрических характеристик (в первую очередь, скорости подачи, определяющую производительность), потребовало применения электрического привода подачи с высоким моментом и большим диапазоном скоростей. Комбайны нового поколения (УКД300) имеют частотно-регулируемый двухдвигательный привод подачи, два привода резания со встроенными гидронасосами, дистанционное и автоматизированное управление. Структурная формула комбайна

$$(2(C_3+M)+C_r)+И\cdot\text{Э}+2(C_3+M\cdot C_r)+(C_3\cdot C_r)+И\cdot\text{Э}. \quad (9)$$

Первый член уравнения описывает привод подачи, второй — привод резания, третий — гидросистему, четвертый — систему управления.

Не рассматривая подробно историю развития забойных конвейеров и механизированных крепей, запишем структурные уравнения для нового поколения двухскоростных скребковых конвейеров

$$2(C_3+M)+И·Э+C_r \quad (10)$$

и секции механизированной крепи с электрогидроуправлением

$$M+(C_3 \cdot C_r)+И·Э. \quad (11)$$

Анализ структурных уравнений показывает, что перечисленные выше машины удовлетворяют и необходимому и достаточному условию мехатронности, и могут рассматриваться как МО.

Применение изложенных принципов при проектировании

Рассмотрим применение принципов мехатроники на примере создания привода подачи очистного комбайна для тонких пластов. Подробно особенности данного привода изложены в [9] и [10].

Структурная модель (S-модель) привода подачи с некоторыми упрощениями приведена на рисунке 1.

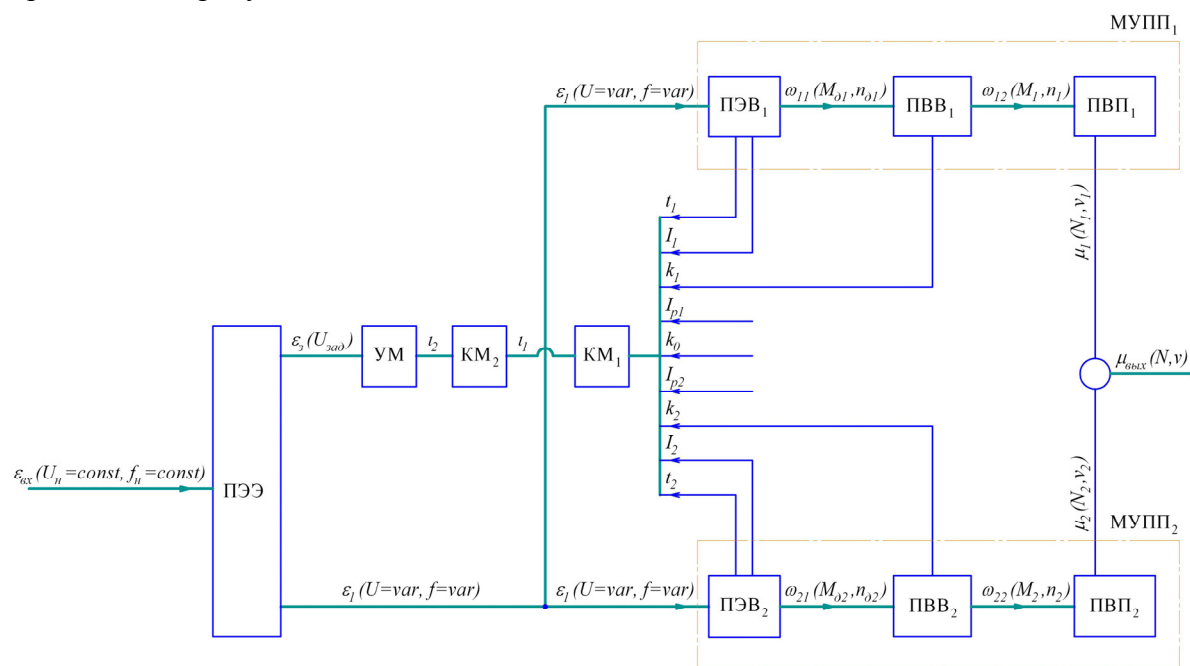


Рис. 1. S-модель мехатронного узла привода подачи

Привод подачи включает в себя:

- два идентичных мехатронных узла МУПП₁ и МУПП₂, состоящих из электро-механического преобразователя ПЭВ (асинхронный электродвигатель), механического преобразователя ПВВ (редуктор), механического преобразователя ПВП (кинематическая передача цевочная звезда — цевочная рейка);

- преобразователь электрический ПЭЭ (преобразователь частоты по схеме с автономным инвертором);

- управляющий модуль УМ;

- коммуникационные модули КМ₁ и КМ₂.

Входной функцией для привода подачи является электрический сигнал, выражаемый функцией $\varepsilon_{\text{вх}}$, выходной — механическое поступательное движение, выражаемое функцией $\mu_{\text{вых}}$. Таким образом, привод подачи преобразует электрическую энергию в тяговое усилие очистного комбайна с регулированием по управляющему сигналу $U_{\text{зад}}$.

Информационная компонента в данной S -модели представлена модулями УМ, КМ₁ и КМ₂. Модуль КМ₂ преобразует сигналы о состоянии приводов в последовательный код i_1 (шина данных), данный код транслируется модулю КМ₁, преобразующему код i_1 в служебный код i_2 модуля УМ.

Модуль УМ преобразует код i_2 в синусоидальный сигнал задания выходного напряжения $U_{\text{зад}}$, который описывается следующей системой уравнений:

$$\begin{cases} U_{\text{зад}} = \varphi_1(k_0, I_1, I_2, I_{p1}, I_{p2}) \\ U_{\text{зад}} = 0, (k_1 \neq k_2) \\ U_{\text{зад}} = 0, (t_1, t_2 > t_0) \end{cases}, \quad (12)$$

где k_0 — сигнал заданного оператором значения скорости подачи; I_1, I_2 — сигналы нагрузки двигателей подачи; I_{p1}, I_{p2} — сигналы нагрузки двигателей резания; k_1 и k_2 — сигналы частоты вращения цевочной звезды; t_1 и t_2 — сигналы нагрева обмоток статора двигателей подачи; t_0 — предельный нагрев.

Таким образом, УМ в данном случае выполняет функции авторегулятором скорости подачи по двум контурам — нагрузке двигателей подачи и двигателей резания, с ограничениями по предельному нагреву статора двигателей подачи и рассогласованию угловых скоростей цевочных звезд.

Электронная компонента представлена модулем ПЭЭ. Входная функция ε_n имеет значения напряжения U_c и частоты f_c сети и преобразуется ПЭЭ в электрический сигнал ε_1 с переменными значениями U и f , которые формируются при сравнении синусоидального сигнала переменной частоты $U_{\text{зад}}$ с пилообразным сигналом постоянной (несущей) частотой $U_{\text{нес}}$. Выходные сигналы преобразователя U и f связаны с сигналами на его входе следующими зависимостями:

$$\begin{cases} U = \varphi_2(U_c, U_{\text{нес}}, U_{\text{зад}}) \\ f = \varphi_3(U_c, f_c, U) \end{cases}. \quad (13)$$

Электротехническая компонента представлена модулями ПЭВ_{*i*}. Электрическая энергия ε_1 со значениями U и f преобразуется в механическое вращательное движение — интерфейс ω_{i1} , характеризующийся моментом $M_{дi}$ и числом оборотов $n_{дi}$. Зависимость выходных параметров модулей ПЭВ_{*i*} от входных описывается системой уравнений:

$$\begin{cases} M_{дi} = \varphi_4(n_{дi}, U, f) \\ n_{дi} \equiv f \end{cases} \quad i=1, 2. \quad (14)$$

Механическая компонента представлена модулями ПВВ_{*i*} и ПВП_{*i*}. Модули ПВВ_{*i*} преобразуют интерфейс ω_{i1} в интерфейс ω_{i2} — вращательное движение во вращательное движение с другими параметрами. Механическое вращательное движение преобразуется модулями ПВП_{*i*} в механическое поступательное — функция μ_i . Тяговое усилие реализуется при сложении сил, создаваемых МУПП. Математическое описание механической компоненты может быть представлено следующими уравнениями:

$$\begin{cases} N_i = \frac{M_{дi}}{r_{ci}} u \\ n_{дi} = u \frac{v}{r_{ki}} \\ N = \sum_i N_i \end{cases} \quad i=1,2, \quad (15)$$

где u — передаточное число редуктора; v — скорость подачи; r_{ci} , r_{ki} — приведенные силовой и кинематический радиусы зацепления [10]; N_i — тяговое усилие каждого из МУПП; N — общее тяговое усилие.

Таким образом, S -модель привода подачи МО описывается 12 уравнениями.

Управляющий сигнал для привода подачи, задаваемый либо человеком — оператором при автономной работе МАОК, либо управляющим модулем МСОК при работе комбайна в системе — сигнал заданной скорости k_0 . Влияние внешней среды учитывается параметрами I_{p1} , N . Привод подачи имеет фиксированные ограничения — U_c , $U_{нес}$, f_c , t_0 , u . Эти величины являются исходными данными для решения системы уравнений, в результате чего определяются основные параметры $M_{дi}$, $n_{дi}$, N_i , n_i , U , $U_{зад}$, f , v , а также связанные с ними сигналы обратной связи k_i , I_i , t_i .

При опытной эксплуатации комбайна УКД300 было выявлено, что заданные функционально-параметрические характеристики (скорость и усилие подач) не достигнуты. Тяговое усилие было существенно ниже расчетного, а иногда и недостаточно для перемещения комбайна. Основной причиной этого являлось существенная неравномерность распределения нагрузки между МУПП₁ и МУПП₂. Физические процессы, приводящие к этому явлению, достаточно сложны и подробно рассмотрены в работе [10]. Как показали исследования, основной причиной неравномерного распределения нагрузки является неравенство приведенных радиусов рассогласования Δr в зацеплениях звезд-рейка, обусловленное их геометрическими характеристиками. Негативное влияние неравномерности нагрузки двух приводов поясняется рисунками 2 и 3. При работе от общего преобразователя, то есть при одной частоте f , и при равенстве механических характеристик двигателей $M_{д1}=M_{д2}$, суммарная характеристика привода $\Sigma M_{д}=M_{д1}+M_{д2}$. Если нагрузка распределяется поровну между двумя двигателями ($\Delta r=0$), то привод обеспечивает требуемое тяговое усилие N , при этом оба двигателя работают с номинальным моментом (рисунок 2, график а). В случае возникновения рассогласования нагрузок приводов, при том же требуемом суммарном усилии N , один двигатель работает с существенной перегрузкой, другой недогружен. При определенном допустимом значении Δr момент M_1 , соответствующий нагрузке N_1 , меньше критического момента двигателя M_k , в этом случае привод подачи продолжает работать, опасность представляет перегрев двигателя (рисунок 2, график б). При достижении Δr критического значения вся нагрузка обеспечивается одним двигателем, второй работает с синхронной частотой вращения $n_2=n_c$ и развиваемый им момент $M_2=0$. Максимально возможное при этом тяговое усилие привода определяется перегрузочной способностью двигателя, так как $N \equiv M_1 = M_k$ (рисунок 3, график а). При недопустимом значении Δr один из двигателей работает с частотой выше синхронной в генераторном режиме и создает дополнительную нагрузку для другого двигателя (рисунок 3, график б).

Таким образом, из-за конфликта в рамках механической компоненты МО при определенных условиях возможно либо снижение качества функционирования, либо неработоспособность системы.

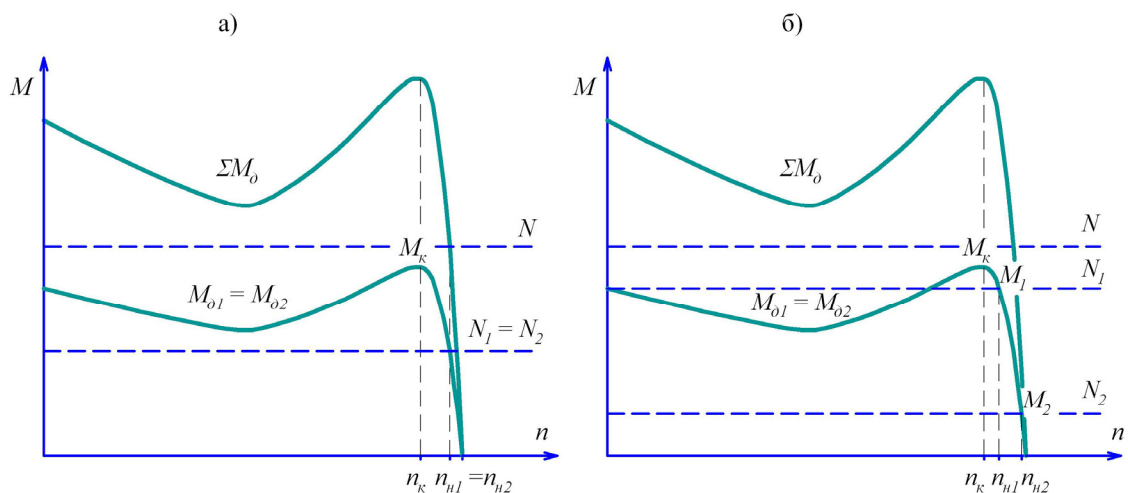


Рис. 2. Механическая характеристика привода подачи при оптимальном (а) и допустимом (б) значении Δr

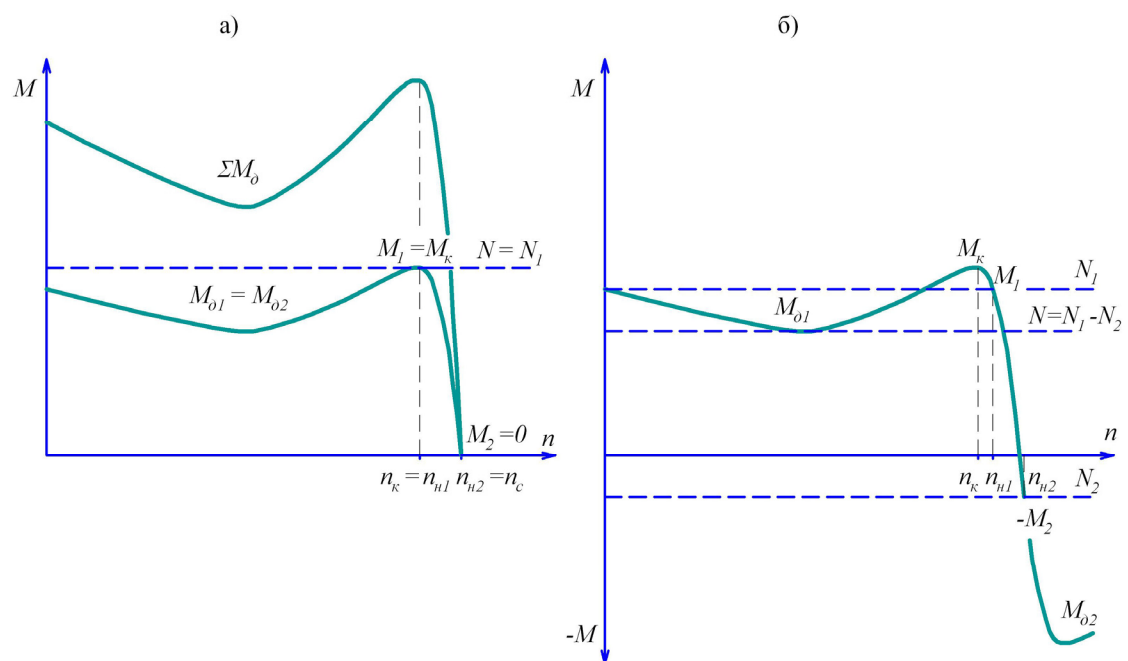


Рис. 3. Механическая характеристика привода подачи при критическом (а) и недопустимом (б) значении Δr

Анализ S -модели и ее математического описания позволяет определить методы разрешения возникшего конфликта.

1. Изменить функционально-параметрические характеристики системы в целом, ограничив область взаимодействия системы с окружающей средой, то есть снизить качество функционирования.

Для рассматриваемого примера это означает изменение технического задания на привод подачи, ограничив область применения комбайна теми углами наклона пласта и показателями крепости угля, при которых обеспечено необходимое тяговое усилие.

2. Изменить функционально-параметрические характеристики конфликтующих компонент.

Для рассматриваемого примера необходимо выбрать параметры зацепления, при котором неравномерность нагружения отсутствовала, то есть обеспечить оптимальное значение $\Delta r = 0$ для всех режимов работы. В работе [9] показана принципиальная невозможность реализации этого метода по техническим (оптимальный радиус зубчатого колеса превосходит допустимый, определяемый мощностью пласта и компоновочной схемой комбайна; невозможно обеспечить одинаковые фазы зацепления двух колес из-за наличия зазоров в реечном стае, определяемых необходимостью изгиба конвейера в различных плоскостях) и технико-экономическим (многократное увеличение стоимости реечного става с оптимальным профилем) причинам.

3. Изменить S -модель системы, введя дополнительные модули и (или) функциональные связи для ограничения или устранения конфликта, введя дополнительные автотрегуляторы, защиты, согласующие устройства; при этом дополнительные модули могут быть как той же физической природы, что и конфликтующие компоненты, так и другой.

В рассматриваемой S -модели имеется защита, отключающая двигатели при их перегрузке (по сигналам I_i), и, таким образом обеспечивающая работу комбайна в области оптимальных и допустимых значений Δr , и отключающая его при критическом значении Δr . То есть тяговое усилие обеспечивается при определенной геометрии реечного става и конвейера, что, как говорилось выше, не обеспечило функционирование комбайна.

Для решения конфликта в рамках механической компоненты вместо планетарных редукторов могут быть применены дифференциальные редуктора с кинематической связью их зубчатых венцов, что позволит скомпенсировать разницу приведенных радиусов зацепления Δr при любом его значении за счет соответствующего изменения передаточных чисел модулей ПВВ₁ и ПВВ₂, и таким образом обеспечить равенство частот вращения, а, следовательно, и моментов обоих двигателей. В этом случае S -модель дополнится функциональной связью между модулями ПВВ₁ и ПВВ₂, характеризующейся частотой вращения зубчатого венца $n_{звi}$. Систему уравнений (15) необходимо дополнить двумя уравнениями, первое из которых связывает между собой величины u и $n_{звi}$ (по формуле Виллиса), второе связывает величины $n_{звi}$ между собой.

Равномерность нагрузки двух приводов при любом значении Δr может быть достигнута и введением дополнительного модуля другой физической природы — второго преобразователя частоты ПЭЭ₂. Это позволит обеспечить равенство частот вращения двигателей за счет соответствующего изменения напряжения и частоты питания каждого из двигателей отдельно. При этом S -модель дополнится структурным блоком ПЭЭ₂ с входной функцией $\varepsilon_{вх}$ и выходной ε_2 , характеризующейся параметрами U_2 и f_2 . Система уравнений (12) будет решаться для двух значений $U_{зад1}$, $U_{зад2}$, и дополнится уравнением, связывающим значения $U_{зад1}$ и $U_{зад2}$. Система уравнений (13) будет решаться для четырех параметров U и f , для чего дополнится необходимыми уравнениями.

Первый вариант меньше усложняет структуру, следовательно, должен быть признан предпочтительным. Однако реализация этого варианта связана с необходимостью существенной корректировки основных элементов комбайна. В этом случае целесообразно рассмотреть возможность изменения компоновочной схемы комбайна и устранить конфликт вторым способом.

Второй вариант, в случае расположения преобразователя на штреке, потребует прокладки дополнительного кабеля к комбайну, что наложит ряд ограничений на функционирование комбайна в рамках МСОК (более широкий кабелеукладчик потребует удлинения консоли крепи, а, следовательно, снизит ее несущую способность и ограничит область применения). В случае расположения преобразователя на борту комбайна

данный вариант нереализуем из-за ограниченных габаритов. Кроме того, стоимость этого варианта слишком высока.

4. Изменить функционально-параметрические характеристики других, не конфликтующих компонент, то есть решить конфликт в области компонент другой физической природы.

В случае очистного комбайна для тонких пластов конфликт был разрешен именно этим способом.

Как видно из рисунков 2 и 3, для увеличения возможного тягового усилия, а, следовательно, и расширения области применения комбайна при существенной неравномерности нагрузки приводов необходимо увеличить реализуемый двигателем критический момент и обеспечить необходимую тепловую мощность, что позволит преодолевать возникающие перегрузки. Исследования показали, что перегрузка двигателей носит циклический характер, нагрев разных двигателей равномерный и находится в допустимых пределах, однако, реализуемый двигателем критический момент недостаточен. Это вызвано тем, что функционально-параметрические характеристики двигателя определялись без учета его работы совместно с преобразователем частоты (нарушение принципа параллельности проектирования). По ряду причин (в данной работе не рассматриваемых) преобразователь частоты имеет существенные потери напряжения (до 20% от номинального), что приводит к снижению реализуемого двигателем момента так как $M \equiv U^2$.

Были изменены параметры асинхронного электродвигателя (электротехнической компоненты) — вместо номинального напряжения 1140 В двигатель был спроектирован на пониженное напряжение, что позволило скомпенсировать потери в преобразователе и кабельной линии, существенно поднять реализуемый момент и обеспечить необходимое тяговое усилие в широком диапазоне условий (что подтверждено опытной эксплуатацией) при сохранившейся существенной неравномерности нагрузки двигателей за счет их перегрузочной способности.

В принятии метода окончательного решения конфликта ключевую роль сыграли технико-экономические причины, такие как стоимость, время разработки и возможность реализации на работающем комбайне.

Рассмотренные выше способы разрешения конфликтов применимы для МО любой степени сложности и имеют свои достоинства и недостатки.

Первый способ, хотя и является малопривлекательным, может иметь достаточно широкую область применения, потому что зачастую техническое задание формулируется в процессе проектирования. На практике этот способ часто применяется в виде проектирования не одного устройства для всех заданных параметров окружающей среды, а ряда устройств, что позволяет для каждого из типоразмеров устройства сузить область конфликта или полностью разрешить его.

Второй способ представляется наиболее продуктивным, так как при этом проектировщик решает суть проблемы. Но этот способ далеко не всегда применим из-за накладываемых функционально-параметрическими характеристиками ограничений на область решений конфликта. В примере с комбайном для тонких пластов оптимальный диаметр колеса и шаг зубчатой реки не позволяли вписать их в мощность пласта, то есть решение конфликта лежит вне области допустимых функционально-параметрических характеристик.

Третий способ наиболее распространен и достаточно продуктивен, но, тем не менее, является компромиссом, так как вводит ограничения на взаимодействие с окружающей средой, снижает качество функционирования, но не «декларативно», как при первом способе (запрет на функционирование системы при определенных параметрах

окружающей среды), а «адаптивно» (система сама определяет допустимую область своего функционирования).

Четвертый способ применим, если решение конфликта в области компонент другой физической природы по каким-либо причинам эффективнее. Это может быть вызвано существующими объективными ограничениями, определяемыми функционально-параметрическими характеристиками или субъективными причинами, например, возможностями проектировщика, временем или стоимостью разработки.

Выводы и направления дальнейших исследований

Сформулированные в работе положения позволяют утверждать, что в настоящее время очистной комплекс нового поколения в целом и входящие в его состав машины отвечают достаточному условию мехатронности, являясь, таким образом, мехатронными объектами. Проектирование и эксплуатацию таких объектов необходимо вести руководствуясь принципами мехатроники.

Сложная структура мехатронных систем, определяемая большим числом функциональных связей (не всегда очевидных) между объектами различной физической природы, делает принципиально невозможным получение приемлемого результата при проектировании компонент системы по отдельности. В этом случае проектирование невозможно без использования мехатронных подходов, параллельного проектирования с применением различных видов моделирования, в первую очередь, математического, как отдельных компонент, так и системы в целом для выявления конфликтующих параметров и их устранения, то есть синергетического объединения компонент.

Особенности мехатронных систем неизбежно приводят к изменению принципов не только их проектирования, но и эксплуатации. Как отмечалось выше, человек-оператор практически не в состоянии управлять машиной в реальном времени без снижения качества функционирования, поэтому количество управляющих сигналов, формируемых оператором, должно быть минимальным, его функции должны сводиться к включению машины. Принятая в настоящее время система планово-предупредительных ремонтов также должна претерпеть изменения. Отыскание отказов в мехатронных системах сложная задача и практически не может быть формализована. В связи с этим, при проектировании данных систем необходимо уделять серьезное внимание обеспечению функций самодиагностики, обнаружения неисправностей, прогнозу возникновения и развития аварийных ситуаций.

Мехатроника — молодая и динамично развивающаяся отрасль науки, применение ее принципов уже в настоящее время позволяет получить ощутимые результаты. Тем не менее, необходима выработка четких качественных и количественных критериев для различных МО, уточнение и общего принятия терминологии, а также пересмотра подходов при подготовке специалистов как для проектирования мехатронных систем, так и для их эксплуатации.

Библиографический список

1. **Исии Т., Симояма И., Иноуэ Х. и др.** Мехатроника: Пер. с япон. — М.: Мир, 1988. — 318 с.
2. **Егоров О.Д., Подураев Ю.В.** Конструирование мехатронных модулей: Учебник. Издание второе, исправленное и дополненное. — М.: Изд-во «СТАНКИН», 2005. — 368 с.
3. **Шалобаев Е.В.** К вопросу об определении мехатроники и иерархии мехатронных объектов // Датчики и системы, 2001. — №7. — С. 64–67.
4. **Горбатов П.А., Косарев В.В., Стадник Н.И.** Концептуальная характеристика сложных горных машин как мехатронных систем // Научные труды ДонНТУ. Выпуск 104. — Донецк: ДонНТУ, 2005. — С. 53–61.
5. **Гетопанов В.Н., Коваль П.В., Рачек В.М.** Проектирование и конструирование горных машин и комплексов. Анализ и выбор схем выемочных машин и оценка их производительности в САПР-ГМ. Учебное пособие. — М.: Изд-во МГМ, 1981. — С. 90.

6. **Конох В.Л., Тайлаков О.В.** Предпроектный анализ шахтных робототехнических систем // АН СССР, Новосибирское отделение, институт угля, 1991. — 182 с.

7. **Стадник Н.И., Сергеев А.В., Мезников А.В.** Система управления и привод забойных скребковых конвейеров // Уголь Украины. — К., 2003. — № 9. — С. 38–41.

8. **Трудношин В.А., Пивоваров Н.В.** САПР. Математические модели технических объектов — М.: Высшая школа, 1986. — 160 с.

9. **Стадник Н.И., Сергеев А.В.** Электрический привод подачи очистного комбайна для тонких пластов // Материалы международной конференции «Форум горняков — 2005» — Том 4. — Днепропетровск: НГУ, 2005. — С. 84–93.

10. **Кондрахин В.П., Лысенко Н.М., Косарев А.В. и др.** Математическая модель для определения нагрузок в опорно-направляющих устройствах и механизме перемещения очистного комбайна УКД300 // Научные труды ДонНТУ. Выпуск 99. — Донецк: ДонНТУ, 2005. — С. 111–120.

© Стадник Н.И., Сергеев А.В., Кондрахин В.П., 2006

Экология

УДК 622.541

БОКИЙ Б.В., ИРИСОВ С.Г. (АП «Шахта им. А.Ф.Засядько»)

ИССЛЕДОВАНИЕ АЭРОДИНАМИЧЕСКОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ НЕПОДДЕРЖИВАЕМЫХ ВЫРАБОТОК

Значительная часть газа, выделяющегося в пределах добычных участков, отводится на фланги шахтного поля по неподдерживаемым выработкам. Нормативная методика расчета аэродинамического сопротивления этих выработок не надежна и дает большие погрешности. На основе результатов депрессионных съемок получена простая формула для расчета аэродинамического сопротивления деформированных выработок малого поперечного сечения, что позволяет оценить эффективность мероприятий по сохранению пропускной способности этих выработок и заранее подготовиться к переходу на возвратноточную схему проветривания.

Несмотря на значительные успехи в области дегазации горные работы по газоносному массиву сдерживает высокая газообильность действующих участков выработок $I_{yч}$. В ряде случаев снижение $I_{yч}$ возможно за счет отвода части загазированной струи воздуха на фланг шахтного поля по погашаемой, неремонтируемой выработке. В этом случае схема проветривания участка либо прямоточная с подсвежением исходящей из лавы струи воздуха, либо комбинированная с раздвоением исходящей из лавы струи, часть которой направляется к центру шахтного поля, а другая часть — на его фланг. Эта фланговая часть исходящей струи, как правило, «выносит» большую часть газа, выделяющегося в пределах добычного участка. На фланге данный газ либо разбавляется мощным потоком свежего воздуха, проходящего через общешахтную выработку, либо каптируется системой труб изолированного газоотвода. Однако со временем аэродинамическое сопротивление $R_{нв}$ неремонтируемой выработки возрастает, что вызывает значительное снижение расхода воздуха по ней и как следствие этого повышается концентрация метана в верхней части лавы и в струе воздуха, направляющейся к центру поля. Поэтому возникает потребность в разработке мер, позволяющих снизить темпы потерь пропускной способности отрезка вентиляционного штрека, оставшегося в «погашении». Для разработки таких мер были проведены исследования характера изменения во времени и пространстве поперечного сечения S_i неподдерживаемых выработок. Кроме того, специально по договору с шахтой сотрудниками ИГТМ проведены депрессионные съемки в «погашении» 10-го западного вентиляционного штрека пласта l_1 . Данные депрессионные съемки проводились при трех значениях длины выработанного пространства по простиранию L_b : 110, 230 и 470 м [1]. ИТР участка ВТБ шахты провели исследования S_i в «погашении» 16 западного штрека пласта m_3 . Боковые породы пласта l_1 характеризовались коэффициентом крепости $f=9-11$, а боковые породы пласта m_3 — $f=3-7$.

Наблюдения на пласте l_1 проведены в начальный период отработки выемочного поля, а на пласте m_3 — после полного развития горных работ, фрагменты схем которых представлены на рис. 1 и 2.

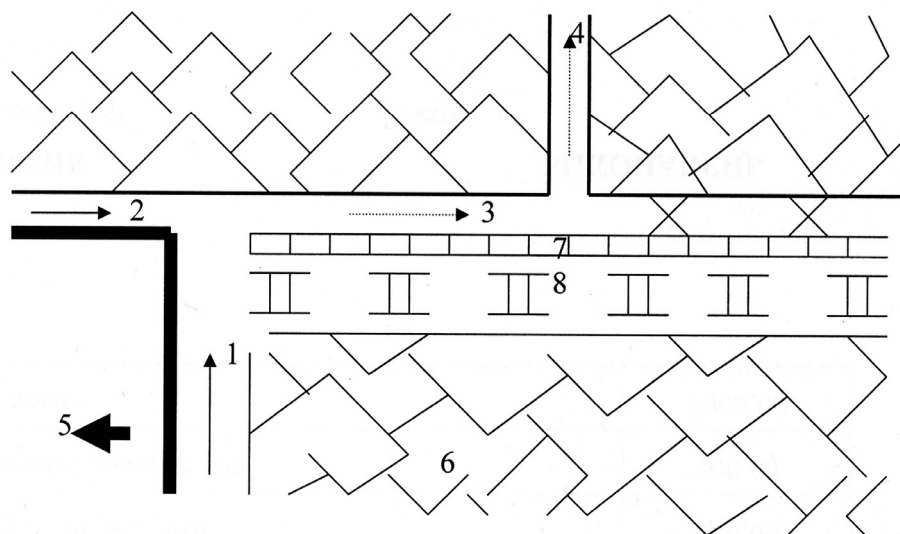


Рис. 1. Фрагмент схемы проветривания 16-ой западной лавы пласта m_3 : 1 — струя воздуха по лаве; 2 — струя подсвеживания через поддерживаемую часть 16-го западного вентиляционного штрека; 3 — исходящая струя участка через неподдерживаемый отрезок штрека с усиленной ремонтинами крепью; 4 — исходящая струя через ходок №7; 5 — направление движения лавы; 6 — выработанное пространство лавы; 7 — изолирующая полоса из блоков БЖБТ; 8 — ряды деревянных костров

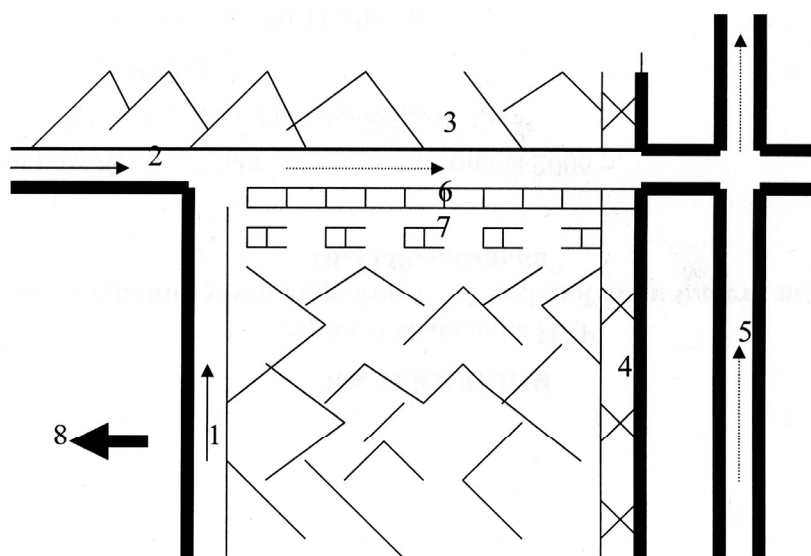


Рис. 2. Фрагмент схемы проветривания 10-ой западной лавы пласта l_1 : 1 — струя воздуха по лаве; 2 — струя подсвеживания через поддерживаемую часть 10-го западного вентиляционного штрека; 3 — исходящая струя на фланг по выработке с усиленной ремонтинами крепью; 4 — «погашенный» монтажный ходок; 5 — исходящая струя нижних горизонтов; 6 — изолирующая полоса из блоков БЖБТ; 7 — ряды деревянных костров; 8 — направление выемки

По результатам депрессионных съемок [1] найден коэффициент аэродинамического сопротивления α для неподдерживаемой выработки, крепь которой до подхода лавы была усилена ремонтинами, установленными по вертикальной оси поперечного сечения выработки. Данный коэффициент применяется при расчете аэродинамического сопротивления выработок R по известной формуле

$$R=\alpha pl/S_i^3, \quad (1)$$

где p — периметр поперечного сечения выработки, м; l — длина отрезка выработки, для которой измерен перепад давления h при депрессионной съемке, м.

Для деформированной неподдерживаемой выработки значение p составит

$$p=4\sqrt{S}. \quad (2)$$

Величина R определена по формуле

$$R=h/(Q_n Q_k), \quad (3)$$

где Q_n и Q_k — соответственно расходы воздуха в начале и в конце отрезка выработки длиной l , м³/с.

Найденные через (1) и (3) значения α составили $\sim 0,005-0,006$, что соответствует α для стволов с двуклетевым подъемом без лестничного отделения, но закрепленных бетоном ($\alpha=0,0045$), и для стволов и для восстающих выработок, закрепленных деревом, ($\alpha=0,0053-0,0066$) [2]. При этом (1) принимает вид

$$R_{нв}=0,02l/S_i^{2,57}. \quad (4)$$

Значения $R_{нв}$ для «зажатых» выработок с ремонтными, определенные по (4), существенно отличаются от соответствующих значений, определенных по [2] при помощи формулы (5)

$$R_{нв}=8,4\cdot 10^{-5} T_{сл.в}^3 L_{в}, \quad (5)$$

где $T_{сл.в}$ — время службы выработки, мес.

Депрессия неконтролируемой выработки $h_{нв}$, согласно [2], определяется по формуле

$$h_{нв}=2,78\cdot 10^{-4} R_{нв} Q_{ф}^2. \quad (6)$$

По (5) и (6) нами рассчитаны значения $h_{нв}$ при $L_{в}=110, 230$ и 470 м, которые затем сопоставлены с измеренными значениями депрессии. Результаты сопоставления представлены в таблице 1.

Табл. 1. Результаты расчета и измерения депрессии неконтролируемой части вентиляционного штрека 10-ой западной лавы пласта l_1

$L_{в}$, м	R , км	Q_n , м ³ /мин	Q_k , м ³ /мин	h_p , даПа	$h_{ф}$, даПа
110	0,003	41,33	55,4	6,4	20
230	0,160	31,50	39,2	193,0	100
470	3,120	18,70	25,8	1505,0	300

Как следует из табл. 1, при $L_{в}\leq 110$ м расчетная депрессия в 3 раза меньше фактической, а при $L_{в}\geq 230$ м — превышает ее в 2–5 раз.

Это является свидетельством невозможности использования нормативной методики в практике управления проветриванием высоконагруженных лав. Необходима доработка методики расчета $R_{нв}$ на основе результатов практических измерений расходов воздуха и депрессии выработок, подвергшихся значительным деформациям и имеющих малое поперечное сечение.

Формула (4) позволяет достаточно точно рассчитать R , если известны значения S_i . Об этом свидетельствуют данные таблицы 2, где для сравнения даны расчетные h_p и фактические $h_{ф}$ значения депрессии отдельных и суммарных отрезков штрека, измеренных в период проведения двух первых депрессионных съемок. Как следует из таб-

лицы 2, при $L_b=110$ м, когда состояние крепи штрека в неконтролируемой части было еще удовлетворительным, расчет депрессии давал значительно большие расхождения с измеренной величиной, чем при $L_b=230$ м, когда выработка уже претерпела значительные деформации. Можно считать, что при $L_b=230$ м имеет место практически точное совпадение суммарных расчетных h_p и измеренных h_ϕ значений депрессии: $h_p=98$, $h_\phi=104$ даПа. При $X_k=470$ м результаты сравнения таковы: $h_p=228$; $h_\phi=293$ даПа. Безусловно, (4) не может применяться для расчета R выработок, находящихся в рабочем состоянии.

Табл. 2. Параметры вентиляционной струи 10-го западного вентиляционного штрека в неконтролируемой части при различном расстоянии X от забоя лавы

L_b , м	X , м	l , м	S , м ²	Q_n , м ³ /с	Q_k , м ³ /с	R	h_p	h_ϕ
110	20	40	6	41,33	44,1	0,01	15,6	12
110	60	40	5,85	44,1	44,5	0,01	18,0	6
$\Sigma h=$							33,6	18
230	10	40	4,5	31,5	36	0,02	20,4	30
230	50	40	4,15	36	37,5	0,02	29,9	46
230	90	40	5	37,5	38,2	0,01	19,6	12
230	130	40	6,35	38,18	38,9	0,01	11,0	10
230	190	60	6,3	38,85	39,2	0,01	17,3	6
$\Sigma h=$							98,2	104

В «погашении» 16 западного вентиляционного штрека пласта m_3 депрессионные съемки не проводились, но проводились исследования S_i как функции X_k (где X_k — расстояние от лавы до ходка №7) и X . Эта функция при высоком корреляционном отношении $\eta=0,95$ имеет вид

$$S_i = a_x \ln(X_k - X) - b_x, \quad (7)$$

где a_x и b_x — эмпирические коэффициенты, зависящие от X_k , м².

Графики на рис. 3, а и 3, б характеризуют зависимость данных коэффициентов от параметра X_k , что формально описывается полиномами третьей степени, и дают основание полагать, что данная зависимость от X_k подвержена определенной периодичности.

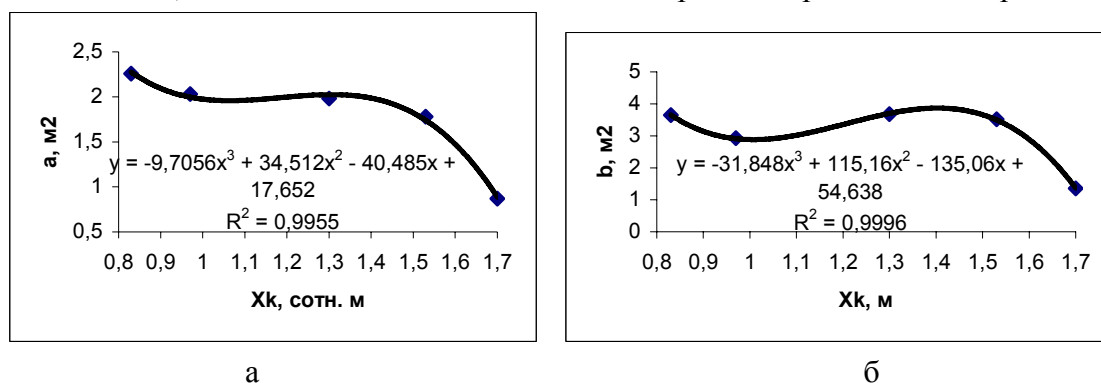


Рис. 3. Графики зависимости коэффициентов a_x и b_x от расстояния X_k от лавы до ходка №7

Характер зависимости коэффициентов уравнения (7) от X_k позволил предположить, что интенсивность конвергенции боковых пород по периметру сечения штрека подчиняется некоторой периодичности, то усиливаясь, то ослабевая по мере увеличе-

ния площади выработанного пространства. Подтверждением этого служит зависимость начального значения поперечного сечения штрека, «погружающегося» в выработанное пространство. Эта зависимость имеет вид

$$S_1 = 2,61 + 4 \cos[\pi (X_k - 104) / 157], \quad (8)$$

где S_1 — поперечное сечение при $X=1$ м, m^2 .

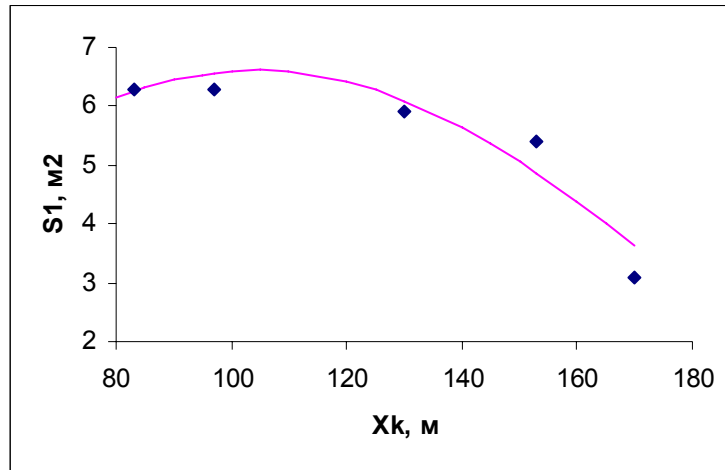


Рис. 4. Зависимость начального сечения S_1 от расстояния X_k отхода 16-ой западной лавы пласта m_3 от ходка №7

Сложный характер зависимости S_i от параметров X_k и X иллюстрирует рис. 5.

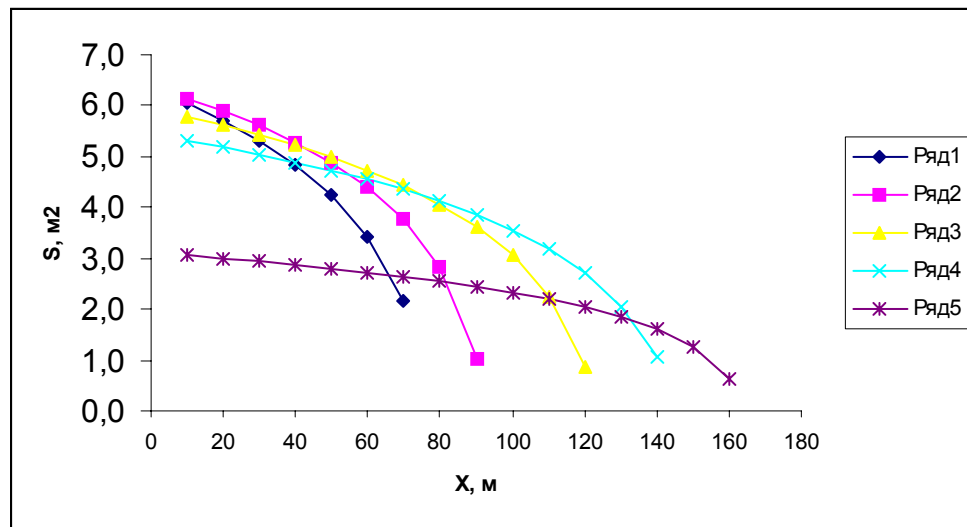


Рис. 5. Графики зависимости поперечного сечения S_i от расстояния до лавы X при разных значениях X_k : 1 — при $X_k=83$ м; 2 — при $X_k=97$ м; 3 — при $X_k=130$ м; 4 — при $X_k=153$ м; 5 — при $X_k=170$ м

По (4) рассчитаны значения удельного аэродинамического сопротивления r_i для разных X -ов с интервалом в 10 м при всех значениях X_k . Результаты расчетов представлены в таблице 3. В связи с тем, что (7) при $X \rightarrow X_k$ дает заметную погрешность, а при $X=X_k$ лишается смысла, расчет S_i и r для последнего, примыкающего к ходку №7, интервала штрека не произведен, поэтому расчетная сумма $\sum r$ в таблице 3 для каждого X_k не учитывает значение r последних 10-ти м штрека.

Табл. 3. Расчет S_i и удельного аэродинамического сопротивления r неподдерживаемого отрезка 16-го западного штрека

$X_k, \text{ м} =$	83	97	130	153	170					
$a =$	2,26	2,03	1,98	1,78	0,87					
$b =$	3,65	2,93	3,68	3,52	1,36					
$X, \text{ м}$	$S_i, \text{ м}^2$	$r, \text{ км/м}$	$S_i, \text{ м}^2$	$r, \text{ км/м}$	$S_i, \text{ м}^2$	$r, \text{ км/м}$	$S_i, \text{ м}^2$	$r, \text{ км/м}$	$S_i, \text{ м}^2$	$r, \text{ км/м}$
10	6,0	0,0002	6,1	2E-04	5,8	2E-04	5,3	0,0003	3,1	0,001
20	5,7	0,0002	5,9	2E-04	5,6	2E-04	5,2	0,0003	3,0	0,001
30	5,3	0,0003	5,6	3E-04	5,4	3E-04	5,0	0,0003	2,9	0,001
40	4,9	0,0004	5,3	3E-04	5,2	3E-04	4,9	0,0004	2,9	0,001
50	4,3	0,0005	4,9	4E-04	5,0	3E-04	4,7	0,0004	2,8	0,001
60	3,4	0,0009	4,4	5E-04	4,7	4E-04	4,5	0,0004	2,7	0,002
70	2,1	0,0029	3,8	7E-04	4,4	5E-04	4,3	0,0005	2,6	0,002
80	$\Sigma r = 0,0053$		2,8	0,001	4,1	6E-04	4,1	0,0005	2,6	0,002
90			1,0	0,019	3,6	8E-04	3,9	0,0006	2,5	0,002
100			$\Sigma r = 0,023$		3,1	0,001	3,5	0,0008	2,3	0,002
110					2,3	0,003	3,2	0,0011	2,2	0,003
120					0,9	0,028	2,7	0,0016	2,0	0,003
130					$\Sigma r = 0,035$		2,1	0,0032	1,8	0,004
140							1,0	0,0179	1,6	0,006
150							$\Sigma r = 0,0283$		1,2	0,011
160									0,6	0,061
										$\Sigma r = 0,105$

Полное аэродинамическое сопротивление $R'_{\text{нв}}$ может быть рассчитано по формуле

$$R'_{\text{нв}} = 10 \Sigma r + R_{10}, \quad (9)$$

где R_{10} — аэродинамическое сопротивление последних 10-ти м штрека у сопряжения с ходком №7.

Значения $R'_{\text{нв}}$, определенные по (9) через S_i , сопоставлены со значениями $R_{\text{нв}}$, определенными согласно [2] по (5), а результат представлен в таблице 4, из которой следует: $R'_{\text{нв}} \approx R_{\text{нв}}$; $h \approx h_p$, где h и h_p — значения депрессий, рассчитанных соответственно через $R'_{\text{нв}}$ и через R , определенное по (5).

Табл. 4. Сравнение результатов расчета $R'_{\text{нв}}$ и $R_{\text{нв}}$ для условий 16-го западного вентиляционного штрека пласта m_3

X_k	$10 \Sigma r$	R_{10}	$R'_{\text{нв}}$	$Q_{\text{н}}$	$Q_{\text{к}}$	h	$T_{\text{сл.в}}$	$R_{\text{нв}}$	h_p
м	км			$\text{м}^3/\text{с}$		даПа	мес	км	даПа
83	0,053	0,5	0,553	28,83	32,67	521	4,33	0,566	534
97	0,23	0,6	0,83	22,17	28,83	531	4,47	0,728	466
130	0,35	0,7	1,05	16,50	24,67	427	4,80	1,208	492
153	0,28	0,9	1,18	14,50	20,33	348	5,03	1,636	483
170	1,05	1,2	2,25	14,67	17,17	567	5,2	2,008	506

Это подтверждает достоверность использованного нами способа определения аэродинамического сопротивления неподдерживаемых выработок и позволяет с его помощью наметить практические рекомендации по сохранению пропускной способности данных выработок. Эти рекомендации могут быть, основаны на том, что общее сопротивление отрезка неподдерживаемого штрека, в основном, определяется (10–15)-ти метровым его отрезком, примыкающим к ходку №7, поэтому: 1) не следует увеличи-

вать S_i в области $X \leq (X_k - 20)$ м; 2) в целях более длительного использования воздухоотводящей выработки, оказавшейся в «погашении», необходимо перед проходом лавой ходка №7 расширить поперечное сечение этой выработки на сопряжении с ходком, а крепь обеих выработок в районе их сопряжения усилить кострами, оставив для пропуска воздуха проходы суммарным сечением 1,5–2 м².

При обработке 16-ой западной лавы пласта m_3 предпринимались попытки увеличения S_i отрезка вентиляционного штрека, попавшего в «погашение». Предполагалось, что подрывка почвы на некоторых отрезках штрека в «погашении» позволит продлить срок функционирования прямоточной схемы проветривания с подсыжением исходящей струи из лавы. Эта схема не позволяла каптировать метан при помощи изолированного газоотвода по трубопроводу, однако надежно обеспечивала низкую концентрацию метана в действующих выработках при минимально возможных расходах воздуха на проветривание участка.

Подрывка почвы в области $X < [X_k - (30 - 50 \text{ м})]$ не могла существенно повлиять на общее аэродинамическое сопротивление штрека в «погашении» и при $X_k > 170$ м его пропускная способность уменьшилась до недопустимо низкого уровня, что обусловило переход на возвратноточную схему проветривания. В связи с этим возник вопрос о значении X_k , до достижения которого будет еще возможно применение прямоточного проветривания, если за счет усиления крепи в области сопряжения его поперечное сечение сохранится на уровне не менее 1,5 м².

Для этого была проанализирована величина аэродинамического сопротивления R_p на отрезке длиной $X_k - 20$ м как функция X на основе формул (4) и (7), согласно которым точное значение R_p можно было получить путем интегрирования выражения (10) в пределах $1 \leq X \leq X_k - 20$

$$R_p = 0,02 \int [a_x \ln(X_k - X) - b_x]^{-2,54} dX. \quad (10)$$

Однако (10) привести к табличному не представляется возможным, в связи с чем значение R_p определено по данным таблицы 3. Для этого по каждому столбцу таблицы 3, характеризующему удельное сопротивление r , найдена сумма без последнего члена. При каждом X_k величина R_p определена по формуле

$$R_p = 10(\sum r - r_k), \quad (11)$$

где r_k — конечное слагаемое в данном столбце, км/м.

График зависимости R_p от X_k представлен на рис. 6.

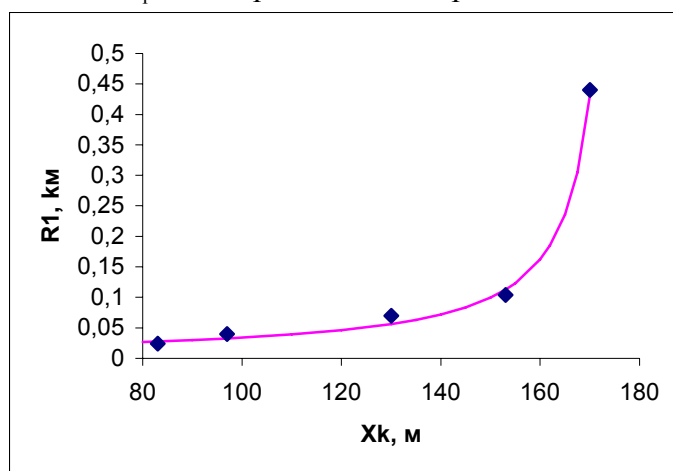


Рис. 6. График зависимости суммарного аэродинамического сопротивления отрезка штрека R_p от расстояния X_k

Как следует из графика на рис. 6, при $X_k > 160$ м величина R_p резко возрастает с ростом X_k , а зависимость R_p от X_k в диапазоне $X_k < 170$ м, имеющая вид (12), практически функциональна, о чем свидетельствует высокое корреляционное отношение для (12), равное $\eta = 0,9987$.

$$R_p = 2,59 / (176 - X_k). \quad (12)$$

Таким образом, можно констатировать, что даже увеличение S_i и усиление крепи штрека в районе его сопряжения с ходком не позволяют сохранить пропускную способность неремонтируемого штрека при $X_k \geq 170$ м, так как при $X_k = 176$ м значение $R_p \rightarrow \infty$. В то же время при $X_k \approx 180$ м прекратился приток воздуха через выработанное пространство в «погашенную» часть вентиляционного штрека и появилось равенство $Q_n \approx Q_k$ (рис. 7).

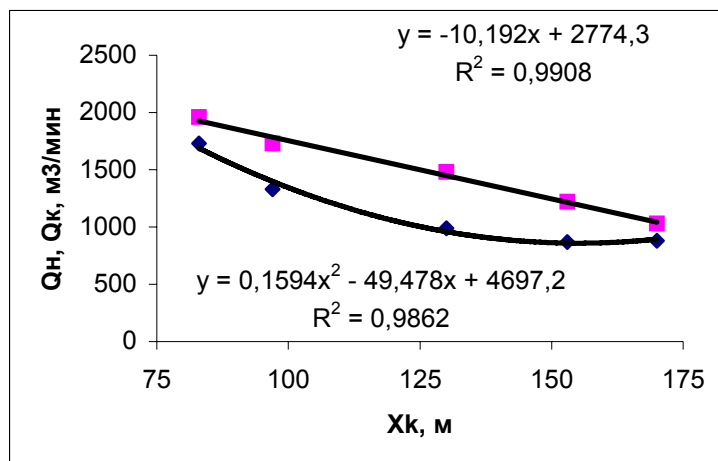


Рис. 7. График зависимости от X_k начального Q_n и конечного Q_k расходов воздуха через «погашенный» отрезок 16-го западного вентиляционного штрека пласта m_3 : 1 — конечный (при $X=X_k$) расход воздуха Q_n ; 2 — начальный (при $X=10-20$ м) расход Q_k , м³/мин

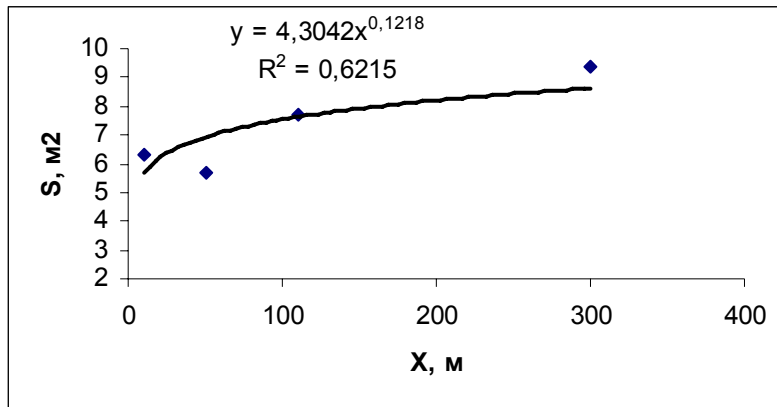
Сближение значений Q_n и Q_k при $X_k \rightarrow 180$ м свидетельствует о том, что в данных условиях выработанное пространство под вентиляционным штреком становится, практически, непроницаемым. Поэтому при $X_k \geq 180$ м отпадает потребность в сооружении изолятора под вентиляционным штреком, в качестве которого используются полосы из блоков БЖБТ. С отменой выкладки БЖБТ существенно снизится трудоемкость очистных работ, так как эти блоки к месту укладки доставляются волоком по «зажатой» выработке на расстояние 100–200 м и более.

Резкое увеличение R_p при $X_k \rightarrow 170$ м обусловлено особенностями характера зависимости S_i от X_k и X , формально отражаемой (7), и подтверждается графиком на рис. 5, иллюстрирующим тот факт, что при $X_k = 170$ м все значения S_i становятся существенно меньше соответствующих значений при $X_k = 130$ и 150 м.

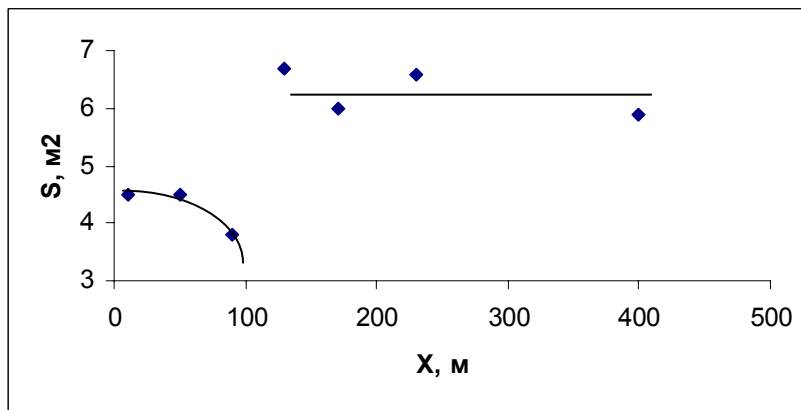
Таким образом, при $X_k \rightarrow 170$ м следует провести подготовку к переходу на возвратноточную схему проветривания и прекратить выкладку изолятора под вентиляционным штреком, оставшимся в «погашении». На вопрос о целесообразности «жесткого» изолятора при пучащих породах почвы в условиях $X_k < (150-170)$ м у нас нет однозначного ответа.

Следует учитывать, что данные положения справедливы только для условий, аналогичных условиям пласта m_3 , окруженного слабыми боковыми породами. В иных горно-геологических условиях процесс конвергенции пород протекает значительно медленнее, что позволяет «погашенной» выработке сохранять достаточно большое поперечное сечение в течение длительного периода. Так, например, при разработке пласта l_1 довольно устойчивые породы кровли и почвы позволяют отводить исходящую

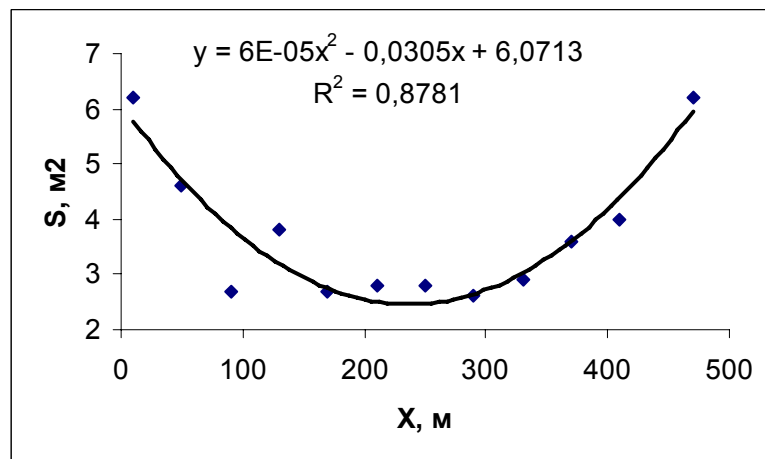
струи по «погашенной» выработке при $L_B \leq 800$ м, а при $L_B \leq (500-600)$ м еще возможно передвижение людей от лавы к фланговой наклонной выработке.



а



б



в

Рис. 8. Характер распределения по X поперечного сечения S в пределах неподдерживаемого участка вентиляционного штрека 10-ой западной лавы пласта l_1 : а — $L_B=110$ м; б — $L_B=230$ м; в — $L_B=470$ м

Это позволило установить характер распределения S_i по X в начальный период отработки выемочных полей пласта l_1 , который представлен на рис. 8. Как следует из графиков на рис. 8, характер распределения S по X качественно изменяется по мере увеличения длины выработанного пространства L_B .

Как следует из рис. 8, а, в начальный период работы лавы участок выработки, поддерживаемой в двустороннем целике ($L_b > 110$ м), сохраняет достаточно большое поперечное сечение $S = 7,5-9$ м², а на участке $X < 0,5L_b$ значение S заметно меньше ($S \approx 6$ м²) и убывает с ростом X . Как следует из рис. 8, б, при $L_b = 230$ м влияние целика на сдерживание конвергенции проявляется за его пределами, в выработанном пространстве, при $X = 150-230$ м. Однако при $X_k = 470$ м характер распределения S по X изменяется радикально (см. рис. 8, в).

При $L_b = 470$ м активная конвергенция наблюдается по всей длине «погашенного» штрека, т.е. от лавы до монтажного ходка, достигая максимума при $X = 170-330$ м (см. рис. 8, в). Кроме того, при $L_b = 470$ м конвергенция начинает активно проявляться и за пределами выработанного пространства там, где выработка поддерживается в двустороннем целике ($X > 470$ м). Поэтому в данный период, когда $L_b = 470$ м, значение S при $X > 190$ м практически является функцией X как в пределах, так и вне выработанного пространства. Об этом свидетельствует рис. 9, где линию графика с высокой точностью ($\eta = 0,999$) характеризует гиперболический тангенс вида

$$S = 5,4 + th[(X - 447)/76]. \quad (13)$$

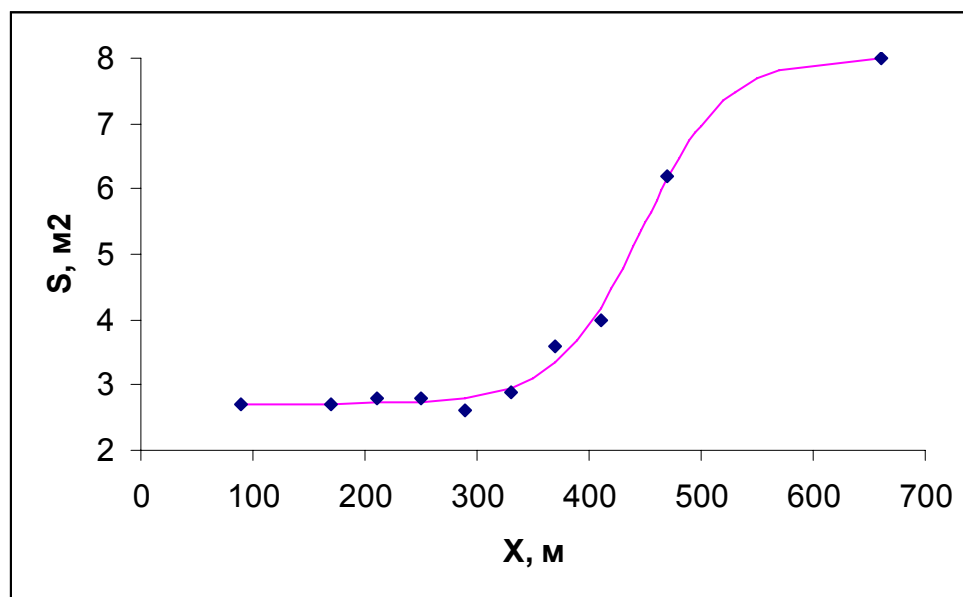


Рис. 9. График распределения S по X в области $X > 190$ м в условиях 10-го западного вентиляционного штрека пласта l_1 при $L_b = 470$ м.

Как видно из графиков на рис. 8, при всех трех значениях L_b значение S с ростом X вначале резко убывало, а при дальнейшем увеличении X возрастало либо скачкообразно (см. рис. 8, б), либо плавно (см. рис. 9). Поэтому в каждом конкретном случае для расчета $R_{нв}$ и h_p предварительно нужно установить характер зависимости S от X , а затем уже по формуле (4) рассчитать значения R_p . Нормативная методика, предполагающая использование (5), игнорирует разнообразие закономерностей распределений S по X , поэтому в ряде случаев ее использование для расчета R приводит к большим ошибкам в расчете депрессии. (см. h_p и $h_{ф}$ в табл. 1).

Выводы

По мере удаления от лавы закономерности изменения поперечного сечения неподдерживаемой выработки, оставленной в двустороннем выработанном пространстве, различны в различных горно-геологических условиях, чего не учитывает нормативная

методика расчета аэродинамического сопротивления таких выработок. Для расчета сопротивления неподдерживаемой выработки необходимо предварительно установить характер распределения поперечного сечения по длине выработки. Изменение поперечного сечения неподдерживаемой выработки по мере увеличения площади выработанного пространства носит периодический характер. Получена простая формула для расчета сопротивления неподдерживаемой выработки с деформированной крепью, предварительно усиленной ремонтными. При слабых боковых породах аэродинамическое сопротивление вентиляционной выработки, оставленной в двустороннем выработанном пространстве, резко возрастает при длине более 180 м, чему, практически, не может воспрепятствовать усиление крепи данной выработки, поэтому отвод исходящей струи воздуха на фланг становится затруднительным. После отхода лавы от промежуточной наклонной вентиляционной выработки на расстояние более 170 м при слабых боковых породах и глубинах разработки свыше 1000 м выкладка изоляторов из блоков БЖБТ под вентиляционным штреком не целесообразна, так как выработанное пространство в данной области становится, практически, непроницаемым.

Библиографический список

1. **Боровский А.В., Бокий Б.В., Бунько Т.В. и др.** Исследование аэрогазодинамических процессов с целью управления воздухораспределением в пределах добычного участка и совершенствование процесса утилизации метана // Геотехническая механика. — Днепропетровск, 2003. — Вып. 47. — С. 3–13.
2. **Руководство** по проектированию вентиляции угольных шахт. — Киев, 1994. — 311 с.

© *Бокий Б.В., Ирисов С.Г., 2006*

УДК 628.1-628.3

ЛУНЬОВА О.В., МАТЛАК Є.С., КОСТЕНКО В.К., ПРИХОДЬКО С.Ю., ПОТАПОВ В.Г.
(ДонНТУ)

ЗАПОБІГАННЯ ПОВТОРНОГО СИНТЕЗУ ДІОКСИНОПОДІБНИХ З'ЄДНАНЬ ПРИ УТИЛІЗАЦІЇ ТВЕРДИХ ПОБУТОВИХ ВІДХОДІВ

У статті розглянуті недоліки класичних варіантів піролізу. Для їхнього усунення на основі розроблених раніше авторами основ практичної теорії високотемпературного піролізу запропонований спосіб знешкодження твердих побутових відходів з використанням вихрового ефекту для «закалювання» піролізних газів.

Сьогодні у світі існує велика розмаїтість варіантів технологічного оформлення процесу піролізу: низько-, середньо- і високотемпературного.

Однак усі вони мають недоліки. Наприклад, чітко проявилися два з них. По-перше, при низькотемпературному піролізі піролізні олії мають складний хімічний склад, містять велику кількість води, термічно нестабільні і з цих причин непридатні для використання в якості хімічної сировини. По-друге, при високотемпературному піролізі складним виявляється підтримка стабільно високої температури (1500–1600°C) у нижній частині реактора через недодачу кисню і коливань у морфологічному складі твердих побутових відходів (ТПВ). Унаслідок цього виникають труднощі з розплавлюванням мінеральних компонентів ТПВ і випуском шлаку.

Однак головним екологічним недоліком будь-якого варіанта піролізу є нерозв'язаність проблеми знешкодження диоксиноподібних з'єднань (можливий синтез диоксинів у холодній зоні при температурі від 250–700°C, найбільш сприятливі умови в інтервалі 300–400°C), токсичних вуглеводнів і оксидів важких металів усередині реактора. Крім того, одиничні, впроваджені в розвинутих країнах проекти піролізу ТПВ, не забезпечують запобігання повторного синтезу диоксинової решітки при охолодженні газоподібних продуктів піролізу на виході з реактора.

Рішення проблеми в цих випадках перенесене з реактора в зовнішні апарати газоочиски, однак останні лише частково знижують зміст диоксинів.

Причина утворення диоксинів полягає в тім, що застосовувані в даний час реактори піролізу працюють за принципом доменного процесу (ідеального з погляду теплообміну). Процес супроводжується як окислюванням (спалюванням), так і відновленням елементів.

У застосовуваних сьогодні піролізних реакторах зона теплогенерації знаходиться внизу і формується шляхом спалювання залишків органіки, що нерозклалися, (углеродистого залишку), що опускаються зверху вниз. При цьому горіння підтримується вдмухуванням повітря (кисню), утворюються гарячі продукти (їхня температура 1500–1600°C) двох видів: газоподібні (летучі) і рідкі (шлак).

Газоподібні продукти, піднімаючи нагору що назустріч рухається масі відходів, віддають їм своє тепло, що забезпечується протіканням реакцій піролізу, і приділяються у верхній зоні реактора при температурі 150–200°C.

За даними С.С.Юфіта навіть якщо в такому реакторі буде дотримане правило двох секунд, воно не означає повного знищення диоксинів, а лише має на увазі, що концентрація диоксинів у газах, що відходять, буде задовільною для їхнього очищення до нормативних значень. Але навіть найбільш надійні вугільні фільтри вирішують цю проблему лише частково. Крім того, деяка частина диоксинів летить в атмосферу разом з летучою золою, на якій вони прекрасно сорбуються.

Крім того, під дією оксиду вуглецю (С) відновлюються з оксидів деякі важкі метали, зокрема легкоплавкі (типу ртуті (Hg), кадмію (Cd)). Замість того щоб потрапити в шлак, вони «парять», стають летучими, потрапляючи в піролізний газ.

Піролізний газ — це суміш газових фаз усіх продуктів отриманих послідовно на різних рівнях по висоті реактора. Він містить шкідливі важкі вуглеводні (наприклад, $C_{20}H_{12}$ — безапірен), напівзруйновані галогенорганіческие з'єднання (диоксини), пари відновлених важких легкоплавких металів (Hg, Cd). Таким чином, проблема диоксинів і інших токсичних забруднювачів не вирішена.

Вона є невирішеною, навіть якщо маються викиди диоксинів після газоочисних споруджень у межах необхідних нормативів, тому що для диоксинів (через їхні особливі властивості: стійкості і здібності до нагромадження, на зразок радіоактивних речовин) критерій ГДВ зовсім неприємним, тобто немає настільки малої дози диоксинів, що була б безпечною.

Цілком знешкодженим при такому процесі може вважатися тільки мінеральний залишок — шлак, отриманий при розплавленні мінеральних складових ТПВ, що містить понад 50% діоксида кремнію (Si_2) і після охолодження являє собою інертну, остекловану масу.

У зв'язку з викладеними недоліками класичних варіантів піролізу актуальним є розробка екологічного способу і технології високотемпературного розкладання ТПВ, базові принципи яких забезпечували б гарантоване знешкодження диоксинів, ПАУ, оксидів важких металів. Необхідна розробка спеціальної практичної теорії термознешкодження ТПВ [1].

Показано, що робота піролізного реактора повинна бути, образно говорячи, «всепогодною» тобто спрямованою на переробку нерозділеного потоку ТПВ довільного хімічного складу. Досвід експлуатації сортувальних ліній показує, що ступінь витягу визначених (конкретних) складових ТПВ недостатній. Це практично зберігає колишню (до сортування) багатокomпонентність відходів. Через велику розмаїтість компонентів не усі виділяються при піролізі шкідливі речовини можуть бути витягнуті газоочисними пристроями, розташовуваними за межами реактора. Створення універсальних пристроїв для очищення газів від усіх можливих шкідливих речовин довільного хімічного складу — складна задача, а її рішення дороге.

Рациональний шлях максимального запобігання появи в піролізному газі найбільш небезпечних (токсичних) диоксиноподібних речовин усередині реактора при обов'язковому очищенні цих газів від менш шкідливих (нетоксичних) газоподібних і пилових компонентів за допомогою звичайних і дешевих газоочисних пристроїв [2].

Як показано вище, основним принципом захисту навколишнього природного середовища при переробці нерозділеного потоку ТПВ є здійснення гарантованого руйнування диоксинів решітки галогеноутворюючих з'єднань безпосередньо усередині реактора з виключенням її повторного синтезу на виході піролізного газу з реактору.

Теоретично і експериментально виявлено, що ефективними факторами руйнування диоксинів решітки є підтримка високих температур процесу в зоні теплогенерації (до 1600–1700°C), забезпечення стабільності його теплового режиму та створення в реакторі (на виході піролізного газу) відбудовної атмосфери, а також застосування в якості «страхованого» заходу, що запобігає повторний синтез диоксиноподібних з'єднань у холодній зоні (тобто за межами реактора), «закалювання» газів, що відходять. Під «закалюванням» піролізного газу розуміється його різке охолодження до температури нижче 250°C, при якій зникають умови з'єднання галогенів (хлору, бром) з киснем, тобто утворення диоксиноподібних речовин. У цьому випадку як би «заморожується» стан термодинамічної рівноваги, що було при високій температурі в реакторі, коли диоксини були відсутні. Такий підхід є теоретично правильним, але практично він «спрацьовує» лише за умови забезпечення істинного «закалювання», коли температура знижується на багато соток градусів дуже швидко (за долі секунд). Таким чином, має місце ще одна страхуюча операція на випадок проскоку з реактора токсинів.

Пропонується використовувати для цієї мети вихровий ефект (або ефект Ранке), що виявляється в закругленому потоці густої стисливої рідини (повітря, газ) і реалізується в простому пристрої, називаним вихровою трубою або трубою Ранке-Хилша [3].

Пристрій являє собою гладку циліндричну трубу, постачену тангенціальним соплом, равликком, діафрагмою з осьовим отвором і дроселем. Газоподібні продукти термодеструкції відходів за допомогою компресора подають до вихрової установки, у якій розділяють потоки газу на холодний і гарячий. Різке зниження температури газу в змушеному потоці пояснюється мікродіабатними процесами енергообміну між елементами газу (холодними циклонами) обох вихрів при відсутності теплообміну з зовнішнім середовищем [4].

Нижче приведені результати розрахунку параметрів процесу, вихідні умови якого прив'язані до технології високотемпературного піролізу, запропонованого УкрНТЕК. Розрахунок виконаний відповідно до методики, викладеної в роботі [5].

Як відомо, синтез диоксиноподібних з'єднань починається при температурі 250–700°C, тому робочий діапазон зниження температури піролізного газу обраний в інтервалі 800–200°C. Перед подачею у вихрову трубу піролізний газ стискується за допомогою компресора під тиском $P_c=0,8$ МПа.

З урахуванням вихідних даних отримані наступні конструктивні розміри вихрової труби: довжина — 8200 мм, діаметр діафрагми — 302 мм, прохідний перетин круг-

лого сопла — 5500 мм², внутрішній діаметр труби — 450 мм. Критична швидкість потоку для даної конструкції — 600 м/с.

Результати теоретичних досліджень указують на можливість практичного використання «закалювання» газів, що відходять з реактора високотемпературного піролізу.

Бібліографічний список

1. Росляков П.В., Изюмов М.А. и др. О выборе оптимальной технологии термической переработки твердых бытовых отходов / Энергетик, 1996. — №9. — С. 6–11.
2. Лунева О.В., Горда В.И., Матлак Е.С. Основы практической теории предотвращения образования токсичных продуктов при термической утилизации твердых бытовых отходов / Хімія і хімічна технологія, 2005. — №95. — С. 117–123.
3. Горда В.И., Кальченко В.В. Технология утилизации бытовых отходов методом высокотемпературного электропиролиза / Сб. научн. тр. Совершенствование и разработка новых технологий и оборудования по охране окружающей среды, 2000. — Донецк.
4. Меркулов А.П. Вихревой эффект и его применение в технике. — М.: Машиностроение, 1969. — 183 с.
5. Мартынов А.В., Бродянский В.М. Что такое вихревая труба? — М.: Энергия, 1976. — 152 с.

© Луньова О.В., Матлак Є.С., Костенко В.К.,
Приходько С.Ю., Потапов В.Г., 2006

VLASTIMIL HUDEČEK (VŠB-Technical University of Ostrava, Czech Republic),
OLEG MOROZ (DonNTU)

ECOLOGICAL PROBLEMS ASSOCIATED WITH THE ESCAPE OF MINE GAS INTO THE ATMOSPHERE

In the article, negative impacts of methane released (gas released by mining activities from the coal matter or surrounding rocks) into the air and problems associated with global warming connected with the principle of so-called greenhouse effect are presented. Manners of releasing gases from closed mines, including characteristics of the most important factors influencing the escape of mine gases to the surface are provided. With active coal mines, methods of possible methane releasing from seams or surrounding rocks are described.

In the next part of article, the evaluation of data acquired from the gas drainage of chosen area of a face of the company, Ostrava-Karviná Mines (henceforth referred to as OKD), Paskov Mine, Staříč plant, classed as with the 2nd degree of coal and gas outburst hazard is processed. Basic parameters of seams and the area of face evaluated, the method of gas drainage and volumes of gas drained during the operation of this face are given. In the article, the area of face evaluated is documented by a figure of the mining-geological situation of face, including the layout of gas drainage boreholes.

Introduction

The growth of human population and the not yet limited economic growth of especially countries with highly-developed economies result in disturbing the equilibrium of many systems. The civilization affects, by its expansiveness and aggressiveness, the air, climate, soil, water, cycles of substances, other living organisms, and even itself. On the surface of our planet, a point not affected by human activity can be found only with difficulty. Even at the depths of oceans, in the outer space around the planet and also in inaccessible polar areas can be found traces of extraneous substances that would never get to these places without human

acting. As problems drawing human attention most at present [1], the following items are regarded:

- global warming (global climate change);
- weakening the ozone layer in the stratosphere;
- acid atmospheric deposition (acid precipitation);
- a threat to biological biodiversity.

Global Warming

The problem connected with global warming is associated with the principle of so-called greenhouse effect that acts as the protection of our planet surface against drastic changes in the day-to-night temperature range. To the Earth, the Sun emits as a body of the temperature of 6000 K radiation, whose maximum wavelength is about 500–600 nm. About 25% of solar radiation reflects, before penetrating to the Earth's surface, from the atmosphere and escapes to the universe again. Another about 25% is absorbed by aerosols and gases in the atmosphere. Of 50% of radiation impinging the surface, about 5% is reflected from clouds, the water level and snow cover. Less than half the radiation energy thus strikes the Earth's surface, is absorbed by the surface and warms it. The surface of the planet is, however, warmed to a substantially lower temperature than is that of the Sun, and thus emits the radiation of greater wavelength. Then, it emits infrared radiation; however, this is absorbed by some gases in the atmosphere for some time. Part of this radiation escapes into the universe, which cools the planet, but part is emitted back to the surface and warms it. The greenhouse effect can be expressed as a difference between the Earth's surface temperature measured by satellites from the cosmic space and the average temperature at the planet surface.

The gases that have capabilities to absorb infrared thermal radiation are called greenhouse gases. To them, especially water steam, carbon dioxide, ozone, nitrogen monoxide and methane contributing to the greenhouse effect by about 0.8 K belong. Because the gases occur in the Earth's atmosphere independently of human activities, the greenhouse effect should be taken as natural phenomenon.

However, during some human activities, a larger amount of greenhouse gases than natural is released. As an example, rotting processes in municipal waste landfills contributing to the production of methane, or the emissions of mine gases rich in carbon dioxide and methane due to mining activity can be given. The emissions of mine gases rich in methane (CH_4), or in a mixture with carbon dioxide (CO_2) on the surface are a significant factor manifesting itself in the Ostrava and Karviná parts of the Ostrava-Karviná Coalfield (henceforth referred to as OKC) after finished mining activity and mine closure. In these areas, this is a permanent phenomenon, which follows from the geological structure of deposit, the thickness and properties of cover. It may show itself in points (in the surroundings of old mine workings open to the surface, or through insufficiently treated closed old mine workings especially in the periods of sharp drop in barometric pressure) and in areas [2], i.e. the escape of gases from excavations of seams in points of gas-permeable overburden or via tectonic zones.

Factors Influencing the Escape of Mine Gases to the Surface in Closed Mines

The escape of mine gases, especially methane, to the surface is influenced by many **natural, atmospheric and mining-technical factors**.

To the group of natural factors we assign the rank (degree of coalification) of seam, the pressure of gases, the thickness of seam, the depth of burial and the gas-permeability of surrounding rocks, the temperature difference, surrounding seams, tectonic structures and the overburden. Members of the group of atmospheric factors are barometric pressure and rainfall, and among the mining-technical factors the effects of mining and mine closure can be ranked (finished ventilations, reduced gas drainage, the flooding of mines and the method of mine working closure).

The Degree of Coalification (Rank)

The rank of coal is expressed by the content of volatile matters in the coal matter. With the growing rank, the content of volatile matters decreases and, on the contrary, the content of carbon C increases, and usually the amount of methane also arises. Coal seams in OKC show a high rank and a considerable coal gas capacity. Methane will be released from the coal substance even after finishing mining activity.

The Pressure of Mine Gases

What is decisive of movement of mine gases below ground and their escape to the surface is a pressure difference between the point of gas occurrence below ground and the point on the surface. In a case of escape of mine gases to the surface, a difference between the pressure of mine gases and the barometric pressure is crucial. After stopping ventilation, the overpressure ranging from 10 to 300 Pa will be created.

The Thickness of Seam

Methane as the most hazardous constituent of mine gases occurs in the coal seam and in the surrounding rocks. Into the surrounding rocks, methane migrates depending upon their natural gas permeability and disturbance of rock mass due to mining activities. Generally, it holds true that the higher is the seam thickness, the greater amount of methane is contained in this seam, or is released from this seam. With the increasing thickness of mined seam, effects of loosening the overlying and underlying layers and unmined coal seams grow. Thus the gas permeability of surrounding rock mass will increase and from unmined surrounding seams methane will be released.

The Depth of Burial and the Gas Permeability of Surrounding Rocks

With the growing geodetic and the stratigraphical depth of burial of coal seam, the rank of coal usually increases. The depth of burial has a considerable effect on methane escape to the surface. If in the given point, any natural or artificial paths for methane escape to the surface do not occur (tectonic structures, mine workings open to the surface, etc.), then the thickness of Carboniferous formation increases with the depth of burial in the given point, and thus also its resistance to the escape of methane to the surface.

The Surroundings of Seam

The coal gas capacity of Carboniferous rock mass is also influenced by the amount of methane released from the surrounding seams; the amount depends on the number and thickness of these seams, the pressure of methane in the seams and further on the distance between the seam concerned and the influencing seam. The process of influencing the surrounding rock mass takes place even after finishing mining operation, because the caved-in area is gradually totally consolidated and the effective height of caving, fissure growing and sagging of overlying layers increases.

Tectonic Structures

From the point of view of mine gas escape to the surface, tectonic structures represent very important natural paths of communication between primary sources of methane below ground and the surface. The tectonic structures offer lower resistance to the migration of mine gases than the undisturbed rock mass.

Overburden

The escape of mine gases to the surface depends, to a great extent, on the thickness of overburden (Tertiary), its gas permeability and level of disturbance due to natural processes and mining activity. In several cases, the overburden is totally missing in OKC. The Carboniferous rock mass outcrops and so-called "Carboniferous windows" are produced. The properties of overburden were taken as major criterion for the delimitation of areas endangered by the escape of mine gas to the surface [3].

Barometric Pressure

One of the most important factors influencing the escape of gases to the surface is barometric pressure. As follows from the evaluation., the escape of mine gases to the surface occurs above all at a sharp drop in barometric pressure; a pressure change of 20 hPa/24 hours being regarded as sharp pressure drop.

Rainfall

This parameter influences the gas permeability of natural and artificial communications.

Effects of Mining

The gas permeability of undisturbed Carboniferous rock mass is rather small. It is the effects of mining activity (especially mining operations) on the overlying rock mass that are decisive of the escape of mine gases to the surface. Attention must be paid especially to points above the edges of worked-out spaces, where not only mere subsidence occurs, but also horizontal and vertical deformation with the subsequent tectonic disturbance may take place.

Mine Closure

According to legislation, any active mine must have an independent ventilation system. The mine must have forced and continuous ventilation. This type of mine ventilation creates permanent underpressure in mine spaces and draws off diluted mine gases to the surface. What has the crucial effect on the intensity and extent of mine gas escaping to the surface is stopping ventilation in the closed mine. In mine spaces significant changes occur immediately. The composition of mine atmosphere changes into the atmosphere of old mine workings, the pressure and temperature of mine gases increase, which are factors supporting the escape of gases to the surface.

To active mines, gas drainage had to be introduced in many cases to deal with the increased gas capacity of coal seams and their surroundings. Mining legislation requires the continuous operation of gas drainage system. Thus the escape of gases from mine workings to the surface is prevented, and the discussed gases can be industrially utilised either directly in the mining plant, or by supplying to the distribution network and selling to customers. Moreover, the economic benefit from selling this gas is not negligible either. The operation of exhaustion stations of closed mines acts up to commercial demand, and when demand for the exhausted gas is not ensured, the station is stopped.

Another mining-technical factor influencing the escape of gases to the surface is the flooding of underground spaces of closed mines. By flooding the underground mine spaces, the volume of spaces is diminished, in non-flooded underground mine spaces the pressure of mine gases increases and the mine gases are forced up to the surface.

Releasing the Methane from Active Coal Mines into the Air

In the case of active mines, methane escaping from coal seams or immediate roof and floor is diluted with fresh air and released into the atmosphere, and participates in the greenhouse effect, or is drawn from the mine on purpose and is used industrially (gas drainage). By gas drainage, gases are drawn from the seams by gas drainage boreholes into the gas drainage pipes that are connected to the gas drainage station located on the surface of underground mine. The methane is exhausted by means of underpressure to the surface, where it can be industrially used by the mining company itself or can be supplied to the distribution network for other users [4].

Gas drainage reduces the negative impact of released methane on the atmosphere and is an important aspect of economics of mining company and is also a measure that favourably influences the mining operations in areas endangered by coal and gas outbursts [5–7].

In the next part of this contribution, the method of gas drainage in a chosen face of the Paskov Mine is described.

Dealing with the Gas Drainage of Face No. 050 530 in OKD, Paskov Mine, Staříč Plant

The mining company OKD, a.s. concerning with the underground mining of hard coking coal pays great attention to problems of utilisation of Carboniferous gas that is used as equivalent of natural gas from the point of view of energy as well as ecology.

At present, the drainage of gas from the gas-bearing rocks in mined faces is introduced for the reason of safety in the sense of reducing the emissions of Carboniferous gas into mine workings and, on the other hand, for the benefit of effective use of methane as energy source.

The observed face No. 050 530 in the Staříč Mine is, from the point of view of problems of outbursts, classed as with the 2nd degree of coal and gas outburst hazard.

With reference to the fact that the above-mentioned face in the Staříč Mine is classified, from the point of view of gas conditions and methane emissions, as a face with a higher CH₄ gas capacity, this increased gas capacity must be dealt with by means of gas drainage.

The face is situated in the 1st mining field — Sviadnov, the mining claim of Staříč Mine. It is developed by the initial short connecting gate No. 050 3530/1, the intake airway No. 050 5136 and the upcast airways Nos. 050 5134/1 and 050 5134. The face length along the strike is about 900 metres.

The project of gas removal by gas drainage was based on a necessity of reducing methane emissions into mine airs to a permissible limit according to safety regulations and the Decree of Czech Mining Authority No. 22/1989 Coll., and thus also of ensuring the safety of mining operations.

For the given face, the gas capacity was estimated, according to the gas drainage project, at 28000 m³ of CH₄.day⁻¹ at the daily production of 1000 t of coal with the 55% effectiveness of gas drainage.

The thickness of mined seam was 0.9 m on the average; in the point of seam splitting the thickness was even 1.4 m.

The gas drainage of the face was designed by opposite boreholes into the roof of the face; the boreholes being drilled from the upcast airway No. 050 5134 in triples or pairs at the spacing of 25 m.

Parameters of drilled gas drainage boreholes into the left side of road No. 0505134/1 from the road length interval from 375 m to 300 m are as follows: the directions of boreholes are 30°, 40° and 50°, the inclines of boreholes are +14°, +12° and +10° and the total depth of boreholes is 100 m. At the length of 275 m, the gas drainage boreholes were drilled to the left side at the directions of 20°, 30° and 40°, and the inclines were +14°, +12° and +10°, with the total borehole depth of 100 m. From the road length of 250 m to that of 100 m, the gas drainage boreholes concerned were drilled in pairs from one location at the directions of 30° and 40° to the left side with the borehole inclines of +14°, +12° and the final depth of 100 m.

The gas drainage boreholes to the left side of road No. 0505134 in the length period from 350 m to 25 m were designed with the directions of 30°, 40° to the left side and the borehole inclines of +14°, +12° and the final depth of 100 m.

With the designed boreholes, the determined length of surface casing was 9 m. Drilling works had to be performed minimally 80 m in advance of the face front. In the gas drainage project, a reconstruction of gas drainage pipe line to so-called lost gas pipe line was designed.

The boreholes had to be connected to the gas pipe line by rubber hoses Js 50 dimensioned to fit for the pressure of gas mixture. Altogether, 6400 m of gas drainage boreholes in 29 locations were designed.

Mining works were done from January 2004. Gas drainage began to be performed gradually; the first gas removal by means of gas drainage boreholes was started in March 2004 with the gas drainage of face at the rate of 2819 m³ of CH₄.day⁻¹; gas drainage efficiency being 49.2%. The

mining operations were finished in December 2005. The mining-geological situation of the face in the mining claim and the layout of gas drainage boreholes are shown in Fig. 1.

Vyhodnocení parametrů porubu - POPD a skutečnost
PORUB 050 530

PORUB 050 530	Objemový průtok		konc. CH ₄ (%)	Těžba		Exhalace celková		Exhalace relativní		Degazace		Účinnost degazace		Plynodaj. celková		Plynodaj. relativní	
	OPD (m ³ /min)	skuteč. (m ³ /min)		OPD (t/d)	skuteč. (t/d)	OPD (m ³ /d)	skuteč. (m ³ /d)	OPD (m ³ /d)	skuteč. (m ³ /d)	OPD (m ³ /d)	skuteč. (m ³ /d)	OPD (%)	skuteč. (%)	OPD (m ³ /d)	skuteč. (m ³ /d)	OPD (m ³ /d)	skuteč. (m ³ /d)
2004 / 1	990	1230	0,3	1000	225	12600	5314	12,60	23,62	15400	0	55	0	28000	5314	28,00	23,62
2	990	1050	0,3	1000	402	12600	4536	12,60	11,28	15400	0	55	0	28000	4536	28,00	11,28
3	990	1150	0,3	1000	560	12600	4968	12,60	8,87	15400	2819	55	36,20	28000	7787	28,00	13,91
4	990	1200	0,3	1000	708	12600	5184	12,60	7,32	15400	4838	55	48,27	28000	10022	28,00	14,16
5	990	1250	0,6	1000	736	12600	10800	12,60	14,67	15400	6916	55	39,04	28000	17716	28,00	24,07
6	1020	1260	0,8	1000	730	12600	14515	12,60	19,88	15400	6200	55	29,93	28000	20715	28,00	28,38
7	1020	1220	0,6	1000	516	12600	10541	12,60	20,43	15400	3312	55	23,91	28000	13853	28,00	26,85
8	1020	1050	0,5	1000	0	12600	7560	12,60	0	15400	1200	55	13,70	28000	8760	28,00	0,00
9	1020	950	0,4	1000	0	12600	5472	12,60	0	15400	830	55	13,17	28000	6302	28,00	0,00
10	1020	980	0,4	1000	226	12600	5645	12,60	24,98	15400	2118	55	27,28	28000	7763	28,00	34,35
11	1020	990	0,6	1000	272	12600	8554	12,60	31,45	15400	2904	55	25,34	28000	11458	28,00	42,13
12	1020	1010	0,7	1000	364	12600	10181	12,60	27,97	15400	4790	55	32,00	28000	14971	28,00	41,13
2005 / 1	1020	1030	0,6	1000	279	12600	8899	12,60	31,90	15400	3215	55	26,54	28000	12114	28,00	43,42
2	1020	1010	0,4	1000	247	12600	5818	12,60	23,55	15400	1262	55	17,82	28000	7080	28,00	28,66
3	1020	1050	0,3	1000	268	12600	4536	12,60	16,93	15400	1779	55	28,17	28000	6315	28,00	23,56
4	1020	1010	0,3	1000	339	12600	4363	12,60	12,87	15400	3043	55	41,09	28000	7406	28,00	21,85
5	1020	990	0,4	1000	296	12600	5702	12,60	19,26	15400	2909	55	33,78	28000	8611	28,00	29,09
6	1020	990	0,4	1000	369	12600	5702	12,60	15,45	15400	2713	55	32,24	28000	8415	28,00	22,80
7	1020	1050	0,3	1000	362	12600	4536	12,60	12,53	15400	3752	55	45,27	28000	8288	28,00	22,90
8	1020	1050	0,3	1000	439	12600	4536	12,60	10,33	15400	4378	55	49,11	28000	8914	28,00	20,31
9	1020	1020	0,5	1000	366	12600	7344	12,60	20,07	15400	3820	55	34,22	28000	11164	28,00	30,50
10	1020	1000	0,4	1000	201	12600	5760	12,60	28,66	15400	5363	55	48,22	28000	11123	28,00	55,34
11	1020	930	0,4	1000	293	12600	5357	12,60	18,28	15400	2850	55	34,73	28000	8207	28,00	28,01
12	1020	800	0,5	1000	332	12600	5760	12,60	17,35	15400	4307	55	42,78	28000	10067	28,00	30,32

V porubu 31.12.2005 ukončeno dobývání

Evaluation of parameters of the face – Opening and Development Plan (ODP) and the reality FACE No. 050 530

- Porub – face
- Plynod. celková – total coal gas capacity
- Plynodaj. relativní – relative coal gas capacity
- Objemový průtok – volume discharge
- OPD – OD
- Konc. – conc.
- Skuteč. –real
- Těžba – production
- Exhalace celková – total exhalation
- Exhalace relativní – relative exhalation
- Degazace – gas drainage
- Účinnost degazace – gas drainage efficiency
- Plynod. celková – total coal gas capacity
- Plynodaj. relativní – relative coal gas capacity

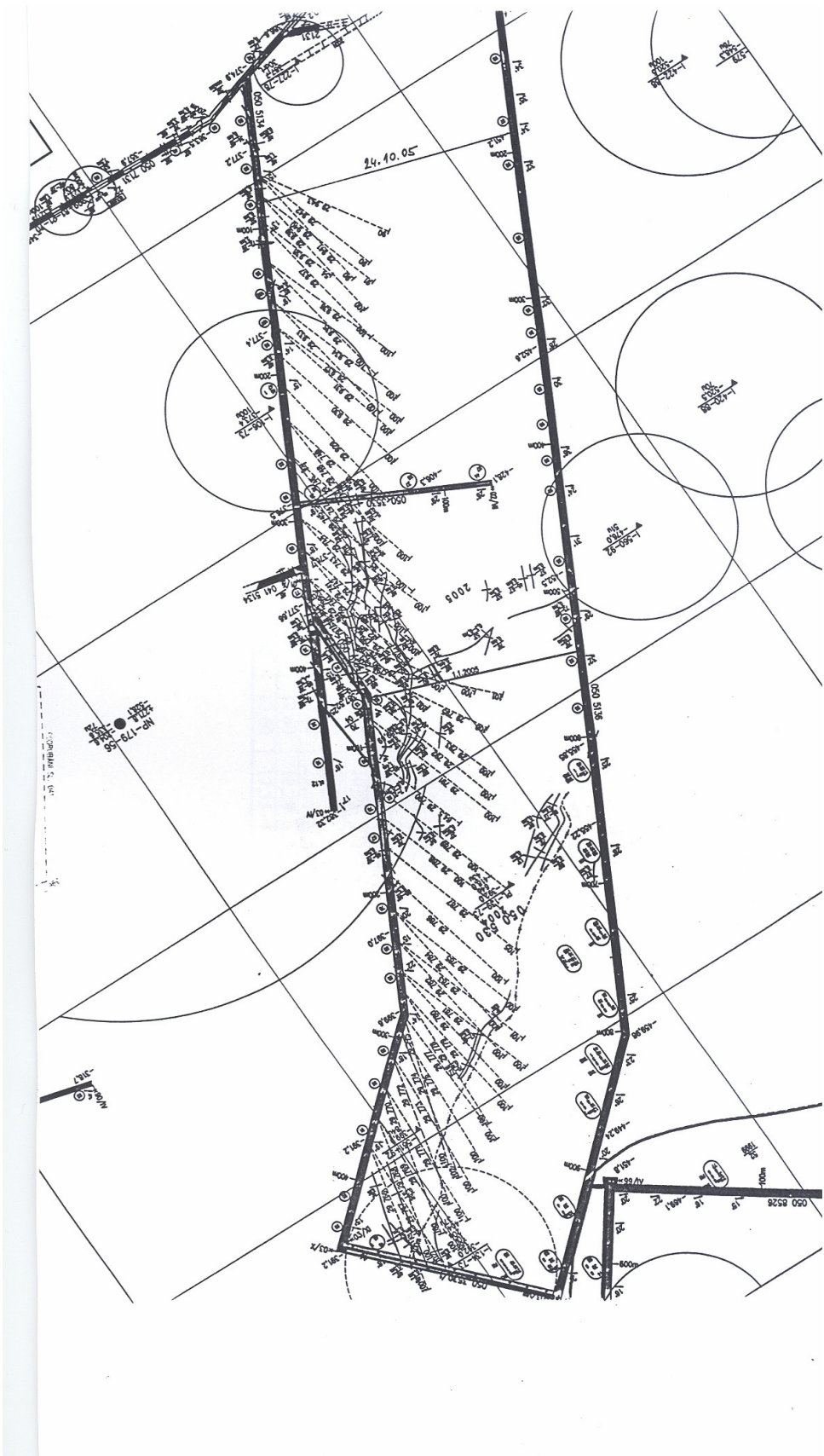


Fig. 1. The mining-geological situation of face No. 050 530 in the mining claim and the layout of drilled gas drainage boreholes

An overview of gas conditions during mining operations and results of gas drainage of the face No. 050530 can be found in the table given below. It is evident from the overview that in the period of mining from 2004 to 2005, the real production of the face amounted to 356 t per day on the average instead of designed 1000 t.

In the period evaluated, the exhalation of methane amounted on the average to 6732 m³ of CH₄.day⁻¹, the rate of real gas drainage was 3140 m³ of CH₄.day⁻¹ instead of designed 15400 m³ of CH₄.day⁻¹. In the period of mining, the efficiency of gas drainage was 31.8%. The average total coal gas capacity per day of the face mined was 9871 m³ of CH₄.day⁻¹ in the course of observed 2 years' period of mining operations. The gas drainage of face achieved the best results in May and June 2004, when 6916 m³ of CH₄.day⁻¹ in May 2004 and 6200 m³ of CH₄.day⁻¹ in June were removed by gas drainage at the average production of 736 t.day⁻¹ in May and 730 t.day⁻¹ in June. In the other periods, 2100 to 3800 m³ of CH₄.day⁻¹ was removed.

Conclusion

In the period observed, the exhalation of methane amounted, on the average, to 6732 m³ of CH₄.day⁻¹, the real gas drainage 3140 m³ of CH₄.day⁻¹ instead of designed 15400 m³ of CH₄.day⁻¹. In the period of mining, the efficiency of gas drainage was 31.8%. The average total coal gas capacity per day of the face mined was 9871 m³ of CH₄.day⁻¹ in the course of observed 2 years' period of mining operations. The gas drainage of face achieved the best results in May and June 2004, when 616 m³ of CH₄.day⁻¹ in May 2004 and 6200 m³ of CH₄.day⁻¹ in June were removed by gas drainage at the average production of 736 t.day⁻¹ in May and 730 t.day⁻¹ in June. In the other periods, 2100 to 3800 m³ of CH₄.day⁻¹ was removed by gas draining. Although owing to smaller volumes of coal worked out from the given seam the designed values of gas drainage were not acquired, the volume of drained gas contributed to the improvement of the situation from the ecological point of view.

The contribution was written thanks to financial support in the frame of grant project No. 105/05/0013.

References

1. **Dirner, V. a kol.** Ochrana životního prostředí. Ministerstvo ŽP Praha a VŠB-TUO, 1997.
2. **Martínek, P., Mikulík, O., a kol.** Program podpory cíleného výzkumu a vývoje AV ČR, reg.č.: S3086005: „Vliv útlumu hlubinného hornictví na děje v litosféře a životní prostředí“ — cíle a výsledky řešení (2000-2004). Documenta Geonica 2005, Akademie věd České republiky Ústav geomy Ostrava.
3. **Beránek, C.** Komplexní systém prevence před důlními plyny a opuštěnými díly v podzemí OKR. Disertační práce doktorského studia, Ostrava, 2002.
4. **Hudeček, V., Moroz, O.** Problems of outbursts of coal and gases in the Paskov mine, Staříč plant. Vseukrainskij naukobo-techničnij žurnal gorničogo profilju Visti Doneckogo institutu 1' 2005. — str. 121–127.
5. **Hudeček, V.** Closure of Vertical Mine Workings by Using Waste Materials from Mining Activity. Časopis Transactions of the Universities of Košice, 2 2005. — str. 7–11.
6. **Urban, P., Hudeček, V.** The experience of management of research into and prevention against outbursts of coal and gas in Donbas and the Czech republic. Zeszyty naukowe politechniki Slaskiej, seria Gornictwo z.270, 2005. — str. 343–352.
7. **Hudeček, V., Urban, P.** Solving problems associated with the outbursts of coal and gases in the Paskov mine. TUR 2005, IV international conference mining techniques. — Krakow-Polsko, 2005. — str. 83–87.

© *Hudeček V., Moroz O., 2006*

YDK 622.273

ROMAN ŚCIGAŁA (Katedra Geomechaniki, Budownictwa Podziemnego i Zarządzania Ochroną Powierzchni Wydział Górnictwa i Geologii Politechnika Śląska Gliwice)

OKREŚLANIE WARTOŚCI WSPÓLCZYNNIKA PRĘDKOŚCI OSIADANIA DLA CELÓW PROGNOZOWANIA NIEUSTALONYCH NIECEK OBNIŻENIOWYCH

W artykule przedstawiono uwagi dotyczące określania wartości współczynnika prędkości osiadania c teorii W.Budryka-S.Knothego dla celów wykonywania prognoz deformacji powierzchni terenu w stanie nieustalonym. Zagadnienie to jest istotne z uwagi na zmieniające się coraz powszechniej w polskim górnictwie warunki prowadzenia eksploatacji górniczej ze znaczną prędkością postępu frontu na coraz większych głębokościach. Wyniki pomiarów geodezyjnych prowadzonych w ostatnich latach wskazują, że ze względu na większą dynamikę wpływów, będącą efektem szybkiej eksploatacji, przyjmowane do prognoz wartości parametru c według dotychczasowych poglądów są zbyt niskie.

1. WSTĘP

Prowadzenie podziemnej eksploatacji górniczej na coraz większych głębokościach przy znacznych prędkościach postępu frontu zaowocowało, jak wynika z prowadzonych w ostatnich latach w Polsce badań, zmianami w kinematyce procesu deformacji powierzchni terenu. Coraz powszechniej podejmowane jest zagadnienie wpływu prędkości postępu frontu oraz zmian jej wartości na czasoprzestrzenny rozkład deformacji na powierzchni terenu. Dotychczasowe poglądy w zakresie przyjmowania do prognoz wartości współczynnika czasu oparte były na doświadczeniach z eksploatacji prowadzonych z niewielkimi prędkościami. Bazując na rozwiązaniu S.Knothego, do prognoz deformacji powierzchni terenu w stanie nieustalonym przyjmowano zazwyczaj wartości parametru c z przedziału od 0.5 do 7 [1/rok] [5]. Z badań własnych oraz innych autorów wynika, że wartości te dla obecnych warunków prowadzenia eksploatacji są zbyt małe. W związku z powyższym rodzi się pytanie, jakie wartości współczynnika czasu należy przyjmować do prognoz, mając na uwadze współczesne uwarunkowania prowadzenia podziemnej eksploatacji górniczej w Polsce.

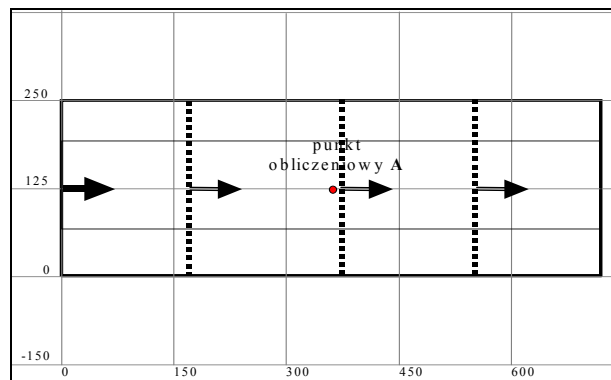
2. PRZEPROWADZONE ANALIZY

Jak powszechnie wiadomo, na wartość współczynnika prędkości osiadania ma wpływ wiele czynników, wśród których do najważniejszych zalicza się: budowę geologiczną górotworu, stopień jego zruszenia oraz głębokość prowadzenia eksploatacji.

Wyniki pomiarów wskazują, że istotny wpływ na wartości c ma także prędkość postępu frontu eksploatacyjnego. Jak wykazują m.in. badania A.Sroki [8], w przypadku prowadzenia eksploatacji frontem o postępie od kilkunastu m/dobę do około 30 m/dobę, wyznaczone wartości współczynnika czasu c wahały się w granicach od $c=146$ do $c=292$ [1/rok]. Z tego typu wielkościami nie mieliśmy dotychczas do czynienia. Wyniki badań własnych [10], P.Strzałkowskiego [9], dla eksploatacji prowadzonej z prędkością postępu rzędu 1.5–5.0 m/dobę wykazały, że dla takich przypadków wartości c mieściły się w granicach od 6 do 31 [1/rok].

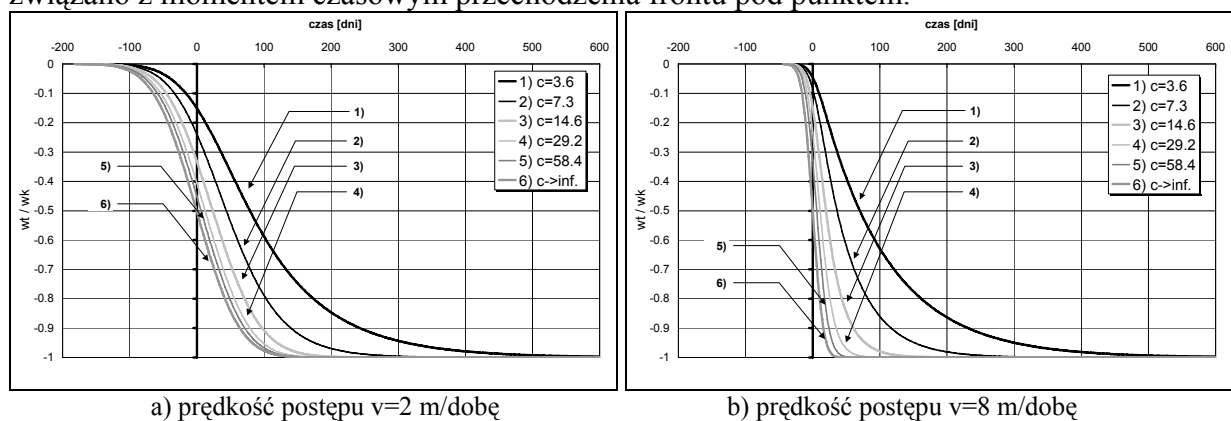
W celu przedstawienia wpływu prędkości postępu frontu na wyniki prognoz przy wykorzystaniu teorii W.Budryka-S.Knothego wykonano komputerową symulację przemieszczania się frontu eksploatacyjnego pod punktem zlokalizowanym na powierzchni terenu. Na rysunku 1 przedstawiono symulowaną sytuację geologiczno-górnictwa. Eksperyment przeprowadzono dla czterech głębokości eksploatacji: $H=250, 500, 750$ i 1000 m oraz trzech

prędkości postępu frontu: $v=2, 4, 8$ m/dobę. Obliczenia wykonywano wielokrotnie przy różnych wartościach parametru c , od około 3 [1/rok] do około 58 [1/rok].

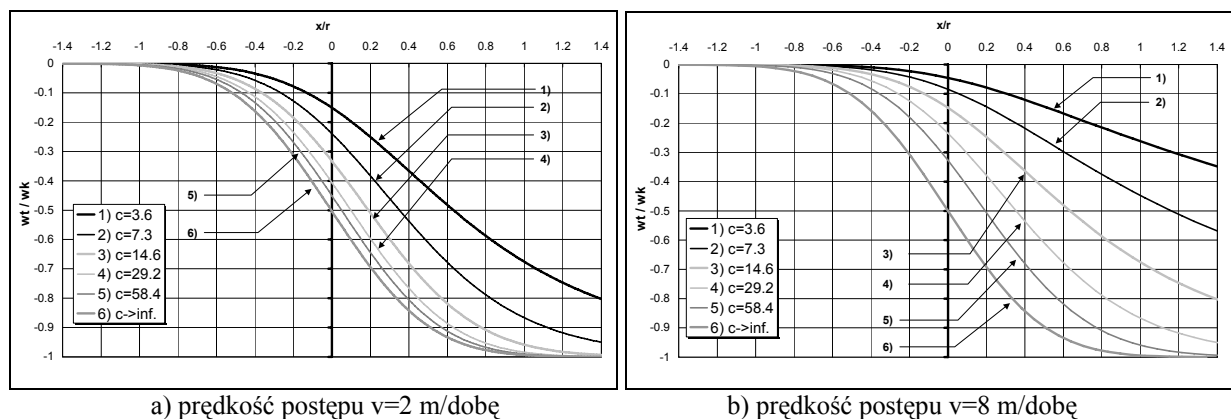


Rys.1. Przyjęty do symulacji schemat obliczeniowy

Ze względu na obszerność otrzymanych wyników, na rys. 2 i 3 przedstawiono tylko wyniki symulacji dla głębokości eksploatacji $H=500$ m i prędkości postępu 2 m/dobę oraz 8 m/dobę. Na rys. 2 przedstawiono przebiegi znormalizowanych osiadań punktu A w funkcji czasu, natomiast na rys.3 — w funkcji położenia frontu eksploatacyjnego względem rozpatrywanego punktu dla dwóch różnych prędkości postępu frontu eksploatacyjnego i różnych wartości parametru c . Na obydwu prezentowanych rysunkach początek układu współrzędnych związany z momentem czasowym przechodzenia frontu pod punktem.



Rys.2. Znormalizowane przebiegi osiadań w czasie dla wybranych wartości parametru c



Rys.3. Znormalizowane przebiegi osiadań w funkcji odległości czynnej krawędzi eksploatacyjnej od rozpatrywanego punktu dla wybranych wartości parametru c

Przedstawione na rys.2 przebiegi osiadań w funkcji czasu prezentują cały przebieg wpływów aż do ich wygaśnięcia, natomiast przebiegi na rys.3 ograniczono tylko do współrzędnych geometrycznych postępującego frontu $\pm 1.4 r$ w odniesieniu do rozpatrywanego punktu.

Analizując powyższe rysunki można stwierdzić, iż prędkość eksploatacji bardzo istotnie determinuje prognozowaną kinematykę procesu deformacji powierzchni terenu. W wyniku zastosowania do obliczeń wartości $c < 10$ [1/rok] przy dużych prędkościach postępu frontu, otrzymano dla punktu położonego nad przesuwaną się krawędzią eksploatacyjną wartości osiadań poniżej 10% osiadania końcowego. Są to wartości mniejsze w stosunku do stwierdzanych na podstawie wyników pomiarów geodezyjnych.

Mając na uwadze powyższe należy stwierdzić, że przyjmowanie do prognoz wartości współczynnika prędkości osiadania, według dotychczasowych poglądów, w przypadku eksploatacji prowadzonych z dużymi prędkościami postępu frontu może spowodować zaniżenie w prognozie wartości wskaźników deformacji dla stanów nieustalonych.

Powyżej przedstawione spostrzeżenia rodzą pytanie, jakie wartości parametru c odpowiedzialnego za kinetykę procesu deformacji należy przyjmować do prognoz w zależności od przewidywanej prędkości eksploatacji i głębokości jej prowadzenia, mając na uwadze coraz szerzej stosowane w praktyce duże prędkości postępu frontu.

Poniżej przedstawiono propozycję określania wartości c z uwzględnieniem wspomnianych wyżej uwarunkowań.

Oznaczmy jako w_{kr} wielkość względnego obniżenia punktu na powierzchni terenu w momencie, kiedy pod punktem znajduje się przemieszczająca się krawędź eksploatacyjna:

$$w_{kr} = \frac{w(t_{kr})}{w_k}, \quad (1)$$

gdzie $w(t_{kr})$ — osiadanie chwilowe w momencie czasowym t_{kr} , gdy krawędź eksploatacyjna znajduje się pod punktem, w_k — osiadanie asymptotyczne punktu.

Wartości tego parametru określane na podstawie wyników pomiarów geodezyjnych były przedmiotem szeregu analiz wykonywanych zarówno w kraju, jak i za granicą. Tytułem przykładu można przytoczyć literaturowe wyniki w tym zakresie:

- wg badań brytyjskich [6] wartość w_{kr} mieści się w przedziale od 0.15 do 0.25;
- A.Sroka [8] na podstawie analiz niecek z Zagłębia Ruhry podał wartość $w_{kr}=0.31$;
- w pracy J.Kwiatka [7], przedstawiono wyniki pomiarów, na podstawie których można określić wartość w_{kr} w granicach 0.2;
- w przeprowadzonych badaniach własnych [10] otrzymano wartości w_{kr} z przedziału od 0.19 do 0.41.

Jak wynika z powyższego zestawienia, wartości w_{kr} zmieniają się w stosunkowo niewielkim zakresie i co ważniejsze, można przyjąć, że nie zależą one w sposób istotny od głębokości eksploatacji, ani też od prędkości postępu frontu eksploatacyjnego.

Wobec powyższego, do określania prawidłowych wartości c dla warunków szybko postępującego frontu eksploatacyjnego można zaproponować przyjęcie warunku opartego na założeniu, że wartość parametru w_{kr} określonego wzorem (1) powinna zawierać się w pewnym przedziale, którego granice określono na podstawie analiz wyników pomiarów geodezyjnych jako:

$$w_{kr} \in (0.2; 0.4). \quad (2)$$

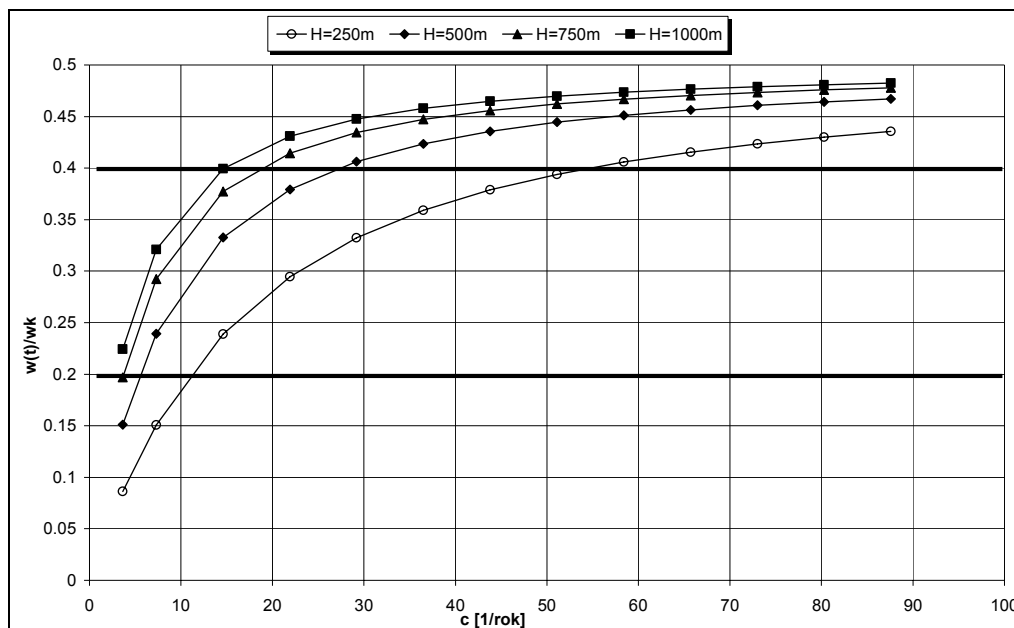
W celu określenia rozkładu wartości parametru w_{kr} w zależności od prędkości postępu frontu, głębokości eksploatacji oraz wartości współczynnika czasu wykonano szereg komputerowych symulacji postępu frontu dla schematu jak na rys.1. Do tego celu wykorzystano

własne oprogramowanie komputerowe [11]. Przyjmowano przy tym różne wartości c w przedziale od około 3 do 90 1/rok.

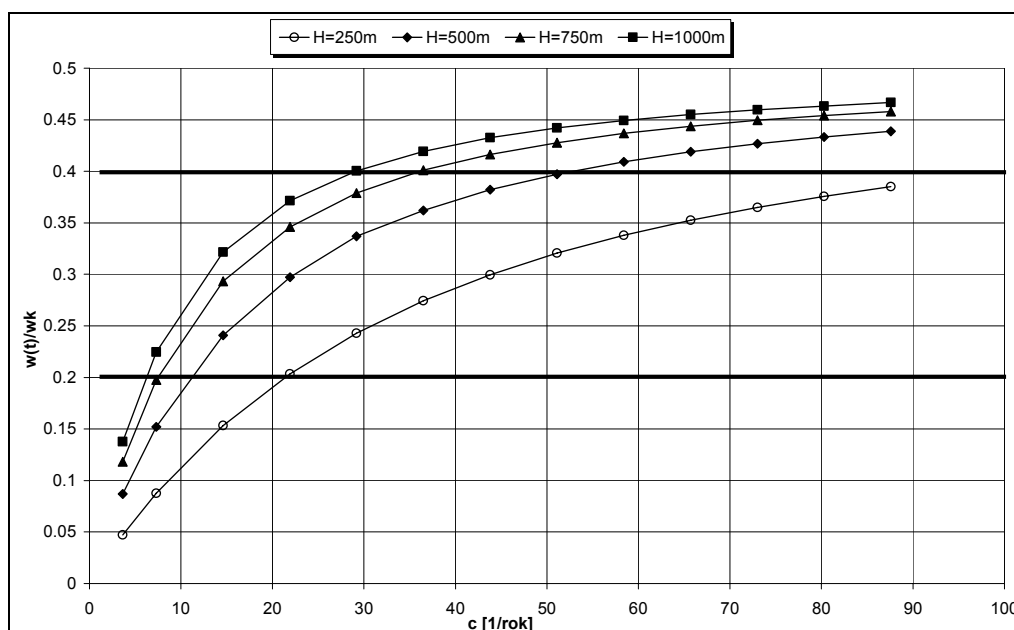
3. INTERPRETACJA OTRZYMANYCH WYNIKÓW

Na podstawie wyników obliczeń sporządzono wykresy obrazujące zależność w_{kr} od przyjętej do prognozy wartości współczynnika prędkości osiadania c dla analizowanych głębokości eksploatacji i prędkości postępu frontu, co przedstawiono na rys.4, 5 i 6.

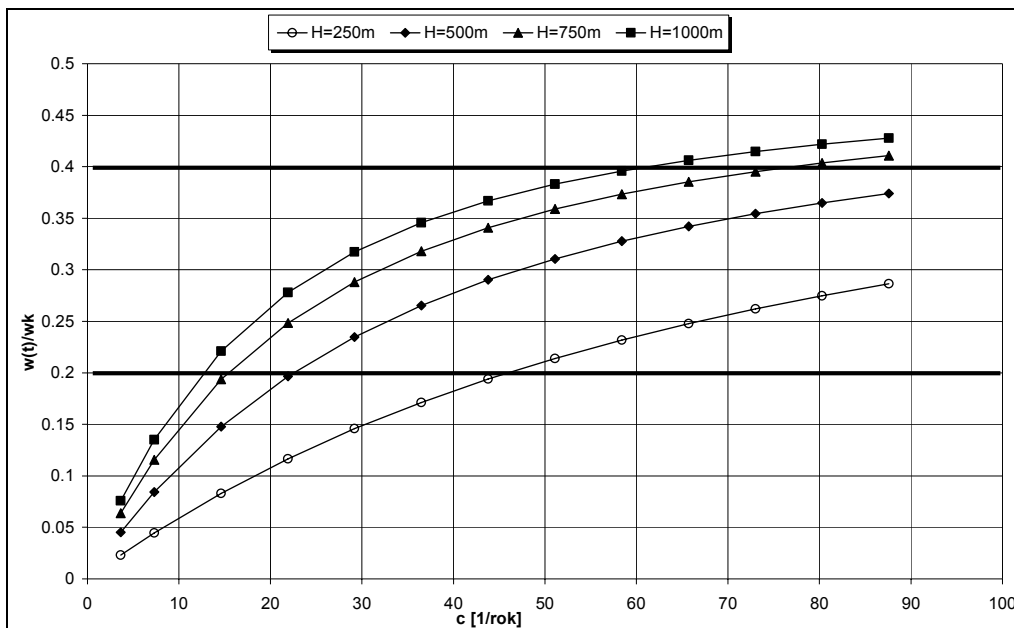
Sporządzono również mapy rozkładu funkcji $w_{kr}=f(H,c)$ dla analizowanych prędkości postępu frontu. Tytułem przykładu na rys.7 przedstawiono taką mapę dla $v=4m/dobę$. Na mapie tej zakreskowano przedziały wartości w_{kr} spełniające kryterium (2) dla różnych kombinacji argumentów: głębokości eksploatacji H i współczynnika prędkości osiadania c .



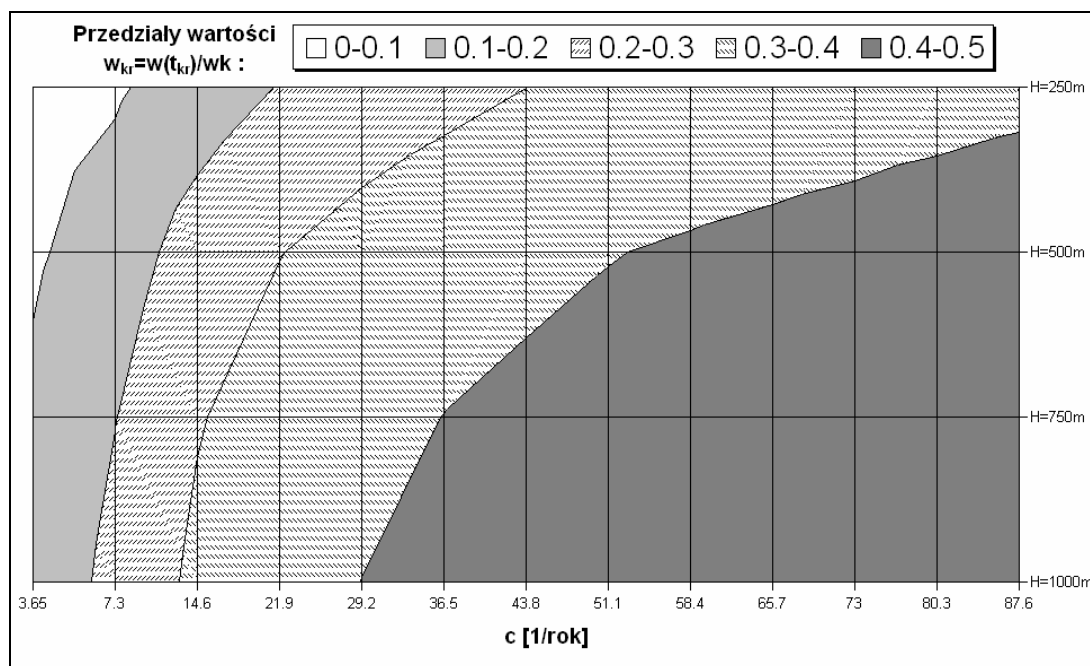
Rys.4. Zmienność parametru w_{kr} w zależności od głębokości eksploatacji i wartości parametru c dla prędkości postępu frontu $v=2m/dobę$



Rys.5. Zmienność parametru w_{kr} w zależności od głębokości eksploatacji i wartości parametru c dla prędkości postępu frontu $v=4m/dobę$



Rys.6. Zmienność parametru w_{kr} w zależności od głębokości eksploatacji i wartości parametru c dla prędkości postępu frontu $v=8\text{m/dobę}$



Rys.7. Teoretyczny rozkład wartości parametru w_{kr} w zależności od głębokości eksploatacji i wartości parametru c dla prędkości postępu frontu $v=4\text{m/dobę}$

Analizując otrzymane wyniki można przedstawić następujące uwagi:

— Przyjmowane dotychczas do prognoz wartości współczynnika czasu z przedziału $(0.5 \div 7.0)$ [1/rok] spełniają kryterium (2) w zakresie małych prędkości postępu frontu (około 2 m/dobę);

— Już dla postępu rzędu 4 m/dobę i głębokości eksploatacji w granicach do ok. 750 m, przyjęcie wartości $c \approx 7$ [1/rok] do prognozy spowoduje, że wartości osiadań względnych w_{kr}

wyniosą poniżej 20% osiadania końcowego. Przy mniejszych wartościach tego parametru wyniki będą odbiegały jeszcze bardziej w kierunku zbyt małych wartości prognozowanych osiadań;

— Analiza uzyskanych map rozkładu funkcji $w_{kr}=f(H,c)$ wskazuje, że wraz ze wzrostem prędkości postępu frontu, obszar poprawnych w sensie kryterium (2) wartości w_{kr} zwiększa się, przesuując się jednocześnie w kierunku większych wartości współczynnika czasu c .

4. WNIOSKI KOŃCOWE

Podsumowując przedstawione w pracy wyniki badań można przedstawić następujące wnioski:

1. Otrzymywane w wyniku identyfikacji wartości parametru c w przypadku eksploatacji o większych prędkościach postępu są większe, niż dotychczas zakładano.

2. Wyniki pomiarów geodezyjnych prowadzonych w ostatnich latach nad czynnymi frontami eksploatacyjnymi wykazują, że w momencie, kiedy front eksploatacyjny przechodzi pod wybranym punktem, jego osiadania wynoszą w granicach 20–40% osiadań końcowych niezależnie od warunków geologiczno – górniczych prowadzonej eksploatacji górniczej.

3. Dotychczasowe poglądy na temat przyjmowania do prognoz dla stanów nieustalonych wartości współczynnika czasu z przedziału $c=0.5\div 7.0$ [1/rok] mają zastosowanie dla małych prędkości postępu frontu eksploatacyjnego. Stosowanie takich wartości parametru c do prognoz w przypadku większych prędkości postępu frontu powoduje, że wyniki tych prognoz będą wykazywały zbyt małe wartości obniżeń dla punktów położonych nad postępującą krawędzią frontu.

4. Do ustalania wartości parametru c , jakie należy przyjmować do prognoz, zaproponowano przyjęcie kryterium w postaci (2). Opierając się na tym kryterium sporządzono na podstawie odpowiednich obliczeń mapy rozkładu wartości funkcji $w_{kr}=f(H,c)$ dla trzech prędkości postępu frontu. Na podstawie tych rozkładów można dobrać odpowiednią wartość współczynnika czasu dla przewidywanej prędkości postępu ściany oraz głębokości eksploatacji.

5. Celowe jest prowadzenie dalszych analiz wyników pomiarów z terenów objętych wpływami eksploatacji prowadzonej z dużą prędkością postępu frontu. Pozwoli to na uściślenie kryterium (2), co umożliwi bardziej precyzyjne określanie wartości współczynnika prędkości osiadania dla większych prędkości postępu frontu eksploatacyjnego.

Literatura

1. **Bialek J.:** Wpływ prędkości zmian wskaźników deformacji na szkody w obiektach. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Szczyrk 1995.
2. **Chudek M.:** Geomechanika z podstawami ochrony środowiska górniczego i powierzchni terenu. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice 2002.
3. **Chudek M., Sapicki i inni:** Ochrona środowiska w Górnym Śląsku i Donieckim Zagłębiu Węglowym. Wyd. Pol. Śl., Gliwice 2004r.
4. **Drzęzła B.:** Przybliżona ocena niektórych parametrów kinematyki niecki osiadania przy zmianach prędkości wybierania i postojach ścian. Przegląd Górniczy nr 9/1995.
5. **Knothe St.:** Prognozowanie wpływów eksploatacji górniczej. Wyd. Śląsk, Katowice 1984.
6. **Kratsch H.:** Mining subsidence engineering. Springer-Verlag, Berlin, Heidelberg, New York 1983.
7. **Kwiatek J.:** O reologicznych zagrożeniach obiektów budowlanych na terenach górniczych. Prace naukowe GIG, z.827, Katowice 1998.
8. **Sroka A.:** Dynamika eksploatacji górniczej z punktu widzenia szkód górniczych. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN. Kraków 1999.
9. **Strzałkowski P.:** Możliwości podnoszenia jakości prognoz chwilowych deformacji powierzchni terenu na bazie teorii S.Knothe'go. Przegląd Górniczy nr 7–8/1998.
10. **Ścigala R.:** Przemieszczenia i odkształcenia poziome terenu górniczego w funkcji czasu. Praca doktorska, niepublikowana. Gliwice 1999.

11. **Ścigala R. Strzałkowski P.:** Software for predictions of underground mining influences on land surface and rock mass. The 5th International Conference „GEOTECHNICS 2000”. The High Tatras — Podbanske, październik 2000.

12. **Zych J.:** Wpływ postępu frontu eksploatacyjnego na przebieg prędkości osiadania w czasie. Konferencja Naukowo-Techniczna Przemysł Wydobywczy 2001. Kraków 2001.

© Roman Ścigala, 2006

УДК 622.834

КОСТЕНКО В.К., ЧИСТЮХИН В.В., ЗАВЬЯЛОВА Е.Л. (ДонНТУ)

ПАРАМЕТРЫ ОБЛАСТЕЙ ПОВЫШЕННЫХ ТЕМПЕРАТУР УГЛЯ ВО ВСКРЫТЫХ ВЫРАБОТКАМИ ЗОНАХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ

Построена математическая модель и разработан алгоритм расчета фильтрационных потоков воздуха в зонах геологических нарушений и температурного поля на фоне естественной тяги. Созданное программное обеспечение позволяет определять такие параметры, как размеры мощности нарушения, при которых возможно возгорание, и длительность периода формирования областей повышенных температур.

С увеличением глубины разработки угольных месторождений участились случаи формирования областей повышенных температур угля (ОПТ) в боках тупиковых подготовительных выработок, пересекающих зоны геологических нарушений (ЗГН) пластов, так как с глубиной повышается вероятность разрушения пласта за счет прироста горного давления. Эти явления обычно возникают скрытно и их последствия развиваются в тылу работающего проходческого звена. Для принятия профилактических мер или локализации ОПТ необходимо прогнозировать возможность возникновения таких ситуаций.

Проведенные исследования [1] позволили дополнить представления о механизме формирования областей повышенной температуры в зонах геологических нарушений угольных пластов, пересеченных подготовительными горными выработками. Установлено, что в измельченном угле существуют условия для эффузионного разделения газовых смесей, что приводит к обогащению кислородом воздуха в полостях макротрещин и ускорению окислительных процессов. Дальнейшие исследования были посвящены оценке влияния очагов самонагревания угля на формирование ОПТ в ЗГН. Для этого была составлена математическая модель тепломассопереноса в пределах разрушенного объема угольного пласта и определена функция мощности равномерно распределенного источника тепловыделения в ЗГН.

Целью исследований является определение критических параметров ЗГН (размеров области, при которых возможно возгорание и длительности инкубационного периода) в зависимости от режима естественной и принудительной вентиляции дисперсной среды и с учетом ее контакта с атмосферой горной выработки через определенную систему макротрещин пласта.

Схема выработки, пересекающей ЗГН, представлена на рис. 1. Рассматривается область среды с продольной (по оси выработки) координатой Oz , м, отсчитываемой в направлении вентиляционной струи от первого, по этому направлению, поперечного сечения выработки, пересекающего угольный пласт. Мощность пласта, m , м, определяется по направлению Oy , перпендикулярному плоскости продольной симметрии пла-

ста θr , по его падению. Глубина зоны неупругих деформаций в месте пересечения выработкой ЗГН r , м, отсчитывается вглубь зоны, по падению пласта, м.

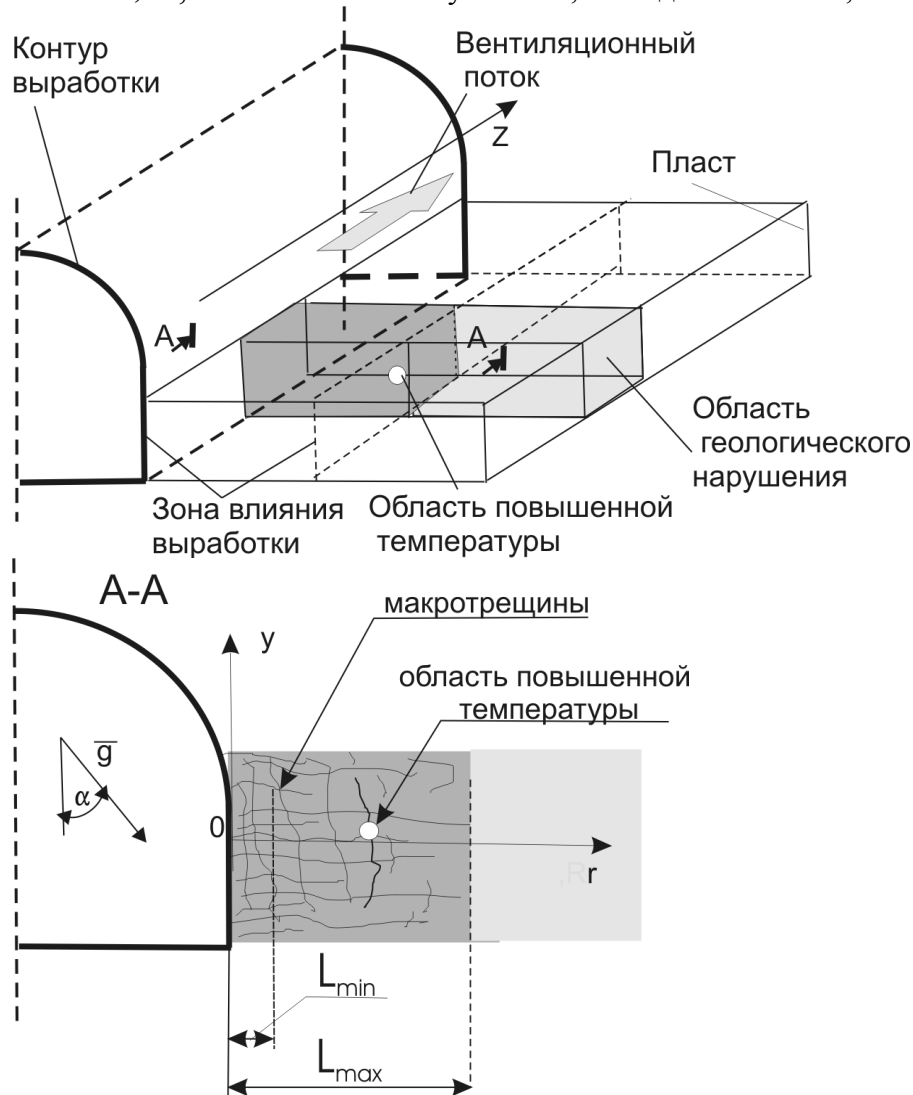


Рис. 1. Расчетная схема объекта исследований

В качестве исходной рассмотрена следующая система уравнений. Уравнения фильтрации воздуха в ЗГН [2]

$$\frac{\rho}{\Pi} \frac{\partial \vec{V}}{\partial \tau} = J_3 - \text{grad } p - \left(\frac{\mu}{k} + \frac{\rho \cdot |\vec{V}|}{l} \right) \cdot \vec{V}; \quad (1)$$

уравнение движения воздуха в выработке [3]

$$-\frac{\partial \bar{p}}{\partial x} = J_B + \frac{\rho \theta}{S^2} Q \frac{\partial Q}{\partial x} + \frac{\lambda_a \rho \Omega}{S^3} Q^2; \quad (2)$$

уравнение конвективно-диффузионного переноса теплоты [4]

$$\rho c_p \frac{\partial T}{\partial t} + \varepsilon \cdot c_p \cdot \nabla (\rho \cdot \vec{V} \cdot T) = \lambda_r \cdot \nabla^2 (T) + \Psi, \quad (3)$$

и уравнение сохранения массы (неразрывности) воздуха [5]

$$\Pi \frac{\partial \rho}{\partial \tau} + \operatorname{div}(\rho \vec{V}) = 0, \quad (4)$$

где ρ — плотность воздуха, кг/м³; Π — пористость ЗГН, м³/м³; \vec{V} — вектор скорости фильтрации, м/с; τ — время, с; $J = J(\tau, x, y)$ — тепловая тяга, Па; p — газовое давление в ЗГН, Па; \bar{p} — среднее по сечению выработки давление воздуха, Па; μ — динамическая вязкость воздуха, Н·с/м²; k — коэффициент проницаемости ЗГН, м²; l — коэффициент макрошероховатости ЗГН, м; θ — коэффициент утечек воздуха из выработки в ЗГН; S — площадь сечения выработки, м²; Q — расход воздуха в выработке, м³/с; λ_a — коэффициент аэродинамического сопротивления выработки; Ω — периметр сечения выработки, м; T — температура воздушных потоков, К; ρ — плотность твердой среды в ЗГН, кг/м³; \dot{c}_p, c_p — теплоемкость твердой среды в ЗГН и воздуха, Дж/(кг·К); $\varepsilon = \frac{\Pi}{1 - \Pi}$ — относительная пористость ЗГН; λ_t — теплопроводность газовой среды, Вт/(м·К); ψ — функция тепловых источников, Вт/м³.

Уравнения движения воздуха (1,2), в ЗГН и в выработке соответственно, содержат источниковый член J , которым моделируется наличие глобальной тепловой депрессии h_t , Па, и локальной тепловой (конвективной) депрессии h_k , Па. Величины этих составляющих тепловой тяги по падению пласта в пределах ЗГП могут быть рассчитаны по формулам [6]

$$h_t = -\rho_0 \left(1 - \frac{T_0}{T_{cp}}\right) g l_0 \sin \beta, \quad h_k = \frac{1}{2} \rho_0 \left(1 - \frac{T_0}{T_{max}}\right) g m \cos \beta, \quad (5)$$

где l_0 — приращение глубины в пределах ЗГН, м; T_0, T_{cp} — средняя температура соответственно в пределах выработки и ЗГН, К; T_{max} — максимальная температура источника тепла в ЗГН, К; β — угол падения пласта, град.

Аналогично определяются составляющие тепловых источников тяги по простиранию пласта. Отличие средних температур газов в пределах ЗГП и воздуха в выработке не существенное, поэтому величина глобальной тепловой депрессии в дальнейших исследованиях не учитывалась. Конвективная депрессия представляется двумя, симметричными относительно срединной плоскости пласта, составляющими, равными по модулю [6, 7]. Одна из них действует в верхней части пласта, в направлении к выработке; другая — в нижней, в противоположном направлении. Модуль этих составляющих достигает наибольшего значения при горизонтальном залегании пласта ($\beta = 0$) и не превышает давления столба воздуха, высотой, равной половине мощности пласта. Следовательно, при известном или рассчитанном приращении температуры на отдельном участке ЗГН, в соответствии с (5) имеется возможность оценить величину тяги тепловых источников.

При определении других физических величин, входящих в (1)–(3), использовались следующие данные. В соответствии с [8], гидравлический диаметр пустот d , образующихся в результате деформации и разрушения осадочного породного массива изменяется в пределах $d = 10^{-10} \dots 10^{-1}$ м.

При типичной температуре массива $T_0 = 30\text{--}40^\circ\text{C}$ и в интервале пожароопасных скоростей его потоков $v^* = 1,6 \cdot 10^{-4} - 0,16 \cdot 10^{-4}$ м/с [9] имеет место ламинарный режим движения воздуха в трещинах при числе Рейнольдса, не превышающем

$$Re = \frac{v^* d}{\nu} = \frac{1,6 \cdot 10^{-4} \cdot 10^{-1}}{2 \cdot 10^{-6}} = 8. \quad (6)$$

В отличие от этого, по данным известных исследований [2], при движении утечек воздуха через выработанное пространство выемочных участков шахт имеет место смешанный закон аэродинамического сопротивления. Кроме того, коэффициент проницаемости обрушенных горных пород k , не превышает 10^{-7} м^2 , а в трещиноватой среде осадочного породного массива, в зоне влияния горных работ, достигает 10^{-5} м^2 . По тем же данным, коэффициент макрошероховатости представляется величиной порядка $7 \cdot 10^{-3} \text{ м}$.

Система уравнений (1)–(4) дополнялась следующими краевыми условиями. Начальными для давления, скорости и температуры

$$p|_{\tau=0} = \bar{p}|_{\tau=0} = p_0; \quad V_z|_{\tau=0} = V_r|_{\tau=0} = 0; \quad T|_{\tau=0} = T_0, \quad (7)$$

где p_0 — нормальное атмосферное давление на глубине залегания пласта, Па; V_z, V_r — составляющие вектора скорости в направлениях z и r , соответственно, м/с.

Считается известным давление в начальном сечении выработки

$$p(0,0,\tau) = p^* = \text{const}. \quad (8)$$

На обнаженной поверхности пласта давление в ЗГН приравнивалось давлению в примыкающем участке выработки, а на остальных границах градиент давления по нормали к поверхностям принимался равным нулю, а именно

$$p|_{y=0} = \bar{p}; \quad \frac{\partial p}{\partial z}\Big|_{z=0} = \frac{\partial p}{\partial z}\Big|_{z=Z} = \frac{\partial p}{\partial r}\Big|_{r=R} = 0, \quad (9)$$

где Z и R — продольный и поперечный размеры рассматриваемого участка пласта с ЗГН, м.

Температура в выработке и на обнаженной поверхности пласта принималась стандартной в течение всего периода исследований

$$T|_{r=0} = T_0, \quad (10)$$

а на остальных границах градиенты температуры, и составляющие скорости — нулевые:

$$\frac{\partial T}{\partial z}\Big|_{z=0} = \frac{\partial T}{\partial z}\Big|_{z=Z} = \frac{\partial T}{\partial r}\Big|_{r=R} = 0; \quad (11)$$

$$V_z|_{z=0,r>0} = V_z|_{z=Z,r>0} = V_r|_{r=R} = 0. \quad (12)$$

Система уравнений (1)–(4) с краевыми условиями (7)–(12) использовалась при последующих исследованиях процессов тепломассопереноса в ЗГН.

Далее была определена функция плотности источников тепловыделения.

В отличие от известных методов решения задач самовозгорания [10] двухфазных дисперсных систем, сводящихся к решению дифференциального уравнения теплопередачи твердого тела (с заданной мощностью выделения тепловой энергии, известными геометрическими размерами, формой и местом расположения тепловых источников, классифицируемых как внезапно возникший очаг пожара), — в данных исследованиях

тепловой источник считается равномерно распределенным по всему исследуемому объему ЗГН с изменяющейся во времени мощностью.

Предположим, что тепловыделение ψ , Вт/м³, в процессе химического или биохимического обмена веществом и энергией между активными центрами материала дисперсной среды ЗГН (область с повышенным содержанием кислорода является своеобразным аналогом активных центров) с окружающей газовой средой пустот и вмещающим массивом пород или угля — пропорционально их количеству N , а именно

$$\psi = q_0 \frac{N}{V} X, \quad (13)$$

где q_0 — мощность тепловыделения в ходе обменного процесса для отдельного активного центра, Вт; N — количество активных центров в объеме V (в м³) ЗГН, X — доля объема материала, принимающая участие в обменном процессе.

Динамика химического тепломассообмена в наших исследованиях моделируется системой дифференциальных уравнений, отражающих динамику количества активных центров с учетом их гибели, динамику функции гибели активных центров, зависимость объема среды с активными центрами от их количества

$$\left. \begin{aligned} \frac{dN}{dt} &= (\alpha - \beta \cdot R) \cdot N \\ \frac{dR}{dt} &= \gamma \cdot N \\ \frac{dX}{dt} &= a(1 - X) \cdot N \end{aligned} \right\} \quad (14)$$

где α , β — константы, определяемые экспериментально, 1/с; R — функция гибели центров, значения которой равны доле активных центров, прекративших существование в пределах ЗГН; γ — коэффициент пропорциональности (экспериментальный), 1/с; a — экспериментальный коэффициент пропорциональности, 1/с.

Считаем известными значения функции количества активных центров в начальный момент времени $N(0) = N_0$, и что эта функция обязательно имеет точку глобального максимума (максимального из возможного количества активных центров) в момент $t = t_m$, когда $N(t_m) = N_m$. Величины α , β , γ , k и a в принятых предположениях являются константами интегрирования, зависящими от экспериментально определяемых N_m и t_m .

В результате решения системы уравнений (14) с указанными краевыми условиями были получены аналитические выражения, по которым для расчета динамики параметров процесса в оболочке «Delphi» составлено приложение «Windows» — «Pmikro.dpr».

На рис. 2 представлены результаты моделирования динамики активных центров и объема реагирующей среды с использованием данных помещенных в работе [11], на основании которых можно сделать следующие выводы:

— количество активных центров увеличивается со временем, достигая через четверо суток своего максимума;

— объем реагирующей среды растет, стремясь к предельному значению, причем наиболее интенсивный рост происходит в течение первых четырех суток.

Таким образом, мы определили первый параметр ОПТ во вскрытых выработками зонах геологических нарушений — длительность периода формирования ОПТ угля, ко-

торый в нашем случае составляет 4 суток, в этот срок необходимо произвести работы по предупреждению самонагрева и последующего самовозгорания угля.

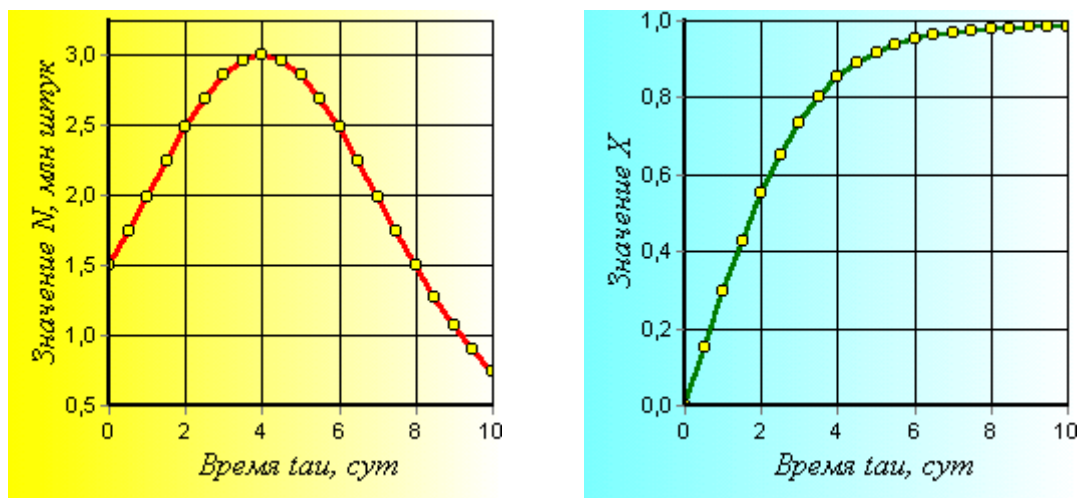


Рис. 2. Динамика активных центров (слева) и объема реагирующей среды

При последующих исследованиях процессов тепломассопереноса в ЗГН использовались численные методы с итерациями по времени [12–16]. При этом задача представлялась в безразмерных переменных и вводилась функция тока ω

$$\frac{\partial \omega}{\partial z} = V_r; \quad \frac{\partial \omega}{\partial r} = -V_z. \quad (15)$$

На каждом итерационном шаге скорость фильтрации V_z на обнаженной поверхности пласта связывалась с давлением в выработке в соответствии с условием

$$V_z = -\frac{1}{a} \frac{\partial \bar{p}}{\partial z}, \quad (16)$$

где $a = \frac{\mu}{k} + \frac{\rho \cdot |\vec{V}|}{l}$ — характеристика области фильтрации.

На рис. 3–5 представлены некоторые результаты моделирования скоростей фильтрации воздуха в ЗГН. При этом центральная область ЗГН (прямоугольник) имела меньшую, по сравнению с окружающей, проницаемость.

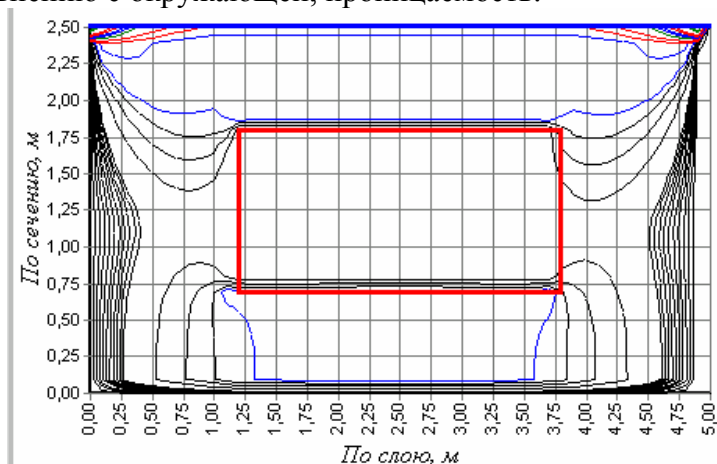


Рис. 3. Изолинии продольных скоростей в ЗГН

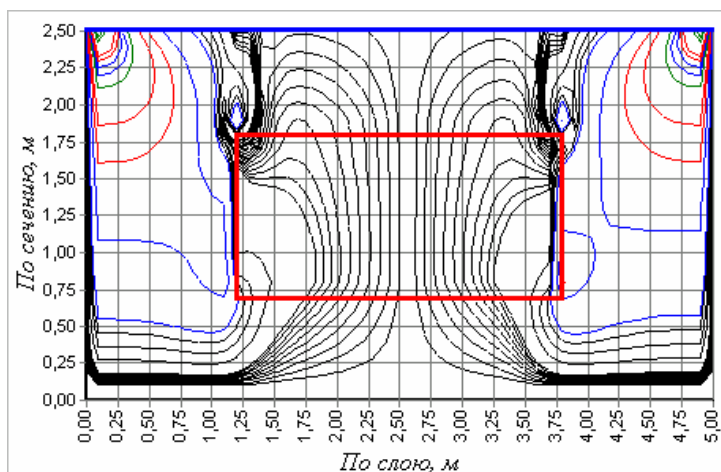


Рис. 4. Изолинии поперечных скоростей в ЗГН

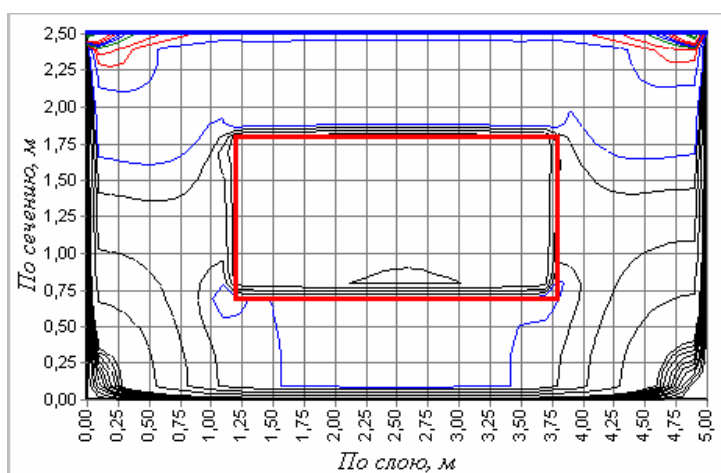


Рис. 5. Изолинии модуля скоростей в ЗГН

Далее, на каждом временном шаге, с учетом полученных скоростей фильтрации, производился расчет температурного поля в ЗГН (рис.6), а по нему вычислялась депрессия тепловых источников тяги.

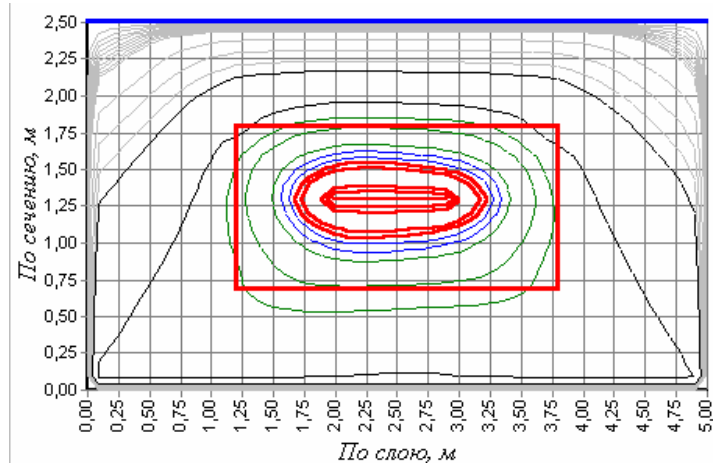


Рис. 6. Температурное поле ЗГН (утолщенные линии — область температуры 70–100°C)

Анализ полученных результатов показал, что при депрессии принудительной вентиляции выработки 10–1000 Па существенного изменения температурного поля не происходит, кроме того, наличие тепловых источников тяги не на размерах ОПТ практически не сказывается. Главным фактором, воздействующим на размеры и расположение ОПТ, является характер распределения проницаемости ЗГН по объему пласта.

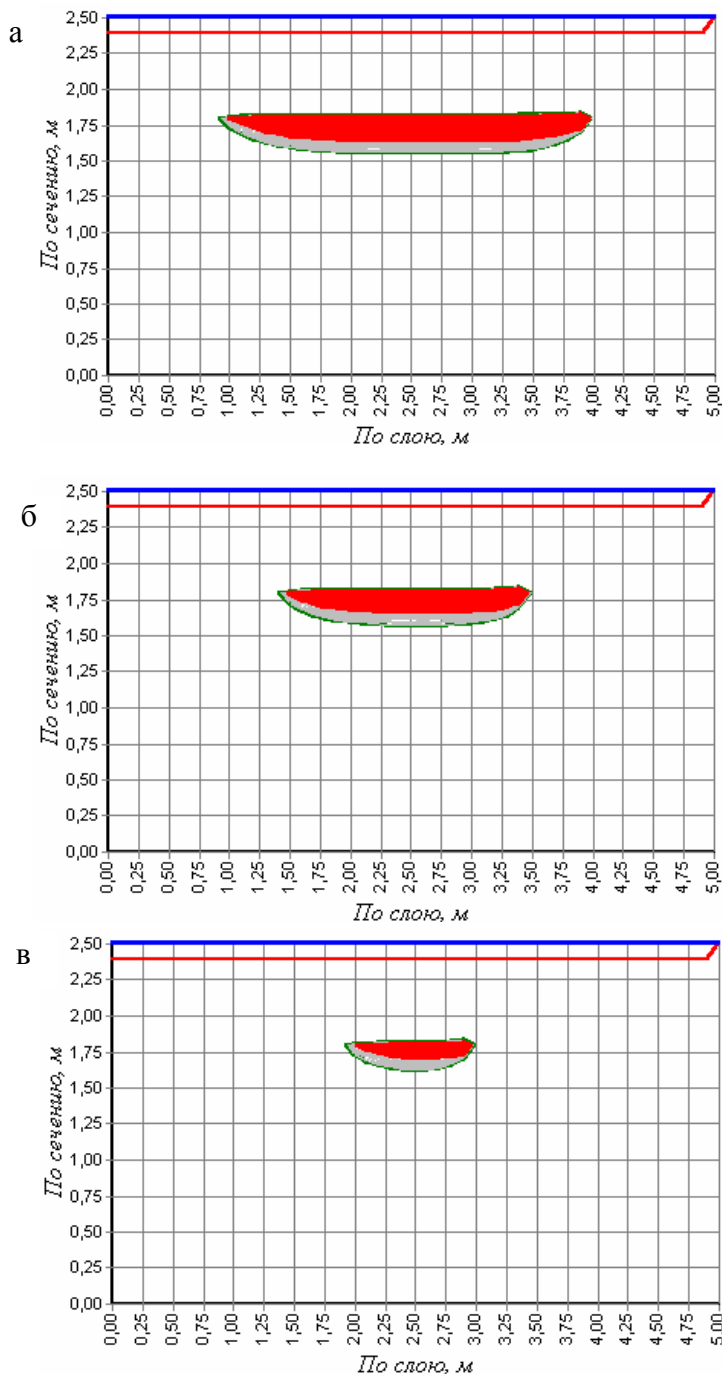


Рис. 7. Динамика области, опасной по самовозгоранию угля в зависимости от ширины зоны геологических нарушений пласта: а — $a=3,0$ м; б — $a=2,0$ м; в — $a=1,0$ м

С целью определения динамики площади S , m^2 , области ЗГН, опасной по самовозгоранию, в зависимости от мощности нарушения a , м — нами проведен ряд численных экспериментов. В частности, на рис. 7 представлены результаты моделирования динамики площади области при ширине ЗГН 1,0–3,0 м. В данном варианте расчетов скорость вентиляционной струи в выработке соответственно изменялась в пределах 2,0–2,2 м/с; депрессия всего участка — около 50 Па.

Линейная составляющая аэродинамического сопротивления в ЗГН принята в 5 раз, а квадратичная — в 3,5 раз ниже, чем в окружающих боках выработки.

По результатам серии из 24 вариантов расчетов получена логарифмическая зависимость площади от ширины ЗГН (рис. 8)

$$S = 0,2576 \cdot \ln a + 0,207,$$

коэффициент детерминации 0,8929.

В данном варианте моделирования область, склонная к самовозгоранию, практически отсутствует при ширине ЗГН не более 0,5 м.

Аналогичные формулы могут быть получены для условий проветривания других участков. Это позволяет осуществлять прогноз места расположения и размеров области, склонной к самовозгоранию, в ЗГН с целью обоснованного выбора способов и средств профилактики или ликвидации эндогенных пожаров.

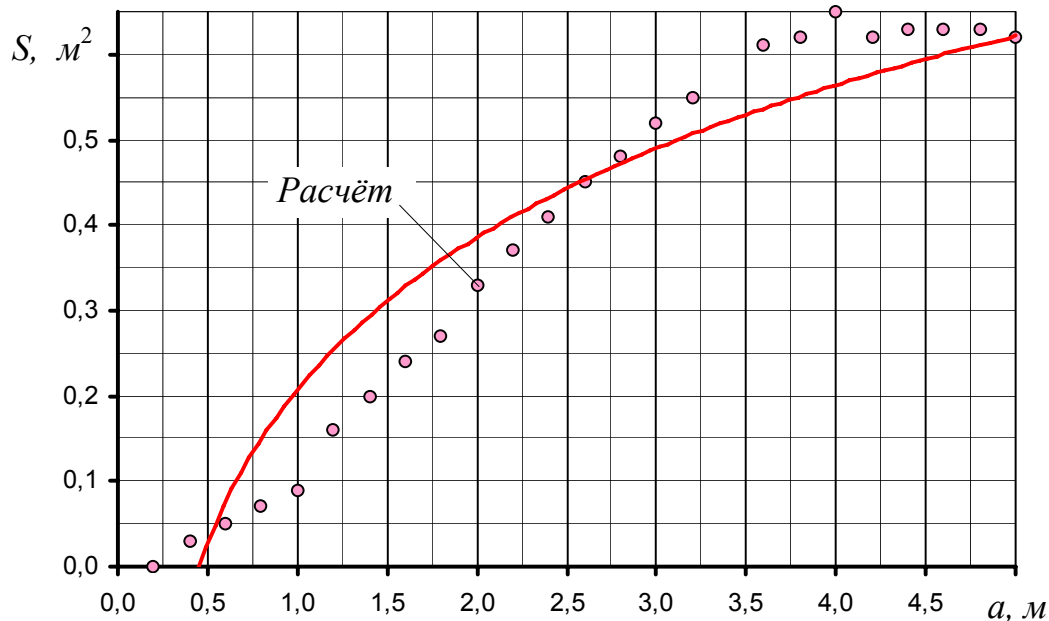


Рис. 8. Динамика площади области, склонной к самовозгоранию в зависимости от ширины зоны геологических нарушений пласта

Таким образом, построена математическая модель и разработан алгоритм расчета фильтрационных потоков воздуха в ЗГН и ее температурного поля на фоне естественной тяги. Созданное программное обеспечение позволяет оперативно производить прогноз места расположения и определять такие параметры ОПТ в ЗГН, как размеры мощности нарушения, при которых возможно возгорание и длительность периода формирования ОПТ.

Библиографический список

1. Костенко В.К., Завьялова Е.Л. Особенности самонагрева угля вблизи контура горной выработки в зонах геологических нарушений // «Форум гірників — 2005», Матеріали міжнарод. конф. Т.3. — Дніпропетровськ, 2005. — С. 40–47.
2. Пашковский П.С., Греков С.П. Математическое моделирование гетерогенного окисления и самонагрева материалов // Науковий вісник УкрНДІПБ, 2002. — № 2(6). — С. 55–63.
3. Исследование утечек воздуха через выработанное пространство участка методами математического моделирования / Л.П.Фельдман, В.А.Святный, О.И.Касимов // Разработка месторождений полезных ископаемых: Респ. межвед. науч.-техн. сб., 1971. — Вып. 22. — С. 105–110.
4. Лыков А.В. Теория теплопроводности. — М.: Высш. школа, 1980. — 478 с.
5. Тихонов А.Н., Самарский А.А. Уравнения математической физики: Уч. пособие для университетов. — М.: Наука, 1972. — 735 с.
6. Болбат И.Е., Смоланов С.Н., Ревякин А.В. Исследование температурных условий в пожарной выработке при 'нулевом' режиме вентиляции // Изв. Донецкого горного института, 1996. — №2(4). — С. 39–44.
7. Радченко В.В., Плетнев В.А., Чуприна М.В., Костенко В.К., Завьялова Е.Л. Влияние тепловой депрессии на развитие очага самонагрева в деформированном пласте // Уголь Украины, 2001. — №6. — С. 45–47.
8. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. — М.: Недра, 1973. — 286 с.
9. Определение пожароопасной скорости фильтрации воздуха через угольные скопления / Х.А.Баев // Техника безопасности и горноспасательное дело: реф. сб. — М.: ЦНИИЭуголь, 1969. — №11–12. — С. 44–45.
10. Глужберг Е.И. Теоретические основы прогноза и профилактики шахтных эндогенных пожаров. — М.: Недра, 1986. — 161 с.

11. **Гнатышин Я.М., Поберейко Б.П., Ацбергер И.Л.** Математическая модель анаэробного процесса // Первая в Украине международная конференция «Энергия из биомассы» 23 — 26.09.02. — К., 2002.
12. **Игнатъева А.В., Краснощекова Т.И., Смирнов В.Ф.** Курс высшей математики. — М.: Высшая школа, 1964. — 684 с.
13. **Зельдович Я.Б., Баренблатт Г.И., Либрович В.Б., Махвиладзе Г.М.** Математическая теория горения и взрыва. — М.: Наука, 1980. — 478 с.
14. **Патанкар С.** Численные методы решения задач теплообмена и динамики жидкостей. — М.: Энергоатомиздат, 1993. — 150 с.
15. **Березин И.С., Жидков Н.П.** Методы вычислений. Т II. — М.: Физматгиз, 1962. — 640 с.
16. **Роуч П.** Вычислительная гидродинамика. — М.: Мир, 1980. — 616 с.

© *Костенко В.К., Чистюхин В.В., Завьялова Е.Л., 2006*

Современные проблемы управления производством

УДК 622.7.017: 622.33

ШАПОВАЛ С.М., НЕГРІЙ Т.О., СОНІН А.М. (ДонНТУ)

ВИЗНАЧЕННЯ ЕКОНОМІКО-ВИРОБНИЧОЇ СТРАТЕГІЇ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ

Були визначені критерії для розрахунку стратегії реалізації вугільної продукції на шахті, що має власну збагачувальну фабрику.

Вугільне підприємство, яке має власну збагачувальну фабрику, може продавати: тільки концентрат, або концентрат і рядове вугілля, або тільки рядове вугілля. Реалізація тільки рядового вугілля означає, що шахті економічно не вигідно виробляти концентрат з власного рядового вугілля. Визначимо ефективність кожної з трьох можливих стратегій виробництва і реалізації вугільної продукції шахти.

За критерій ефективності кожної з розглянутих стратегій приймемо валовий прибуток шахти від виробництва і реалізації вугільної продукції за конкретний період часу. Аналітичний вираз планового валового прибутку шахти встановимо для самого загального випадку, коли виробляється і продається як концентрат, так і рядове вугілля (стратегія 2).

Плановий прибуток шахти за конкретний період часу можна визначити із формули

$$ВП_{ш} = ЧД_{ш} - ТC_{ш}, \quad (1)$$

де $ВП_{ш}$ — плановий валовий прибуток шахти від виробництва і реалізації вугільної продукції за конкретний період часу, грн.; $ЧД_{ш}$ — плановий чистий дохід шахти від реалізації вугільної продукції за конкретний період часу грн., який розраховується за формулою

$$ЧД_{ш} = \frac{1}{1 + \alpha} (Ц_{рв} Q_{рв} + Ц_{к} Q_{к}) = \frac{1}{1 + \alpha} (Ц_{рв} Q_{рв} + Ц_{к} Q_{з} K_{вк}), \quad (2)$$

де α — податок на додану вартість, виражений в частках одиниці; $Ц_{рв}$ — планова ціна рядового вугілля з урахуванням податку на додану вартість, грн./т; $Q_{рв}$ — плановий об'єм реалізації рядового вугілля за даний період часу, т; $Ц_{к}$ — планова ціна концентрату з урахуванням податку на додану вартість, грн./т; $Q_{к}$ — плановий об'єм виробництва і реалізації концентрату, за даний період часу, т, який визначається за формулою

$$Q_{к} = Q_{з} K_{вк}, \quad (3)$$

де $Q_{з}$ — плановий об'єм рядового вугілля, що підлягає збагаченню з метою реалізації концентрату за даний період часу, т; $K_{вк}$ — плановий коефіцієнт виходу концентрату з рядового вугілля; $ТC_{ш}$ — планові загальні витрати шахти на видобуток рядового вугілля і його збагачення за даний період часу грн., які визначаються із виразу

$$ТC_{ш} = ТC_{в} + ТC_{з} = A_{в} + b_{в} Q_{в} + A_{з} + b_{з} Q_{з}, \quad (4)$$

де $ТC_{в}$ — планові загальні витрати шахти на видобуток рядового вугілля за даний період часу грн., який визначається за формулою

$$ТC_{в} = A_{в} + b_{в} Q_{в}, \quad (5)$$

де $A_{в}$ — постійні витрати на видобуток рядового вугілля за даний період часу, грн.; $b_{в}$ — середні змінні витрати на видобуток рядового вугілля, грн./т; $ТC_{з}$ — загальні ви-

трати шахти на збагачення рядового вугілля за даний період часу, грн.; які визначаються із виразу

$$TC_3 = A_3 + b_3 Q_3, \quad (6)$$

де A_3 — постійні витрати на збагачення рядового вугілля за даний період часу, грн.; b_3 — середні змінні витрати при збагаченні рядового вугілля, грн./т.

Вираз (1) валового прибутку шахти за конкретний період часу із урахуванням (2) і (4) прийме вигляд

$$ВП_{\text{ш}} = \frac{\Pi_{\text{рв}}}{1 + \alpha} Q_{\text{рв}} + \left(\frac{\Pi_{\text{к}} K_{\text{вк}}}{1 + \alpha} - b_0 \right) Q_3 - b_{\text{в}} Q_{\text{в}} - A_{\text{в}} - A_3. \quad (7)$$

У виразі (7) $b_{\text{в}} Q_{\text{в}}$ є величиною змінних витрат шахти на видобуток планового об'єму $Q_{\text{в}}$ рядового вугілля за даний період часу, тобто — постійною величиною. Постійними величинами у виразі (7) є також показники $A_{\text{в}}$ і A_3 .

Вираз (7) говорить про те, що валовий прибуток шахти $ВП_{\text{ш}}$ залежить тільки від невідомих (змінних) величин $Q_{\text{рв}}$ і Q_3 , оскільки коефіцієнти $\frac{\Pi_{\text{рв}}}{1 + \alpha}$ і $\left(\frac{\Pi_{\text{к}} K_{\text{вк}}}{1 + \alpha} - b_0 \right)$ при них є постійними величинами.

Необхідно встановити оптимальні значення змінних величин $Q_{\text{рв}}$ і Q_3 , тобто такі їх значення, при яких матиме місце максимальний валовий прибуток шахти $ВП_{\text{ш}}$.

Для вирішення цієї задачі необхідно скласти її економіко-математичну модель, що складається з цільової функції і обмежень.

Позначивши коефіцієнти при невідомих величинах $Q_{\text{рв}}$ і Q_3 у виразі (7) через:

$$C = \frac{\Pi_{\text{рв}}}{1 + \alpha}; \quad (8)$$

$$D = \frac{\Pi_{\text{к}} K_{\text{вк}}}{1 + \alpha} - b_0, \quad (9)$$

цільову функцію Z і обмеження економіко-математичної моделі вирішуваної задачі можна представити в наступному вигляді:

$$Z = C Q_{\text{рв}} + D Q_3 \rightarrow \max; \quad (10)$$

$$Q_{\text{рв}} + Q_3 = Q_6; \quad (11)$$

$$0 \leq Q_{\text{рв}} \leq Q_6; \quad (12)$$

$$0 \leq Q_3 \leq \begin{cases} Q_6, & \text{якщо } M_3 \geq Q_6 \\ M_3, & \text{якщо } M_3 < Q_6 \end{cases}, \quad (13)$$

де M_3 — виробнича потужність збагачувальної фабрики по збагаченню рядового вугілля за даний період часу, т.

Цільова функція (10) припускає встановлення оптимальних значень невідомих величин $Q_{\text{рв}}$ і Q_3 , тобто таких їх значень, при яких буде максимальною величина Z і згідно (7), величина валового прибутку шахти. Для збиткових шахт це означатиме отримання мінімального валового збитку.

Обмеження (11) говорить про те, що сума об'ємів рядового вугілля, що направляються на реалізацію $Q_{рв}$ і на збагачення Q_3 дорівнює плановому об'єму видобутку шахти $Q_в$ за даний період часу.

Обмеження (12) показує, що об'єм реалізації рядового вугілля $Q_{рв}$ може бути в діапазоні від 0 до $Q_в$, т.

Обмеження (13) затверджує наступне.

Належний збагаченню об'єм рядового вугілля Q_3 може бути в діапазоні від 0 до M_3 , т, якщо виробнича потужність збагачувальної фабрики по його збагаченню M_3 менше його планового видобутку $Q_в$.

Належний збагаченню об'єм рядового вугілля Q_3 може бути в діапазоні від 0 до $Q_в$, т, якщо виробнича потужність збагачувальної фабрики по його збагаченню M_3 більше (або дорівнює) його плановому видобутку $Q_в$.

Конкретна шахта, що має власну збагачувальну фабрику, залежно від умов $M_3 \leq Q_в$ або $M_3 \geq Q_в$ матиме конкретний вид обмеження (13).

Представлена виразами (10)–(13) економіко-математична модель відноситься до класу задач лінійного програмування, що вирішуються симплекс-методом. Проте, враховуючи простоту економіко-математичної моделі даної задачі (тільки дві невідомі величини $Q_{рв}$ і Q_3), вирішити її можна, використовуючи наступні міркування.

Якщо в цільовій функції (10)

$$C < D, \quad (14)$$

що згідно (8) і (9), означає

$$\frac{C_{рв}}{1+\alpha} < \frac{C_к K_{вк}}{1+\alpha} - b_3,$$

або

$$C_{рв} < C_к K_{вк} - b_3(1+\alpha), \quad (15)$$

то максимального значення Z набуде за рахунок збільшення Q_3 . В цій ситуації можливі два випадки.

Якщо $M_3 \geq Q_в$, то $Q_3 = Q_в$ і $Q_{ру} = 0$. Це означає наступне. Якщо виробнича потужність збагачувальної фабрики M_3 більше (або дорівнює) об'єму (у) видобутку шахти $Q_в$, то об'єм рядового вугілля, що направляється на збагачення Q_3 , буде дорівнювати об'єму видобутку шахти $Q_в$ і об'єм реалізації рядового вугілля $Q_{рв}$ буде дорівнювати нулю.

Якщо $M_3 \leq Q_в$, то $Q_3 = M_3$ і $Q_{рв} = Q_в - M_3$. Це означає наступне. Якщо виробнича потужність збагачувальної фабрики M_3 менше об'єму видобутку шахти, то об'єм рядового вугілля що направляється на збагачення Q_3 , буде рівний величині M_3 і об'єм реалізації рядового вугілля $Q_{рв}$ буде рівний величині $Q_в - M_3$.

Якщо в цільовій функції (10)

$$C > D, \quad (16)$$

що означає

$$C_{рв} > C_к K_{вк} - b_3(1+\alpha), \quad (17)$$

то максимального значення Z набуде тільки за рахунок реалізації рядового вугілля і припинення його збагачення.

В цьому випадку

$$Q_{рв} = Q_в \text{ і } Q_3 = 0$$

Оскільки шахті економічно не вигідно збагачувати власне рядове вугілля, то їй необхідно знайти стороннього замовника на збагачення його рядового вугілля, або зда-ти в оренду збагачувальну фабрику, або продати її.

Конкретна планова величина максимального валового прибутку (мінімального валового збитку) шахти при всіх розглянутих стратегіях виробництва і реалізації вугі-льної продукції буде одержана з виразу (7) при відповідних оптимальних значеннях $Q_{рв}$ та Q_3 .

Умови застосування, інструменти здійснення і ефективності даних стратегій ви-робництва і реалізації вугільної продукції шахти, що має власну збагачувальну фабри-ку, наведені в табл. 1.

Табл. 1. Умови застосування, інструменти здійснення і ефективності стратегій виробництва і реалізації вугільної продукції шахти, що має власну збагачувальну фабрику

№ стратегії	Стратегія	Умови за-стосування стратегії	Інструменти здійснення стратегії		Максимальний валовий прибуток (мінімальний валовий збиток) ВП _ш , грн.
			реалізувати рядового ву-гілля, т	направити рядового вугілля на збагачення, т	
1	Продавати тільки кон-центрат	$\frac{C_{рв}}{1+\alpha} < C_{к}K_{вк} - b_3(1+\alpha)$ и $M_3 \geq Q_B$	0	Q_B	$\left(\frac{C_{к}K_{вк}}{1+\alpha} - b_3 - b_B\right)Q_B - A_B - A_3$
2	Продавати концентрат та рядове вугілля	$\frac{C_{рв}}{1+\alpha} < C_{к}K_{вк} - b_3(1+\alpha)$ и $M_3 < Q_B$	$Q_B - M_3$	M_3	$\frac{C_{рв}}{1+\alpha}(Q_B - M_3) + \left(\frac{C_{к}K_{вк}}{1+\alpha} - b_3\right)M_3 - b_B Q_B - A_B - A_3$
3	Продавати тільки рядо-ве вугілля	$\frac{C_{рв}}{1+\alpha} > C_{к}K_{вк} - b_3(1+\alpha)$	Q_B	0	$\frac{C_{рв}Q_B}{1+\alpha} - b_B Q_B - A_B - A_3$

В таблиці 1 планова величина максимального валового прибутку (мінімального валового збитку) при реалізації третьої стратегії не враховує можливий прибуток від збагачення рядового вугілля стороннього замовника або від здачі в оренду, або продажі збагачувальної фабрики.

В даний час не існує науково обґрунтованого методу розділення загальних ви-трат на видобуток рядового вугілля і його збагачення на постійні і змінні, тобто методу отримання виразів (5) і (6).

Для того, щоб скористатися даними таблиці 1, необхідно знайти спосіб встанов-лення функцій загальних витрат на видобуток рядового вугілля (5) і його збагачення (6).

Таким чином, використовуючи таблицю 1 можемо визначити ефективність стра-тегій виробництва і реалізації вугільної продукції шахти, що має власну збагачувальну фабрику.

УДК 622.457.2

АНТИПОВ И.В., КАПИНУС Е.А. (ДГУУ)

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЕМ КЛАССА ERP

Изучен вопрос влияния автоматизированной системы управления предприятием класса ERP на эффективность деятельности производственных предприятий, а также оптимизацию производственных процессов. Рассмотрен вопрос применения ERP-систем, которые позволяют коренным образом сократить затраты при ведении производственно-хозяйственной деятельности, ускорить процесс выполнения заказов и выйти на новый — стратегический уровень управления производством.

Как правило, неэффективность деятельности производственных предприятий связана не только с неблагоприятными внешними условиями, но и с внутренними проблемами управления производством. Неэффективное использование производственных мощностей, недостаточный контроль за расходами предприятия, недостаточная интеграция бизнес- и производственных процессов, неэффективное управление ресурсами, высокий уровень ошибок и недостаточно точное планирование приводят к снижению производительности. Именно поэтому оптимизация производственных процессов становится одним из приоритетных направлений деятельности руководителей предприятий.

Ни для кого не секрет, что успех деятельности предприятия сегодня уже во многом зависит от системы автоматизации. Автоматизированная система управления предприятием (АСУП) — реальный инструмент повышения эффективности бизнеса, и поэтому ее разработка должна быть доверена профессионалам.

Целью создания АСУП является повышение эффективности производственно-хозяйственной деятельности за счет улучшения использования имеющихся ресурсов. Процесс создания АСУП — это последовательное и постепенное внедрение более совершенных, научно обоснованных методов управления и средств вычислительной техники с целью увеличения эффективности производства и повышения общественной производительности труда. Повышение эффективности производственно-хозяйственной деятельности предприятия в результате применения АСУ достигается за счет повышения качества решения планово-экономических задач и улучшения на этой основе использования производственных ресурсов, а также благодаря рационализации деятельности управленческого персонала.

Повышение качества решения планово-экономических задач обусловлено следующими факторами:

- 1) рационализацией или оптимизацией производственно-хозяйственных планов предприятий;
- 2) оптимизацией уровня запасов материальных ресурсов;
- 3) оптимизацией календарного планирования, а, следовательно, функционирования производства;
- 4) ускорением процессов обработки данных [1].

Внедрение автоматизированных систем управления предприятием в украинской экономике до недавнего времени занимались отраслевые министерства и подведомственные им научно-исследовательские институты и центры. С изменением экономических условий внесением элементов капиталистического развития, а также в связи с бурным внедрением интернет-технологий, на украинском рынке наметился процесс

внедрения новых для наших условий ERP-систем (*Enterprise Resource Planning* — планирование ресурсов предприятия), которые, по сути, представляют собой, видоизмененные для новых экономических украинских условий известные нам АСУП.

Концепция ERP предложена аналитической фирмой [Gartner Group](#) в конце 80-х гг., и на сегодняшний день это одна из самых распространенных и развивающихся технологий управления предприятием [2]. Свою родословную системы ERP ведут от программ класса MRP (*Material Requirements Planning* — планирование потребностей в материалах) и MRP II (*Manufacturing Resource Planning* — планирование ресурсов производства). Основные различия между ними сводятся к тому, что продукты класса MRP (или как их еще иногда называют — MRP I) ориентированы на управление складскими запасами, MRP II — на вопросы, связанные с организацией производственного процесса, а ERP-системы, в свою очередь, охватывают деятельность предприятия в целом. Под ресурсами в последнем случае понимается все, что нужно для функционирования предприятия — сырье, материалы, оборудование, комплектующие, энергия, финансы, кадры и т.д.

Цель данных ERP-систем заключается в автоматизации и поддержке всех внутренних и внешних бизнес-процессов компании с целью оптимизации ее работы и получения максимальной прибыли.

Чем крупнее становится компания, тем больше локальных задач решает все большее количество персонала. Управление таким потоком информации и берет на себя система управления предприятиями ERP. Внедрение и использование системы управления предприятиями ERP — задача сложная и дорогая. Но в то же время, без системы управления предприятиями ERP уже невозможно представить себе нормально функционирующее крупное предприятие. В наше время система управления предприятиями ERP является основным инструментом управленческой деятельности, это планирование финансовых, человеческих и материальных ресурсов, включая оперативный контроль выполнения производственных планов. Система управления предприятиями ERP включает все виды учета и анализа результатов хозяйственной деятельности и способность обрабатывать большие объемы данных.

С помощью систем управления предприятием обеспечивается своевременное получение информации о функционировании предприятия, а в случае с большими территориально-распределенными корпорациями применение системы управления предприятиями ERP дает возможность сохранения общей модели управления для любых отраслей производства и поддержку территориально-удаленных структур. Использование систем управления предприятиями ERP помогает компаниям, специализирующимся на такого рода услугах, предложить решение для любого сектора экономики. Именно ERP позволяет максимально отражать потребности и особенности каждой отрасли народного хозяйства, включая функциональность и факторы конкурентоспособности. Система управления предприятием ERP именно то, что Вам нужно, руководители.

По мнению ведущих специалистов в области экономики, применение ERP-систем при ведении электронной и обычной торговли позволяет компаниям добиваться лидерства.

Использование ERP-систем позволяет автоматизировать следующие процессы в деятельности компании:

- ведение документации, связанной с торгово-закупочной деятельностью;
- контроль отгрузки и приема товаров;
- ведение прайс-листов с ценами на продукцию компании;
- обработка заказов клиентов и подготовка быстрых ответов на них;
- ведение клиентской документации, отражающей историю общения с клиентами;

- ведение внутреннего документооборота;
- ведение финансовой и бухгалтерской отчетности;
- составление плана перевозок и определение времени доставки товаров;
- осуществление сбора и анализ статистических данных о спросе с целью выработки планов о дальнейших поставках товаров;
- ведение документооборота и обработка заявок от поставщиков и дистрибьюторов [3].

Основными функциями ERP-систем является.

1. Ведение конструкторских и технологических спецификаций. Такие спецификации определяют состав конечного изделия, а также материальные ресурсы и операции, необходимые для его изготовления (включая маршрутизацию).

2. Управление спросом и формирование планов продаж и производства. Эти функции предназначены для прогноза спроса и планирования выпуска продукции.

3. Планирование потребностей в материалах. Позволяют определить объемы различных видов материальных ресурсов (сырья, материалов, комплектующих), необходимых для выполнения производственного плана, а также сроки поставок, размеры партий и т.д.

4. Управление запасами и закупочной деятельностью. Позволяют организовать ведение договоров, реализовать схему централизованных закупок, обеспечить учет и оптимизацию складских запасов и т.д.

5. Планирование производственных мощностей. Эта функция позволяет контролировать наличие доступных мощностей и планировать их загрузку.

6. Функции управления проектами. Обеспечивают планирование задач проекта и ресурсов, необходимых для их реализации.

В настоящее время наибольшую известность получили такие классические ERP-комплексы как R/3 немецкой компании SAP, Oracle Applications компании Oracle и программа компании Baan [3].

Сложилась и определенная модель того, как должна выглядеть и/или из каких компонентов должна состоять подобная система управления предприятием. Наиболее наглядно это просматривается на примере модулей, которые входят в ту или иную систему. Так, например, SAP R/3 включает в себя следующие подсистемы:

- финансы;
- финансовый менеджмент;
- контроллинг (внутрипроизводственный);
- контроллинг деятельности предприятия;
- управление инвестициями;
- планирование производства;
- управление материальными потоками;
- ТОРО (техническое обслуживание и ремонт оборудования) и управление сервисом;
- управление качеством;
- система проектов;
- сбыт;
- управление персоналом.

В целом можно отметить, что в основу концепции ERP положена идея единой интегрированной базы данных, когда информация вводится один раз и доступна всем сотрудникам предприятия, имеющим соответствующие права доступа.

Такой подход выгодно отличает ERP-системы от других программ, которые зачастую решают задачи локальной или лоскутной автоматизации отдельных бизнес про-

цессов, когда на одном предприятии могут быть несколько баз данных, не имеющих связи между собой, а нередко и написанные на разных платформах.

Не менее важной является и экономическая составляющая от использования ERP-систем (табл.) [3].

Таблица. Экономический эффект внедрения ERP

Показатель	В среднем по отраслям промышленности
Уменьшение страховых запасов (уровня неснижаемых остатков на складах)	-40%
Уменьшение складских площадей	-25%
Увеличение поставок точно в срок	80%
Снижение производственного брака	-35%
Снижение задержек с отгрузкой готовой продукции	-45%
Улучшение послепродажного обслуживания	60%
Более точный учет затрат	30%
Снижение транспортно-заготовительных расходов	-60%
Уменьшение сроков закрытия учетного периода	-500% (в 5 раз)
Увеличение оборачиваемости средств в расчетах	30%
Уменьшение затрат на административно-управленческий аппарат	90%

Таким образом, исходная идея или концепция единой интегрированной базы данных, где накапливается вся информация о деятельности предприятия, создает условия для разработки действительно комплексной системы автоматизации, охватывающей все сферы деятельности предприятия и предоставляющей пользователям всю необходимую информацию для принятия соответствующих управленческих решений.

CSRP — новый виток развития ERP систем, который расширил понятие планирования на покупателя.

Основа идеи и главное достоинство *CSRP* — интеграция покупателя в процесс производства [2]. Синхронизация деятельности покупателя (и ориентированных на работу с покупателем отделов) с исполнительным и планирующим центром компании обеспечивает способность оперативно выявлять благоприятные возможности для создания преимуществ в конкуренции. Нарушение производственного ритма за счет поступающих в реальном времени в системы ежедневного планирования и производства требований покупателей заставляет руководителей предприятий обращать свое внимание не только на производство, но и учитывать в оперативном управлении критические факторы рынка и потребительских свойств продукции. Производители, побуждаемые взаимодействием с покупателем, а не внутренними проблемами производства, могут получить существенные преимущества путем систематического подхода к оценке [2]:

- какие продукты нужно производить;
- какие услуги нужно предлагать;
- какие новые рынки перспективны для развития.

Если ранее уже были достигнуты понимания того, что принятие решений не должно быть изолировано от исполнительных подразделений компании, то идея ориентации принимаемых решений на мнения и предпочтения покупателей явилась в этой системе новой и основополагающей.

Для реализации этой идеи необходимо наладить обратную связь от покупателя к производителю, причем на наиболее раннем этапе проектирования и производства высокотехнологичного изделия. Однако включение потребителей в процессы принятия

решения должны быть ограничены определенной мерой влияния, которую необходимо определить при интеграции системы [4].

Один из способов реализации системы лежит в интеграции подразделений, которые занимаются работой с клиентами с плановым, производственным и проектным отделами для выработки определенных решений, которые удовлетворяют запросам всех сторон. Процесс принятия решения может быть различным, однако последнее время предпочтение отдается следующему методу: генерация возможных решений осуществляется проектным отделом, учитывая ограничения, выставляемые производственным и плановым отделами. Остальные службы предприятия (в том числе и подразделение по работе с клиентами, и финансовые службы, и логистические службы, и даже производственные и плановый отделы) осуществляют оценку вариантов решения. Затем производится выбор единственного варианта решения, который и будет учитывать мнение как всех отделов и ветвей предприятия, так и клиентов.

CSRP — это первая бизнес методология, которая включает деятельность, ориентированную на интересы покупателя, в ядро системы управления бизнесом. Впервые предложена методология ведения бизнеса, основанная на текущей информации о покупателе. *CSRP* перемещает фокус внимания с планирования производства к планированию заказов покупателей. Информация о клиентах и услуги внедряются в основу деятельности организации.

Производственное планирование не просто расширяется, а замещается требованиями клиентов, поступающими из подразделений, ориентированных на работу с покупателями.

CSRP предполагает расширение функциональных возможностей *ERP* систем в следующем [2]:

- управление перспективными проектами;
- определение потребностей в продукции покупателей;
- конфигурирование заказа покупателями;
- бизнес-логика предприятия построена на основе главенствования мнения покупателя;
- разработка и модификация продукции ведется на основе новой бизнес-логики послепродажного обслуживания;
- управление модернизацией продукции.

Таким образом, *CSRP* заставляет пересмотреть всю бизнес-практику, фокусируя ее на рыночной активности, а не на производственной деятельности. Бизнес процессы синхронизируются с деятельностью покупателей, а применение *ERP*-систем позволяет коренным образом сократить затраты при ведении производственно-хозяйственной деятельности, ускорить процесс выполнения заказов и выйти на новый — стратегический уровень управления производством.

Библиографический список

1. **Справочник** разработчик АСУП / А.А.Модин и др. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Экономика, 1998. — 583 с.
2. <http://www.quality21.ru/index.php?module=subjects&func=viewpage&pageid=292>.
3. <http://www.vespol-soft.com/informations/articles/automatic/>.
4. **Быков Е.Е.** Автоматизированные системы управления предприятием: Учеб. пособие. — М: ММИУ, 1980. — 73 с.

© Антипов И.В., Капинус Е.А., 2006

УДК 330.332.011

БОЛТЯН А.В. (Донецкий филиал ОАО КБ «Надра», Донецкое региональное управление),
ГОМАЛЬ И.И. (ДонНТУ), ГУЛЬКО С.Е. (Донецкое региональное управление ЗАО КБ
«ПриватБанк»)

ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕДУРЫ САНАЦИИ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Рассмотрены план санации и методика участия инвестора в процессе санации угледобывающего предприятия, позволяющая определить критерии такого участия, а также произвести планирование технических мероприятий, которые позволят повысить уровень добычи шахты и восстановить ее платежеспособность.

В настоящее время стали нередкими случаи, когда угледобывающие предприятия (шахты) находятся в процедуре банкротства. Это обусловлено тем, что шахта, как комплекс взаимосвязанных крупных производств, является кредитоемким предприятием. Однако многочисленные реорганизации угольной отрасли, осуществленные за годы независимости Украины, привели к тому, что многие предприятия отрасли стали неплатежеспособными. При этом у шахты-банкрота есть три возможных сценария развития событий: ликвидация (что требует значительных дополнительных капитальных вложений), санация и мировое соглашение. Первый вариант в виду его дороговизны является неприемлемым. В третьем варианте кредиторы должны пойти на компромисс с должником и простить ему ряд долгов, что не всегда является приемлемым для кредиторов. Поэтому вариант процедуры санации является наиболее экономически приемлемым для обеих сторон в производстве по делу о банкротстве.

В Законе Украины «О восстановлении платежеспособности должника или признании его банкротом» (далее по тексту — «Закон») процедура санации определяется как система мер, осуществляемых во время производства по делу о банкротстве с целью предотвращения признания должника банкротом и его ликвидации. Причем санация направлена на оздоровление финансово-хозяйственного положения должника, а также удовлетворение в полном объеме или частично требований кредиторов путем кредитов, реструктуризации предприятия, долгов и капитала и (или) смену организационно-правовой и производственной структуры должника (статья 1 Закона).

Исходя из определения процедуры санации, ее основной целью является восстановление платежеспособности должника, т.е. подход к процедуре должен осуществляться с позиций финансового менеджмента.

Прежде, чем перейти к финансовым аспектам процедуры санации, рассмотрим организационные особенности санации угледобывающих предприятий. В соответствии с Законом с момента введения процедуры санации полномочия руководителя должника должны быть прекращены, и управление переходит к управляющему санацией, [1]. Поскольку угледобывающие предприятия, в основном, являются государственными предприятиями, то кандидатуру управляющего санацией предоставляет комитету кредиторов государственный орган по делам банкротства. К данной кандидатуре предъявляются особые требования в соответствии с Кодексом законов о труде: это должен быть специалист, имеющий опыт руководящей работы на угледобывающем предприятии не менее пяти лет.

Управляющий санацией готовит план санации, который должен содержать следующие мероприятия:

— меры относительно восстановления платежеспособности должника;

- условия участия инвесторов (при их наличии);
- полное или частичное удовлетворение требований кредиторов;
- срок и очередность выплаты должником или инвестором долга кредиторам;
- условия ответственности инвестора за невыполнение взятых согласно плану санации обязательств.

План санации должен предусматривать срок восстановления платежеспособности должника. Данный план разрабатывается с участием инвестора, и после одобрения комитетом кредиторов утверждается Хозяйственным судом.

Мерами относительно восстановления платежеспособности должника, которые должен содержать план санации шахты, могут быть:

- реструктуризация предприятия;
- закрытие нерентабельных производств;
- отсрочка и (или) рассрочка платежей или прощение (списание) части долгов (о чем заключается мировое соглашение);
- ликвидация дебиторской задолженности;
- продажа части имущества должника;
- обязательства инвестора о погашении долга (части долга) должника, в частности путем перевода на него долга (части долга) и его ответственность за невыполнение взятых на себя обязательств;
- выполнение обязательств должника собственником имущества должника и его ответственность за невыполнение взятых на себя обязательств и др.

Законом также предусмотрена возможность приобретения инвестором прав собственности на имущество должника при условии выполнения инвестором взятых обязательств (часть 3 статьи 18 Закона).

Поскольку угледобывающие предприятия относятся к категории особо опасных производств и часто являются также и градообразующими предприятиями, то в соответствии со статьями 42 и 43 Закона срок санации шахты может быть продлен Хозяйственным судом до 10 лет. Данное продление принимается судом по ходатайству органов местного самоуправления или органов центральной исполнительной власти. При этом органы власти заключают договор поручительства по обязательствам должника. Следует отметить, что в этом случае должник и его поручители должны рассчитаться с кредиторами на протяжении 3 лет. В противном случае должник признается банкротом и будет открыта ликвидационная процедура.

Для угледобывающего предприятия план санации должен содержать согласованное с Министерством топлива и энергетики условие о закреплении за целостным имущественным комплексом шахты, характеристики угледобывающего предприятия третьей группы в соответствии с Порядком определения угледобывающих предприятий, которым предоставляется государственная поддержка, и сохранением за ним объемов денежных средств, предоставляемых государством в качестве господдержки (Постановление Кабинета Министров Украины №26 от 06.01.99 г.).

Таким образом, процедура санации угледобывающего предприятия включает в себя подготовительный этап и непосредственно этап санации. Подготовительный этап подразделяется на три блока мероприятий.

1. Первоочередные действия:

- уведомление органов управления предприятием об открытии процедуры санации, назначение управляющего санацией, прекращение полномочий органов управления предприятием;
- организация приема-передачи бухгалтерской и другой документации предприятия, печатей и штампов, материальных и других ценностей управляющему санацией;

— привлечение специалиста (специалистов) по управлению угледобывающим предприятием с опытом руководящей работы аналогичными предприятиями не менее 5 лет;

— организация бесперебойной работы всех служб предприятия;

— уведомление о своем назначении государственного органа по вопросам банкротства, предоставление информации для ведения единой базы о предприятиях, в отношении которых возбуждено дело о банкротстве;

— информирование комитета кредиторов о передаче бухгалтерской и другой документации, печатей, штампов, материальных и других ценностей.

2. Организация производственной деятельности:

— организация и жесткий контроль за процессом добычи угля и работой всех структурных подразделений угледобывающего предприятия;

— организация проведения инвентаризации имущества предприятия;

— организация обеспечения жестких мер по охране имущества предприятия;

— решение в Минтопэнерго вопроса по согласованию объема поступления дотационных средств и окончанию технологического цикла предприятия;

— открытие специального счета для проведения санации и расчетов с кредиторами.

3. Работа с кредиторами, дебиторами, хозяйственным судом:

— подготовка плана санации угледобывающего предприятия;

— рассмотрение в установленном порядке имущественных требований кредиторов по задолженностям, образовавшимся во время процедуры распоряжения имуществом и санации;

— рассмотрение договоров предприятия, заключенных до возбуждения дела о банкротстве, не выполненных полностью или частично, отказ от их выполнения;

— поиск, выявление и возврат имущества банкрота, находящегося у третьих лиц;

— предъявление требований к третьим лицам о возврате дебиторской задолженности банкрота;

— анализ финансового состояния банкрота.

План санации предприятия готовится управляющим санацией и согласовывается с инвестором. Далее план санации должен быть согласован с Фондом государственного имущества и Министерством топлива и энергетики Украины. После этого план должен быть одобрен комитетом кредиторов и утвержден постановлением Хозяйственного суда.

В соответствии с вышеизложенным можно сделать вывод, что в возобновлении платежеспособности угледобывающего предприятия важная роль отводится инвестору, поскольку внутренних источников должника является недостаточно, а часть внешних поступлений (из государственного бюджета) имеет целевое назначение. При этом для расчета с кредиторами инвестору (в случае принятия им на себя всей суммы долга) предоставляется максимум три года при общем сроке санации до 10 лет.

Участие инвестора в процедуре санации угледобывающего предприятия предполагает инвестирование им собственных средств в предприятие. При этом инвестор, входя в процесс санации, ожидает получить доход по ее окончании с учетом погашения сформировавшейся кредиторской задолженности шахты.

Допустим на момент введения процедуры санации долг предприятия кредиторами составил *D*. По истечении трех лет в случае полного погашения долгов кредиторами чистая приведенная стоимость возврата долгов должна быть равна нулю, т.е.

$$NPV_1 = -D + P \cdot \sum_{i=1}^3 \frac{1}{(1+r)^i},$$

где P — чистый годовой доход (после покрытия издержек и уплаты налогов); r — ставка дисконта.

Отсюда можно вычислить значение чистого годового дохода, т.е. спрогнозировать (с учетом цены одной тонны угля) необходимую годовую добычу шахты в период проведения процедуры санации

$$P = D / \sum_{i=1}^3 \frac{1}{(1+r)^i}.$$

В условиях слабой платежеспособности должника ставка дисконта должна приниматься как ожидаемая, т.е. возрастающей с ростом вероятности невыполнения обязательств должником [2].

По истечении трех лет расчета с кредиторами инвестор вправе рассчитывать на получение дохода на вложенные инвестиции (C), т.е. чистая приведенная стоимость проекта должна быть больше нуля. Положив, что чистый годовой доход предприятия на протяжении оставшихся семи лет процедуры санации будет неизменным, а также с учетом будущей (через три года) стоимости инвестиций, получим

$$NPV_2 = -\frac{C}{(1+r)^3} + P \cdot \sum_{i=1}^{10} \frac{1}{(1+r)^i} > 0.$$

Рассмотрим пример. Долг шахты на момент введения процедуры санации составил $D=10,0$ млн. грн. Вклад инвестора в предприятие составляет 5,0 млн. грн. Ставку дисконта принимаем $r=0,25$.

Тогда чистый доход предприятия будет

$$P = 10 / \sum_{i=1}^3 \frac{1}{(1+0,25)^i} = 5,12 \text{ млн. грн.},$$

а чистая приведенная стоимость проекта для инвестора составит

$$NPV_2 = -\frac{5}{(1+0,25)^3} + 5,12 \cdot \sum_{i=1}^{10} \frac{1}{(1+0,25)^i} = 0,61 \text{ млн. грн.},$$

т.е. проект принимается.

Таким образом, разработанная методика участия инвестора в процессе санации угледобывающего предприятия позволяет определить критерии такого участия, а также произвести планирование технических мероприятий, которые позволят повысить годовую добычу шахты с целью восстановления ее платежеспособности.

Библиографический список

1. Поляков Б.М. Процедура банкротства в Украине: теория и практика. — Донецк: Изд-во «Донбасс», 2001. — 480 с.
2. Брейли Р., Майерс С. Принципы корпоративных финансов: Пер. с англ. — М.: ЗАО «Олимп-Бизнес», 1997. — 1120 с.

© Болтян А.В., Гомаль И.И., Гулько С.Е., 2006

УДК 65.016.8:556.18:622.53

ГОМАЛЬ І.І. (ДонНТУ), МІНАКОВА Н.М. (Держуправління екології та природних ресурсів в Донецькій області)

ЗБАЛАНСОВАНЕ УПРАВЛІННЯ ВОДНИМИ РЕСУРСАМИ ПРИ ЛІКВІДАЦІЇ ВУГІЛЬНИХ ПІДПРИЄМСТВ

Досліджуються чинники збалансованого управління водними ресурсами гірничодобувних регіонів в умовах ліквідації вугільних підприємств. Розглянуті ринкові умови розв'язання проблем дефіциту та якості водних ресурсів за рахунок використання шахтних вод. Пропонуються напрями вдосконалення організаційно-економічного механізму управління водними ресурсами із врахуванням правових та процедурних аспектів.

Вода є важливішим природним ресурсом нашої планети. Через обмежені можливості заміни води в більшості сучасних технологій та вичерпність цього ресурсу значення використання цього природного фактора у розвитку виробничих сил суспільства постійно збільшується. Указом Президента України від 04.02.03 р. №75 «Про рішення Ради національної безпеки і оборони України» від 11 листопада 2002 року «Про стан безпеки водних ресурсів держави та якість питної води в містах і селах України» звернено увагу на незадовільну ефективність державного управління та стан реалізації державної політики у сфері охорони та використання водних ресурсів [1].

На виконання Указу Державним комітетом з житлово-комунального господарства спільно з іншими центральними органами виконавчої влади та Національною Академією наук розроблено проект Загальнодержавної програми «Питна вода України», який згідно Постанові Верховної Ради України від 21.09.04 р. №2021-ІУ наданий на доопрацювання та розгляд у другому читанні.

Видобуток вугілля завжди супроводжувався деструктивним впливом на всі компоненти навколишнього середовища. Особливістю гірничих підприємств є те, що вони не тільки споживають воду для потреб підприємства, а й попутно видають на поверхню значну кількість забрудненої шахтної води. Вода, яка видається з шахт, вміщує велику кількість солей та різних твердих домішок, що забруднюють водні об'єкти. Тому якість шахтних вод не дозволяє їх використовувати у господарських цілях без спеціальних технологій очищення.

Починаючи з 1995 р. в нашій країні проводиться реструктуризація вугільної промисловості. В умовах ліквідації вугільних підприємств та переходу до нових форм ринкової економіки проблема управління водними ресурсами набуває особливого загострення. Головні чинники кризи нинішнього еколого-економічного становища вугільних регіонів України обумовлені, на думку авторів, недоліками в управлінні галуззю, а саме відсутністю системної концепції реструктуризації та розвитку вітчизняної енергетики, відсутністю жорсткого адміністративно-фінансового контролю з боку держави щодо мір відповідальності посадових осіб за витрати виділених коштів, роздробленням та деградацією вітчизняної галузевої гірничої науки, залишення місцевих екологічних програм без державної підтримки вугільної галузі.

Таким чином, поліпшення еколого-економічного становища гірничодобувних регіонів України у сфері захисту від забруднення підземних вод та інших водних об'єктів, які використовуються для питного водопостачання, є невідкладним завданням життєзабезпечення українського суспільства.

Потрібно звернути увагу на те, що розв'язання проблем управління водними ресурсами потребує розробки ефективного механізму всієї системи природокористуван-

ня. Сучасні наукові розробки О.І.Амоши, Є.Я.Долінера, М.Я.Азарова, А.В.Анциферова, В.Н.Єрмакова, Ю.Н.Гавриленка, В.А.Копилова, Л.Є.Хлапенова, Н.В.Піскунової, С.В.Гошовського, В.А.Сляднева [2–10] присвячені дослідженню впливу закриття підприємств вугільної промисловості на компоненти навколишнього середовища регіону. Значний успіх у цьому науковому напрямку належить вітчизняним науковим школам: Національній Академії наук, вищим навчальним закладам (Донецький національний технічний університет, Донецький національний університет). Новітні досягнення з проблем управління гідро-екологічними наслідками реструктуризації вугільної промисловості знайшли відображення у працях науково-дослідних і проектних організацій ДПП «Донбасгеологія», ВАТ «Український науковий центр технічної екології», Інституту геолого-екологічних проблем Донбасу.

Аналіз наукових робіт Є.А.Яковлева, Н.Д.Каліуценка, Г.С.Пиньковського, В.П.Кириченка, О.Є.Іванцова, С.О.Лизуна [12, 16, 17, 19] свідчить, що незважаючи на чисельність досліджень, розробок з проблем управління водними ресурсами, існує потреба в системному опрацюванні питань охорони та відтворення водних ресурсів. Недостатньо уваги в дослідженнях приділяється з'ясуванню ефективних механізмів державного регулювання цієї сфери. Особливо це відчувається стосовно системи управління регіонального рівня.

Враховуючи ці моменти, метою даної статті є дослідження чинників ефективного управління водними ресурсами гірничодобувних регіонів в умовах ліквідації вугільних підприємств, а також запропонування напрямів вдосконалення організаційно-економічного механізму управління водними ресурсами із врахуванням правових та процедурних аспектів.

Відомо, що українська економіка відчуває дефіцит водних ресурсів за кількістю та за якістю. Саме тому водокористування в Україні стримується обмеженими запасами водних ресурсів, придатними для гарантованого постачання. Головними галузями, які найбільше використовують свіжу воду, є металургія, енергетика, вугільна промисловість, комунальне та сільське господарство.

Динаміка долі споживання свіжої води в Донецькій області в загальному обсязі споживання свіжої води України наведена на рис. 1. За період 1985–2002 рр. чітко простежується тенденція збільшення долі споживання Донецької області в загальноукраїнському споживанні свіжої води.

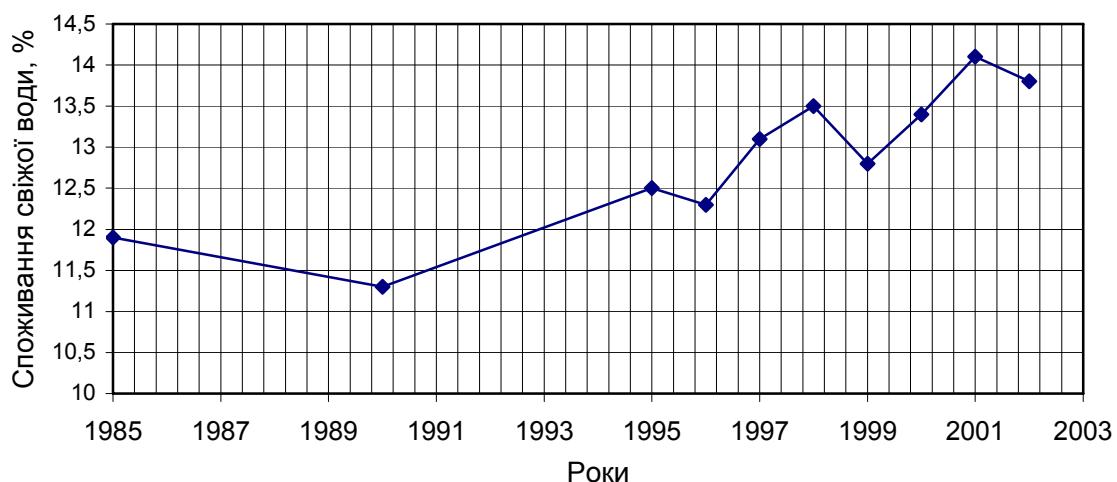


Рис. 1. Динаміка долі Донецької області в загальноукраїнському споживанні свіжої води

Донецька та Луганська області відносяться до маловодних регіонів. Основним джерелом господарсько-питного та технічного водопостачання є канал Сіверський До-

нець — Донбас, по якому подається біля мільярду кубічних метрів води на рік. Використовується також артезіанська вода, а також вода з поверхневих водоймищ, однак якість води з поверхневих джерел не відповідає гігієнічним вимогам до питної води.

Значна частка в економіці України належить екологічно небезпечним, у тому числі й водомістким галузям. Через це дефіцит води заважає розвиватися не тільки їм, а й іншим галузям, яким потрібна якісна вода. Зокрема, у Донбасі водний фактор перешкоджає подальшому розвитку чорної металургії, деяких галузей хімії органічного синтезу.

За даними [11] Донецька, Дніпропетровська, Запорізька та Луганська області займають більш половини (56%) загального обсягу скиду забруднених зворотних вод у природні водні об'єкти.

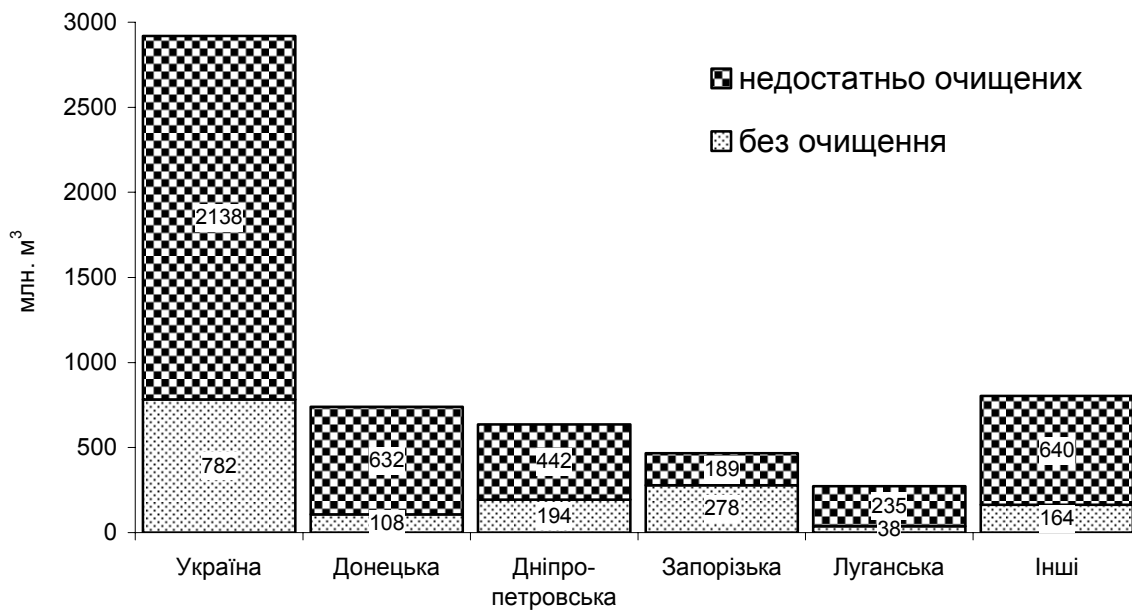


Рис. 2. Показники забруднення вод по Україні та регіонам

Відчуваючи дефіцит водних ресурсів, підприємства вимушені застосовувати технології із використанням замкнутого циклу водопостачання. Саме тому відмічається збільшення частки оборотної води у загальному обсязі використання на виробничі потреби.

Слід відзначити, що водні ресурси рік та водосховищ у регіоні формуються при помітному впливі шахтних та стічних вод. Основними постачальниками забруднюючих речовин у підземні води є підприємства хімічної, металургійної, машинобудівної та інших галузей, що розташовані безпосередньо в межах гірничих відводів, а також гірничі підприємства, що скидають зворотні води у водоймища, а також у гідрографічну мережу. Таким чином, шахтні води у виробках та на поверхні значно забруднені органічними сполуками та токсичними елементами, що не властиві гірничому масиву.

В Донбасі діє така схема забруднення та скиду відпрацьованих вод. Від підприємств, з атмосферних опадів, від промивання ґрунтів у поверхневі води поступають токсичні речовини. Насичені шкідливими сполуками води по тріщинам порід, а також вугільним пластам потрапляють у шахтні виробки та змішуються із шахтною мінералізованою водою. Далі ці води відкачуються на поверхню у відстійники, і далі після осідання завислих речовин та хлорування потрапляють у гідрографічну мережу.

Незважаючи на те, що практично всі шахти Донецької області у теперішній час мають водоочисні споруди (горизонтальні відстійники, пруди-освітлювачі тощо), значна частина вод скидається недостатньо очищеною. Отже, шахтна вода, що видається на

поверхню, містить кількість завислих речовин, що перевищує норматив (100 мг/л) у 3–5 разів. Таким чином, робота шахтних споруд (накопичувачів, відстійників), на яких повинна проводитися обробка шахтних вод (відстій, нейтралізація, флотація, знезараження тощо), не задовольняє сучасним екологічним вимогам у сфері водокористування.

За результатами гідрохімічного обстеження водостоків рік та балок, що здійснено ДДП «Донбасгеологія», мінералізація поверхневих вод складає від 0,7 до 2,2 г/л, рН від 7,3 до 8,5. Практично на всьому протязі балок та річок встановлено перевищення гранично допустимих концентрацій (ГДК) по тяжким металам [16].

Вода, яка очищується від домішок, за вмістом солей нормується до 1 г/л. Шахтні води, які не відповідають зазначеним вимогам, повинні бути демінералізовані або акумульовані у ставках-накопичувачах із скидом тільки після розбавлення дощовими та талими водами.

Більшість річок області відноситься до категорії брудних і дуже брудних. В Донецькій області найбільш високі рівні забруднення водних ресурсів мають місце в Горлівсько-Єнакієвському, Донецько-Макіївському і Північному промислових районах. У воді практично всіх річок області має місце висока концентрація солей. Однією з основних причин цього є скид до них високо мінералізованих шахтних вод, з якими до річок потрапляє більше 1 млн. т різних солей. Водосховища, які є джерелами централізованого питного водопостачання, через підвищену мінералізацію і жорсткість не відповідають нормативним вимогам. Питання про переведення Ольхівського водосховища, яке є приймачем шахтних вод, до категорії технічних, досі не вирішено. Резервне питне Волинцевське водосховище через відсутність очисних споруд господарських стічних вод на шахті «Ольховатська» ДП «Орджонікідзевугілля» та пришахтному селищі багато років забруднювалось неочищеними стічними водами.

Отже, ситуація із питною водою в Донбасі має критичний характер. Зокрема, в Донецькій області у маловодні роки дефіцит води складає близько 5000 млн.м³/р., а 60–70% проб води із малих річок підтверджують її повну непридатність для господарсько-питного водопостачання [11]. В той же час проблема очистки, поперед всього, демінералізації шахтних вод багато років не знаходить свого практичного вирішення і залишається важливішою екологічною проблемою вугільної промисловості. Якщо технічні аспекти цієї проблеми можуть бути успішно вирішені, що підтверджено науковими розробками (Дондiproшахт, ВАТ «УкрНТЕК»), то організаційно-економічна сторона потребує окремого розгляду.

Таким чином, до екологічних загроз в сфері збереження водних ресурсів можна віднести:

— дефіцит водного стоку для розбавлення вод (10% забір стоку є критичною межею, перевищення якої порушує процеси природного самовідновлення водних екосистем), що виснажує водні ресурси;

— підвищення рівня ґрунтових вод (в середньому на 0,3–0,5 м/р.) на півдні країни, що зумовлено зниженням дренажної спроможності річок та значними технологічними втратами води у зрошувальних системах;

— стале забруднення водних об'єктів шкідливими сполуками.

Слід відмітити, що ліквідація вугільних підприємств може здійснюватися із повним затопленням («мокра» ліквідація), або без затоплення та з частковим затопленням («суха» ліквідація).

Наявність гідравлічного зв'язку більшості шахт, що ліквідуються, із діючими шахтами, як правило, виключає їх «мокру ліквідацію». В цьому випадку реалізується варіант «сухої» ліквідації із збереженням в роботі власного водовідливного комплексу або із передачею водопритоку на сусідні діючі шахти. «Суша» ліквідація шахт обумов-

лює необхідність збереження сумарного об'єму відкачування та скиду шахтних вод практично незалежно від об'єму видобутку, що зменшився.

Варіант повного затоплення шахт в Донецькій області реалізується тільки на 5-ти шахтах (з 50 шахт, що ліквідуються), практично ізольованих від діючих шахт [12]. Результати оцінки спеціалістів підтверджують, що у випадку повного підйому рівня ґрунтових вод при повному підтопленні всіх шахт, що закриваються, від 20 до 40% території, на яких проводиться ліквідація шахт, можуть опинитися підтопленими та частково заболоченими. В свою чергу, це сприяє активізації процесів зрушення гірничих порід, розвитку екзогенних геологічних процесів (зсуви, карсти), збільшенню розчинення та посиленню міграції геохімічного забруднення з промислових майданчиків, міст складування твердих та рідких відходів, забрудненню підземних та поверхневих вод, тощо.

Вивід з експлуатації великої кількості нерентабельних шахт шляхом «мокрої» їх консервації викликає порушення природно-техногенної системи, що склалася за період багаторічного засвоєння. Зміна природно-техногенної ситуації, що сформувалась в умовах виводу шахт з експлуатації, неминуче приводить до виникнення комплексу явищ та процесів, в якому можна умовно виділити дві великі групи: позитивні та негативні явища і процеси. Зокрема, до небажаних в екологічному плані належать:

- підйом рівня підземних вод із підтопленням територій, затопленням підземних споруд та комунікацій;

- обводнення ґрунтів, зміна їх фізико-механічних властивостей та проявлення таких геотехнічних процесів, як просідання та набухання ґрунтової основи під будівлями та спорудами;

- зміна напрямку руху підземних вод (в тому числі в бік діючих шахт) та їх хімічного складу;

- інтенсифікація виділення газів та скопління газів у підземних спорудах, тощо.

Наслідком підвищення мінералізації географічного середовища є засолення ґрунтів, проникнення соленої води в прісні водоносні горизонти, засолення річок. Все це обумовлює негативний вплив на харчову базу, а також стан продовольчих ресурсів, на стійкість фіто- і зооценозів.

Треба також звернути увагу на значні просідання денної поверхні (до 3–4 м), що відбуваються на полях діючих та закритих шахт України. Це явище призводить до заболочення, утворення невеликих мілких озер, які заростають болотною рослинністю. На площах закритих кар'єрів у більшості випадків виникають озера-болота, негативно впливаючи на ландшафт. Створення на базі таких штучних озер рекреаційних зон, риборозведення з одночасним укріпленням берегів — приклад успішного вирішення природоохоронної проблеми.

Крім того, можна виділити позитивні моменти у закритті шахт, що обумовлюють:

- зупинення просідання денної поверхні, що викликано проведенням гірничих робіт;

- значне зниження об'ємів шахтних вод, що скидаються у річки;

- зупинення видачі та складування порід у відвали, що сприяли забрудненню повітряного середовища та земельних ресурсів.

Прикладом позитивного впливу ліквідації вугільних підприємств є зменшення скиду шахтних вод на 60 млн. м³ протягом 1998–2003 рр. В цей же період скид завислих речовин із шахтними водами знизився на 4,3 тис. т/р. (на 45%), а зниження скиду забруднюючих речовин (солей) склало 197 тис. т/р. (28%). Динаміку показників споживання та скиду вод вугільними підприємствами в Донецькій області за даними річних

звітів Держуправління екології та природних ресурсів в Донецькій області наведено на рис. 3.

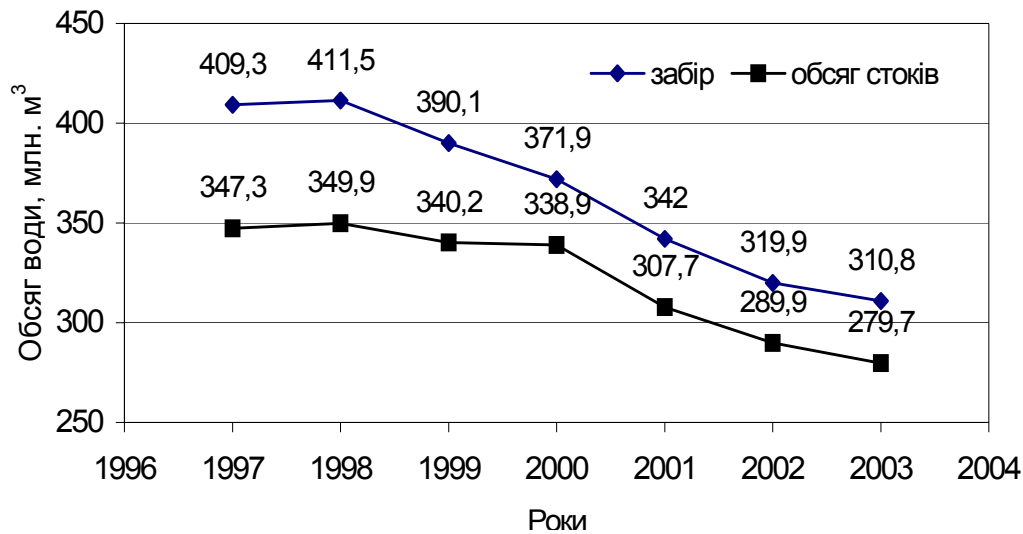


Рис. 3. Споживання та скид вод вугільними підприємствами в Донецькій області

Дотримання природоохоронного законодавства при ліквідації шахт було покладено на екологічні інспекції, екологічну прокуратуру, ДП «Укрвуглереструктуризація». Слід відмітити, що ДП «Укрвуглереструктуризація» прийняла для ліквідаційних робіт шахти, на яких не було установок підвищення якості стічних вод. Це істотно ускладнило можливість впливати на зниження обсягів забруднюючих речовин, оскільки сфера компетенції обласної дирекції «Укрвуглереструктуризація» не передбачала придбання відповідних технологій та обладнання. Тому на даний час вимушені оплачувати платежі у п'ятикратному розмірі за перевищення встановлених лімітів скидів у гідрографічну мережу.

Таким чином, характерними чинниками управління водними ресурсами є деградація водних ресурсів через стале забруднення шкідливими сполуками на фоні значного зменшення кількості скидів внаслідок закриття вугільних підприємств, а також виникнення підтоплених ділянок на значній території регіону.

Фізичне закриття шахт та соціальний захист мають менш тривалий характер та, як правило, менш витратні, ніж вирішення екологічних проблем щодо захисту та відновлення всіх компонентів навколишнього середовища. Наприклад, «суха» консервація шахти та її обслуговування складають майже дві третини витрат діючої шахти. Менш витратна «мокра консервація», як правило, має небажані в екологічному плані наслідки, бо утворює неконтрольований простір підземним водам, що знаходяться під значним тиском, який при видобутку вугілля компенсувався відкачуванням та водовідливом.

В нових умовах господарювання завдання раціонального використання водних ресурсів повинні вирішуватися на підставі «ринкового підходу», або в аспекті привабливості комерційної діяльності відносно водогосподарчої сфери регіону. За даними [10], об'єм використання очищених шахтних вод може скласти 150–200 млн. м³/р., що еквівалентно економії питної води для міста з населенням 1,5–2,0 млн. чол. Важливим питанням є компенсація витрат при залученні (продажу) отриманої опрісненої води у господарче водопостачання, а також отримання прибутку.

Зокрема, за досвідом польських гірників у Катовіцькому воєводстві успішно використовуються потужні опріснювальні установки (до 100 тис. м³/добу), які в економічному відношенні окупають себе протягом 6–7 років [19].

Отже, оскільки в регіоні існує величезний попит на питну воду — основне правило ринкових відносин щодо передумови існування пропозиції на це благо виконується. В останні роки в регіоні відмічається постійне збільшення цін на питну та технічну воду. Зокрема, підприємствами «Укпромводчормет» технічна вода відпускається за ціною 0,82 грн. за 1 м³, питна вода — 2,70 грн. Враховуючи високу нинішню ціну реалізації питної води, плата за неї стала фінансовим тягарем для більшості підприємств. Саме тому вони зацікавлені у зниженні цін та появі альтернативних джерел водопостачання. Таким джерелом можуть бути шахтні води. За даними [10], собівартість очищених та кондиційних шахтних вод складає від 0,4 до 0,8 грн./м³, що, як правило, менше вартості свіжої технічної, а термін окупності капітальних вкладень не перевищує 1–2 роки.

Таким чином можливість збалансованого використання шахтних вод Донбасу на основі ринкового підходу створюють:

- низька собівартість опріснення 1 м³ шахтних вод у порівнянні із ціною питної води та малий термін окупності капітальних витрат;
- існуючий попит на питну воду;
- наявність прямої вигоди через відсутність витрат на транспортування води та її втрат, враховуючи близькість джерел водопостачання до споживачів (відстань до каналу Сіверський Донець — Донбас перевищує 100 км).

На даний час ця проблема вирішується на шахті «Красноармійська-Західна №1» за проектом інституту «Дондiproшахт». У стадії будівництва знаходиться промислова демінералізаційна установка потужністю 600 м³/р. шахтних вод. Очікується, що скид очищених та опріснених шахтних вод приведе до зниження завислих речовин у річці Солена на 48%, мінеральних солей на 57%.

Слід відмітити, що демінералізація — це дорога технологія. Адже цей проект розроблений для прибуткової шахти «Красноармійська-Західна». Для багатьох інших підприємств вугільної галузі проблема фінансування технології мінералізації шахтної води потребує особливого розгляду.

Нині капітальні вкладення на отримання 1 м³ кондиційної питної води, отриманої методом демінералізації, становить до 5000 дол. США. Зокрема, в місті Алчевськ Луганської області за участю інвесторів ЗАО «Аква-Сервис» планується будівництво комплексу демінералізації шахтних вод потужністю 650 м³/рік шахтної води вартістю 22 млн. грн. За розрахунками спеціалістів експлуатаційні витрати на отримання 1 м³ питної води становлять 0,75 грн. Враховуючи, що сьогодні підприємства Донецької області платять до 7,0 грн. за отримання питної води та скид у каналізаційну мережу 1 м³, становиться очевидним перспективність розвитку цього напрямку у регіонах із катастрофічною нестачею питної води.

Отже, специфічною особливістю Донбасу є те, що при наявному дефіциті питної води, шахтні води, що здобуваються у величезній кількості, не використовуються для його подолання. Крім того, забруднені шахтні води викликають негативні екологічні наслідки щодо стану природних водних ресурсів регіону. Адже проблема збалансованого управління водними ресурсами в регіоні в певній мірі може бути вирішена за рахунок використання шахтних вод.

Незважаючи на гострий дефіцит питної води та економічну доцільність використання шахтних вод з метою усунення цього дефіциту, проблема не вирішується, на думку авторів, через відсутність ефективного економічного механізму управління водними ресурсами в регіоні. Крім того, досвід ліквідації вугільних підприємств вказує на необхідність системного підходу до цього складного процесу, що враховує організаційні, правові та процедурні аспекти.

Втілення економічного механізму регулювання повинно здійснюватися шляхом не адміністративного тиску, а створення таких умов для виробничої діяльності, завдяки яким вигідно досягнення екологічних результатів.

Нині в регіоні діє такий економічний механізм фінансування природоохоронної діяльності. Кошти акумулюються на місцевому, обласному та державному рівнях у бюджетних фондах охорони навколишнього середовища за рахунок збору з підприємств за викиди, скиди та розміщення відходів. Надання коштів з обласного фонду на регіональні природоохоронні заходи здійснюється згідно програм охорони навколишнього середовища, які формуються на підставі «Програми економічного та соціального розвитку Донецької області», з урахуванням показників обласного бюджету.

Організаційну структуру спостереження за станом природних ресурсів в Донецькій області складають: Держуправління екології та природних ресурсів, Сіверсько-Донецьке басейнове управління водних ресурсів, обласний центр з гідрометеорології, органи санепіднагляду, відомчі служби ДВП «Укрпромводчормет», комунального господарства, тощо. Зокрема Держуправління екології здійснює контроль за якістю стічних вод підприємств на 125 випусках, а також контролює якість води у поверхневих водних об'єктах у 162 контрольних створах. Органи Мінздраву контролюють якість води у водоймах першої, другої категорії, в Азовському морі. Гідрометцентр контролює якість води в 25 постійних створах. Контроль за якістю поверхневих вод здійснює Сіверсько-Донецьке басейнове управління водних ресурсів, яке веде спостереження по 101 контрольному створу.

Аналіз даних досліджень цих організацій свідчить про те, що якість води у водних об'єктах коливається з урахуванням фактичної водності року, і в маловодні періоди якість води погіршується через збільшення частки стічних та шахтних вод.

Таким чином, природоохоронні програми міст, областей є першим кроком на шляху екологічного планування. При цьому дуже важливо, щоб у складі територіальних комплексних схем охорони довкілля розглядалися не тільки плани дій, а й програми досягнення певних результатів. В тому числі й досягнення нормативних рівнів із їх техніко-економічним обґрунтуванням [17].

Крім того, повинна існувати комплексна екологічна оцінка стану довкілля (система екологічних показників), а також оцінка еколого-економічної ефективності природоохоронної діяльності. Отже, програми повинні оцінюватися із позицій екологічної та економічної ефективності, екологічного планування за територіальним та комплексним принципом. Так, за дорученням Міністерства охорони навколишнього середовища Українським центром технічної екології сумісно із обласними управліннями розроблено «Програму першочергових заходів з екологічної безпеки та охорони навколишнього середовища Донецько-Дніпровського регіону на 1994–1998 рр.». Ця програма передбачала технічно обґрунтовані заходи із джерелами фінансування та передбачала механізми їх реалізації. Однак, економічна криза завадила вирішенню екологічних проблем на регіональному рівні.

Слід відзначити, що в цілях покращення екологічного стану водних об'єктів в області нині впроваджуються:

— Національна програма екологічного оздоровлення басейну Дніпра та поліпшення якості питної води;

— Загальнодержавна програма охорони та відтворення довкілля Азовського і Чорного морів;

— «Комплексна програма захисту від шкідливої дії вод сільських населених пунктів і сільськогосподарських угідь в Україні у 2001–2005 рр.», затверджена постановою КМУ від 26.07.2000 р. №1173;

— програми економічного та соціального розвитку області, міст, районів.

Процес розробки місцевих екологічних програм потребує створення тимчасових робочих груп при місцевих радах із залученням фахівців різних служб: екологічних інспекцій, санстанцій, органів комунального господарства, управлінь щодо використання земельних та водних ресурсів, спеціалізованих екологічних підприємств, тощо. Труднощі із комплексною оцінкою екологічної ситуації пов'язані із відомчою роз'єднаністю місць збору та збереження інформації щодо стану довкілля. Крім того, не вся інформація має регулярний та статистичний характер. Саме тому виникає проблема відбору та систематизації даних для виявлення тенденцій або динаміки зміни об'єктів. Це — стосовно розробки місцевих програм.

Другий важливий момент — це планування та реалізація комплексу природоохоронних заходів. Розробка заходів загальноміського або обласного масштабів є найбільш проблематичним моментом. Поточний контроль за виконанням заходів окремих підприємств, що реалізують заходи на локальному рівні, покладений на екологічні інспекції.

Питаннями дослідження та регулювання екологічної ситуації щодо стану повітряного басейну, поверхневих та підземних вод, ґрунтів, мінеральних ресурсів, радіаційної обстановки, міські та регіональні інспекції не займаються. До їх компетенції також не входить планування та контроль за фінансовими коштами для вирішення проблем місцевого значення. Контроль за виконанням положень міських програм практично не проводиться, оскільки не має координаційного центру, до функцій якого входило б виконання комплексного екологічного моніторингу та перевірка запланованих заходів. Ось чому нинішні програми екологічного оздоровлення міст фактично залишаються паперовими бажаннями, що не підкріплені реальними організаційними формами їх здійснення [18].

Таким чином, зусилля, які направлені на об'єктивну оцінку екологічної ситуації на містах та механізми прийняття рішень щодо її оздоровлення, неефективні через невідповідність вимогам оперативності, інформаційної та організаційної забезпеченості. Вихід має бути у створенні організаційної структури у складі місцевих адміністрацій з метою зосередження екологічної інформації та володіння важелями управління екологічним станом на місцевому рівні. При цьому утворювальна структура має виконувати не директивну функцію у водогосподарчій системі, а обслуговуючу (координуючу). Такий координуючий орган міг би прогнозувати розвиток екологічної ситуації в конкретних економічних умовах суспільства, визначати пріоритетні екологічні проблеми, розподіляти фінансові потоки, а також залучати інвестиційні кошти на їх вирішення.

Треба пам'ятати, що після закриття шахти процес забруднення навколишнього середовища не зупиняється. Захист та збереження навколишнього середовища повинний бути розподілений за трьома етапами: перед ліквідаційному, ліквідаційному та постліквідаційному. Для кожного з цих етапів повинна бути розроблена відповідна програма із визначенням:

- пріоритетів фінансування;
- критеріїв ефективності реалізації заходів;
- стимулів до зацікавленості всіх учасників програми в успішній її реалізації;
- відповідальних за розробку та контроль виконання.

Слід звернути увагу на те, що збалансоване управління водними ресурсами регіону в умовах ліквідації вугільних підприємств — це не тільки проблема вугільної галузі. Зацікавленими сторонами також є місцеві ради та їх виконавчі комітети, а також ті галузі промисловості, розвитку яких перешкоджає дефіцит питної води.

Недосконалість законодавчої та нормативно-правової бази щодо реструктуризації вугільної галузі ускладнює вирішення природоохоронних завдань. До цього часу не має законодавчого визначення спадкоємців прав (юридичних осіб) після фізичного за-

криття вугільного підприємства, розподілу повноважень та відповідальності щодо негативних екологічних наслідків між підприємствами різної відомчої належності. Адже саме із відсутністю юридичного спадкоємця пов'язані труднощі у проведенні контролю за станом навколишнього середовища (моніторингу всіх явищ, що пов'язані із ліквідацією вугільних підприємств), які передбачені проектами ліквідації шахт. Встановлення правового спадкоємця шахт, що ліквідуються, може мати й економічну доцільність, наприклад, завдяки використанню шахтних вод для технічних цілей, переробці відвалів, що вміщують до 2% рідких та кольорових металів.

На даний час базова ставка відшкодування збитків, що розраховується згідно з «Методикою розрахунку розмірів відшкодування збитків, заподіяних державі внаслідок порушення законодавства про охорону та раціональне використання водних ресурсів», що затверджена наказом Мінекобезпеки від 18.05.95 р. №37, не відповідає реальним збиткам, завданним водним ресурсам. Тому підприємствам, які суттєво погіршують стан водних ресурсів, вигідніше сплачувати мізерні штрафи, ніж спрямувати кошти у водоохоронні заходи.

Слід відзначити, що до цього часу в проектах закриття шахт питання використання шахтних вод практично не знаходили свого відображення. Вирішення такої задачі може істотно відобразитися як на величині витрат, так і на способі та технології закриття шахт.

Висновки

1. Незважаючи на значне зменшення кількості скидів шахтних вод внаслідок закриття вугільних підприємств, негативними наслідками незбалансованого управління водними ресурсами регіону є деградація водних ресурсів, а також виникнення підтоплених ділянок на значній території.

2. При наявному дефіциті питної води шахтні води, що здобуваються у величезній кількості, не використовуються для його подолання, а викликають негативні екологічні наслідки через відсутність ефективного організаційно-економічного механізму управління водними ресурсами в регіоні.

3. Проблема збалансованого управління водними ресурсами в регіоні у певній мірі може бути вирішена за рахунок:

— використання шахтних вод;

— створення організаційної структури у складі місцевих адміністрацій, до функцій якої входило б виконання комплексного екологічного моніторингу та перевірка запланованих заходів місцевих природоохоронних програм.

4. Потребують перегляду деякі положення законодавчої та нормативно-правової бази, а саме:

— визначення спадкоємців прав (юридичних осіб) після фізичного закриття вугільного підприємства;

— встановлення базової ставки відшкодування збитків, заподіяних державі у сфері водних ресурсів, у відповідності із реальною ціною природного ресурсу;

— обов'язкове відображення питання використання шахтних вод в проектах закриття шахт.

5. Досвід ліквідації вугільних підприємств вказує на необхідність системного підходу до цього складного процесу, що враховує організаційні, правові та процедурні аспекти.

Бібліографічний список

1. Про рішення Ради Національної безпеки і оборони України від 11 листопада 2002 року «Про стан безпеки водних ресурсів держави та якість питної води в містах і селах України: Указ Президента України № 75/2003 від 4.02.2003 р. // Урядовий кур'єр, 2003. — № 130. — С. 3–5.
2. Амоша О.І., Стариченко Л.Л. Урегулювання державної підтримки вітчизняної вугільної промисловості // Економіка промисловості, 2003. — №3(21). — С. 51–54.
3. Пискунова Н.В. Системный подход к разрешению проблем шахт Украины // Уголь Украины, 2002. — №5. — С. 13–16.
4. Копылов В.А., Хлапенев Л.Е., Ивашин Ю.В. и др. Реструктуризация угольной промышленности и ее социально-экологические последствия // Уголь Украины, 2000. — №10. — С. 3–11.
5. Долинер Е.Я., Трубочанин А.В. Механизм регулирования конкурентоспособности угольных шахт Донбасса. — Донецк: ИЭПИ НАН Украины, 1999. — 28 с.
6. Вирішення геоекологічних і соціальних проблем під час експлуатації та закриття вугільних шахт / В.Ф.Янукович, М.Я.Азаров, А.Д.Алексеев та ін. — Донецьк: ТОВ «АЛАН», 2002. — 480 с.
7. Техногенные последствия закрытия угольных шахт Украины / Под ред. Ю.Н.Гавриленко, В.Н.Ермакова. — Донецк: НОРД-ПРЕСС, 2004. — 631 с.
8. Анциферов А.В., Тиркель М.Г., Шнелер В.Р. и др. Основные направления комплексных исследований для оценки экологического состояния окружающей среды при закрытии шахт // Уголь Украины, 2004. — №9. — С. 7–9.
9. Сляднев В.А. Методологический подход к эколого-экономической оценке влияния закрытия шахт на подземные воды // Уголь Украины, 2004. — №7. — С. 39–41.
10. Минаев А.А., Матлак Е.С., Аверин Г.В. О максимальном вовлечении шахтных вод в хозяйственное водоснабжение Донбасса // Зб. доповідей науково-практичної конференції. — Т.1. — Донецьк, 2001. — 273 с.
11. Статистичний щорічник України за 2002 рік / Державний комітет статистики України. — К.: Консультант, 2003. — 664 с.
12. Калиущенко Н.Д., Ишуткина А.А. Об эколого-гидрогеологических проблемах ликвидации угольных шахт // Зб. доповідей науково-практичної конференції. — Т.1. — Донецьк, 2004. — 216 с.
13. Подорванов Н.С., Резников Ю.Н. Использование шахтных вод — реальное направление увеличения ресурсов воды для технического и питьевого водоснабжения // Зб. доповідей науково-практичної конференції — Т.1. — Донецьк, 2004. — 216 с.
14. Артеменко П.Г., Майборода А.А. Прогноз подтопления подрабатываемых территорий действующих и ликвидируемых угольных шахт // Уголь Украины, 2004. — №10. — С. 39–40.
15. Миронов Л.Ф., Ткачук А.В., Бабаев М.В., Котелевец Е.П. Об экологических проблемах при закрытии шахт и путях их решений // Уголь Украины, 2000. — №7. — С. 39–41.
16. Пиньковский Г.С., Скляренко А.А. Угольная промышленность и общая экологическая обстановка в Центральном Донбассе // Уголь Украины, 2000. — №7. — С. 14–18.
17. Кириченко В.П. Опыт разработки природоохранных программ // Зб. доповідей науково-практичної конференції. — Т.1. — Донецьк, 2001. — 273 с.
18. Падалко С.И., Шевченко А.Г., Крутько А.М. Совершенствование механизма реализации городских экологических программ в системе управления природоохранной деятельностью // Зб. доповідей науково-практичної конференції. — Т.1. — Донецьк, 2001. — 273 с.
19. Іванців О.С., Лизун С.О. Вплив підприємств вугледобувної промисловості на навколишнє середовище // Уголь Украины, 2000. — №7. — С. 19–21.

© Гомаль І.І., Мінакова Н.М., 2006

MICHAL VANĚK (Department of Economics and Control Systems, Faculty of Mining and Geology VŠB-Technical University of Ostrava, Czech Republic)

STONE QUARRY ECONOMIC MODELLING CONCERNING TRANSPORTATION LOGISTICS

Decision-making is a key managerial function. What in fact counts is the output efficiency of the decision-making processes. To deliver managers employ many decision-making methods. Simulation methods represent one of the available options. Such methods are widely used and they can be also applied to stone quarry economies. This paper does not consider all extraction operations but concentrates on mapping of options that might be useful for the economies of transportation logistics. A functional model reflecting actual situation and processes is a starting point of any simulation method. This contribution has focused on both theory and practice of economic modelling concerning actual operations of the Stone Quarry of Zbraslav.

Introduction

Performance of managerial functions is inherently an everyday routine of any manager. Specification of priorities for these functions is rather difficult as all of them are more or less on the same level of importance concerning the success of the manager's work and the organisation in which he functions. Nevertheless one of them seems to be vital, namely the decision making as a function that permeates all managerial processes. Decision-making implies mapping of routes for moving ahead. Many of the routes available seem interesting to follow and promise success but in fact it is usually only one of them that provides for achievement. The manager must make many decisions in his daily routine and cannot afford many mistakes to be able to deliver. Managers' decision-making must necessarily be efficient to avoid failure and disappointment.

Managers as professionals do not rely solely on experience. If decision-makings of crucial importance and long-term assets for his and other organisations are at stake, managers resort to exact or heuristic methods for advice.

One of efficient tools for managers' decision-making practice is represented by simulation methods. A prerequisite for their employment is a reliable model development for related processes subject to contingent decision evaluation.

Such modelling procedures are oriented by searching of information on one system by means of another one, namely the model. What we call a system consists in sets of elementary Parts — system constituents — and their networking. There can be some resemblance between the two systems. The models can be physical or mathematical, static or dynamic [Rábová, 1992].

The employment range of the simulation methods is fairly wide. I am quite positive that they can find their niche also in the stone extraction industries. My contribution has not comprised the whole extraction process but it has concentrated on the process's single operation, namely transport logistics that concerns transportation of the broken rock from the place of immediate extraction to places of further processing.

Transportation logistics — Theoretical background

Transport of extracted stone is currently effected solely by automobile vehicles. It is a worldwide trend that also concerns coal mining industries. Large vehicles like off-highway trucks, dump trucks or articulated haulers fully dominate the scene (Fig. 1). Nevertheless their

employment is not always the best option. I am quite positive that also medium-size trucks may provide for economically viable alternatives.

Stone quarry transportation logistics in the Czech Republic follows the suit and the transport of the broken stone is presently realised by automobile vehicles. All major large truck producers, for example Caterpillar, Volvo, Komatsu or Belaz, are involved but still smaller quarries employ domestically made lorries, Tatra.



Fig 1. Stone quarry transport technology

It is interesting to note that many extraction companies do not have their own truck transport fleet but employ outsourcing services for the purpose. Whether the extraction company runs the fleet of their own or employs outsourcing facilities, the management always looks for solutions that would ensure company's sound economies. The right solution implies right decisions concerning both technological and economic aspects of the problem. In my opinion the managers should have an efficient decision-making tool at their disposal that might envisage potential impacts of their decision. It is economic modelling and related economic experiments that can provide for such need.

Theoretical backgrounds for modelling and simulation of transport logistics

Concerning economic developments of the logistics for the broken stone transport, the economic modelling is a prerequisite of any related simulation. Such model development for a stone quarry involves four steps:

- Step 1**, Spatial model development;
- Step 2**, Transport logistics development;
- Step 3**, Transport cost modelling;
- Step 4**, Operational verification of the model developed.

Facing the problem of modelling the transport logistics of the whole quarry, be it a static model or a dynamic one, we must make models of individual work stages. These are further divided in work sections, at which place the extraction process is effected. The work section parameters are determined by the parameters of the blasting operations. The work section transport logistics modelling can be considered to be a 'cornerstone' for the modelling of the quarry face transport and as such of the whole quarry.

A kind of a 'Rubik cube' consisting of work sections is the outcome of the quarry transport logistics modelling. Optimum number of vehicles is assigned to each work section which relates to spaces of time, when the broken stone has been taken away. The optimum vehicle number for service of a single excavator, N_a , is given by the following equation [Kryl, 1997]

$$N_a = \frac{Tc}{t_{na}} \text{ [items]}, \quad (1)$$

where Tc — transport cycle total duration [min]; t_{na} — loading time [min].

While in practical operation conditions, there is not always optimum number of vehicles employed, the model should be able to work with actual number of transport vehicles.

Specifying time periods needed for clearance of the blasted stone, we must not forget that not the total space of the shift time but only a part of it can be used for this purpose. This part can be specified by the product of the nominal shift time and idle period coefficient. The idle periods are caused by maintenance of the equipment, blasting operations, etc. Expert estimations of the idle periods in quarries amount to 10–15% of the nominal shift time. The total clearance time is designated as Tor , which is given by the following equation

$$Tor = (pj \cdot Tc + j_d \cdot Tc) / 60 \text{ [hrs]}, \quad (2)$$

where pj — number of journeys (number of cycles) of each vehicle taking away the blasted stone; j_d — an additional journey for taking away rests of the blasted stone.

The total number of vehicles needed for taking away the blasted stone to crushing and other processing operations is designated as CN_a , and it can be calculated as follows

$$CN_a = Na \cdot pj + j_d \text{ [items]}. \quad (3)$$

Knowing the total clearance time, Tor , and available shift time, F_p , as expressed for one work day, it is no longer difficult to determine the number of work days or shifts needed for clearing of the blasted rock. The available time, Nd , is not only influenced by idle period coefficient, but also by the type of the actual operation (single, double or triple shift operation). It can be calculated as follows

$$Nd = \frac{Tor \cdot pd}{Fp_i} \text{ [days]}, \quad (4)$$

where pd — number of work days per annum; Fp_i — available time specific for the given operation type [hrs/work day].

While we are in the business of developing an economic model for transport logistics, we should concentrate now on the costs themselves. From the practical point of view, transport costs can be structured in two groups: a) vehicle costs, N_v , b) transport route costs, N_{dc} . The vehicle costs are aggregates of the depreciation costs, leasing costs, driver personal costs, fuel costs, tyre costs, etc. The second cost group includes depreciations of routes and mechanisms, route maintenance costs, and other costs. The transport route costs are in fact overheads and this expense is not directly influenced by the actual number of the vehicles in operation. As such these vehicle costs have not been taken into account by the modelling.

Modelling the transport economies, it is useful to specify the costs also from the point of view of transport volumes. Taking this into account, fixed and variable constituents of the costs can be distinguished, which can be described by a cost function as follows

$$TC = FC + AVC \cdot q \text{ [CZK]}, \quad (5)$$

where TC — total costs [CZK]; FC — fixed costs [CZK]; AVC — average variable costs [CZK/t]; q — transported volumes [t].

The equation, (5), is generally valid but if we want to be more specific, it is indispensable to determine fixed costs for individual vehicles as directly related to periods in which they are transporting the broken rock from concrete work sections. Such costs are designated as $FC_{pú}$, and follows from this equation

$$FC_{pú} = AFC_p \cdot \frac{TOR \cdot pd}{Fp_i} \text{ [CZK]}, \quad (6)$$

where AFC_p — fixed costs related to single operation days.

The variable cost sizes are given by variable cost flat rates, and volumes of the transported stone. The volume of the blasted rock, q , which a vehicle can transport, follows from

$$q = pj \cdot G + ZM_{ro} \text{ [t]}, \quad (7)$$

where G — vehicle usable load capacity [t]; ZM_{ro} — blasted rock resting volume [t].

If any vehicle does not perform an additional transport operation, the constituent, ZM_{ro} , is not taken into account and the vehicle total costs are calculated as follows

$$TC = AFC_p \cdot \frac{(Tc \cdot pj + Tc \cdot jd) \cdot pd}{60 \cdot Fp_i} + AVC \cdot (pj \cdot G + ZM_{ro}) \text{ [CZK]}. \quad (8)$$

Transport Modelling for the Stone Quarry of Zbraslav

The mineral deposit of Zbraslav is an unreserved deposit of the building stone. The major part of the deposit is within the Prague-Zbraslav suburban area. The area is situated on the left bank of the river, Vltava, about 190 to 350 meters above sea level [4].

During the model development, transport operations at the Zbraslav quarry were effected by three vehicles: two trucks, Caterpillar 773 B; one truck Caterpillar 773 E. The model has been realised using the Microsoft Excel 2002 spreadsheet programme. (Fig. 2) This programme has been chosen on purposes of its easy accessibility, popularity, and easiness of control. The modelling process can be illustrated by a flow chart, in which the individual sections do not only represent titles of individual sheets, within which the modelling has taken place, but rather the flow of individual modelling steps (Fig. 3).

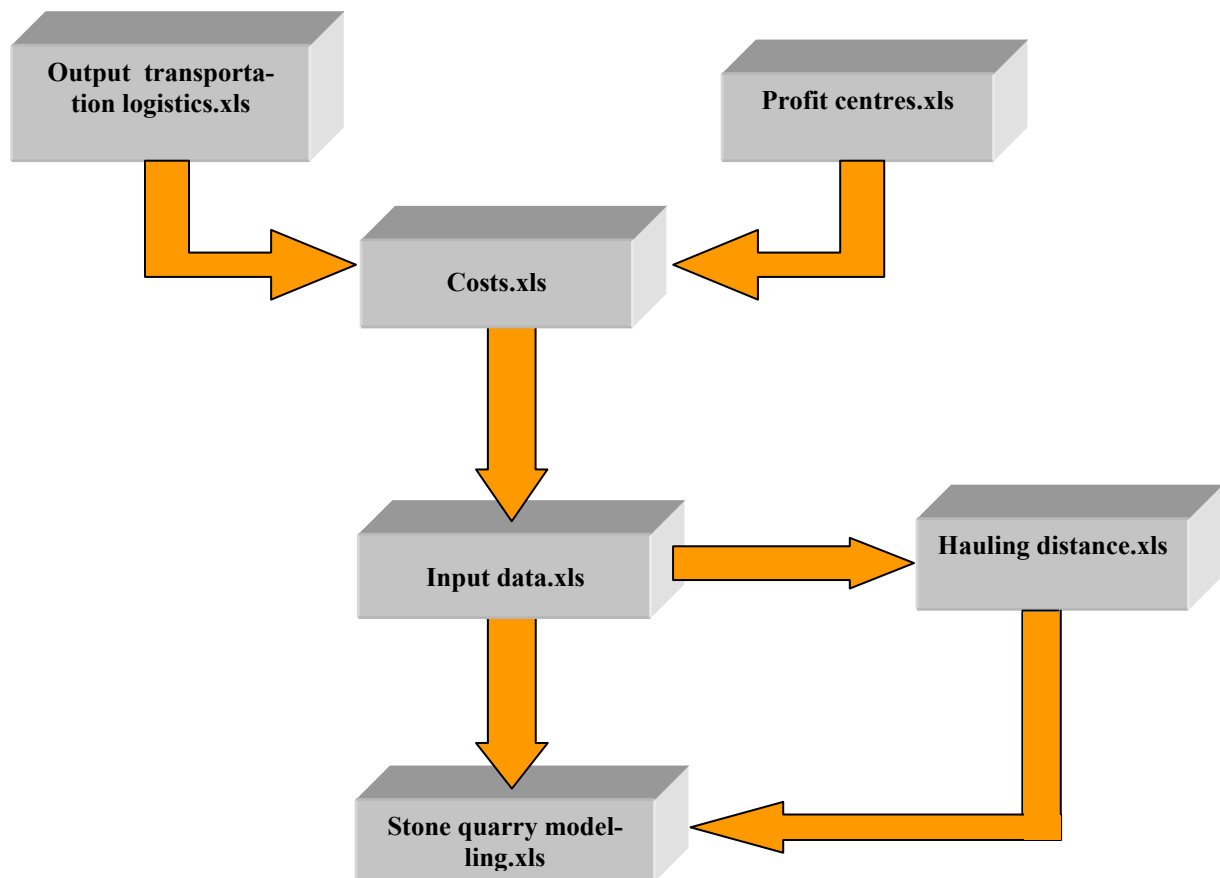


Fig. 2. System of Stone Quarry economic modelling

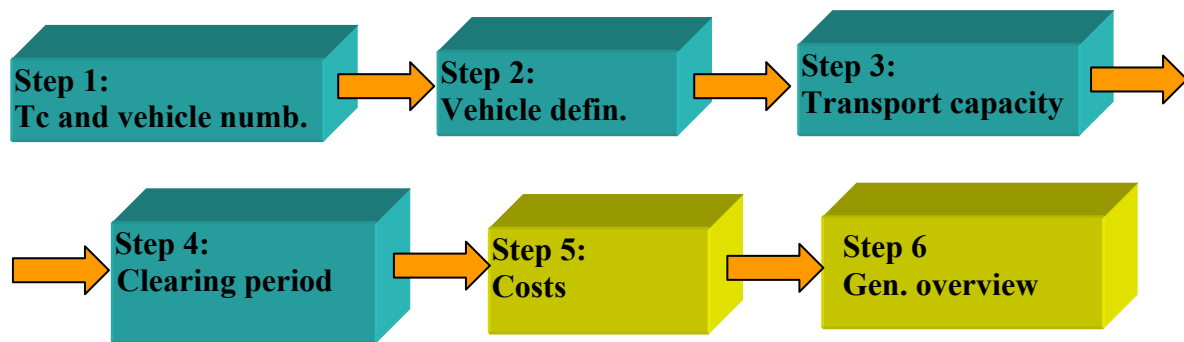


Fig. 3. Transport modelling for the Stone Quarry of Zbraslav

Step 1

The initial step concerns vehicle optimum specification for clearing of the working place. This can be done only if transport cycle periods have been specified. The cycles' individual time constituents have been determined as quotients of transport distances and transport speeds. Time studies performed at the actual workplace provided for the specification of the needed time constituents. The loading, unloading, and waiting periods have been calculated directly using time consumption measurements. The vehicle optimum has been specified as a quotient of the transport cycle and loading time (1).

Step 2

In the quarry actual working condition — the Zbraslav quarry makes no difference — the vehicle optimum is not always observed for both technical and economic reasons. The model has considered this fact. For each workplace clearance, actual vehicle numbers have been employed. Actually three vehicles, CE, CB1, and CB2, were at my disposal.

Step 3

The transport model's another output is specifying the clearance times needed. It is obvious that these times directly relate to amounts of the blasted rock, number of vehicles used for their transport, and related transport periods. It is exactly specification of the vehicle number (transport capacities) that is the exercise of this step. The transport capacities have been determined by aggregating carrying capacities of individual vehicles employed.

Step 4

Specifying the time necessary for the transport of the blasted rock to places of its further processing represents the closing step of the modelling. Obviously this time is directly related to number of vehicle individual journeys. This has been determined as quotients of blasted rock amounts and total transport capacities. The additional journey provision provides for the rest's clearance. For the benefit of the operational management, numbers of shifts needed for transporting of the blasted rock were calculated. This has taken into account the quarry individual operational conditions. Aggregating these periods provides for specification of the time need for clearing of the entire quarry wall.

Step 5

Having had all necessary inputs specified, I could initiate transport cost modelling process as such. For each workplace (the Stone Quarry of Zbraslav has been divided into 256 work sections), on the base of fixed and variable costs, total transport costs have been determined concerning clearances of individual works sections. Knowing the blasted rock

amounts, the specification of the transport average nominal costs is easy. In analogy to previous action, related items have been determined for both individual sections and the whole quarry.

Step 6

Finalising the modelling process, a closing recapitulation has been made.

Conclusion

Step 6 completes the transport cost modelling process. Nevertheless it is relevant to stress the fact that all modelling implies simplification. This has been also the case, as regards the development of the transport logistics cost model for the Stone Quarry of Zbraslav. The parameters for all work sections have been assumed as identical, for transport provided more or less technically the same vehicles, always the same number of trucks has been taken into account. In spite of these simplifications I believe that a model has been developed that reflects well the actual situation and work conditions in this quarry, and which can serve the purpose for subsequent experiments concerning development trends of the quarry transport economies in changing economic and technical conditions.

Having experienced collaboration with the management of the Stone Quarry of Zbraslav, I am positive that the model will be employed as one of the decision-making supportive tools, concerning transport logistics of the enterprise. No doubt the co-operation will continue also in future providing for facilitating of other works in the field of economic modelling for transport logistics.

References

1. **Rábová, Zdeňka a kol.** Modelování a simulace (Modelling and Simulation). 3. přepracované vydání. Brno: Vysoké učení technické v Brně, 1992. — 227 s.
2. **Kryl, Václav a kol.** Povrchové dobývání ložisek (Open-cast Mining). 1. vydání. Ostrava: VŠB — TU Ostrava, 1997. — 282 s.
3. **Dvořáček, Jaroslav.** Analýza hospodářské činnosti báňského podniku (Analysing Mining Enterprise Economies). Ostrava: VŠB — TU Ostrava, 1997. — 156 s.
4. **Plán** otvírky, přípravy a dobývání pro ložisko Zbraslav 2000–2001 (Planning Extraction Steps for the Zbraslav Deposit, 2000–2001).
5. **Vaněk, Michal.** Developing models for transport technologies. In 2nd International Workshop on Earth Science and Technology. Fukuoka, Japan: December 6.2004. Kyushu University. — S. 333–342.

© *Michal Vaněk, 2006*

Подземная разработка месторождений полезных ископаемых

Рубинский А.А., Бабенко И.В., Богоудинов Р.М., Ставицкий П.Г. Разведка геологических нарушений по техногенному акустическому сигналу	3
Должиков П.Н., Рябичев В.Д. Новые геомеханические процессы при затоплении породных массивов закрываемых шахт	7
Демченко А.И., Кузяра С.В. Прогноз динамики обрушения газонасыщенной подрабатываемой толщи	11
Прокопов А.Ю., Богомазов А.А., Басакевич С.В. Определение дополнительных нагрузок на жесткую армировку стволов от эксцентриситета загрузки скипов	18
Бачурин Л.Л., Ревва В.Н. Применимость существующих способов определения трещиностойкости горных пород в качестве экспресс-методов	24
Пивень Ю.А., Радул В.А., Житленок Д.М. Исследование влияния ширины ленточного целика на устойчивость пластового вентиляционного штрека при разработке крутых пластов	30
Соловьев Г.И. Об обеспечении устойчивости выемочных выработок глубоких шахт продольно-жестким усилением арочной крепи	36
Гребенкин С.С., Зинченко С.А., Танких Д.В. Обоснование безлюдной технологии выемки крутых угольных пластов гидроимпульсными установками	43
Jan Ruzicka. Distributed architecture problems described on example from the cartography area	49
Шоломицкий А.А. Методика распознавания крестов сетки для самокалибровки сканеров	57
Колосов В.А., Швагер Н.Ю., Комисаренко Т.А. Выбор параметров буровзрывных работ при образовании врубовой полости	62
Гого В.Б. Новая парадигма взрыва угольной пыли	68
Малеев Н.В., Нижник А.В., Бербенец В.С. Разрушение полевых штреков при надработке из-за развития деформаций генетического возврата	71
Пилюгин В.И., Кочин А.Е., Романов А.Н., Волошенко В.В. Основные принципы графического построения функции геотектонического формоизменения углевмещающего массива в пределах площади шахтных полей	74

Охрана труда. Противопожарная безопасность. Аэрология

Булгаков Ю.Ф., Трофимов В.А., Мельникова Я.В., Трофимова О.В. Оценка влияния пожара на проветривание горных выработок при работе средств пожаротушения	81
---	-----------

Зборщик М.П. Предотвращение взрывов метановоздушной смеси в очистных забоях пологих угольных пластов	86
Тельний А.П., Смоляк Л.П. Визначення коефіцієнта витoku повітря комбінованих трубопроводів для провітрювання тупикових виробок	93
Сухоруков В.П. Самопрокладывание трубопровода по гибкому вентиляционному ставу труб для тушения пожара инертными средами.....	100
Стукало В.А. Анализ и совершенствование зависимостей для определения коэффициентов нестационарного теплообмена для выработок, проветриваемых до года и очистных выработок	108
Шайхлисламова И.А., Алексеенко С.А., Чистюхин В.В., Аниськов В.И., Горжун Ю.М. Результаты экспериментальной проверки способа и циркуляционной системы кондиционирования рудничного воздуха в натуральных условиях	113
Алабьев В.Р. Разработка методики расчета длины газопровода для транспортировки влажной метановоздушной смеси в зимний период года	117
Любовский Ю.С., Деревянский В.Ю. Анализ травматизма при передвижении людей на шахтных грузовых ленточных конвейерах и разработка мер по его предупреждению.....	124
Бондаренко А.Д. Об образовании мелких фракций угля, породы при внезапных выбросах горных пород	129
Рубинский А.А., Тимофеев Э.И., Мхатвари Т.Я., Подкопаев С.В., Михайлов А.Н. Состояние и перспективы повышения безопасности разработки угольных пластов, склонных к газодинамическим явлениям	136

Горные машины

Дворников В.И., Яценко В.А. Уравнение динамики коренного вала шахтной подъемной машины.....	139
Павлыш В.Н., Зензеров В.И. Математическое моделирование динамических процессов в гидросистеме механизированной крепи	143
Стадник Н.И., Сергеев А.В., Кондрахин В.П. Мехатроника в угольном машиностроении	148

Экология

Бокий Б.В., Ирисов С.Г. Исследование аэродинамического сопротивления неподдерживаемых выработок	164
Лунова О.В., Матлак Є.С., Костенко В.К., Приходько С.Ю., Потапов В.Г. Запобігання повторного синтезу диоксиноподібних з'єднань при утилізації твердих побутових відходів.....	174

Vlastimil Hudeček, Oleg Moroz. Ecological problems associated with the escape of mine gas into the atmosphere 177

Roman Ścigała Określanie wartości współczynnika prędkości osiadania dla celów prognozowania nieustalonych niecek obniżeniowych 185

Костенко В.К., Чистюхин В.В., Завьялова Е.Л. Параметры областей повышенных температур угля во вскрытых выработками зонах геологических нарушений 191

Современные проблемы управления производством

Шаповал С.М., Негрій Т.О. Сонін А.М. Визначення економіко-виробничої стратегії вугільних шахт..... 201

Антипов И.В., Капинус Е.А. Автоматизированные системы управления предприятием класса ERP 205

Болтян А.В., Гомаль И.И., Гулько С.Е. Особенности процедуры санации угледобывающего предприятия..... 210

Гомаль І.І., Мінакова Н.М. Збалансоване управління водними ресурсами при ліквідації вугільних підприємств..... 214

Michal Vaněk. Stone quarry economic modelling concerning transportation logistics 225

**Вісті Донецького гірничого інституту
Всеукраїнський науково-технічний журнал
гірничого профілю (мовою оригіналу)**

Засновник — Донецький національний технічний університет (ДонНТУ)

Видавець — Донецький гірничий інститут при сприянні Донецького учбово-науково-виробничого гірничого об'єднання (ДУНВГО)

Редакційна колегія: Башков Є.О. (гол.редактор) та інш.

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру видавців, виготівників і розповсюджувачів видавничої продукції: серія ДК №1630 від 24.12.2003 р.

Надруковано:

Редакційно-видавнича агенція ДонНТУ

83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, Гірничий інститут, 9-й учбовий корпус

Тел.: (062) 301-03-04

Редагування, коректура, редакційно-технічне оформлення та комп'ютерна верстка *В.І. Пілюгіна*

Підписано до друку 22.12.2006 р. Формат 60×84 ¹/₈. Папір PolSpeed. Друк різнографічний.
Ум. друк. арк. 27,20. Обл. вид. арк.19,39. Тираж 300 прим.