

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

**ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»**

ВІСТІ

ДОНЕЦЬКОГО ГІРНИЧОГО ІНСТИТУТУ

Всеукраїнський науково-технічний

журнал гірничого профілю

Виходить 2 рази на рік

Засновано у 1995 році

2'2010

ДОНЕЦЬК – 2010

Друкується за рішенням Вченої ради державного вищого навчального закладу «Донецький національний технічний університет» (протокол № 9 від 17.12.2010).

В журналі 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 розрахований на наукових співробітників, інженерно-технічних робітників шахт, проектних організацій, навчальних та науково-дослідних інститутів гірничого напрямку.

Засновник та видавець - Донецький національний технічний університет

Редакційна колегія: Башков Є.О., д-р техн. наук, проф.(головний редактор); Александров С.М., д-р техн. наук, проф. (заст. головного редактора); Булгаков Ю.Ф., д-р техн. наук, проф. (заст. головного редактора); Подкопаєв С.В., д-р техн. наук, проф. (відповідальний секретар); Шашенко О.М., д-р техн. наук, проф.; Усаченко Б.М., д-р техн. наук, проф.; Касьян М.М., д-р техн. наук, проф.; Грищенко М.М., д-р техн. наук, проф.; Садовенко І.О., д-р техн. наук, проф.; Борщевський С.В., д-р техн. наук, проф.; Костенко В.К., д-р техн. наук, проф.; Мартякова О.В., д-р екон. наук, проф.; Агафонов О.В., д-р техн. наук, проф.; Саммаль А.С., д-р техн. наук, проф.; Прокопов А.Ю., д-р техн. наук, доц.

Адреса редакційної колегії: Україна, 83001, м. Донецьк, вул. Артема, 58, ДВНЗ «ДонНТУ», 9-й учбовий корпус. Тел.: (062) 301-09-05.

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

Журнал включено до переліку наукових фахових видань України, в яких можуть публікуватися результати дисертаційних робіт на здобуття наукових ступенів доктора і кандидата наук (додаток до постанови президії ВАК України №1-05/1 від 10. 02. 2010, надруковано в бюлетені ВАК №3, 2010).

Содержание		стр.
Стукало В.А	О новой редакции правил безопасности в угольных шахтах»	7
Кодунов Б.А	Распределение вертикальных деформаций в зоне сдвижения горных пород	11
Харченко В.А. Морозова Е.П.	Особенности формирования денежных потоков на угольных шахтах	17
Стукало В.А	О новой редакции нормативного акта «Вентиляция угольных шахт. Руководство по проектированию»	24
Носач А.К. Жимчича И.М. Кодунов Б.А. Вашенко В.И. Соколов Ю.И.	К вопросу прогноза и предупреждения гдя при ведении горных работ в зонах тектонических нарушений угольных пластов на шахтах красноармейского района Донбасса	30
Николин В.И. Воронович И.В.	Разработка невыбросоопасных угольных пластов, вмещающих выбросоопасными песчаниками на шахте им А.Г. Стаханова	36
Коломиец А. Ф. Пастернак Д.Н. Катькалова Е.А.	Геометрия сопряжений горных выработок	41
Калиниченко В.А. Шепель А.Л	Теоретические аспекты и практические основы выемки богатых руд лежащего бока залежей	44
Ефремов И.А., Назимко И.В.	Исследования связи между горным давлением и сдвижениями массива горных пород	50
Гавриш О.Р.	Концепція еколого-економічного стимулювання освоєння підземного простору та деякі механізми реалізації	64
Воробйов Є.О. Грабар О.В. Лихачова В.В. Чекальов Д.О. Сухар К.О	Вирішення питань техногенної безпеки при складуванні вугілля	68
Вовк А.А. Вовк О.А. Бузыла А.А. Бойко В.В	Влияние способов получения упругих характеристик горных пород на параметры движения сейсмических волн	74
Булгаков Ю.Ф. Слизко А.Г. Горобей М.С	Результаты экспериментальных исследований процесса пылеподавления угольной пыли диспергированной водой	80
Булгаков Ю.Ф. Алексеев С.А. Муравейник В.И. Шайхлисламова И.А	Способ выявления признаков потенциальных аварийных ситуаций на угольных шахтах	85

Vlastimil Hudeček, CSc	Method of Drilling of Coal Pillar	91
Jan Szlajak	Metoda opisu przepływu powietrza przez zroby ścian zawalowych w kopalniach węgla kamiennego	102
Чебенко В.Н. Козловская Т.Ф.	Контроль качества атмосферного воздуха как средство оценки уровня экологической безопасности при производстве буровзрывных работ	114
Худолей О.Г.	Горно-экспериментальные работы при проверки нового способа определения безопасной зоны разгрузки выбросоопасных пластов	121
Зельберт М.И.	О взаимодействии огнетушащих порошков с пламенами	129
Зуєвська Н.В. Волик Ю.В.	Напружено-деформований стан слабких ґрунтів при динамічній дії на них падаючого вантажу	133
Касьян Н.Н. Негрей С.Г. Александров С.Н. Мокриенко В.Н. Курдюмов Д.Н.	Обоснование возможности применения метода конечных элементов при расчете напряженно-деформированного состояния дискретизированных пород	138
Кипко А.Э. Корсаков Д.В.	Исследование процесса упрочнения локальных зон разуплотненных грунтов методом напорных инъекций	144
Кондрахин В.П. Хиценко А.И.	Имитационное моделирование усилий резания и подачи при резании горных пород	150
Костенко Т.В	Экспресс-оценка горючести смесей метана при ведении аварийных работ	155
Кренида Ю.Ф. Лунев А.А. Рыбьянцева А.О.	Выбор мер по предотвращению подтопления и затопления участков земной поверхности после окончания влияния горных выработок	160
Куриной В.П.	Исследование процесса разрушения горных пород в зависимости от параметров ударных волн	168
Матлак Е.С. Костенко В.К. Лунева О.В.	Альтернативный поход к решению проблемы деминерализации шахтных вод	173
Минеев С. П. Витушко О.В. Рубинский А.А. Никифоров А.В.	О влиянии глубины ведения горных работ на изменение потенциальной выбросоопасности угольных пластов	180
Назимко В.В.	Особливості управління проектами та програмами в гірничій промисловості	188

Подкопаев С.В. Михайлов А.Н. Романова В.Ю. Малеванный Ю.А. Клочко И.И. Сугробов Н.А.	Экспериментальное изучения устойчивости подготовительных выработок крутых пластов	191
Грищенко Н.Н. Захарова Л.Н.	Исследование риска невыполнения программы развития горных работ	196
Самедов А.М. Вапничная В.В	Коррозия карбонатных пород под асфальтобетонными дорогами	206
Касьян Н.Н. Сахно И.Г. Шуляк Я.О	Обоснование методов управления скоростью роста распорно-компрессионных характеристик невзрывчатых разрушающих веществ	209
Колесникова В.В.	Об изменении конструкции противотеплового жилета горнорабочих и спасателей	220
Коваленко В.В	Комплексный эффект увеличения прочности бетонной смеси при механоактивации цемента и заполнителя	225
Стягун А.В. Філатова І.В. Склярєва Г.С.	Визначення зон впливу мало амплітудних розривних порушень із нормальною амплітудою до 10-15 м в умовах Донецько-Майківського регіону	228
Татьянченко А.Г. Матушкина Е.И.	О нелинейности работы гибких элементов стреловых металлоконструкций горных машин	232
Трофімов В.О. Власюк М.В. Білоумцева Д.С	Комп'ютерне моделювання комбінованого режиму вентиляції шахти	237
Трофімов В.О. Незамова Л.В.	Моделювання місцевого реверсування вентиляції	241
Фролов О.О	Використання коефіцієнту інтенсивності напружень для оцінки тріщинуватості гірського масиву при руйнуванні його вибухом свердловинних зарядів	247
Шабает О.Е. Семченко А.К. Хищенко Н.В. Степаненко Е.Ю.	Математическая модель рабочего процесса горной выемочной машины как мехатронного объекта	253
Шашенко А.Н. Терещук Р.Н. Мартовицкий А.В.	Оценка зоны влияния одиночного анкера на приконтурный массив	265
Шевцов Н.Р. Калякин С.А. Купенко И.В.	Современные принципы безопасного производства взрывных работ в газоносных массивах угольных шахт	269

Шиман Л.Н. Устименко Е.Б. Чміль В.Д.	Об условиях образования полихлорированных диоксинов в продуктах взрыва ЭВВ ЕРА, содержащих перхлорат аммония	275
Стукало В.А. Салькова А.Ю.	Совершенствование и снижение трудоемкости определения добавки инертной пыли Д (%) к осевшей на стенках выработок угольной пыли для предотвращения ее участия во взрывах метана и угольной пыли в шахтах	279
Danuta Sz wajca	The tools of building and measurement of company reputanion	284
Turek M. Michlak A.	The risk of financing a mining company in the light of research surveys	293
Turek Marian., Jonek-Kowalska Izabela	Strategies of financing in the polish hard coal mining in the period 2003-2007	303
Daria Makuejewa-Romanowska	Polityka ekologiczna polski w ujeciu wykorzystania odnowiawych ŹRÓDEŁ energii.	313
Круть О.А. Білецький В.С. Сергєєв П.В.	Аналіз енергетичного стану мінеральної частини водовугільної суспензії з позицій теорії ДЛФО	315
Борщевский С.В. Турубалко Д.Т.	Обоснование параметров герметизации стыков между заходками монолитной бетонной крепи вертикальных стволов шахт	321

УДК 331.45:622.012.2 (060.13)

В.А. СТУКАЛО (канд. техн. наук, проф.)

Донецкий национальный технический университет

О НОВОЙ РЕДАКЦИИ ПРАВИЛ БЕЗОПАСНОСТИ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

В статье отмечены недостатки в новой редакции «Правил безопасности в угольных шахтах» и указаны пути их устранения.

атмосфера, аэрология, безопасность, дегазация, законодательство, контроль, метан, проветривание, пылевзрывозащита, пыль, шахта

«Правила безопасности в угольных шахтах», новая редакция которых утверждена Госгорпромнадзором Украины, являются основным законом, определяющим требования по обеспечению безопасности и безвредности условий труда шахтеров. Изложенные в них требования безопасности должны быть лаконичны и однозначны. В значительной мере это удалось достичь, при составлении новой редакции «Правил безопасности в угольных шахтах». Вместе с тем, ознакомление с содержанием новой редакции «Правил безопасности в угольных шахтах» позволило установить ряд недостатков и недоработок.

В дополнение к ранее действующим «Правилам безопасности в угольных шахтах» имелось два тома «Сборника инструкций...», в которых устанавливались и детально пояснялись нормы и требования при проектировании, строительстве, реконструкции, эксплуатации и ликвидации шахт, горно-шахтного оборудования, средств защиты и контроля. Эти инструкции позволяли принимать конкретные решения для выполнения требований Правил безопасности и обеспечения безопасных условий труда горняков и работы горно-шахтного оборудования.

К сожалению, в приказе №62 от 22.03.2010г Председателя Госгорпромнадзора Украины, ничего не сказано о действии или недействии упомянутых выше «Сборников инструкций к Правилам безопасности в угольных шахтах», что ставит в затруднительное положение всех работников, которые принимают участие в проектировании, строительстве и эксплуатации угольных шахт, горных выработок, зданий и сооружений, машин, оборудования, приборов, а также преподавателей при подготовке бакалавров, специалистов и магистров по горному профилю и студентов при выполнении курсовых, дипломных, магистерских работ и изучении специальных дисциплин.

В новой редакции «Правил безопасности в угольных шахтах» имеется более семидесяти ссылок о необходимости выполнять требования действующего законодательства в Украине, но не указываются названия законов и нормативно-правовых актов, которые в тех или иных случаях необходимо учитывать при принятии решений. Эта неопределенность ссылки на действующее законодательство ставит в тупик горных инженеров при приеме решений по вопросам обеспечения безопасности при проектировании и ведении горных работ, эксплуатации машин, оборудования в угольных шахтах, учете преподавателями горных дисциплин требований Правил безопасности при обучении студентов. Следовало бы при ссылках на действующее в Украине законодательств указывать в соответствующих пунктах названия законов и нормативно-правовых актов, требования которых необходимо учитывать.

В «Правилах безопасности...» в более чем сорока местах текста при принятии решений по вопросам проветривания, пылегазового и теплового режимов, при разработке технологической проектной документации, реконструкции шахты или

вентиляционной сети, эксплуатации машин и оборудования требуется учитывать рекомендации специализированных отраслевых институтов в соответствии с проведенными научно-исследовательскими работами, без указания наименования отраслевого научно-исследовательского института. Это затрудняет выбор соответствующего отраслевого научно-исследовательского института для заключения договора на проведение необходимых исследований и замедляет принятие решений. Следовало бы в тех местах, где предлагается учитывать рекомендации отраслевого научно-исследовательского института, указывать его название, тем более, что таких институтов в Украине немного.

В п.1 Основные положения раздела IV Общие требования безопасности указано, что на рабочих местах, где невозможно обеспечивать допустимые значения шахтного микроклимата (а это в настоящее время почти все глубокие шахты), длительность рабочего времени должна отвечать требованиям Государственных санитарных правил (ДСП 3.3.1. 0952002). Однако выполнить это требование трудно, учитывая четырехсменное планирование работ в глубоких шахтах. Для выполнения требований Государственных санитарных норм в период отсутствия материальных средств и холодильных установок, допущенных к применению, глубокие шахты необходимо переводить на 5-ти или 6-ти сменную работу в сутках.

Пункт 24 «Основных положений» раздела «ОБЩИЕ ТРЕБОВАНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ» следовало бы дополнить таким требованием: «В тех случаях, когда на действующих угольных шахтах не выполняются требования Правил безопасности по обеспечению допустимых значений параметров шахтного микроклимата на рабочих местах или не выполняются требования Государственных санитарных норм (ДСП 3.3.1.0952002) о сокращении длительности рабочего времени горняков работа в таких выработках запрещается».

На действующих угольных шахтах на рабочих местах запыленность воздуха значительно превышает ПДК, установленные Правилами безопасности. Технически достижимый уровень остаточной запыленности воздуха на рабочих местах, принимаемый на шахтах, всегда значительно (в десятки раз) превышает ПДК из-за низкой эффективности применяемых мероприятий по предупреждению пылеобразования и снижению пылевыделения. Рекомендуемое «Правилами безопасности...» применение в этих случаях средств индивидуальной защиты горняками не спасает их от больших пылевых нагрузок на организм работников, учитывая большое аэродинамическое сопротивление пылевых респираторов на вдохе при выполнении работ средней и выше средней тяжести и быстрое накопление пыли в фильтрующем воздух материале респиратора. Необходимо выполнение научных, проектных и конструкторских разработок по изысканию более эффективных способов и средств снижения пылеобразования и пылевыделения при ведении горных работ в угольных шахтах. Одновременно следует проводить научные исследования и проектно-конструкторские работы, применение которых позволит дистанционно управлять добычными и проходческими комбайнами, механизированными крепями, в тех выработках и забоях, где запыленность воздуха превышает ПДК.

Шахту, в которой произошел взрыв метана, необходимо переводить не в III-ю категорию по метану (таблица 4 Приложение 4 к Правилам безопасности) а в сверхкатегорную. Это требование аналогично имеющемуся о переводе шахты, в которой произошел внезапный выброс угля и газа или породы в категорию опасных по внезапным выбросам.

При распределении угольных шахт на категории по метану не были учтены шахты с внезапными прорывами метана из почвы разрабатываемых пластов, хотя эти метановыделения не менее опасны, чем суффляные.

Шахты с внезапными прорывами метана из почвы разрабатываемых пластов необходимо отнести к сверхкатегорным или вместе с опасными по суфлярным выделениям в отдельную, более высокую категорию.

Для повышения качества контроля за состоянием техники безопасности, проветриванием, выполнением требований пылегазового и теплового режимов необходимо было бы, независимо от формы собственности, вывести персонал участков ВТБ из подчинения руководству шахт и подчинить их территориальным органам Госгорпромнадзора Украины и записать такое требование в «Правила безопасности...» или другой нормативно-правовой акт. Это позволило бы исключить вмешательство администрации шахт в качество контроля выполнения требований «Правил безопасности в угольных шахтах» и повысило бы безопасность ведения горных работ.

Следует также отметить некачественный перевод текста Правил безопасности в угольных шахтах с украинского языка на русский и отличие многих терминов от общепринятых. Так, например: участок выемки (вместо выемочный участок), проходочный участок (участок подготовительных работ), прилив воды (приток воды), изолировочный самоспасатель (изолирующий самоспасатель), закладной материал (закладочный материал), закрепительное пространство (закрепленное пространство), тяжело обваливаемые породы (трудно обрушаемые породы), раскрытие пласта (вскрытие пласта), сверху книзу (сверху вниз), рудниковая атмосфера (рудничная или шахтная атмосфера), рудниковая аэрология (рудничная или шахтная аэрология), рудниковый воздух (рудничный или шахтный воздух), рудниковая пыль (рудничная или шахтная пыль), свodka перемычек (возведение перемычек), освещение исходящей вентиляционной струи (подсвежение исходящей вентиляционной струи), проветривание за счет общешахтного депрессирования (проветривание за счет общешахтной депрессии), уменьшение депрессирования (уменьшение депрессии), за ходом вентиляционной струи (по ходу движения вентиляционной струи), нагнетающая вентиляция (нагнетательная вентиляция), газовость шахт (газообильность шахт), метанность шахт (метанообильность шахт), пласты, безопасные по внезапным выбросам угля и газа (пласты, неопасные по внезапным выбросам угля и газа), выемковый участок (выемочный участок), относительный расход воздуха (отношение фактического расхода воздуха к расчетному), лица технического присмотра (лица технического надзора), проветривание отдельной струей свежего воздуха (обособленное проветривание), газоносность шахты (газообильность шахты), входная струя (поступающая струя), исходная струя (исходящая струя), затраты воздуха (расход воздуха), затраты метана (расход метана), околозбойное пространство (призбойное пространство), единовременный расход ВВ (одновременный расход ВВ), перерез выработки (площадь поперечного сечения выработки), сложность проветривания (трудность проветривания), водоотвод (водоотлив), водоотводные установки (водоотливные установки), шахта, безопасная по газу (негазовая шахта), стойкость боковых пород (устойчивость боковых пород), стойкость горных выработок (устойчивость горных выработок), закреп в выработке (закрепление в выработке), косовик (косовичник) и др.

Ряд принятых сокращений и обозначений в «Правилах безопасности...» не соответствуют первым буквам полного наименования. Так, например: ДБН (государственные строительные нормы), ДСанПиН (государственные санитарные правила и нормы), ДСН (государственные санитарные нормы), ТДР (технически достигаемый уровень), ШБУ (шахтостроительное управление), ЭРС (электродвижущая сила).

Текст «Правил безопасности в угольных шахтах» имеет многочисленные опечатки, слитные написания двух слов, несогласованные сочетания слов в предложениях.

При переиздании «Правил безопасности в угольных шахтах» необходимо устранить отмеченные выше недостатки. При издании «Сборника инструкций к Правилам безопасности» в угольных шахтах в качестве приложения дать перечень наименований законов и специализированных отраслевых институтов, рекомендации которых следует учитывать при проектировании, строительстве, реконструкции, эксплуатации и ликвидации шахт, эксплуатации горно-шахтного оборудования и приборов контроля.

Надійшла до редколегії 05.10.2010

В.А. Стукало

У статті відзначені недоліки у новій редакції «Правил безпеки у вугільних шахтах» та вказані шляхи їх усунення.

атмосфера, аерологія, безпека, дегазація, законодавство, контроль, метан, провітрювання, пиловидбухзахист, пил, шахта

V.A. Stukalo

In the article the drawbacks of the new edition of *Rules of Safety in Coal Mines* are mentioned. The ways of their elimination are offered.

atmosphere, aerology, safety, degassing, legislation, control, methane, ventilation, dust, mine

© Стукало В.А., 2010

УДК 622.83

Б.А. КОДУНОВ (канд. техн. наук, доц., КИИ)

Донецкий национальный технический университет

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ В ЗОНЕ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Рассмотрены результаты математического моделирования вертикальных деформаций горных пород. Показаны закономерности распределения вертикальных деформаций в подработанном массиве и их связь с другими видами сдвижений и деформаций.

зона сдвижения, вертикальные деформации, кривая оседаний

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. При ведении горных работ возникает зона сдвижения, характеризующаяся наличием в ней вертикальных и горизонтальных сдвижений и деформаций. В процессе сдвижения происходит изменение объема пород, в результате чего образуются зоны деформаций сжатия, соответствующие зонам повышенного горного давления и зоны разрыхления горных пород, соответствующие зонам пониженных напряжений. Таким образом, процесс сдвижения горных пород тесно связан с характером перераспределения напряжений в горном массиве и определяет его напряженно - деформированное состояние, которое обязательно учитывается при выборе параметров систем разработки и технологических процессов подземных горных работ. Кроме того, для выбора мер охраны при подработке объектов, находящихся в массиве горных пород необходимо знать и уметь прогнозировать величину сдвижений и деформаций. Поэтому установление закономерностей процесса сдвижения, и на этой основе совершенствование методов прогнозирования напряженно-деформированного состояния горных пород является актуальной научной и практической задачей.

Анализ исследований и публикаций. Большинство исследований и публикаций по вопросам сдвижения относятся к определению оседаний, горизонтальных сдвижений, деформаций на земной поверхности. Это связано, прежде всего, с простотой выполнения наблюдений в данных условиях. Но несмотря на почти полуторавековой опыт исследований процесса сдвижения, до настоящего времени нет общепризнанной теории, описывающей данный процесс. Действующий в нашей стране нормативный документ [1] по мнению многих авторов не всегда точно позволяет выполнять прогноз сдвижений и деформаций земной поверхности. Что касается сдвижений и деформаций в толще подработанного массива горных пород, то они еще более неизучены. Наибольшего внимания по вопросам деформаций горного массива заслуживает работа [2], в которой детально рассмотрены зоны сдвижения горных пород, а также предложена методика расчета сдвижений и деформаций породной толщи. В работе [3] также содержатся методические указания по расчету сдвижений и деформаций в толще пород, но в них приведен только расчет сжатий в зоне опорного давления, не показана связь между различными видами деформаций и общая картина их распределения в подработанной зоне горных пород. Методы расчета деформаций, изложенные в работе [2] также требуют дальнейшего развития и уточнения.

Постановка задач исследований. Задачами данной работы являются определение закономерностей в распределении вертикальных деформаций в подработанном массиве горных пород, также связи между собой различных видов деформаций. Для решения поставленных задач используется метод компьютерного моделирования процесса перемещения породных блоков (частиц) при отработке угольного пласта.

Изложение материала и результаты. Для прогнозирования сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности при подземной разработке угольных

месторождений автором предложен метод, сущность которого заключается в следующем [4]. Площадь отрабатываемой лавы разбивают на участки, которые после отработки инициируют возникновение эллиптических зон сдвижения пород. Породный массив представляется в виде блочной среды. Точки земной поверхности и породной толщи сдвигаются в том случае, если попадают в одну или несколько зон сдвижения (рис.1).

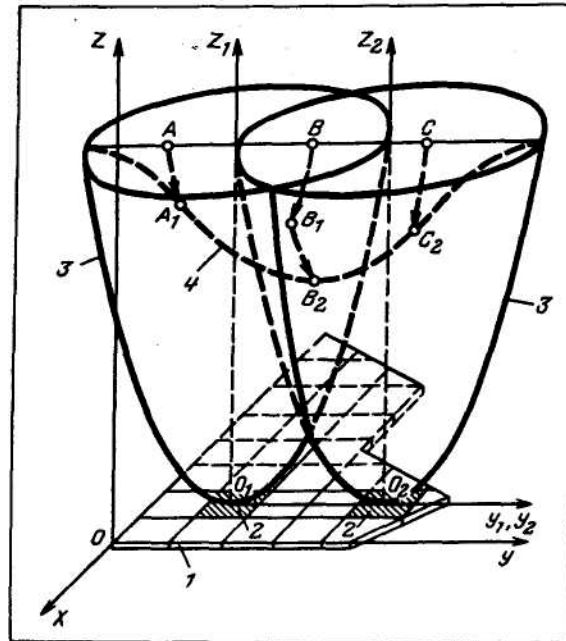


Рис.1. Схема перемещения точек в процессе сдвижения: 1 – отрабатываемый пласт; 2 – участки, инициирующие сдвижение; 3 – зоны сдвижения пород; 4 – мульда сдвижения; А, В, С – точки земной поверхности

В результате моделирования получаем координаты точек после их перемещения, что позволяет определить направление и значения векторов сдвижения.

Для идентификации разработанной математической модели выполнено сравнение результатов математического моделирования с фактическими данными и официальной методикой расчета сдвижений и деформаций земной поверхности. Также учитывалось соответствие полученных закономерностей при сдвижении массива горных пород с имеющимися исследованиями. При этом учитывались как качественные, так и количественные характеристики процесса сдвижения. Сравнение результатов математического моделирования указанным методом показало их хорошую сходимость с натурными наблюдениями в условиях изменчивой мощности пласта, сложной формы выработанного пространства, холмистом рельефе земной поверхности, для которых существующие методики неприменимы. Это позволило сделать вывод о возможности применения теоретических основ процессов перемещения дискретных породных сред под влиянием выработанного пространства для моделирования процесса сдвижения горных пород и земной поверхности.

Известно, что вертикальные и горизонтальные деформации возникают вследствие неравномерности распределения в зоне подработки горизонтальных и вертикальных сдвижений (горизонтальных и вертикальных составляющих векторов сдвижения). К горизонтальным деформациям относят сжатия (растяжения) в горизонтальной плоскости, а к вертикальным деформациям – наклоны интервалов и кривизну поверхности, определяемые в направлении профильной линии, то есть по горизонтали.

Для определения вертикальных растяжений (сжатий) необходимо найти оседания пород послойно. Разность оседаний точек, на границах слоя, отнесенная к толщине этого слоя даст значение вертикальной деформации.

Моделирование выполнено для следующих условий отработки:

- мощность пласта 2 м;
- горизонтальное залегание пласта;
- размеры лавы 200 м x 400 м;
- глубина разработки 600 м.

Размер выработанного пространства 400 м обеспечивал полную подработку центральной части лавы, 200 м – частичную. Толщина слоя пород для определения вертикальных растяжений (сжатий) принята 4 м.

На рис. 2 изображены вертикальные сечения по линии А – В, расположенной посередине лавы (рис. 2 а) и в целике на удалении 20 м от выработанного пространства (рис. 2 б). Расположение зон вертикальных деформаций, полученное в результате моделирования соответствует существующим представлениям, описанным в литературе. Для принятых условий (горизонтальное залегание пласта) график вертикальных деформаций симметричен относительно центра лавы, зоны сжатий расположены у краевых частей выработанного пространства, а зоны растяжений – в центральной части. Между ними – линии нулевых деформаций. Само наличие и характер расположения зон вертикальных деформаций объясняется тем, что мульды сдвижения на разной высоте от выработанного пространства имеют различные размеры в плане и форму в вертикальном сечении при одинаковом объеме. Вследствие этого вертикальные сдвигения (оседания) с удалением от выработанного пространства в центральной части уменьшаются, а на краевых частях увеличиваются, что и приводит к возникновению растяжений (сжатий) по вертикали. Разделение зон сжатий от растяжений четко прослеживается в виде линий, проходящих по точкам с нулевыми деформациями, расположенных примерно над границами выработанного пространства. Данные линии имеют выпуклость в сторону выработанного пространства и проходят через точки перегиба кривой оседаний, соответствующим нулевым значениям деформаций растяжения (сжатия), кривизны и максимальным – наклонов. Это не соответствует представлениям о расположении границы между зонами сжатия и растяжения, принятым в работе [2], где она проходит через точки с максимальной кривизной выпуклости слоев на данном горизонте.

В направлении от пласта к земной поверхности вертикальные деформации уменьшаются, причем в интервале расстояний от пласта 10 – 100 м – в 10 раз, а от 200 – до 600 м только на 30%. Обращает на себя внимание эллиптическая форма зон вертикальных деформаций.

Установлено, что деформации растяжения (сжатия) прямо пропорционально зависят от вынимаемой мощности пласта, но результаты моделирования носят тот же качественный характер, то есть закономерности распределения деформаций сжатия и растяжения в выработанном пространстве при изменении мощности пласта не изменяются. Алгебраическая сумма деформаций сжатия и растяжения в каком либо горизонтальном сечении равна нулю.

Для установления количественных и качественных зависимостей между горизонтальными и вертикальными деформациями выполнено сравнение их графиков на различных горизонтах, при различных размерах выработанного пространства (рис. 3).

На рис. 3 а, б показаны графики горизонтальных и вертикальных деформаций в горизонтальном сечении на глубине 550 м от поверхности (50 м от пласта) при расположении профильной линии посередине лавы размером 200 x 400 м. Из графиков видно, что они полностью идентичны, но имеют противоположные знаки. Таким образом, горизонтальное сжатие или растяжение в одном направлении соответствует такому же по

величине вертикальному растяжению или сжатию. Так как профильная линия попадает в зону полных сдвижений в перпендикулярном направлении то и горизонтальные деформации по данному направлению равны нулю.

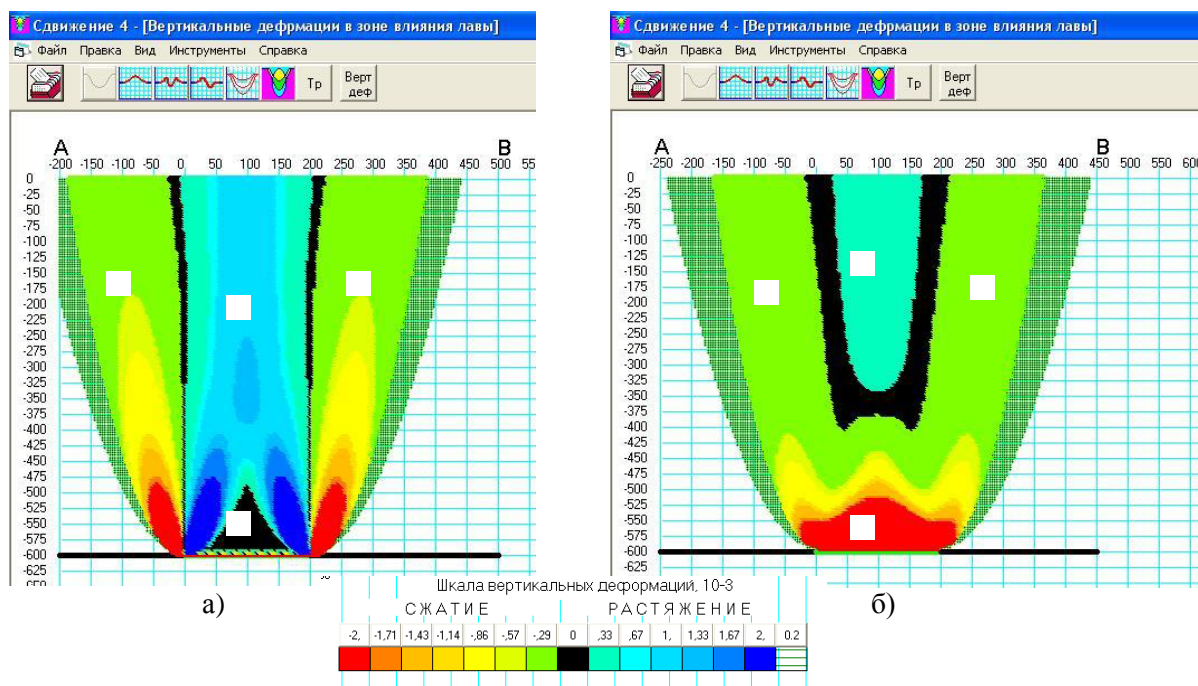


Рис. 2. Зоны вертикальных деформаций в подработанной толще горных пород: а – в главном сечении области сдвижения; б – в целике на удалении 20 м от выработанного пространства; 1 – зона сжатий; 2 – зона растяжений; 3 – зона полной подработки

При размерах выработанного пространства меньших, чем необходимо для полной подработки, например 200 x 200 м, вертикальная деформация в данном сечении будет равна сумме двух взаимно перпендикулярных горизонтальных деформаций. Иллюстрацией этому служат графики, изображенные на рис. 3 в, г, которые соответствуют сечениям на глубине 300 м. Максимальная вертикальная деформация равна 0,0022, что в два раза больше максимальной горизонтальной деформации в одном из взаимно перпендикулярных направлений 0,0011 (график горизонтальных деформаций по второму направлению не показан).

Необходимо отметить, что полученные при моделировании величины горизонтальных деформаций породного массива в 5 – 10 раз меньше величин для земной поверхности на соответствующей глубине, что подтверждается исследованиями многих авторов. Их значения искусственно не задавались никакими условиями или коэффициентами, а компьютерное моделирование представляло собой имитацию процесса перемещения породных частиц под воздействием очистных работ.

Сравнение величин вертикальных растяжений (сжатий) с другим видом вертикальных деформаций – кривизной показывает, что между ними существует линейная зависимость. Установлено, что в любом сечении по высоте значение вертикальной деформации равно значению кривизны в данной точке, умноженному на коэффициент, приблизительно равный 6,5. Установленный характер данной зависимости подтверждается исследованиями и других авторов [2]. Форма графика кривизны совпадает с формой графика вертикальных деформаций.

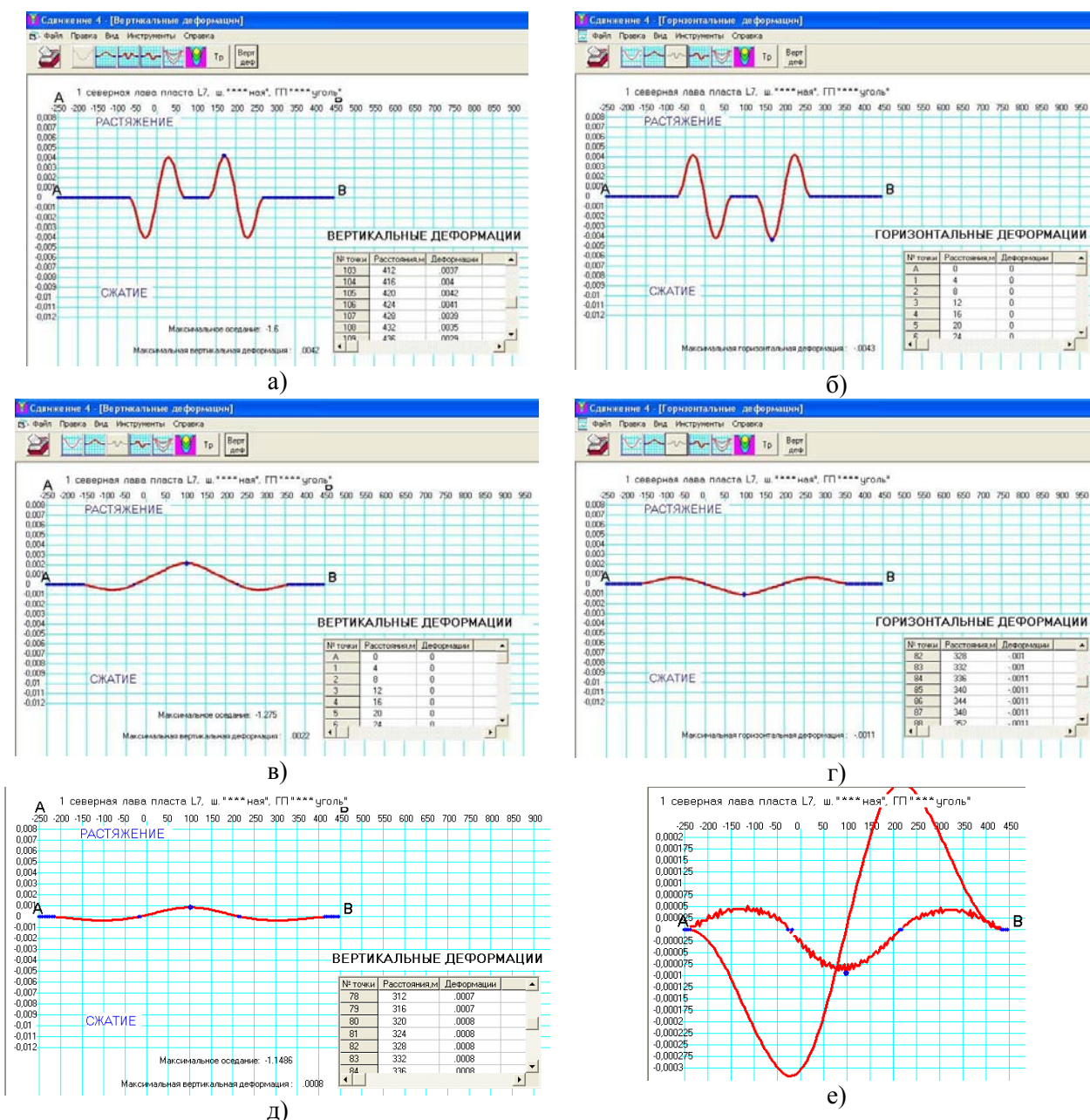


Рис. 3. Графики деформаций: а, б – при полной подработке по одному из направлений; в, г – при неполной подработке; д – вертикальные растяжения - сжатия на удалении от пласта на 600 м; е – графики наклонов и кривизны, соответствующие позиции "д"

Выводы и направления дальнейших исследований. В результате компьютерного моделирования процесса сдвижения массива горных пород определен характер размещения зон вертикальных сжатий и растяжений, хорошо согласующийся с ранее выполненными исследованиями. Полученные закономерности распределения вертикальных деформаций растяжения (сжатия), а также их связь с другими видами деформаций подтверждаются внутренней сходимостью результатов моделирования. Предложенная модель может быть использована при выборе места расположения выработок или мер их охраны в подработанной области горных пород.

В дальнейшем планируется уточнение предложенной модели путем сравнения ее с фактическими данными, полученными при ведении очистных работ.

Библиографический список

1. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом: ГСТУ 101.001.00159226.001-2003. – К., 2003. - С.128.
2. Земисев В.Н. Расчеты деформаций горного массива / В.Н. Земисев. – М.: Недра, 1973. – 144 с.
3. Временные указания по проектированию, строительству и эксплуатации крепи и армировки вертикальных стволов угольных шахт в условиях влияния очистных работ. – Л.: ВНИМИ, 1972. – 188 с.
4. Кодунов Б.А. Метод прогнозирования сдвижений горных пород и земной поверхности при подземной разработке угольных месторождений / Б.А. Кодунов // Уголь. - 1991.-№2. - С.54-56.

Надійшла до редколегії 03.12.2010

Б.А. Кодунов

Розглянуто результати математичного моделювання вертикальних деформацій гірських порід. Показані закономірності розподілу вертикальних деформацій в підробленому масиві і їх зв'язок з іншими видами зрушень і деформацій.

зона зрушення, вертикальні деформації, крива осідань

В.А. Kodunov

The results of rock vertical deformations mathematical modeling are considered. The paper describes the peculiarities of vertical deformations distribution in a mined rock mass and their relation to other types of displacements and deformations.

area of displacement, vertical deformations, subsidence profile

© Кодунов Б.А., 2010

УДК: 336.74:622.012

В.А. ХАРЧЕНКО (канд. экон. наук, доц.)

Е.П. МОРОЗОВА (студент)

Донецкий национальный технический университет

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ДЕНЕЖНЫХ ПОТОКОВ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Исследован внутренний механизм формирования денежных потоков угольных шахт по операционной деятельности: изучены причины изменения общего объема денежных потоков под влиянием отдельных элементов, проанализированы особенности функционирования угольных шахт с позиции генерирования денежных потоков.

денежные потоки, угольные шахты, операционная деятельность, формирование денежных потоков, управление денежными потоками

Постановка проблемы. В современных условиях хозяйствования одной из важнейших управленческих задач является изучение механизма формирования денежных потоков предприятия. От эффективности управления денежными потоками и способности их генерировать зависит финансовое состояние предприятия – его платежеспособность и кредитоспособность, деловая активность, финансовая устойчивость. Состояние денежных потоков определяет:

– деловую активность, так как темпы развития предприятия в сферах производства и сбыта продукции зависят от процессов поступления и расходования денежных средств;

– платежеспособность и кредитоспособность, поскольку степень доверия к предприятию в среде бизнеса выражается в способности своевременно осуществлять платежи в полном объеме в установленные сроки;

– финансовую устойчивость в связи с тем, что наличие на предприятии в достаточном объеме собственного капитала, в том числе нераспределенной прибыли снижает риск невозврата средств для потенциальных инвесторов предприятия и создает условия для его инвестиционной привлекательности.

Анализ последних исследований и публикаций. Проблемам генерирования денежных потоков посвящены труды таких ученых-экономистов, как Л.А. Берстайн [1], И.А. Бланк [2], Ю. Бригхем, Ван Хорн, Л. Гапенски, Д.А. Ендовицкий, О.В. Ефимова, В.В. Ковалев, Т.Р. Карлин [3], В.П. Савчук [4], Е.М. Сорокина [5]. Кризисные явления в угольной промышленности Украины, необходимость привлечения инвестиционных ресурсов для поддержания устойчивого развития угольных предприятий в условиях рынка освещены в работах А.И. Амоши, А.Р. Вовченко, А.И. Кабанова, Г.Г. Пивняка, В.И. Салли, Л.Л. Стариченко [6-7]. В научных трудах подробно изучены вопросы анализа и планирования денежных потоков [1, с.421; 2, с.91; 5, с.87], особенностей и методов учета движения денежных средств [3, с.39], управления денежными потоками предприятия [2, с.50; 4, с.284]. Однако недостаточно исследованным остается вопрос генерирования денежных потоков на уровне угольных шахт в процессе осуществления операционной деятельности.

Целью проведенного исследования является изучение механизма формирования денежных потоков по операционной деятельности в условиях угольных шахт Украины.

Изложение основного материала. Информация о движении денежных средств за год на отечественных предприятиях отражается в форме №3 «Отчет о движении денежных средств». В данной форме отчетности содержится полезная информация для кредиторов, инвесторов и других пользователей относительно прибыльности и платежеспособности предприятия. Этот документ является ключом для заключения многих

соглашений и, как отметил Бернштейн Л.А., надежно подтверждает намерения компании [1, с. 364].

Сведения о движении денежных средств могут отражаться прямым или косвенным методом, которые отличаются, прежде всего, полнотой предоставления данных об объекте исследования и исходной информацией для составления отчетности. Обобщая преимущества и недостатки обоих методов, следует отметить, что косвенный метод отличается простотой, позволяет аналитикам отследить движение активов и обязательств предприятия, дать оценку изменениям в составе чистых активов, установить связь между учетной прибылью и реальными поступлениями и расходами денежных средств. Прямой метод в отличие от косвенного позволяет получить более полное представление об объеме и составе входящих и исходящих потоков.

Согласно Положению (стандарту) бухгалтерского учета 4 «Отчет о движении денежных средств» [8] денежные потоки по операционной деятельности определяются на основе косвенного метода с использованием таких форм отчетности, как «Баланс» (форма №1), «Отчет о финансовых результатах» (форма №2), а также аналитических материалов. Состояние денежных потоков по инвестиционной и финансовой деятельности отражается с использованием прямого метода на основе аналитических бухгалтерских данных.

В общем виде движение денежных средств угольных шахт по операционной деятельности представлено на рис. 1.



Рис. 1. Схема определения величины денежных средств по операционной деятельности

Из информации на рис.1. следует, что для определения величины денежных средств по операционной деятельности необходимо скорректировать финансовый результат по данному виду деятельности на:

– элементы затрат, которые не влияют на величину денежных средств (амортизационные отчисления и обеспечение будущих расходов и платежей);

– изменения в составе активов (средств) предприятия и источников формирования средств, которые возникли в процессе осуществления операционной деятельности.

В проведенном исследовании была изучена сущность изменений в составе показателей активов и пассивов предприятия, т.е. в составе элементов денежных потоков, влияющих на общий объем потока (табл.1).

Таблица 1.

Закономерности влияния отдельных элементов денежных потоков угольных шахт по операционной деятельности на их общий объем

Элементы	Изменение элементов	Влияние на общий объем потока	Основные причины увеличения (уменьшения) величины денежных потоков по операционной деятельности
Изменение оборотных активов (в частности дебиторской задолженности, запасов, других оборотных активов)	>0	Уменьшает	Рост неплатежей за реализованную угольную продукцию, задолженности государства по налоговым расчетам; расходование средств на приобретение запасов
	<0	Увеличивает	Поступление средств за угольную продукцию, которая реализована в предыдущие периоды; снижение задолженности государства по налоговым расчетам; использование запасов (списание на процесс производство), при этом движение средств не происходит
Изменение расходов будущих периодов	>0	Уменьшает	Осуществление расходов будущих периодов, т.е. оплата в денежной форме
	<0	Увеличивает	Списание расходов будущих периодов на расходы отчетного периода, что не приводит к расходованию средств
Изменение текущих обязательств	>0	Увеличивает	Рост неплатежей за приобретенные материалы; неуплата услуг сторонних организаций
	<0	Уменьшает	Погашение задолженности перед сторонними организациями
Изменение доходов будущих периодов	>0	Увеличивает	Поступление средств по целевому финансированию на приобретение оборудования для оснащения новых лав
	<0	Уменьшает	Использование средств целевого финансирования: начисление амортизационных отчислений по оборудованию, которое приобретено за бюджетные средства
Изменение обеспечений	>0	Увеличивает	Поступление средств в виде государственной поддержки на капитальное строительство, возмещение регрессных исков
	<0	Уменьшает	Использование средств на капитальное строительство, возмещение регрессных исков

Как видно из информации, представленной в табл.1., элементы, которые относятся к активу баланса, увеличивают величину денежных потоков, если их значение на конец периода меньше, чем на начало, и, соответственно, уменьшают при увеличении значения на конец периода. В то же время зависимость между величиной денежных потоков и значениями элементов, которые относятся к пассиву баланса, прямо пропорциональная: при росте значений элементов на конец периода по сравнению с началом величина денежных потоков увеличивается и, наоборот, при снижении – уменьшается.

По результатам исследования было установлено, что на генерирование денежных потоков угольных шахт влияют разные факторы, связанные со спецификой угледобычи. Среди множества особенностей, характерных для угольной отрасли, которые в свою очередь порождают кризисные явления, особо необходимо выделить горно-геологические, технологические и технические.

Характеристика среды, особенностей функционирования угольных шахт, которые оказывают непосредственное влияние на генерирование денежных потоков, а также основные рекомендации по преодолению неблагоприятных тенденций приведены ниже.

Экономическое и финансовое положение угольных шахт, в том числе состояние их денежных потоков, опосредованно зависят от горно-геологических характеристик. Например, чем более благоприятные условия залегания пластов, тем меньшие расходы на добычу угля и, как следствие, эффективнее хозяйственная деятельность шахты. Однако на большинстве угольных шахт Украины мощность пластов незначительна и невыдержанна по площади, наблюдаются тектонические нарушения, неустойчивость пород. В последние годы увеличилась глубина разработки, возросли газоносность, выбросоопасность и взрывоопасность, ухудшился температурный режим, увеличилась зольность рядового угля при снижении теплотворной способности горной массы. Все эти особенности влияют на функционирование угольных шахт, повышают расхода на развитие шахтного фонда (капитальное строительство, внедрение высокопроизводительного оборудования), способствуют закрытию шахт в связи с невыгодностью их эксплуатации и невозможностью поддержания производственной мощности.

Срок службы каждой шахты ограничивается имеющимися промышленными запасами угля, а в большинстве случаев запасами угля на разрабатываемых горизонтах. Это связано с тем, что на углубку стволов необходимы значительные капитальные вложения, на которое шахты не имеют средств, а государство не финансирует подобные работы. Итак, с целью продления срока службы угольных шахт и недопущения их несвоевременного закрытия необходимо восстанавливать бюджетное финансирование на капитальное строительство, реконструкцию шахт, привлекать средства частных инвесторов. Кроме того целесообразно присоединять запасы тех угольных шахт, которые находятся в катастрофическом состоянии, к шахтам с большой производственной мощностью и высокой пропускной способностью основных технологических звеньев, а также к шахтам, которые не имеют резервов производственной мощности, но способны нормально функционировать при условии достаточной внешней поддержки.

Таким образом, функционирование угольных шахт находится под угрозой в связи с недостаточными объемами входящих денежных потоков по операционной и финансовой деятельности и исходящих денежных потоков по инвестиционной деятельности. При существующих условиях появляется необходимость в разработке эффективных производственных стратегий, для реализации которых нужно привлекать заемные средства (кредитные денежные потоки) с отсрочкой платежей, т.е. на льготных условиях.

Процесс добычи угля является довольно сложным. Для повышения эффективности угледобычи необходимо применять современные технологии. Добыча угля должна

осуществляться интенсивно не только с продуктивных пластов, но и с маломощных. Необходимо применять новые технологии добычи угля в очистных забоях, прогрессивные схемы разработки угольных пластов, новые схемы подготовки шахтного поля и выемочных стволов. В современных условиях актуальна ликвидация разбросанности горных работ, сокращение длины поддерживающих выработок, уменьшение количества лав и увеличение нагрузки на очистные забои. Такие мероприятия позволят снизить производственные расходы и, как следствие, сократить разницу между ценой и себестоимостью угольной продукции. В результате дополнительно полученные средства могут быть направлены на осуществление будущих капитальных вложений.

Безубыточная работа угольных шахт во многом зависит от технического оснащения. В настоящее время имеющееся горношахтное оборудование морально и физически устарело и не отвечает требованиям безопасности. Угольная отрасль нуждается в техническом переоснащении, внедрении надежного, высокопроизводительного оборудования. Применение высокоресурсного и безопасного очистного, проходческого и транспортного оборудования современного технического уровня (механизированных крепей, очистных и проходческих комбайнов, скребковых и ленточных конвейеров) обеспечит интенсификацию производства, рост объемов добычи, позволит выйти перспективным шахтам на рентабельный уровень добычи.

Добычу угля связывают с высокой аварийностью, травматизмом, профессиональными заболеваниями. На ликвидацию последствий аварий, восстановление горного производства после взрывов метановоздушной смеси нужны значительные средства. Также немало средств необходимо для предупреждения взрывов и пожаров: проведение работ по проветриванию выработок, осуществление контроля концентрации метана в рудничной атмосфере, снижение газообильности за счет деформации угольных месторождений. Все эти расходы увеличивают себестоимость угля, что приводит к снижению его конкурентоспособности.

Финансовые результаты угольных шахт зависят от качества угля. Уголь, который добывается в современных условиях, имеет низкое качество. Для улучшения качества угольной продукции и повышения спроса на нее необходимо снижать зольность рядового угля за счет сокращения присечек боковых пород, обогащать рядовой уголь до приемлемых показателей по золе, влаге и содержанию серы. Данные мероприятия позволяют реализовывать угольную продукцию по более высокой цене, что улучшит финансовое положение угольных шахт.

Сложные горно-геологические условия залегания пластов и другие факторы привели угольные шахты Украины к неплатежеспособности. В условиях отсутствия грамотной ценовой политики на угольную продукцию, высокой себестоимости добычи угля и наличия значительных сумм задолженностей шахты не могут эффективно работать без достаточной бюджетной поддержки и внешних займов.

Отрицательное влияние мирового кризиса усилило проблемы угольных предприятий Украины. Убытки от текущей деятельности предприятий Министерства угольной промышленности за 9 месяцев 2009 г. составили 4,9 млрд. грн., относительно соответствующего периода 2008 г. увеличились почти вдвое (на 2,1 млрд. грн.), что свидетельствует об ухудшении кризисного положения [9].

Следовательно, остро стоит задача усовершенствования управления денежными потоками угольных шахт. Целью управления денежными потоками в работе определено обеспечение постоянного финансового равновесия шахт. В современных условиях хозяйствования именно для достижения этой цели должно быть направлено решение задач управления денежными потоками угольных шахт, среди которых выделены:

- 1) обоснование источников, объемов и периодичности формирования положительных денежных потоков;

2) обоснование направлений, объемов, периодичности и приоритетности расходования средств;

3) обеспечение постоянной платежеспособности угольных шахт путем сбалансирования, синхронизации положительных и отрицательных денежных потоков, ритмичности и равномерности их формирования, достаточности для погашения неотложных обязательств в текущем периоде;

4) обеспечение финансовой устойчивости угольных шахт на основе согласования, прежде всего, входящих денежных потоков по финансовой деятельности (объем привлеченных средств – получение кредитов) и исходящих по операционной деятельности (объем будущих погашений по кредитам и другим платежам) с целью формирования рациональной структуры собственных и привлеченных средств;

5) поддержание деловой активности угольных шахт (увеличение объемов поступления денежных средств по операционной деятельности, снижение операционных расходов);

6) обеспечение интенсивности и достаточности формирования денежных потоков;

7) максимизация чистого денежного потока с помощью реализации комплекса таких основных мероприятий, как повышение производственной мощности угольных шахт, применение высокопроизводительной техники и новейших технологий, внедрение практики обогащения угля для улучшения его качества и формирование справедливой ценовой политики, снижение себестоимости угля. Также максимизация чистого денежного потока достигается за счет увеличения доходов от внереализационных операций по всем видам деятельности. Итак, эта задача управления денежными потоками является комплексной, включает систему разнообразных финансово-экономических, технических, организационных мероприятий.

Выводы. Следовательно, формирование денежных потоков большинства угольных шахт Украины осуществляется в сложных горно-геологических условиях, что наряду с низким качеством добываемого угля, высокой аварийностью, значительным износом горношахтного оборудования, необходимостью постоянного вложения средств в подготовительные и очистные работы приводит к убыточности, неплатежеспособности и потребности в заемных источниках средств. Формирование и управление денежными потоками угольных шахт необходимо усовершенствовать на основе мероприятий, направленных на максимизацию чистого денежного потока, что позволит финансировать часть капитальных вложений на развитие шахт за счет собственных средств, увеличить объем добычи угля, снизить производственные расходы.

Библіографічний список

1. Бернштейн Л.А. Анализ финансовой отчетности: теория, практика и интерпретация / Л.А. Бернштейн: пер. с англ.; под ред. Я.В. Соколова. – М.: Финансы и статистика, 2002. – 624 с.
2. Бланк И.А. Управление финансовой стабилизацией предприятия / И.А. Бланк. – К.: Ника-Центр, Эльга, 2003. – 246 с.
3. Карлин Т.Р. Анализ финансовых отчетов (на основе GAAP): учебник / Т.Р. Карлин, А.Р. Макмин. – М.: ИНФРА-М, 2001. – 448 с.
4. Савчук В.П. Управление финансами предприятия / В.П. Савчук. – М.: БИНОМ, Лаборатория знаний, 2003. – 480 с.
5. Сорокина Е.М. Анализ денежных потоков предприятия: теория и практика в условиях реформирования российской экономики / Е.М. Сорокина. – М.: Финансы и статистика, 2003. – 176 с.
6. Амоша А.И. Об инвестиционном обеспечении угледобычи в Украине / А.И. Амоша, А.И. Кабанов, Л.Л. Стариченко // Уголь Украины. – 2008. – №7. – С. 3-6.

7. Пивняк Г.Г. Проблемы угольной промышленности Украины / Г.Г. Пивняк, Б.А. Грядущий // Материалы международной конференции «Форум горняков – 2009». – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2009. – С. 7-18.

8. Про затвердження Положень (стандартів) бухгалтерського обліку. Положення (стандарт) бухгалтерського обліку 4 «Звіт про рух грошових коштів»: наказ Міністерства фінансів України від 31.03.99 р. № 87 // Офіційний вісник України. – 1999. – №25. – С. 1217. – (зі змін. і допов.).

9. Інформаційно-аналітичні звіти про розвиток вугільної промисловості України (у 2009 р.); [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <<http://www.mvp.gov.ua/mvp/control/uk/publish/>>.

Надійшла до редколегії 11.09.2010

В.А. Харченко, К.П. Морозова

Досліджено внутрішній механізм формування грошових потоків вугільних шахт від операційної діяльності: обґрунтовано причини зміни загального обсягу грошових потоків під впливом окремих елементів, проаналізовано особливості функціонування вугільних шахт з позиції генерування грошових потоків.

грошові потоки, вугільні шахти, операційна діяльність, формування грошових потоків, управління грошовими потоками

V.A. Kharchenko, K.P. Morozova

The mechanism of cash flows generation at coal mines according to operating activities has been grounded: the reasons for changes of the total cash flows volume under particular elements have been studied, the peculiarities of coal mines functioning from the point of view of cash flows generation have been analyzed.

cash flows, coal mines, operating activities, generation of cash flows, management of cash flows

© Харченко В.А., Морозова Е.П., 2010

УДК 662.45.001.2 (083.96)

В.А. СТУКАЛО (канд. техн. наук, проф.)

Донецкий национальный технический университет

О НОВОЙ РЕДАКЦИИ НОРМАТИВНОГО АКТА УКРАИНЫ «ВЕНТИЛЯЦИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ. РУКОВОДСТВО ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ»

Приведен анализ содержания проекта нормативного акта по проектированию вентиляции угольных шахт. Предложены рекомендации по его улучшению.

анализ, проект, норматив, проектирование, вентиляция, уголь, шахта, рекомендации, улучшение, содержание

С момента издания «Руководства по проектированию угольных шахт» [1] прошло 16 лет. За прошедшие годы его использования при проектировании вентиляции угольных шахт выявлено ряд серьезных недостатков в его рекомендациях, вышло более десяти нормативных документов, регламентирующих отдельные параметры и мероприятия, касающиеся проветривания угольных шахт. Кроме того, за прошедшее время получены новые рекомендации, направленные на улучшение проветривания шахт. В связи с этим подготовка новой редакции нормативно-правового акта по охране труда «Вентиляция угольных шахт. Руководство по проектированию» актуальна и своевременна.

В своей основе рассматриваемый проект нормативного документа содержит рекомендации и недостатки ныне действующего нормативного акта по проектированию вентиляции угольных шахт и учтены новые предложения и рекомендации, направленные на уточнение параметров проветривания при проектировании вентиляции. Кроме того, добавлен новый раздел «Проектирование проветривания шахт в период их ликвидации», рекомендации по проектированию и использованию воздухонагревательных установок с применением газовых воздухонагревателей, использующих метано-воздушную смесь на период эксплуатации шахт и др.

В проекте нормативного акта следовало бы в конце дать перечень всех нормативных документов, на которые имеются ссылки в тексте, в котором не всегда указываются их полные названия, а указывается только их номер. Кроме того, следовало бы в перечне привести источники на основе которых введены изменения по сравнению с предыдущим нормативным актом. Это позволяло бы оценивать качество новых рекомендаций и их научное обоснование.

К сожалению, в проекте нормативного акта, помимо многочисленных опечаток в тексте, имеется множество неверных ссылок на формулы, рисунки, таблицы, используются, наряду с международными единицами измерения величин (СИ), устаревшие (мюрг, киломюрг, ккал/час, об/мин).

Наибольшие изменения по сравнению с действующим нормативным документом [1] в проекте нормативного акта внесены в прогноз метанообильности выемочных участков по природной метаноносности пластов (раздел 5). Рассмотрим эти изменения подробнее.

Для определения остаточной метаноносности угля $x_{o,r}$ (м³/т с.б.м) рекомендована (раздел 5) новая зависимость, учитывающая влияние на эту величину не только выхода летучих веществ в V^{daf} (%), объемного выхода летучих веществ $V_{об}^{daf}$ (мл/т с.б.м), но и температуры угольного массива на глубине разработки t_H (°C). Для каменных углей и антрацитов с логарифмом удельного электросопротивления $lg \geq 3,6$ остаточную метаноносность угля рекомендуется определять по формуле (1), а при $lg \leq 3,6$ по формуле (2)

$$x_{o,r} = 26,2 (V^{daf})^{-0,6} \exp(-0,012 t_H) \quad (1)$$

$$x_{o,г} = 0,26 (\lg r)^3 \exp(-0,012 t_H). \quad (2)$$

Остаточная метаноносность угля учитывается при определении относительного метановыделения из очистного забоя $q_{оп}$ ($\text{м}^3/\text{т}$), относительного метановыделения из отбитого угля на почве, конвейере в лаве $q'_{o,y}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) и на конвейере (вагонетке) в участковой выработке $q''_{o,y}$ ($\text{м}^3/\text{т}$), относительного метановыделения из подрабатываемых, надрабатываемых сближенных угольных пластов (спутников) $q_{сп}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) и вмещающих пород $q_{пор}$ ($\text{м}^3/\text{т}$), относительного метановыделения из выработанного пространства $q_{вп}$ ($\text{м}^3/\text{т}$), абсолютного метановыделения в проходимую тупиковую выработку $I_{п}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$) и ее призабойное пространство $I_{зп}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$), $I_{зп, \max}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$). Не отрицая определенного влияния на величину остаточной метаноносности угля $x_{o,г}$ его температуры, нельзя принимать (раздел 5) для всех источников выделения метана при определении $x_{o,г}$ по формулам (1) и (2) постоянное значение величины t_H , определяемой расчетным путем для глубины разработки пласта. Значения температуры угля в призабойной зоне пласта, отбитом угле в лаве и транспортной выработке, целиках угля и потерях угля в выработанном пространстве, в обнаженных поверхностях угольного пласта и отбитом угле в подготовительных выработках, в подрабатываемых и надрабатываемых смежных пластах (спутниках) неодинаково, и в большинстве случаев меньше естественной температуры угольного массива t_H на глубине разработки пласта. Использование рекомендации нормативного акта о принятии во всех случаях величины естественной температуры горного массива на глубине разработки пласта значительно уменьшит величину $x_{o,г}$ ($\text{м}^3/\text{т с.б.м}$) и x_o ($\text{м}^3/\text{т}$), определяемую по выражению

$$x_o = 0,01 x_{o,г} (100 - W - A_3), \quad (3)$$

где W , A_3 – соответственно пластовая влажность и зольность угля, %.

Вследствие уменьшения величины x_o увеличиваются разность $x - x_o$ ($\text{м}^3/\text{т}$) и прогнозируемые относительные и абсолютные метановыделения из всех источников газодыделения в угольных шахтах, что не соответствует реальным условиям выделения метана. В связи с этим следует внести рекомендации по учету величин реальных температур угля при расчете параметра $x_{o,г}$ для вышеуказанных источников метановыделения (что существенно усложнит расчеты) или производить расчет этой величины по зависимостям в ныне действующем «Руководстве...» [1] без учета температуры угля.

Для высокометаморфизованных антрацитов с $\lg r \leq 3,6$ (объемный выход летучих веществ от 100 до 165 $\text{м}^3/\text{т с.б.м}$) при расчете относительного метановыделения из разрабатываемого пласта используется остаточная метаноносность угля x_o , определяемая по выражению (3) и остаточная метаноносность угля x_1 ($\text{м}^3/\text{т}$), выдаваемого за пределы выемочного участка. Однако в рассматриваемом нормативном акте (раздел 5) отсутствует зависимость для расчета величины x_1 и неясно в чем его отличие от параметра x_o .

При расчете величин относительного метановыделения из очистного забоя $q_{оп}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) рекомендована (раздел 5) формула

$$q_{оп} = K_{пл} (x - x_o) (1 - n), \quad (4)$$

где $K_{пл}$ – коэффициент, учитывающий влияние системы разработки на метановыделение из разрабатываемого пласта;

n – коэффициент, зависящий от показателя степени метаморфизма угля $K_{см}$ (для антрацитов $K_{см} = \lg r$, для каменных углей $K_{см} = V^{daf}$, %), скорости подвигания очистного забоя $V_{оч}$ ($\text{м}/\text{сут}$) и глубины разработки пласта H (м). Однако в примечании к формуле для расчета коэффициента n рекомендовано при $n > 1$ принимать $n = 1$ при определении величины относительного метановыделения из очистного забоя $q_{оп}$ ($\text{м}^3/\text{т}$), из отбитого угля в лаве $q'_{o,y}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) и в участковой транспортной выработке $q''_{o,y}$ ($\text{м}^3/\text{т}$), входя-

щих в расчетную зависимость для определения относительного метановыделения из разрабатываемого пласта $q_{пл}$ ($\text{м}^3/\text{т}$).

Такое ограничение области применения величины коэффициента n , которого не было в ныне действующем «Руководстве ...» [1], свидетельствует о неполном учете условий при получении зависимости для расчета этого коэффициента. Кроме того, при $n=1$ получаем по выражению (4) $q_{оп} = 0$, чего просто не может быть. Ограничение коэффициента n по величине приведет к уменьшению расчетных значений параметров $q'_{о.у}$, $q''_{о.у}$ и $q_{пл}$.

При расчете относительного метановыделения из смежных пластов (спутников) $q_{сп}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) и вмещающих горных пород $q_{пор}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) в проекте нормативного акта (раздел 5) заменен показатель степени при величине скорости подвигания лавы $V_{оч}$ ($\text{м}/\text{сут}$). Вместо $1,14 V_{оч}^{-0,45}$ в зависимости для $q_{сп}$ и $q_{пор}$ предлагается параметр $V_{оч}^{K_v-1}$. При этом коэффициент K_v предлагается определять в зависимости от глубины горных работ H (м) по выражению

$$K_v = 0,58 \exp(0,00026 H), \quad (5)$$

где H – глубина разработки пласта, м .

Как показал анализ расчетные величины относительного метановыделения $q_{сп}$ и $q_{пор}$ при использовании показателя K_v-1 увеличиваются с возрастанием глубины разработки до 1500м более чем на 40% по сравнению с аналогичными величинами, получаемыми по ныне действующему «Руководству...» [1], хотя механизм такого влияния неясен и требует дальнейших исследований.

В проекте нормативного акта отсутствует рекомендация для определения величины M_p , учитывающей высоту подрабатываемого горного массива при отработке крутых и крутонаклонных пластов, что не позволяет производить расчет метановыделения из подрабатываемых пластов – спутников.

Противоречат друг другу рекомендации относительно принятия значения коэффициента $K_{вп}$, учитывающего долю метановыделения из выработанного пространства призабойное пространство лавы (раздел 5) при расчете относительного метановыделения в очистную выработку $q_{оч}$ ($\text{м}^3/\text{т}$). По таблице в проекте нормативного акта величину коэффициента $K_{вп}$ в зависимости от способа охраны вентиляционной выработки со стороны выработанного пространства и средневзвешенного расстояния от разрабатываемого пласта до сближенных рекомендуется принимать в пределах от нуля до единицы, а в примечании к таблице рекомендуется принимать постоянное значение $K_{вп}=0,8$ при расчете величины $q_{оч}$ для условий применения схем проветривания типа 1-В, 1-М, 1-К, 2-В и 3-В. Считаем последнюю рекомендацию ошибочной, так как она не учитывает способа охраны вентиляционных выработок со стороны выработанного пространства и типа схемы проветривания выемочных участков.

Рекомендуемые в проекте нормативного акта (раздел 5) зависимости для определения коэффициента $K_{с.р.}$, используемого при расчете ожидаемых средних абсолютных метановыделений в планируемые очистную выработку $\bar{I}_{i \pm \delta}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$) и выемочный участок $\bar{I}_{\delta \pm}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$) действующей шахты при наличии данных о метановыделениях в лаву – аналог и участок – аналог ($\bar{I}_{i \pm \delta}$, $\bar{I}_{\delta \pm}$, $\text{м}^3/\text{мин}$) имеют существенный недостаток. Эти зависимости учитывают только влияние изменения системы разработки на планируемом участке по сравнению с участком-аналогом на метановыделение из разрабатываемого пласта, но не учитывают изменения доли метановыделения из выработанного пространства в призабойное пространство планируемой лавы и эффекта применения дегазации источников метановыделения [2, 3]. Нами даны рекомендации [2, 3] по уст-

ранению недостатков в расчетных зависимостях для определения значений коэффициента $K_{\text{ср}}$.

Рекомендации для расчета фактического абсолютного метановыделения и расхода воздуха в последовательно проветриваемые лавы (раздел 5) следует исключить из проекта нормативного акта, так как действующими Правилами безопасности [4] на газовых шахтах предусматривается только обособленное проветривание очистных выработок и выемочных участков.

В разделе 5 при прогнозе относительной метанообильности шахты по природной метаноносности угольных пластов в формуле для $q_{\text{ш}}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) не следует применять коэффициент $(100 - A_{\text{пл}})/(100 - A_{\text{г.м}})$, учитывающий отличие зольности горной массы $A_{\text{г.м}}$ (%) от природной зольности планируемых (или разрабатываемых) угольных пластов $A_{\text{пл}}$ (%). В соответствии с требованиями «Инструкции по контролю состава рудничного воздуха, определению газообильности и установлению категории шахт по метану» [5] этот коэффициент применяется только при определении относительной метанообильности выемочных участков, а для шахтопластов и шахты его рекомендовано принимать равным единице.

В рекомендациях к схеме проветривания стволов (скважин) с помощью водокольцевой воздуходувки (раздел 7) не указаны область применения схемы проветривания и значения коэффициентов аэродинамического сопротивления для обсадных труб диаметром 0,25 и 0,30 м, что затрудняет расчет депрессии воздухопровода и выбор типа водокольцевой воздуходувки.

В разделе 8 отсутствуют графики аэродинамических характеристик газоотсасывающих установок УВЦГ-02, УВЦГ-2 и вентиляторно-эжекторных установок для изолированного отвода метана из тупиков погашения вентиляционных штреков при столбовой системе разработки, что затрудняет их выбор и регулирование параметров рабочих режимов.

В ряде формул раздела 8 проекта нормативного акта при расчете расхода воздуха для проветривания очистной выработки с учетом различных факторов используется коэффициент $K_{0.3}$, увеличивающий площадь сечения призабойного пространства лавы за счет части выработанного пространства, примыкающей к призабойному пространству лавы. Считаю использование коэффициента $K_{0.3}$ при расчете расхода воздуха для проветривания очистной выработки $Q_{\text{оч}}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$) необоснованным и завышающим величину расхода воздуха. При этом искусственно используется в качестве свежего воздуха часть утечек воздуха через выработанное пространство, учитываемых коэффициентом $K_{\text{ут.в}}$ при расчете расхода воздуха для проветривания выемочного участка. Ширина проветриваемой части выработанного пространства у призабойной зоны лавы непостоянна по длине лавы, зависит от крепости пород, способа управления кровлей, схемы проветривания выемочного участка. В этой зоне не контролируются скорость движения воздуха, его состав, а воздух не является свежим.

Для схем проветривания выемочных участков типа 1-В, 2-В и 3-В при охране вентиляционной выработки со стороны выработанного пространства бутовой полосой шириной до 5 м, бутовой полосой большей ширины, но с каналами для прохода воздуха, кострами или бутокострами метан из выработанного пространства утечками воздуха выносится в вентиляционную выработку, минуя лаву. В связи с этим (в разделе 9) для указанных выше условий не следует учитывать коэффициентом $K_{0.3}$ часть воздуха, перемещающего в зоне выработанного пространства, примыкающей к призабойному, при расчете расхода воздуха $Q_{\text{р}}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$), используемого для разбавления метана в лаве, и при расчете соотношений между величинами $\bar{I}_{\text{св}}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$) и $\bar{I}_{\text{г.в}}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$), по которым принимается величина $Q_{\text{р}}$.

Из проекта нормативного акта (раздел 9) следует исключить учет массы породы при выемке угольного пласта с присечкой боковых пород или содержащего прослойки породы при расчете максимально допустимой нагрузки на лаву по газовому фактору A_{\max} (т/сут) путем умножения полученного значения A_{\max} на коэффициент, равный отношению

$m_{в.пр} \gamma_{г.м} / m_{в} \gamma$ ($m_{в}$, $m_{в.пр}$ – соответственно вынимаемая полезная мощность пласта, вынимаемая мощность пласта с породными прослойками, m ; γ , $\gamma_{г.м}$ – соответственно плотность угля в разрабатываемом пласте и плотность горной массы, $т/м^3$), так как не следует увеличивать значение A_{\max} за счет пустой породы.

В рекомендациях по расчету расхода воздуха для резервных лав и выемочных участков по газовому фактору (раздел 8) не указывается каким образом для них определяются абсолютные метановыделения.

Рекомендации к расчету расхода воздуха для проветривания выемочных участков, очистных выработок и на подсвеживание исходящей струи при схемах проветривания типа 2-М, учитывающие метановыделение, следует исключить из проекта нормативного акта, так как этот тип схем проветривания допускается только для негазовых шахт.

Считаем ошибочной рекомендацию в проекте нормативного акта (раздел 8) определять применительно к схемам проветривания типов 1-К и 2-М величину коэффициентов утечек воздуха по той же зависимости и номограмме, что и для схем проветривания типа 1-В, 2-В и 3-В, которые не учитывают направления перемещения и аэродинамические сопротивления путей утечек воздуха при выходе исходящей струи по выработке, примыкающей к массиву угля.

При расчете максимально допустимой по газовому фактору нагрузки на очистную выработку с учетом фактического среднего абсолютного метановыделения в лаву – аналог $\bar{I}_{оч.ф}$ ($м^3/мин$) или выемочный участок – аналог $\bar{I}_{гр.ф}$ ($м^3/мин$) в рекомендуемой проектом нормативном акте (раздел 9) зависимости необходимо сомножителями $K_{с.р}^{-1,67}$ и $K_{г.р}^{-1,67}$ учитывать влияние на метановыделение изменения системы разработки, эффективности дегазации и схемы проветривания на планируемом выемочном участке по сравнению с участком – аналогом. Эти сомножители появляются при выводе формулы для расчета величины A_{\max} с использованием зависимостей для определения ожидаемого среднего абсолютного метановыделения в планируемые лаву $\bar{I}_{оч.р}$ ($м^3/мин$) и выемочный участок $\bar{I}_{уч.р}$ ($м^3/мин$) применительно к условиям действующей шахты, когда известны значения средних фактических абсолютных метановыделений в лаву – аналог $\bar{I}_{оч.ф}$ ($м^3/мин$) или выемочный участок – аналог $\bar{I}_{уч.ф}$ ($м^3/мин$). При этом в формуле для расчета A_{\max} в качестве величины \bar{I}_p ($м^3/мин$) должны использоваться величины $\bar{I}_{оч.ф}$ или $\bar{I}_{уч.ф}$ в зависимости от типа схемы проветривания для планируемого выемочного участка, а не параметры $\bar{I}_{оч.р}$ или $\bar{I}_{уч.р}$, получаемые для планируемых лавы и выемочного участка.

В нормативном документе (раздел 8) не пояснено при каких условиях в выражении для расчета необходимого расхода воздуха в месте расположения смесительной камеры $Q_{с.к}$ ($м^3/мин$) используется коэффициент эффективности изолированного отвода метана $K_{д.в.п}^1 = 0,5$.

При оценке соответствия измеренных расходов воздуха для проветривания тупиковых выработок, лав и выемочных участков расчетным расходам воздуха (раздел 10) проектом нормативного документа допускается отклонение замеренных величин от расчетных на 10, 15, и 20%, что противоречит требованиям действующих Правил безопасности [4].

В проекте нормативного акта при оценке состояния проветривания шахты с естественной температуры горных пород 30^0C и более рекомендуется (раздел 15) не учи-

тывает тепловой фактор, что противоречит требованию Правил безопасности (п.п. 8.2.2) о необходимости обеспечения на рабочих местах нормальных температурных условий. Тепловой фактор обязательно должен учитываться при оценке состояния проветривания шахты и разработке мероприятий по ее совершенствованию.

Следовало бы дополнить проект нормативного акта разделом «Расчет дегрессий естественной тяги для условий проектируемых и действующих угольных шахт», так как естественная тяга воздуха в угольных шахтах, наряду с вентиляторами главного проветривания, является источником энергии, обеспечивающим проветривание горных выработок.

Необходимо в приложениях дополнительно представить графики аэродинамических характеристик новых вентиляторов местного и главного проветривания, а также расширить сведения о сечениях выработок, типе и параметрах арочной крепи прямого выгиба и деревянной крепи в таблицах для выбора значений коэффициентов аэродинамического сопротивления горных выработок.

Учитывая вышеизложенное, в проекте нормативного акта Украины «Вентиляция угольных шахт. Руководство по проектированию» необходимо при доработке устранить отмеченные выше недостатки, что повысит качество проектов вентиляции угольных шахт и безопасность атмосферных условий в горных выработках.

Бібліографічний список

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К., 1994. – 311с.
2. Стукало В.А. Влияние системы разработки на метановыделение и предельно допустимую нагрузку на очистную выработку / В.А. Стукало // Уголь Украины. – 1991. – №5. – С. 20-22.
3. Стукало В.А. К вопросу определения максимально допустимой по газовому фактору нагрузки на очистной забой / В.А. Стукало, О.В. Фролов // Проблемы экологии: общегосударственный научно-технический журнал. – Донецк: ДонНТУ, 2000. – №1. – С.71-75.
4. Правила безпеки у вугільних шахтах. – К., 2005. – 398с.
5. Збірник інструкцій до Правил безпеки у вугільних шахтах. – К., 2003. – 480с.

Надійшла до редколегії 10.09.2010

В.А. Стукало

Приведений аналіз змісту проекту нормативного акту з проектування вентиляції вугільних шахт. Запропоновані рекомендації щодо його поліпшення.

аналіз, проект, норматив, акт, проектування, вентиляція, вугілля, шахта, рекомендації, поліпшення, зміст

V.A. Stukalo

The paper provides the analysis of the contents of the draft normative act on coal mines ventilation. Recommendations as for its improvement are given.

analysis, draft, norm, act, planning, ventilation, coal, mine, recommendations, improvement, contents

© Стукало В.А., 2010

УДК 622.272.633:550.8

А.К. НОСАЧ (канд. техн. наук)

И.М. ЖИМЧИЧА (канд. техн. наук)

Б.А. КОДУНОВ (канд. техн. наук)

В.И. ВАЩЕНКО (канд. г.-м. наук)

Ю.И. СОКОЛОВ (студент КИИ)

Донецкий национальный технический университет

К ВОПРОСУ ПРОГНОЗА И ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ ГДЯ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ В ЗОНАХ ТЕКТОНИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА ШАХТАХ КРАСНОАРМЕЙСКОГО РАЙОНА ДОНБАССА

Рассмотрено влияние нарушенности шахтного поля на выбросоопасность угольных пластов. Предложены критерии для определения нарушенности угольных пластов по результатам разведочного бурения. Рассмотрены условия происшедших ГДЯ при переходе геологических нарушений и признаки их опасности, намечены мероприятия по предупреждению ГДЯ при переходе геологических нарушений.

газодинамические явления, разрушаемость керновых проб, критерии нарушенности, газо-выделение

С точки зрения практического изучения строения угольных месторождений и шахтных полей все тектонические нарушения можно разделить на четыре группы (по величине амплитуды смещения): крупные – более 300 м; средние – от 3 до 300 м; мелкие – от 0,3 до 3 м и очень мелкие – менее 0,3 м.

Крупные вскрываются геологоразведочными работами и буровыми скважинами.

Средние и мелкие иногда вскрываются детальной разведкой, но, в основном – эксплуатационной разведкой и полностью уточняются при проведении подготовительных работ.

Все перечисленные нарушения характерны для Красноармейского района и в особенности мелкая тектоника, к которой приурочено основное число происшедших газодинамических явлений (ГДЯ), внезапных выбросов, обрушений и т. п.

Весьма важным является прогнозирование (определение) расстояния до нарушения, для чего было предложено множество различных способов, в том числе по трещиноватости углей и бурению опережающих скважин.

Эти способы можно объединить в один и определять нарушенность угля по разрушаемости бороздовых или керновых проб [1] при бурении разведочных или разгрузочных скважин.

Представляют интерес результаты детальной разведки участка “Красноармейский Западный № 2-3”, где проводилось определение разрушаемости керновых проб по геологоразведочным данным [2].

На рисунке 1 приведена совмещенная схематическая карта детальной разведки участка “Красноармейский Западный № 2-3” и шахтного поля шахты Красноармейская Западная № 1, которые разделены Котлинским надвигом. По расположению Котлинского надвига можно предположить, что при его образовании действовали как вертикальные напряжения, так и горизонтальные, которые наиболее интенсивно проявились в центральной части шахтного поля. В этом районе наблюдается максимальная разрушаемость угольных проб ($8-15 \text{ мм}^{-1}$), а также отмечены ГДЯ при ведении горных работ в шестом, восьмом и десятом блоках в зонах тектонических нарушений [3]. При этом текущим прогнозом по начальной скорости газовыделения в шпур опасные зоны не были замечены [3]. Это свидетельствует о том, что необходимо осуществлять прогноз зон геологических нарушений хотя бы по нарушенности угольного пласта путем определения разрушаемости угля при бурении опережающих скважин.



Рис. 1. Совмещенная схема шахтного поля КЗ №1 и участка детальной разведки КЗ №2-3 по пласту d_4

При отборе проб происходит разрушение угля в результате реализации естественной либо тектонической трещиноватости (рис.2(a)), с увеличением удельной поверхности (разрушаемости), которая характеризует прочность (нарушенность) угля и коррелируется с коэффициентом крепости по Протоdjяконову (рис.2б).

Если разрушаемость бороздовых и керновых проб отражает крепость угля (его нарушаемость), то при разрушаемости штыба со шпуров, используемых для замера скорости газовыделения при ведении текущего прогноза или определении зоны разгрузки [1] хотя и наблюдается относительное увеличение удельной поверхности (степени измельчения) в нарушенной зоне, однако, количественно с разрушаемостью связь не установлена.

Выход классов крупности при разрушении угля подчиняется закону Розина-Рампера: $R=100 \cdot e^{-bdn}$;

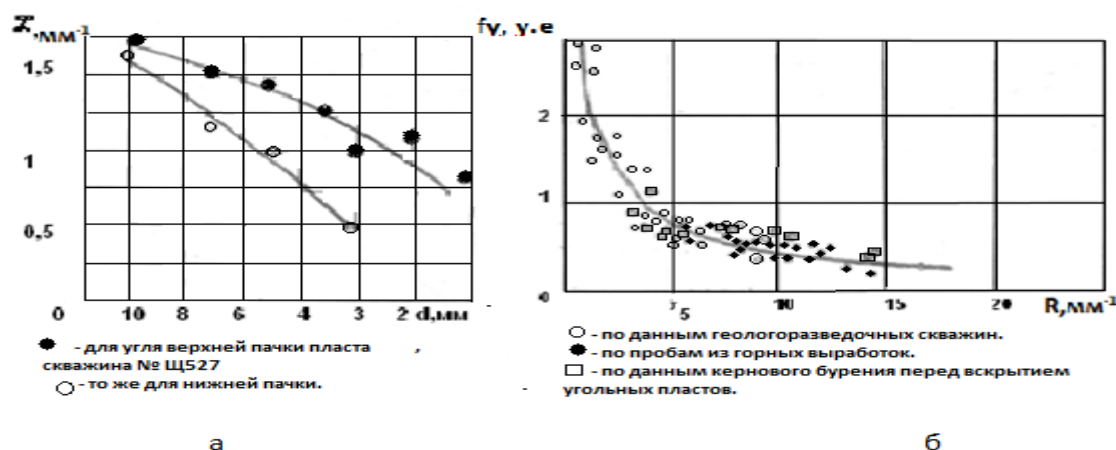


Рис. 2. Изменение трещиноватостей углей при дроблении(а), зависимость разрушаемости угольных керновых проб от коэффициента крепости угля (б)

При этом показатель степени « n » - зависит от механических свойств угля, а « b » - от условий разрушения. Поэтому, сравнивая разрушаемость керновых (бороздовых) проб и разрушаемость штыба, можно установить зависимость между трещиноватостью угля и разрушаемостью штыба. Таким образом спрогнозировать вход выработки в нарушенную зону и заблаговременно принять меры по предупреждению ГДЯ.

Анализ горногеологических условий, при которых произошли ГДЯ на шахте Краснолиманская и Красноармейская Западная №1, показывает, что все они произошли при подходе выработки к плоскости сместителя нарушения под углом $75-90^\circ$ на расстоянии к сместителю 3-5м. При отставании постоянной крепи от забоя на 2-3м. [4]

На шахте Краснолиманская при приближении выработки к зоне геологического нарушения, где произошли ГДЯ, наблюдалось увеличение газовыделения при работе комбайна по углю (увеличение концентрации метана в 2-3 раза по сравнению с фоновым) (рисунок 3а,б).

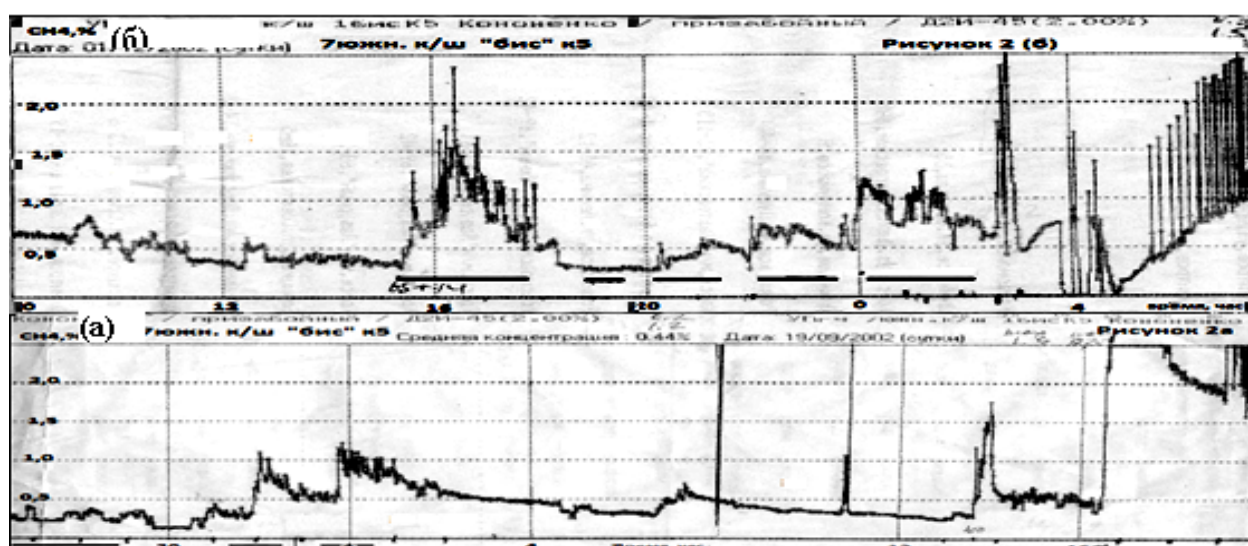


Рис. 3. Изменение концентрации метана при проходе к геологическому нарушению в 7 южном конвейерном штреке 1 «бис» k^5 19/09/2002г. (а) и 01/12/2002г. (б) по данным АКМ

Аналогичная картина наблюдалась на шахте Белецкая при проведении 4с.в.ш. во время пересечения геологических нарушений. Причем увеличение концентрации метана перед ГДЯ было больше, чем при переходе геологического нарушения, где ГДЯ не происходили (рисунок 4).

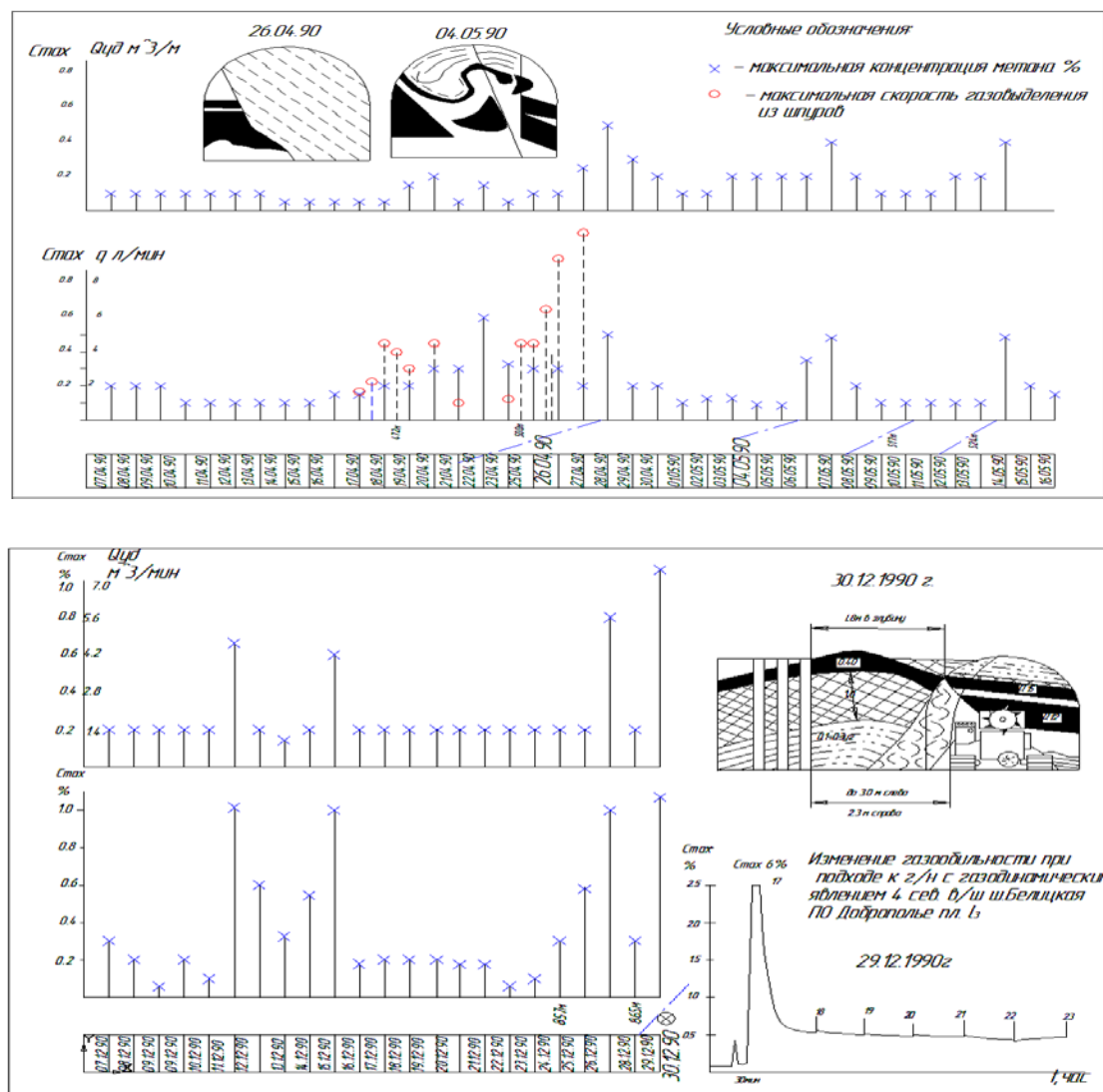


Рис. 4. Изменение газообильности при подходе к г/н. с газодинамическим явлением 4 сев. в/ш. ш. Белецкая ПО Доброполье пл.1₃

Увеличение газовой выделения может быть обусловлено уменьшением величины зоны разгрузки [4] или уменьшением остаточной газоносности угля в результате увеличении его разрушаемости в нарушенной зоне (таблица1).

Независимо от причины увеличения газовой выделения в горную выработку при работе комбайна по угля перед встречей нарушения, опасного по ГДЯ, увеличение газовой выделения может служить предупреждающим признаком приближающейся опасности и необходимости применения дополнительных мер по прогнозу и предупреждению ГДЯ.

Таблица 1.

Изменения остаточной газоносности при разрушении угольных проб.

Интервал изменения разрушаемости R, мм ⁻¹	Среднее значение остаточной газоносности, см ³ /г	Количество определенных
1-4	1,25	5
4-7	1,21	6
7-10	0,36	3
14,8	0,08	1

Представляет интерес анализ горногеологических условий при отработке угольного пласта d₄ на шахте Красноармейской Западной №1, где в блоке №8 произошло три ГДЯ.

Подготовленный к отработке блок №10 расположен висячем крыле Котлинского надвига, при переходе которого также произошли газодинамические явления.

Блок №10 граничит с участком “Красноармейским Западным 2-3”, где проводилась детальная разведка, а также осуществлялось опробование метода прогноза выбросоопасности угольных пластов по геологическим разведочным данным (рисунок 1). Зона влияния Котлинского надвига составляет 100-200м.

При проведении подготовительных выработок в аналогичных условиях в целях увеличения безопасности работ целесообразно:

1. Проводить определение безопасной глубины выемки. [1].
2. Не допускать отставание постоянной крепи от забоя более 1 рамы.
3. Целесообразно бурение разведочных скважин с неснижаемым опережением не менее 5 метров.
4. Изучить влияние скорости подвигания забоя на величину зоны разгрузки.

Для разработки эффективной технологии перехода тектонических нарушений необходимо провести опробование предлагаемых мероприятий.

Затраты на проведение опробования этих мероприятий (и на разработку новых) будут значительно меньше, чем затраты на ликвидацию потенциальных аварий, а тем более на обеспечение безопасности работ.

Учитывая, что средств на проведение исследований централизовано не выделяется (а в отдельных углепромышленных районах может возникать необходимость решение различных вопросов) целесообразно образовать региональные НТС с участием представителей шахт, университетов и НИИ, которые смогут контролировать и определять необходимость научно-исследовательских работ(НИР), а для создания фондов на проведение НИР шахты могут проводить отчисления в фонд с каждой тонны добытого угля. Для проведения НИР привлекать студентов.

Библиографический список

1. Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям. – К.: Минуглепром Украины, 2005. – 195 с.

2. Жимчича И.М. Региональный прогноз выбросоопасности угольных пластов Донбасса на стадии геологоразведочных работ: канд. диссертация / И.М. Жимчича; ИГД им. А.А. Скочинского. – М., 1977. – 239с.

3. Носач О.К. К вопросу безопасности ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям / О.К. Носач, В.И. Ващенко, Б.А. Кодунов, И.М. Жимчича // Збірник матеріалів регіональної науково-практичної конференції «Геотехнологія і охорона праці у гірничій промисловості», (Красноармійськ, 29 травня 2008 р.) / МОН України, КП ДонНТУ. – Красноармійськ, 2008. – С. 13-16.

4. Носач О.К. Особенности происходящих ГДЯ на шахтах Красноармейского района Донбасса /О.К. Носач, М.И. Воронов, И.М. Жимчича // Известия Донецкого горного института. – Донецк: ДГИ, 2008. – №1.

Надійшла до редколегії 12.09.2010

А.К. Носач, И.М. Жимчича, Б.А. Кодунов, В.И. Ващенко, Ю.И. Соколов

Розглянуто вплив порушеності шахтного поля на викиднебезпечність вугільних пластів. Запропоновані критерії для визначення порушеності вугільних пластів за результатами розвідницького буріння. Розглянуті умови ГДЯ, які виникли при переході геологічних порушень і ознаки їх небезпеки. Намічені заходи щодо попередження ГДЯ при переході геологічних порушень.

газодинамічні явища, руйнування кернах проб, критерії порушеності, газовиділення

A.K. Nosach, I.M. Zhimchicha, B.A. Kodunov, V.I. Vaschenko, Yu.I. Sokolov

The effect of disturbance in a mine field on outbursts in coal seams is considered. The criteria for determining the disturbance of coal seams by the results of exploratory drilling are offered. The conditions of gas-dynamic phenomena and their hazards are estimated. The methods of preventing gas-dynamic phenomena are developed.

gas-dynamic phenomena, criteria for disturbance, gassing

© Носач А.К., Жимчина И.М., Кодунов Б.А., Ващенко В.И., Соколов Ю.И., 2010

УДК 622.831.322

В.И. НИКОЛИН (д-р техн. наук, проф.)

И.В. ВОРОНОВИЧ (магистрант)

Донецкий национальный технический университет

**РАЗРАБОТКА НЕВЫБРОСООПАСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ, ВМЕЩАЕМЫХ
ВЫБРОСООПАСНЫМИ ПЕСЧАНИКАМИ НА ШАХТЕ ИМ. А.Г. СТАХАНОВА**

Определена природа своеобразия выбросоопасности песчаников, вмещающих невыбросоопасные угольные пласты. Для достижения максимального экономического эффекта проведения подготовительных выработок применен способ оценки степени выбросоопасности песчаников, которые будут вскрываться (пересекаться) при добыче угля.

выброс угля и газа, выброс песчаников и газа, интенсивность выбросов, выработки уменьшенного сечения, оптимизация параметров буровзрывных работ

При изучении вопроса природы выбросов породы учеными гипотетично предполагалось обязательное наличие в нем остаточных тектонических напряжений, активных тектонических напряжений, влияние на состояние пород природной газоносности породного массива, существенным изменением свойств части напряженного породного массива. В дальнейшем прямыми опытами было доказано отсутствие каких-либо тектонических напряжений: остаточных или активных. Также было установлено, что разница между физико-механическими свойствами выбросоопасного и невыбросоопасного песчаника не существенна.

Теоретически и практически было определено, что наличие газа в песчаниках является основным условием для возникновения выбросов. Газ, находящийся в порах диаметром менее 10^{-5} м, создает дополнительные напряжения, и его давление в выбросоопасном песчанике по сравнению с давлением в невыбросоопасном может быть в 80 и выше раз большим [1].

На сегодняшний день проведено множество исследований по вопросу природы выбросов пород и на основе теоретических знаний, предлагается множество способов безопасного ведения горных работ и, в частности мероприятий по уменьшению интенсивности выбросов породы.

Актуальность проблемы выбросоопасности пород для шахт в наше время обусловливается тем, что на шахтах, опасных по выбросам породы, возникают дополнительные расходы на мероприятия по прогнозу выбросоопасности и локализации выбросов. Особо остро эта проблема стоит для государственных шахт, испытывающих постоянные финансовые проблемы. Одной из таких шахт является шахта им. А.Г. Стаханова.

ГП шахта им. А. Г. Стаханова в промышленном отношении подчинена п / о «Красноармейскуголь». Шахта «Красноармейская-Капитальная», которая впоследствии была переименована в шахту им. А. Г. Стаханова, построена по проекту института «Донгипрошахт» и введена в эксплуатацию в 1974 году с проектной мощностью 4000тыс.т в год (13330т в сутки).

В связи с постоянным отставанием в развитии горных работ, отработки большей части подготовленных к выемке запасов высокопродуктивных пластов, до конца 80х годов шахта начала снижать уровень освоения производственной мощности.

С целью приведения производственной мощности до технически возможной по добыче, с 1994г. шахте была установлена мощность 2850тыс. т. в год, но и эта мощность освоилась немногим более 50%. Основной причиной неудовлетворительной работы предприятия по освоению проектной мощности явилось отставание капитального строительства, из-за недостаточного финансирования. Добываемый уголь шахтой ха-

рактизуется следующими качественными характеристиками: зольность -39,9%; влажность-4,8%; содержание серы-2, 6%.

Поле шахты им. А. Г. Стаханова расположено в центральной части Красноармейского угленосного района, ниже по падению от поля шахты "Краснолиманская", "Центральная", и им. Г. М. Димитрова между горизонтами минус 650-1200 (глубина 850-1400 м). Северной границей является Глубокоярский сброс с амплитудой до 70 м. На юге поле шахты граничит с участком Новогородовская глубокоим.

Площадь поля шахты составляет 60 км² (в среднем 10 км по простиранию и 6 км по падению). На балансе шахты состоит 4 угольных пласта: l₇, l₃, l₁ и K₅, а угольные пласты m₂ и k₈ являются резервными. Рабочие угольные пласты приурочены к свитам C₂⁶ - l₇, l₃, l₁; C₂⁵ - k₅:

l₇ - мощностью 0.58-1.5 м, марка - ДГ, Г; по выбросам угля и газа – угрожаемый;

l₃ - мощностью 0.7-2,3 м, марка - Ж; по выбросам угля и газа – не опасен;

l₁ - мощностью 0,6-1,67 м, марка-Г; выбросам угля и газа - угрожаемый, кроме участка ограниченного по падению пласта изогипсой-850м, а по простиранию центральным сбросом и конвейерным быстрым;

k₅ - мощностью 0,55-2,22 м, марка угля Г, Ж; по выбросам угля и газа – угрожаемый.

К резервным относятся пласты m₂ и k₈, имеющих рабочую мощность на ограниченной площади.

Поле шахты являются центральной частью крупного тектонического блока между Центральным и Селидовский надвигов, с амплитудами 200-500м. Блок характеризуется монолитным залеганием пород с падением на северо-восток под углом 7-11°.

Общая мощность покровных отложений, представленная глинами, суглинками и мелкозернистыми песчаниками, обладающие плавучими свойствами, колеблется от 0,5 до 45 м.

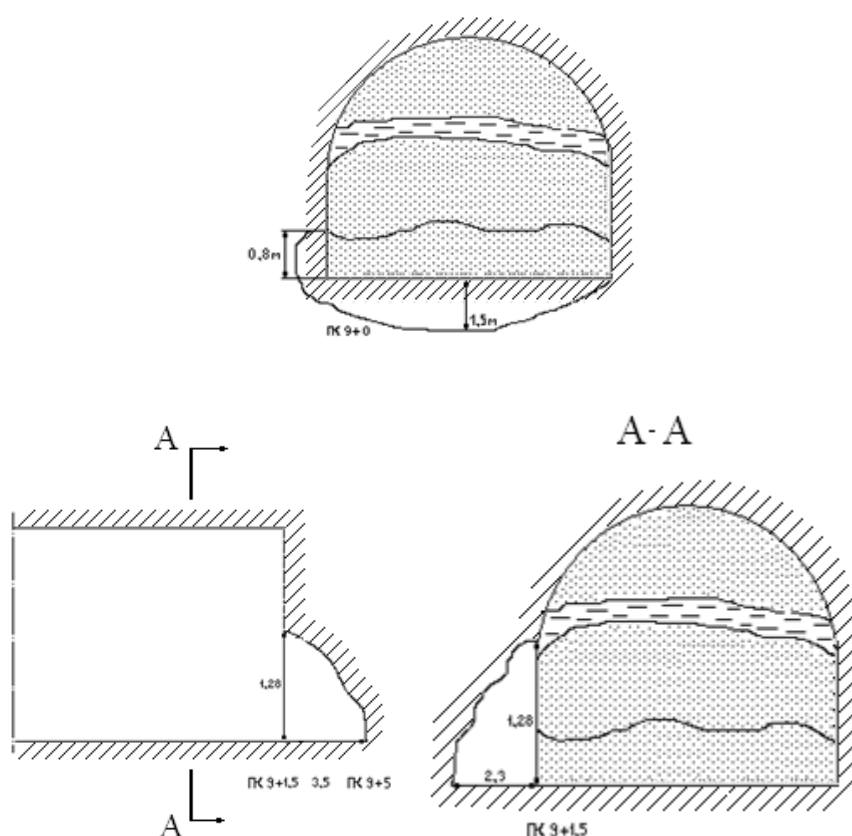
Балансовые запасы составляют 151 365 тыс. т, промышленные - 118180тыс.т. Средняя мощность угольных пластов 1,23-1,90 м. Приток воды в шахту составляет 250 м³/час. Коэффициент водообильности 1,43 м³/т.с.д.

Хотя некоторые угольные пласты и отнесены к категориям угрожаемых или опасных по выбросам угля и газа, за весь срок службы шахты ни на одном из угольных пластов не произошло ни одного выброса, а происходили они на песчаниках, вмещающих эти пласты.

Первый выброс произошел еще во время строительства шахты при проведении ствола. Затем выбросы повторялись уже и как во вскрывающих выработках, так и в полевых подготовительных выработках. Практически все песчаники на шахте выбросоопасны. За весь срок эксплуатации на шахте произошло 166 выбросов[2]. Из них 34 малой интенсивности (<100т), 85 средней (от 100 до 500т) и 47 высокой интенсивности (>500т). Наиболее интенсивный выброс произошел 14.03.1986г. при проходке ствола №8 интенсивностью 1472,7 м³ (≈3681,8 т).

В шахтном поле шахты им. А. Г. Стаханова находятся, в частности, два наиболее выбросоопасных слоя песчаников – l₁Sl₂ и l₂Sl₃. В последнее десятилетие при ведении проходческих работ через данные слои породы количество выбросов не уменьшилось, но их интенсивность – уменьшилась, что позволяет отнести их к выбросам невысокой интенсивности. Рассмотрим один из них, произошедший 28.07.2004 г. в песчанике l₂Sl₃, гор. 986 м, блок №3 в вентиляционном квершлаг пластов l₁-l₃ интенсивностью 76,6 т, при отсутствии геологических нарушений.

а)



б)

Рис. 1. Эскиз выброса песчаника в вентиляционном квершлаге пластов I₁-I₃ 28.07.2004 г. гор. 986м. Положение забоя: а) - до выброса; б) – после выброса

На ш. им. А.Г. Стаханова приняты, согласно проекту, одно мероприятие по борьбе с внезапными выбросами – ведение взрывных работ в режиме сотрясательного взрывания, после того, как служба прогноза установит выбросоопасность на данном этапе проведения выработки.

Этот способ имеет широкое распространение на шахтах Донбасса, но является не самым выгодным с экономической точки зрения. В стандарте Украины [3], [4] «Правила ведения гірничих робіт...» в разделе «Оптимизация параметров буровзрывных работ» предложен метод борьбы с выбросами породы проведением опережающего забоя уменьшенного сечения.

Суть этого способа заключается в том, что взрывные работы в обоих забоях ведутся за один прием с замедлением от проектного сечения к уменьшенному. При этом соотношение сечения опережающего забоя проводимой выработки и отставание забоя от опережающего должно быть таким, чтобы отбитая при взрывании проектного забоя порода полностью перекрывала сечение опережающего забоя.

Таким образом, за счет того, что ведется опережающий забой уменьшенного сечения, появляется возможность инициировать выброс до проведения выработки проектного сечения, во-первых, меньшей интенсивностью, т.к. порода, обрушенная при взрыве забоя большего сечения, создает искусственный барьер, который принимает на себя часть давления выброса и, за счет разрыхленности породы, снижает его.

Во-вторых, с течением времени, давление на стенках образовавшейся полости от выброса будет снижаться до полного выравнивания с давлением выработки. Следова-

тельно, снижается вероятность возникновения выброса при доведении выработки до проектного размера. С технологической точки зрения этот способ выгоднее по сравнению ведением взрывных работ в режиме сотрясательного взрывания без опережающего забоя, т.к. после выброса уменьшается количество породы в забое, требуется меньшее количество времени для погрузки породы и, таким образом, увеличивается скорость проведения выработки.

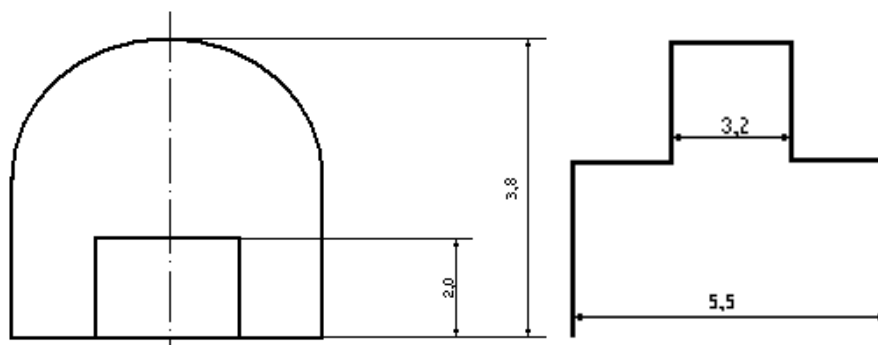


Рис. 2. Принципиальная схема проведения выработки с опережающим забоем

Недостатком способа является то, что он применим только в случае, если прогнозируется выбросоопасность малой интенсивности.

Если же по результатам кернового бурения прогнозируется выброс средней или высокой интенсивности, то предлагается иной метод: проведение выработки уменьшенного сечения. В случае если прогноз покажет, что песчаник невыбросоопасный, следует проводить выработку методом БВР для газовых шахт.

Суть способа заключается в том, что проводится выработка сечением, меньшим проектного на 0,7 – 0,8 м от стенок к центру сечения, на всю запланированную длину. Таким образом, в случае выброса, интенсивность его будет меньшей, чем, если бы выработка велась изначально проектным сечением. Со временем, стенки выработки разгрузятся, что при дальнейшем доведении сечения до планируемого, исключает возможность выброса. Выработку уменьшенного сечения следует закреплять временной крепью. Для такой шахты, как им. А.Г. Стаханова, постоянно испытывающей трудности с финансированием, целесообразно применять эти способы, т.к. при их использовании частично уменьшатся затраты на проведение выработок.

В плане проведения проходческих работ на 2011 год на ш. им. А.Г. Стаханова намечена проходка квершлага группового уклона пласта l_3 , вскрывающего пласты l_2 и l_1 . Он будет пересекать слои выбросоопасного песчаника. В связи с этим, для этой шахты рекомендуется применить для оптимизации параметров буровзрывных работ эти способы проведения выработки: с опережающим забоем уменьшенного сечения либо уменьшенным забоем на всю длину с последующим доведением сечения до проектного.

Надеемся на то, что участок песчаника окажется невысокой степени выбросоопасности, что позволит не применять способы локализации – уменьшения интенсивности выбросов.

Библиографический список

1. Николин В.И. Выбросы породы и газа / В.И. Николин, С.С. Меликсетов, И.М. Беркович. – М.:Недра, 1967.
2. Выбросы угля, породы в шахтах Донбасса/ Волошин Н.Е., Вайнштейн Л.А., Брюханов А.М., Куц О.А. и др. – Донецк.: Кассиопея, 2008.

3. Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ: СОУ 10.1.00174088.011: 2005 – К.: Мінвуглепром України, 2005.

4. Прогноз и предотвращение выбросов пород и газа / Потураев В.Н., Зорин А.Н., Забигаило В.Е. и др. Научная думка, 1986 г.

Надійшла до редколегії 12.09.2010

В.І. Ніколін, І.В. Воронович

Визначено природу своєрідності викиднебезпечності пісковиків, що вміщують викидобезпечні вугільні пласти. Для досягнення максимального економічного ефекту проведення підготовчих виробок застосований спосіб оцінки ступеня викиднебезпечності пісковиків, які будуть розкриватися (перетинатися) при видобутку вугілля.

викид вугілля і газу, викид пісковиків і газу, інтенсивність викидів, виробка зменшеного перерізу, оптимізація параметрів буропідричних робіт

V.I. Nikolin, I.V. Voronovich

We have studied the nature of the outburst-proneness of sandstone that contains unoutburstive coal seams. To achieve the maximum economic effect of preparatory workings we used the method of estimating the degree of outburst proneness of sandstones, which will be opened for coal mining.

coal and gas outburst, sandstone and gas outburst, outburst intensity, workings with reduced cross, optimization of the parameters of drilling and blasting operations

© *Николин В.И., Воронович И.В., 2010*

УДК515.2

А.Ф. КОЛОМИЕЦ (канд. техн. наук)

Д.Н. ПАСТЕРНАК (канд. техн. наук)

Е.А. КАТКАЛОВА (канд. техн. наук)

Донецкий национальный технический университет

ГЕОМЕТРИЯ СОПРЯЖЕНИЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Исследованы и построены линии, получающиеся при сопряжении горных выработок. Определены и заданы поверхности, участвующие в формировании сводов сопряжений выработок, и их границы.

сопряжение, парабола, конус, цилиндроид, коноид, плоскость

Постановка проблемы. Анализ проектных и представленных в учебной литературе чертежей сопряжений показывает, что при их выполнении допускаются неточности [1]. Это недопустимо, так как может привести к неточностям в реализации проекта в шахтостроительной практике. По нашему мнению, упущения в выполнении проектных чертежей сопряжений вызвано отсутствием сведений о линиях и поверхностях, участвующих в формировании свода сопряжений.

Анализ последних исследований. В учебной и научной литературе практически отсутствуют сведения о выполнении сопряжений горных выработок. Те небольшие сведения, которые представлены, даются фрагментарно с упущениями и неточностями [1].

Формулирование целей статьи. В статье исследуются линии и поверхности, участвующие в формировании свода сопряжений выработок, способы их задания и границы, в которых участвует каждая поверхность.

Основная часть. На рис. 1 изображен геометрический аспект сопряжения двух горизонтальных выработок. Одна из них продольная, вторая сопрягается с первой под острым углом. Боковые стены выработок представляют плоскости, поэтому их линии пересечения будут отрезками прямых, проходящих от почвы до уровня пяты свода. Такими отрезками будут $Z'Z$, $C'C$, $H'H$, $N'N$. На участке I свод продольной выработки формирует цилиндр. На участке II свод образован конусом. Он задан эллиптической кривой b и вершиной S . Ось I конуса горизонтальна. Она расположена на одном уровне с осью m цилиндра и линией пяты свода. Поскольку одна из образующих конуса совпадает с образующей цилиндра, их линия пересечения (пространственная кривая 4-го порядка) распадается на две плоские кривые 2-го порядка – линию a и общую (двойную), образующую цилиндра и конуса, в которую, в свою очередь, выродилась вторая кривая 2-го порядка. Линия a будет представлять собой эллиптическую кривую. Она пройдет через точки Z и Y . Точка Z расположена на пересечении стенок I и II участков на уровне пяты свода. Точку Y можно построить с помощью общей касательной сферы к цилиндру и конусу. Точка пересечения линий (окружностей) касания будет точкой Y . Она расположена на общей образующей.

Поверхность, формирующая свод на III участке, будет представлять собой цилиндроид. В качестве направляющих служат линия b и кромка c продольной выработки. Плоскость параллелизма Γ – фронтальная. Образующие цилиндроида будут пересекать направляющие b и c , оставаясь параллельными плоскости Γ . На IV участке свод формируется коноидом. Его направляющими служат линия b и прямая NR . Плоскость Γ будет плоскостью параллелизма. Образующие коноида, пересекая направляющие b и NR , параллельны плоскости Γ . Свод V участка формирует плоскость, заданная точкой $P \in b$ и прямой RH . На VI участке свод создает цилиндроид. Его направляющими служат кривая b и кромка e боковой выработки. Плоскость параллелизма – проецирующая плоскость L , параллельная оси выработки. Образующие цилиндроида будут пересекать на-

правляющие b и e , оставаясь параллельными плоскости L . Своды выработок за линиями c и e заданы цилиндрическими поверхностями. Иногда, если боковая выработка изогнутая, ее свод будет торовой поверхностью.

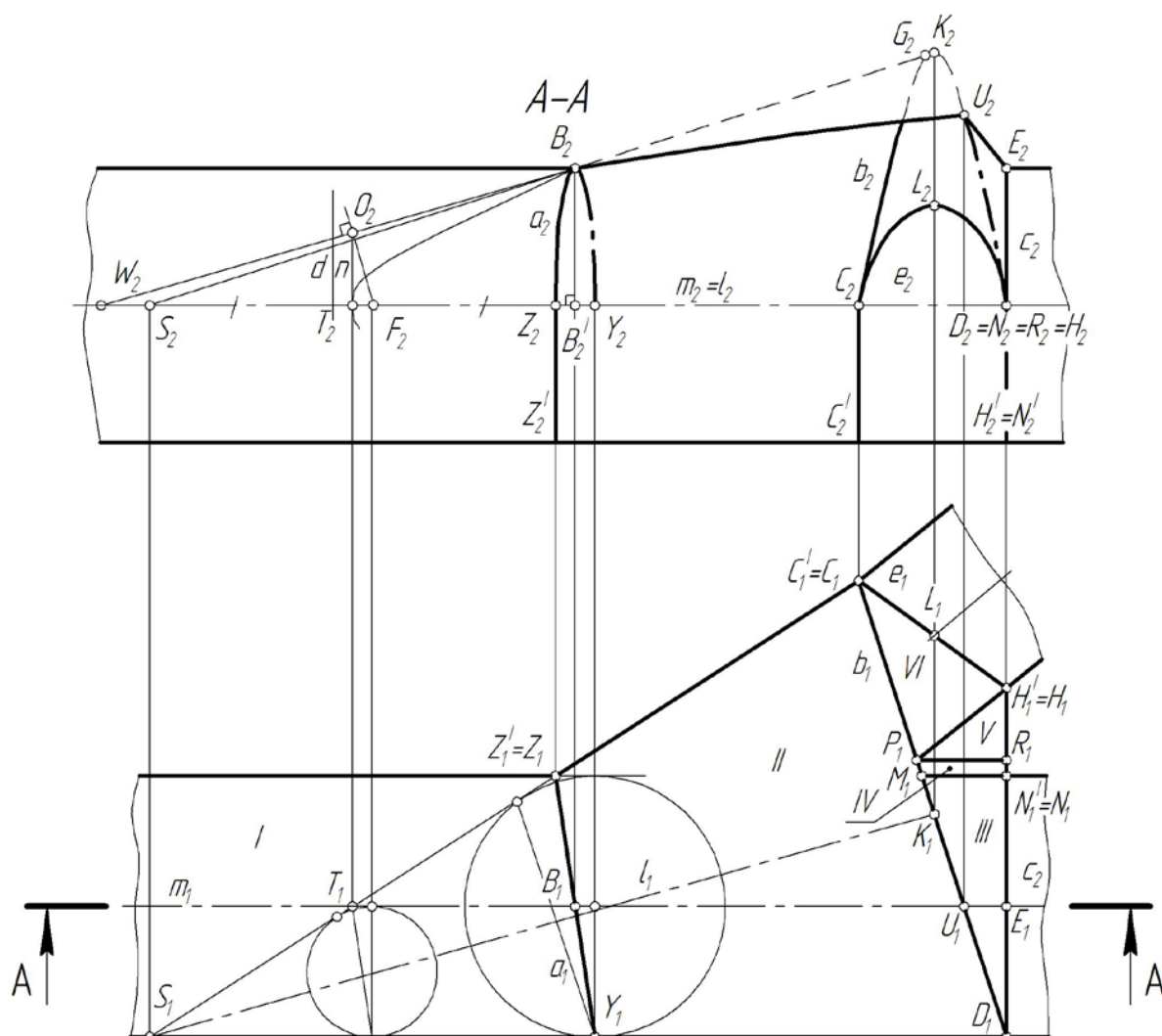


Рис. 1. Геометрический аспект сопряжения двух горизонтальных выработок

На проектных чертежах сопряжений выполняется продольный фронтальный разрез. Его плоскость $A-A$ будет проходить через ось продольной выработки (см. рис.). Она рассекает свод продольной выработки на I участке по прямолинейной образующей до точки B . На участке II (между точками B и U) в разрезе получится парабола, т.к. плоскость разреза параллельна образующей конуса. Параметры параболы можно построить следующим образом. Вершина T находится на пересечении плоскости $A-A$ и крайней образующей конуса. Точки B и U параболы являются точками пересечения соответственно линий a и b с плоскостью $A-A$. Ось параболы совпадает с осью свода продольной выработки. Имея вершину T , ось и одну из точек, например, B , можно найти фокус F и директрису d . Построения основаны на том, что дискриминант параболы равен 0,5. Опустим из точки B_2 перпендикуляр на ось. Получим точку B'_2 . Отрезок $B'_2 T_2$ отложим на оси от вершины T_2 в противоположную сторону относительно точки B'_2 . Получим точку W_2 . Линия $W_2 B_2$ будет касательной к параболе в точке B_2 . Из точки O_2

пересечения касательной l в вершине параболы и касательной $W_2 B_2$ проведем перпендикуляр к $W_2 B_2$ до пересечения с осью в точке F_2 , которая будет фокусом параболы [2]. Директриса d параболы будет проходить через точку, лежащую на оси и удаленную от T_2 на расстоянии $T_2 F_2$.

На участке III плоскость $A-A$ пересечет цилиндроид по прямолинейной образующей UE .

Участки линий a и b , расположенные перед секущей плоскостью, изображены наложенной проекцией, т.е. штрихпунктирной утолщенной линией.

Некоторые линии, находящиеся за секущей плоскостью, представлены штриховой линией.

Параболу на участке $B_2 U_2$ можно изображать на проектных чертежах прямой линией. Заметим, что в шахтостроительной практике роль направляющих выполняют кружала, прямолинейных образующих – доски опалубки.

Вывод. Рассмотренные геометрические аспекты сопряжения горизонтальных горных выработок дадут возможность более качественно выполнять проектные чертежи.

Надійшла до редколегії 28.09.2010

Библиографический список

1. Ломоносов Г. Г. Инженерная графика / Г. Г. Ломоносов. - М.: Недра, 1984. – 287с.
2. Энциклопедия элементарной математики: в 5 т. – М.: Наука, 1966. – Т.5: Геометрия. – 624 с.

А.Ф. Коломиец, Д.Н. Пастернак, Е.А. Каткалова

Досліджені та побудовані лінії, які одержані в сполученні гірничих виробок. Визначені та завдані поверхні, які беруть участь в формуванні склепіння сполучень виробок, та їх межі.

сполучення, парабола, конус, циліндроїд, коноїд, площина

A. Kolomiets, D. Pasternak, E. Katkalova

Geometrical determination and graphical representation of lines and surfaces of conjugated mining workings are provided.

connection, parabola, cone, cylindroid, conoid, plane

© Коломиец А.Ф., Пастернак Д.Н., Каткалова Е.А., 2010

УДК 622.013.364.2

В.А. КАЛИНИЧЕНКО (д-р техн. наук, проф.)

А.Л. ШЕПЕЛЬ (аспирант)

Криворожский технический университет

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ И ПРАКТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫЕМКИ БОГАТЫХ РУД ЛЕЖАЧЕГО БОКА ЗАЛЕЖЕЙ

Усовершенствованы теоретические основы управления показателями извлечения полезных ископаемых. Предложена новая высокоэффективная технология отработки запасов «мертвой» зоны лежачего бока залежи с использованием оригинальной конструкции компенсационной камеры. Предложено формирование камеры с минимальной шириной в ее основании и дальнейшим расширением компенсационной камеры в верхней части блока. Предложена методика расчета устойчивости шатровых потолочин компенсационных камер. Использован принцип смещения рудной массы «мертвой» зоны лежачего бока в зону выпускных выработок компенсационной камеры.

богатые железные руды, потери руды, лежащий бок, компенсационная камера, взрывная доставка, выпускные выработки

Проблема и ее связь с научными или практическими заданиями. Подземная добыча богатых железных руд в Криворожском бассейне осуществляется преимущественно подэтажными системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород (больше 50% общей добычи).

С начала применения различных вариантов подэтажного обрушения проводились неоднократные попытки повысить показатели извлечения руд.

Потери обусловлены, как правило, зависанием руды на лежащем боку залежей. Нормативные и фактические потери богатых железных руд на шахтах Кривого Рога достигают в настоящее время 20%. Таким образом каждая пятая тонна подготовленной и отбитой руды теряется в отработанных блоках ухудшая и без того невысокие показатели извлечения.

Анализ исследований и публикаций. Условные потери руды на лежащем боку залежи зависят в основном от горно-геологических условий залегания месторождения. Наиболее действующими мероприятиями, направленными на уменьшение объема руды, который остается в пределах «мертвой» зоны лежачего бока залежи, является проходка дополнительных улавливающих выпускных воронок в породах лежачего бока [1].

Проведение подэтажных улавливающих горных выработок является наиболее трудоемким и опасным процессом подземной добычи руд. Это обусловлено высокими затратами ручного труда и повышенной стоимостью взрывчатых веществ, которые в несколько раз превышают аналогичные затраты на взрывчатые вещества при очистных работах.

Сокращение удельных затрат горных выработок за счет ликвидации улавливающих воронок лежачего бока и сопутствующих им выпускных и доставочных выработок, позволит уменьшить затраты на приобретение дорогих патронированных взрывчатых веществ и повысить производительность системы разработки в целом.

Выделение нерешенных ранее частей общей проблемы. Для улучшения показателей извлечения руды из блока, необходимо использовать усовершенствованную технологию отработки залежей с использованием оригинальной конструкции компенсационной камеры. Необходимость совершенствования процесса выпуска руды при очистной выемке с целью обеспечения минимального уровня потерь руды при одновременном сокращении удельных затрат горных выработок является актуальной научно-практической задачей.

Формулирование целей статьи. Целью статьи является усовершенствование теоретических основ управления показателями извлечения полезных ископаемых и создание на этой основе новых высокоэффективных технологий, которые обеспечивают выемку богатых руд лежачего бока залежей.

Изложение основного материала и результаты. Предложена технология формирования в лежащем боку залежи компенсационной камеры оригинальной формы рис. 1.

Учитывая то, что значительная часть компенсационной камеры формируется в породах лежачего бока, было предложено формировать камеру с минимальной шириной в ее основании и дальнейшим расширением компенсационной камеры с увеличением ее высоты в пределах блока.

Таким образом, при формировании предложенной компенсационной камеры удастся достичь минимального объема подрывания пустых пород лежачего бока с одновременным формированием большого компенсационного объема в пределах рудной залежи. Большой объем компенсационного пространства необходим для дальнейшей взрывной доставки руды из «мертвой» зоны треугольника лежачего бока. В дальнейшем треугольник лежачего бока заполняется налегающими обрушенными пустыми породами. Таким образом достигается уменьшения потерь руды на лежащем боку залежи при минимальных затратах на подрывание пород лежачего бока.

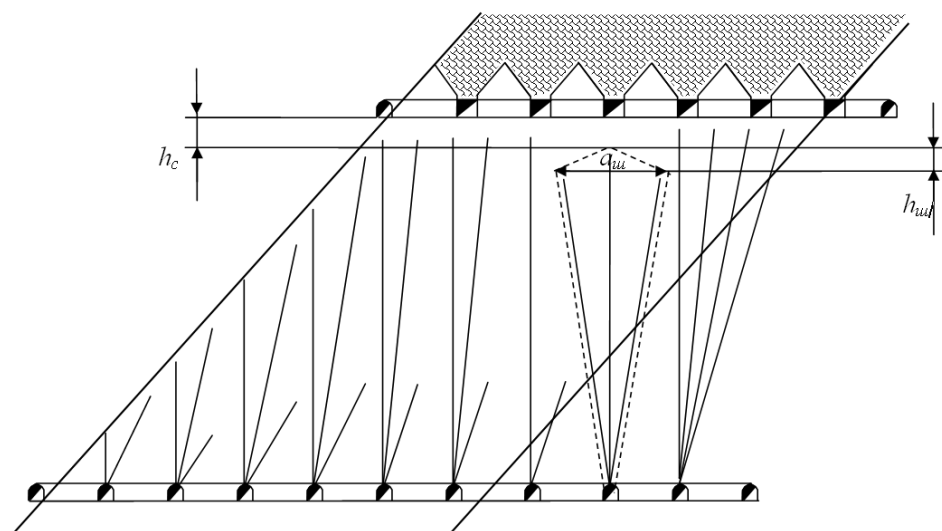


Рис.1. Технология отработки лежачего бока залежи с формированием компенсационной камеры в лежащем боку: h_m - высота шатровой потолочины компенсационной камеры; a_m - ширина потолочины; h_c - толщина потолочины

При аналитическом решении задач по определению устойчивости обнажений сформированной компенсационной камеры, исходной будет задача определения поля напряжений, которое возникает в массиве горных пород в результате проведения очистных выработок.

Напряженное состояние массива при формировании очистной компенсационной камеры лежачего бока зависит от формы поперечного сечения кровли камеры.

Предавая кровле камеры шатровую форму можно в определенных границах влиять на общую устойчивость сформированной потолочины компенсационной камеры, обеспечивая ее необходимую устойчивость.

Выбору критерия оценки устойчивости камерных обнажений посвящено большое количество работ, среди них присутствуют как инструктивные, направленные на определение допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки [2, 3, 4, 5], так и классические, представляющие собой учет физических явлений, которые происходят в массиве горных пород.

Инструктивные документы позволяют определять устойчивость, как горизонтальных и наклонных потолочин [2, 3], так и сводообразных и шатровых форм [4].

В.В. Цариковский и В.В. Сакович в своих работах по определению геометрических параметров сводообразных и шатровых потолочин отмечают, что придание им указанных форм позволяет повысить устойчивость за счет сокращения в них зоны действия растягивающих напряжений [4, 6]. Потолочины сводообразных и шатровых форм обнажений могут быть горизонтальными и наклонными.

При всей предполагаемой простоте расчетов, инструктивные указания имеют ряд важных недостатков, которые не позволяют использовать предлагаемую методику при расчете устойчивости сложных потолочин в исследуемых компенсационных камерах лежачего бока.

Кроме этого, расчет параметров обнажений выполняется при косвенном учете физико-механических характеристик руды и вмещающих пород, на основании промышленных наблюдений, который не позволяет получить физическую картину процессов, которые происходят в массиве при формировании очистных компенсационных камер лежачего бока.

Среди работ, посвященных вопросам устойчивости потолочин с точки зрения физико-механических процессов, которые происходят в них, наиболее полными есть работы проф. М.М. Протодяконова [7], В.Д. Слесарева [8], Г.Н. Кузнецова [9], С.В. Ветрова [10] и других исследователей.

В существующих методах расчета потолочин, как критерий для оценки их устойчивости принимается условие, что главные растягивающие напряжения не должны превосходить допустимые напряжения. В противном случае состоится полное или частичное обрушение потолочины.

Итак, определение устойчивых размеров потолочины сводится к определению действующих в ней напряжений и сравнению их с допустимыми напряжениями.

Наиболее полной и наглядной характеристикой можно считать огибающую линию максимальных кругов О.Мора. Аналитический критерий Мора, относительно определения устойчивости потолочины имеет вид:

$$\sigma_i = \sigma_1 + k\sigma_3 \leq [\sigma_p], \quad (1)$$

где σ_1 , σ_3 – главные минимальные и максимальные напряжения;

$$k = \frac{\sigma_p}{\sigma_{сж}}, \quad (2)$$

где σ_p , $\sigma_{сж}$ – соответственно предел устойчивости на растяжение и сжатие.

Тогда коэффициент устойчивости компенсационной камеры лежачего бока можно определить из выражения:

$$k_y = \frac{[\sigma_p]}{\sigma_i}, \quad (3)$$

Особый интерес представляет исследование устойчивости шатровой потолочины в зависимости от высоты шатра. С этой целью моделировались условия с разной высотой шатра, который меняется от $h_{ш} / a_{ш} = 0,1$ до $h_{ш} / a_{ш} = 0,5$, где $h_{ш}$ – высота шатровой потолочины; $a_{ш}$ – ширина потолочины.

Увеличение высоты шатровой потолочины приводит к росту коэффициента устойчивости кровли. Увеличение коэффициента устойчивости обусловлено снижением растягивающих напряжений и перераспределением концентраций напряжений равномерно по всему массиву.

Зависимость коэффициента устойчивости от основных влияющих факторов может быть представлена в виде коэффициента устойчивости шатровой потолочины, выраженного следующей функцией:

$$k_y = \left(\frac{f}{4,873} + \frac{2,765h_{ш}}{a_{ш}} \right) \left(1,248 + 0,51 \lg \left(\frac{h_c}{a_{ш}} \right) \right), \quad (4)$$

где $h_{ш}$ - высота шатровой потолочины;

f - крепость руды;

\lg - десятичный логарифм ($\lg N = \log_{10} N$);

$a_{ш}$ - длина шатровой потолочины вкост простирания залежи;

h_c - толщина горизонтальной потолочины, м.

Общие потери руды по системе разработки с обрушением руды и вмещающих пород и формированием компенсационной камеры лежачего бока определяются из выражения:

$$П_{общ} = \frac{Q_{бл} \cdot П_{бл} + Q_{кк} \cdot П_{кк}}{Q_{бл} + Q_{кк}}, \quad (5)$$

где $П_{кк}$ - общие потери руды по системе разработки, %;

$П_{бл}$ - потери руды при отработке основного запаса блока, без учета потерь руды на лежачем боку, %;

$П_{кк}$ - потери руды при выпуске запасов компенсационной камеры, %;

$Q_{бл}$, $Q_{кк}$ - соответственно запасы основного блока и компенсационной камеры лежачего бока, м³.

Зависимости потерь руды по системе разработки с обрушением руды и вмещающих пород для разных горно-геологических условий при дифференцированных объемах коэффициента камерной выемки $K_{кв} = Q_{бл}/Q_{кк}$, представлены на рис. 2.

Отработка месторождений железных руд системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород характеризуется не только высокими потерями, но и разубоживанием полезных ископаемых, т.е. уменьшением содержания полезных компонентов за счет примешивания пустых пород в процессе выпуска обрушенной рудной массы.

Таким образом, разрабатываемые технологии должны способствовать наибольшему извлечению чистой руды до начала разубоживания. Необходимо стремиться к наименьшему засорению обрушенной руды.

Для комплексного сравнения показателей добычи чистой руды при предложенной технологии формирования компенсационной камеры (вариант II) с существующими технологическими схемами выпуска руды под налегающими породами и образованием стандартных компенсационных камер, которые применяются на шахтах Кривого Рога (вариант I) были проведены исследования показателей полноты извлечения руды из блока для разных вариантов формирования компенсационных камер. Результаты исследований приведены в табл. 1.

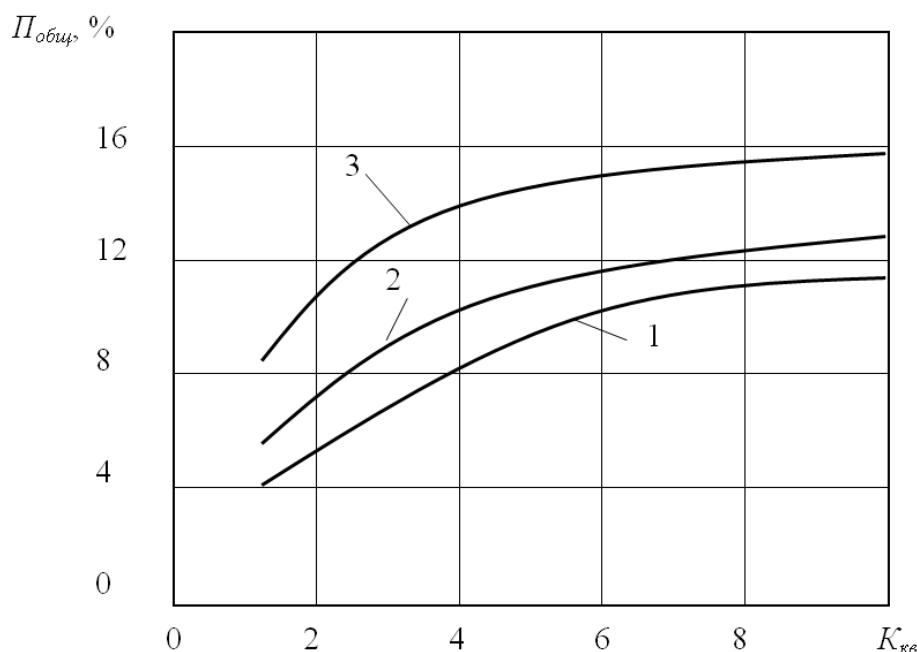


Рис. 2. Залежність величини втрат руди від об'єму камерної виемки запасів лежачого боку при отриманні залежностей з різним кутом падіння: 1, 2, 3 - кут падіння залежності відповідно 60°, 50°, 40°

Економічний ефект рекомендованої технології формування компенсаційної камери може бути отриманий за рахунок:

- 1) значительного зниження втрат руди на лежачому боці залежності;
- 2) зниження розубоживання руди;
- 3) зменшення об'єму підтримування порід лежачого боку, і як наслідок, зменшення витрат на буровзривні роботи та транспортування порід лежачого боку, які в кінцевому результаті дозволяють знизити собівартість видобування руди в системі розробки на 8-12%.

Таблиця 1.

Усередненні показники видобування руди при різних схемах обробки блоку

Показники	Кут падіння залежності, град.					
	40		50		60	
	Варіанти		Варіанти		Варіанти	
	I	II	I	II	I	II
Втрати, %	20,0	14,1	17,0	11,4	14,6	9,2
Розубоживання, %	8,5	6,4	7,8	5,9	6,9	5,1

Висновки. Виконані дослідження теоретичних основ управління показниками вилучення корисних копалин дозволили рекомендувати до впровадження нову високоєфективну технологію формування компенсаційної камери, яка забезпечує виїмку багатих руд лежачого боку залежності.

Рекомендована технологія обробки запасів «мертвої» зони лежачого боку залежності за допомогою оригінальної конструкції компенсаційної камери дозволить знизити втрати руди на лежачому боці залежності в середньому на 13-19%, знизити розубоживання руди в середньому на 9-14% і зменшити об'єм підтримування порід лежачого боку.

Как следствие удастся снизить себестоимость добычи руды по системе разработки на 8-12%.

Библиографический список

1. Малахов Г.М. Теория и практика выпуска руды / Г.М. Малахов, Р.В. Безух, П.Д. Петренко. — М.: Недра, 1968. — 311 с.
2. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса / Минчермет УССР. — Кривой Рог: НИГРИ, 1987. — 75с.
3. Инструктивные указания по определению параметров этажно- камерных систем разработки по условиям проявления горного давления с увеличением глубины ведения работ на шахтах. - Кривой Рог: НИГРИ. — 1965. - 68с.
4. Определение геометрических параметров камерных систем разработки в Кривбассе со сводообразной и шатровой формами обнажения потолочин : инструкция / В.В. Цариковский, В.В. Сакович, П.И. Кишкин. - Кривой Рог: НИГРИ, 1994. — 17 с.
5. Влох Н.П., Ушков С.М. К вопросу определения предельного пролета выработанного пространства / Н.П. Влох, С.М. Ушков // Сборник научных трудов НИГРИ. — 1968. —Т.2. — С. 112-116.
6. Цариковский В.В. Исследование и разработка геомеханического обоснования технологических схем отработки богатых руд с повышенной устойчивостью конструктивных элементов / В.В. Цариковский, В.В. Сакович // Отчет НИГРИ. - № ГР018800522136. — Кривой Рог, 1989. — 74 с.
7. Протодяконов М.М. Давление горных пород и рудничное крепление / М.М. Протодяконов. - М.-Л. — Новосибирск: Госгортехиздат, 1933. - Ч.1. — 126с.
8. Слесарев В.Д. Механика горных пород и рудничное крепление / В.Д. Слесарев. - М.: Углетехиздат, 1948. — 302с.
9. Кузнецов Г.Н. Определение полной несущей способности кровли подземных выработок / Г.Н. Кузнецов // ТР. ВНИМИ. — 1950. - №22. - С.231-259.
10. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд / С.В. Ветров. — М.: Наука, 1975. — 232 с.

Надійшла до редколегії 25.11.2010

В.О. Калініченко, О.Л. Шепель

Удосконалено теоретичні основи керування показниками видобування корисних копалин. Запропоновано нову високоефективну технологію відпрацювання запасів «мертвої» зони лежачого боку поклада з використанням оригінальної конструкції компенсаційної камери. Запропоновано формування камери з мінімальною шириною в її основі й подальшому розширенні компенсаційної камери верхньої частині блоку. Запропоновано методику розрахунку стійкості шатрових стелін компенсаційних камер. Використано принцип зсуву рудної маси «мертвої» зони лежачого боку в зону випускних виробок компенсаційної камери.

багаті залізні руди, втрати руди, лежачий бік, компенсаційна камера, вибухова доставка, випускні виробки

V.A. Kalinichenko, A.L. Shepel

We have improved the theoretical basis for controlling the indices of minerals extraction. This paper offers a new advanced technique of mining works in a “dead” zone of a foot wall with the use of an original construction of the compensation chamber. Formation of a chamber with the minimum width at its bottom and further widening of the compensation chamber at the top of the block is offered. The design procedure of stability of tent roofs of compensation chambers is described. The principle of “dead zone” ore mass displacement into the area of final workings of a compensation chamber is used.

rich iron ores, ore losses, foot wall, compensation chamber, explosive casting, final developments

© *Калініченко В.А., Шепель А.Л., 2010*

УДК 622.833/551.84

И.А.ЕФРЕМОВ (канд. техн. наук)
директор АП шахта им. А.Ф.Засядько
И.В.НАЗИМКО (канд. техн. наук)
научн. сотр. УкрНИМИ

ИССЛЕДОВАНИЕ СВЯЗИ МЕЖДУ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ И СДВИЖЕНИЯМИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

В статье изложено обоснование критерия устойчивости массива горных пород в окрестности выемочного участка с использованием основ термодинамики обратимых и необратимых процессов. Степень необратимости и неравновесности геомеханического процесса определяется диссипативными процессами, основную роль в которых выполняют элементарные возмущения или флуктуации напряженно-деформированного, теплового или гидро-газодинамического состояния массива, окружающего выемочный участок. Степень неравновесности геомеханического процесса регулируется соотношением времени релаксации возмущения и периодом его проявления или временем длительности. Для основных наиболее часто встречающихся возмущений массива горных пород, окружающего выемочный участок, разработана классификация времени релаксации возмущений и масштабов их проявления, которые находятся в иерархическом соотношении.

массив горных пород, термодинамика, необратимость, флуктуации, устойчивость

Безопасная отработка выемочного участка определяется устойчивостью основных геомеханических процессов, сопровождающих выемку угля [1]. В данной работе рассматривается подмножество физических факторов, которое прямо или опосредованно зависит от горного давления или сдвижений горных пород. Формирование условий работы выемочного участка протекает под влиянием механических полей напряжений, тепловых, фильтрационных и других физических процессов. С учетом сказанного общее описание выемочного участка как сложной системы наиболее удобно выполнить с помощью методов термодинамики [2-10].

Термодинамическая система может быть закрытой, изолированной или открытой. Изолированная система не обменивается с окружающей средой ни энергией, ни веществом. Закрытая термодинамическая система может обмениваться с окружающей средой энергией, но отсутствует вещественный обмен. Открытая термодинамическая система является наиболее общим случаем, поскольку допускается обмен не только энергией, но и веществом [3]. В терминах выемочного участка мы будем применять все три типа термодинамической системы в зависимости от начального состояния системы и граничных условий.

Взаимодействие термодинамической системы «выемочный участок» с окружающим массивом горных пород в общем виде описывается известным законом сохранения энергии в форме ее баланса:

$$d_e U = dQ + dE, \quad (1)$$

$$d_i U = 0,$$

где U – обозначает внутреннюю энергию термодинамической системы; Q – количество теплоты; E – количество энергии любого вида; символы d характеризуют приращения указанных термодинамических величин, а индексы e и i обозначают внешние и внутренние источники, соответственно.

Первый закон термодинамики определяет лишь энергетический баланс системы и не указывает направление изменения состояния. Именно поэтому в отдельных случаях второй закон термодинамики считается более важным в иерархии, поскольку он

определяет направленность физических процессов во времени. Для изолированной системы второй закон имеет вид:

$$d_i S \geq 0, \quad (2)$$

$$d_e S = 0.$$

Здесь под символом S понимается особая функция состояния системы, называемая энтропией.

Указанная величина является функцией таких физических параметров, как объем системы, ее температура, давление и других физико-химических показателей, а также упорядоченности системы, о чем более подробно будет сказано далее. Вторым законом термодинамики для изолированной системы гласит о том, что энтропия указанной системы может оставаться постоянной или только увеличиваться под действием внутренних процессов. Приращение энтропии за счет внешних источников в изолированной системе отсутствует. Постоянство энтропии отвечает обратимым термодинамическим процессам. Типичным обратимым процессом в случае работы выемочного участка является упругое деформирование вмещающих пород в зоне динамического опорного давления. Такие деформации регистрируются, например, в прочных хрупких песчаниках, залегающих в кровле и почве отрабатываемого пласта.

Рост энтропии означает, что процесс, вызвавший такое увеличение, является необратимым. Типичным необратимым процессом, который протекает в окрестности действующего выемочного участка, является расслоение и растрескивание подработанной толщи с последующим газовыделением. Вклад в увеличение энтропии в данном случае вносит как неупругое деформирование массива, так и газовыделение, которое запускается процессом разрушения [11].

Поскольку закрытая термодинамическая система способна обмениваться энергией с окружающей средой, энтропийная составляющая внешнего взаимодействия не равна нулю:

$$d_e S = (1/T) dQ, \quad (3)$$

где T обозначает абсолютную температуру.

Как уже указывалось ранее, открытые системы обмениваются с окружающей средой веществом и энергией. Применительно к выемочному участку наиболее весомый вклад во взаимодействие вносят потоки угольного вещества, газа и энергии горного давления. В результате этих потоков система может переходить в различные состояния, ряд из которых с практической точки зрения будем считать неустойчивыми. Поскольку в открытых термодинамических системах осуществляется перенос вещества, необходимо учитывать как первый, так и второй законы термодинамики. Этому условию отвечает уравнение Гиббса, которое имеет вид:

$$dU = TdS - PdV + \sum \mu_i dC_i, \quad (4)$$

где P представляет давление, V – объем системы, μ_i и C_i – химические потенциалы компонентов вещества системы и среды, с которой она обменивается этими веществами и массовая концентрация указанных веществ.

Химические реакции между веществами в окрестности выемочного участка не влияют существенно на проявления горного давления. В связи с этим в дальнейшем будем рассматривать компоненты TdS и PdV , которые непосредственно связаны с горным давлением или его проявлениями. В качестве P можно рассматривать шаровой тензор напряжений, действующих в горном массиве. Знак минус перед второй компонентой характеризует закономерную взаимосвязь между давлением и приращением объема любой термодинамической системы. Поскольку все физические процессы, связанные с

перераспределением горного давления можно с допустимой точностью считать изотермическими, уменьшение давления приводит к приращению объема массива горных пород и наоборот.

Компонента TdS с учетом практического постоянства температуры определяется энтропией системы. Процессы сдвижения и разрушения массива взаимодействуют с фильтрационными процессами, причем в виду сложности этого взаимодействия его закономерности до сих пор исследованы далеко не полностью. Именно взаимодействие процессов перераспределения горного давления, сдвижения массива горных пород и его дегазации определяют существенную долю потери плановой добычи. В связи с этим весьма перспективной задачей является разработка критериев устойчивости массива горных пород, окружающего выемочный участок, с учетом взаимосвязи горного давления и сдвижений этого массива.

При подвигании очистного забоя возникает зона сдвижений. Эта зона охватывает ряд подзон, таких как зоны беспорядочного обрушения, зоны максимальных изгибов и разрывов сплошности, зоны интенсивной трещиноватости, высота которой как известно составляет до 30 вынимаемых мощностей угольного пласта [12], зоны плавных прогибов, зоны отжима краевой части угольного пласта и др. Кроме того при образовании новых поверхностей (трещин, плоскостей скольжения) в массиве горных пород происходит переход низкоэнтропийной энергии деформации массива в высокоэнтропийную энергию свободной поверхности трещин. Именно энтропия позволяет обобщить и выразить количественно эти разноплановые процессы. Наибольший беспорядок и хаос порождается в зоне беспорядочного обрушения, хотя вклад процесса перехода потенциальной энергии деформации в свободную энергию трещин не менее значим. Эти процессы порождают энтропию массива горных пород, окружающего выемочный участок, а значит, характеризует степень необратимости геомеханических процессов.

Для характеристики необратимых процессов разработан специальный аппарат термодинамики. Согласно постулатам термодинамики необратимых процессов любая необратимость неизбежно влечет за собой увеличение энтропии. При этом рост энтропии системы происходит в виде диссипации энергии [2]. Энтропия диссипации названа производством энтропии и при отклонении процесса от его термодинамического равновесия выражается следующей зависимостью.

$$dS/dt = (1/T) \sum X_i J_i \quad (5)$$

где символ t обозначает время, а производство энтропии по сути является скоростью ее увеличения, X_i и J_i представляют собой соответственно термодинамические силы и потоки.

Термодинамические силы являются движущими силами, порождающими процессы диссипации и соответствующие сопряженные им потоки. Например, диффузионные потоки газа из породных блоков в трещинное пространство происходят под действием градиента концентрации молекул газа в газонасыщенном породном блоке. Фильтрационные потоки газа по сети трещиноватости и полостям расслоений в зоне активных сдвижений позади движущегося очистного забоя протекают под действием термодинамической силы, в роли которой выступает перепад газового давления. Газовое давление в глубине массива выше, чем в горных выработках выемочного участка. Тепловые потоки (например, из глубины массива в сторону полостей проветриваемых горных выработок) поддерживаются градиентом температуры.

Вблизи состояния динамического равновесия зависимости между потоками и силами линейны:

$$J_i = \sum L_{ik} X_k, \quad (6)$$

где L_{ik} – линейные феноменологические коэффициенты.

Тепловой термодинамический поток описывается законом Фурье $J_i = -q\Delta T$, в котором q – коэффициент теплопроводности, выполняющий роль феноменологического коэффициента; ΔT означает градиент температуры. Заметим, что феноменологические коэффициенты в зависимости (6) имеют два индекса. Второй индекс описывает связь той доли термодинамического потока, который вызывается конкретной термодинамической силой. Это значит, что диссипативные потоки могут формироваться несколькими силами, доли участия которых учитываются соответствующими коэффициентами L_{ik} .

Вокруг движущегося очистного забоя возникают потоки вещества (горных пород) в форме необратимых сдвижений. Несмотря на незначительную величину этих необратимых потоков, сопоставимую с десятками-сотнями сантиметров, последствия, вызванные ими, имеют решающее влияние на устойчивость работы выемочного участка. Необратимые смещения (потоки) вмещающих пород уменьшают сечение подготовительных выработок, создают опасные ситуации в действующих очистных забоях, что приводит к ухудшению параметров вентиляции, дегазации и безопасности в целом. Применительно к выемочному участку термодинамические силы, являясь интенсивными параметрами, представлены прежде всего механическим и газовым давлением и температурой. Интенсивные термодинамические параметры не зависят, как известно, от объема системы и характеризуют каждый ее элементарный участок.

Необратимые сдвижения массива горных пород представляют собой особый вид термодинамического потока, который порождается несколькими термодинамическими силами. Поскольку касательные напряжения представляют собой следствие разности (перепада) нормальных напряжений, можно обобщая утверждать, что необратимые сдвижения массива горных пород частично генерируются градиентом механических (нормальных) напряжений. Пластические деформации пород, особенно содержащих глинистые минералы, протекают при смачивании пород подземными водами. Следует иметь в виду, что эффект размягчения пород по физической сути является эффектом снижения внутренней энергии пород в результате взаимодействия их с водой. Такой эффект известен под названием эффекта Ребиндера и в общем случае он формулируется как адсорбционный эффект понижения прочности твердых тел в результате их взаимодействия с флюидами, в том числе и газами.

Вынос измельченной породы или угля протекает под действием градиента газового давления, который кратковременно существует при внезапном выбросе угля и породы. При этом во время выброса происходит явная интенсивная диссипация энергии газа и горного давления. Точно такое же рассеяние энергии горного давления имеет место в результате необратимых смещений горных пород на контуре подготовительной или очистной выработки. При разной температуре воздушной струи в выработке и окружающих ее породах деформации и разрушения пород на контуре подготовительных выработок протекают под действием температурных градиентов. Таким образом можно сделать вывод о том, что массив, окружающий выемочный участок, является типичной термодинамической системой, к которой применимы все законы термодинамики необратимых процессов без исключения и без специальных оговорок. В данной работе впервые формулируется и применяется новый подход к изучению проявлений горного давления и его взаимосвязи со сдвижениями горных пород, состоящий в том, что сдвижения горных пород за пределом упругости можно рассматривать как необра-

тимые потоки горных масс, движущей термодинамической силой которых являются различные физические процессы (механические, фильтрационные, тепловые, физико-химические).

Следует отметить, что в обратимом процессе производство энтропии тождественно равно нулю, то есть оно отсутствует. При протекании необратимого процесса производство энтропии отличается от нуля. В слабо неравновесных процессах, протекающих вблизи от равновесного состояния, производство энтропии всегда положительно. В сильно неравновесных процессах в результате диссипации энергии могут возникать пространственно-временные структуры, для поддержания которых необходимо уменьшение энтропии за счет ее увеличения в соседней взаимодействующей системе [2, 4-9].

Уравнение (5) названо кинетическим, причем оно дополняет основные термодинамические уравнения для расширения законов термодинамики на необратимые процессы. При этом различают неравновесные и стационарные термодинамические необратимые процессы. При стационарном состоянии процессы диссипации энергии протекают, однако скорость взаимодействия системы с окружающей средой становится постоянной. При этом выполняются условия: $d_i S = d_e S$, $dS = 0$.

Подобные стационарные состояния возникают в том случае, когда в системе протекают уравнивающие друг друга диссипативные притоки и оттоки вещества и энергии. Равновесные состояния являются частным случаем стационарного состояния. Очевидно также, что в изолированной системе стационарного состояния быть не может.

Используя вариационные принципы, было показано, что если стационарное состояние возникает достаточно близко к равновесию, его можно характеризовать экстремальным принципом, согласно которому производство энтропии стремится к минимальному значению.

Для характеристики неравновесных состояний (особенно далеких от состояния равновесия, когда связь между термодинамическими потоками и вызывающими их силами становится нелинейной) аппарат термодинамики использует теорию флуктуаций. Если в случае с выемочным участком окружающий его массив разделить на элементарные блоки (для определенности кубики дециметрового размера), то обнаружится, что термодинамические параметры среды изменяются не только в пространстве, но и во времени. Известно, что условно мгновенная прочность одной и той же горной породы имеет существенный разброс, распределение которого согласуется с логнормальным законом [1]. При этом заранее неизвестно, какую конкретную величину прочности реализует конкретный элементарный блок породы в конкретный момент времени при конкретных граничных условиях и состоянии системы. Точно так же случайным образом изменяется в пространстве и времени модуль деформации породы, коэффициент внутреннего трения, сцепление, реологические параметры пород, концентрация метана в угольном пласте и газоносных песчаниках и другие физические показатели. В этом случае нужно учитывать случайные отклонения указанных параметров от среднестатистического их значения. Эти отклонения называют флуктуациями. Теория флуктуаций сыграла важнейшую роль в современной теоретической физике.

Доказано, что флуктуации конкретных физических параметров термодинамической системы влекут за собой флуктуацию основных термодинамических переменных, таких как температура, давление, энтропия. Эти выводы касаются и окружающего выемочный участок массива горных пород, являющегося типичной физической системой, которую можно описать общими законами термодинамики равновесных или необратимых процессов [2].

В теории флуктуации исходным является понятие термодинамической вероятности. Она представляет собой количественную меру, определяющую возможность данного микроскопического состояния системы, например вероятность того, что элементарный блок породы размером дециметр будет на определенный момент иметь прочность на одноосное сжатие равную 48МПа. Исходя из закона распределения амплитуды флуктуации доказано, что чем больше флуктуация, тем ее вероятность ниже. При достижении равновесия термодинамический потенциал минимален, а термодинамическая вероятность такого состояния максимальна.

Флуктуации механического или газового давления в массиве горных пород в процессе работы выемочного участка или случайные колебания прочностных и деформационных характеристик вмещающих пород, обусловленные стохастической природой трещиноватости можно рассматривать как случайные возмущения, которые воздействуют на массив горных пород, окружающий выемочный участок. При определенных условиях, которые будут выяснены в данной работе, эти возмущения способны существенно влиять на устойчивость работы выемочного участка, вплоть до его остановки или даже возникновения катастрофы в виде взрыва, пожара или завала лавы и т.п.

Важной отличительной особенностью флуктуаций или случайных возмущений является их большая роль в сильно неравновесных необратимых термодинамических процессах. Так, в изолированной термодинамической системе флуктуации не оказывают влияния на ее устойчивость. Однако по мере усиления необратимости и с одновременным уходом системы от неравновесности в область, где соотношения между диссипативными потоками и вызывающими их термодинамическими силами становятся нелинейными, роль случайных возмущений становится решающей. Это доказано в общей термодинамике необратимых процессов и в равной степени касается массива горных пород, окружающего действующий выемочный участок.

Для обобщения критериев устойчивости работы выемочного участка в неравновесном состоянии используем известный прием разложения производства энтропии, выражаемой формулой (5), в ряд. Представим возмущение символом Δ . По существу Δ обозначает приращение или то же самое что возмущение, отклонение параметра от равновесного или мгновенного (текущего) значения. Математически возмущение определяется с помощью производной. Итак, с учетом сказанного разложение производства энтропии будет иметь вид

$$S = S_0 + \Delta S + 1/2 \Delta^2 S \quad (7)$$

Учитывая то, что в равновесном состоянии $S = S_{max}$, первая производная ΔS превращается в нуль. Тогда устойчивость термодинамической системы в неравновесном состоянии будет определяться знаком члена второго порядка, то есть $\Delta^2 S$. Учитывая, что производство энтропии за счет внутренних процессов всегда положительно, и дифференцируя функцию $\Delta^2 S$ по времени, получаем:

$$\partial(\Delta^2 S)/\partial t \geq 0 \quad (8)$$

Обозначим для краткости $\partial(\Delta^2 S)/\partial t$ через δS , которое иначе равно выражению $\sum X_i J_i$. В работах [2, 4] показано, что условие (8) является критерием устойчивости необратимых процессов вблизи состояния равновесия. Применительно к выемочному участку состояния незначительного отклонения от равновесия реализуются после остановки очистного забоя, при медленном подвигании лавы в отсутствии внешних возмущений интенсивного характера, например, взрывания камуфлетных мощных зарядов, гидродинамического воздействия и т. п.

Вместе с тем при высоких темпах подвигания очистного забоя термодинамическое состояние выемочного участка в целом становится весьма неравновесным и сильно

чувствительным к случайным возмущениям или флуктуациям. Далекие от локального равновесия состояния термодинамических систем представляют, используя ту же зависимость (5), что и для близких к равновесию состояний, с той лишь разницей, что вместо термодинамических сил и потоков используют их флуктуации или возмущения.

$$\Delta\delta S = (1/T)\sum \Delta X_i \Delta J_i. \quad (9)$$

Величину $\Delta\delta S$ при этом назвали избыточным производством энтропии, вызванным возмущением системы относительно стационарного неравновесного состояния. Доказано, что критерий устойчивости термодинамической системы, находящейся в сильно неравновесном состоянии отвечает условию:

$$\Delta\delta S > 0. \quad (10)$$

Подытожим обобщенные критерии устойчивости работы выемочного участка как термодинамической системы, которая функционирует в окружении напряженного газонасыщенного массива горных пород.

Для обратимого (равновесного) состояния

$$\delta S = 0, S_0 = \max. \quad (11)$$

Для необратимого процесса, который протекает в стационарном режиме

$$\delta S = \min, \Delta\delta S = 0. \quad (12)$$

Для слабо и сильно неравновесного состояния

$$\delta S = (1/T)\sum X_i^j J_i^j > 0 \quad \text{и} \quad \Delta\delta S = \sum \Delta X_i \Delta J_i > 0. \quad (13)$$

Разница в последнем случае состоит в том, что при сильно неравновесном состоянии термодинамическая система склонна формировать диссипативные пространственно-временные структуры.

Приведенные выражения критериев устойчивости имеют признанное преимущество, заключающееся в том, что они применимы для неограниченно широкого круга физических явлений и процессов и тем более таких процессов, которые сопровождают традиционные технологии, например, добычу полезных ископаемых. Кроме того, данные критерии освобождают от вывода конкретных формул и зависимостей и дают возможность практического применения, ограничиваясь общим рассмотрением анализируемого процесса.

В теоретической физике с понятием флуктуация тесно связан такой параметр, как время релаксации необратимого процесса. В теории необратимых процессов на основе уравнений диссипации (5) и взаимосвязи термодинамических сил и потоков (6) выведены линейные дифференциальные уравнения во временной области относительно экстенсивных термодинамических параметров, решение которых имеет вид [2]:

$$S_j(t) - S_j(0) = \sum \{L_{jk} \exp(-t/\tau_k)\}. \quad (14)$$

В данном уравнении в качестве экстенсивного термодинамического параметра использована энтропия, хотя может быть любая другая физическая аддитивная величина. Символом τ_k обозначено время релаксации k -того процесса, которые оказывает влияние на j -й процесс (см. уравнение (6)). Символы $S_j(t)$ и $S_j(0)$ обозначают неравновесное и равновесное значение экстенсивного параметра, соответственно. Разница указанных значений представляет собой приращение энтропии или в пределе ее производство.

Время релаксации является важным и вместе с тем простым и легко определяемым экспериментально параметром, который наряду с критериями (11 – 13) определяет характер видоизменения термодинамической системы [2]. Оценка устойчивости систе-

мы, в качестве которой в данном случае рассматривается массив горных пород, окружающий выемочный участок, осуществляется в двух аспектах. С одной стороны устойчивость системы может быть нарушена из-за флуктуаций термодинамического параметра или параметров за счет внутренних или внешних источников. В таких случаях термодинамическая система теряет устойчивость скачкообразно, внезапно, без подготовки. Примерами внезапной потери устойчивости работы выемочного участка можно считать внезапный выброс угля и газа, взрыв газовой смеси или пыли, прорыв подземных вод в очистной забой и т.п.

Потеря устойчивости системы также может протекать постепенно, в виде ее деградации. Типичным случаем постепенной деградации выемочного участка как термодинамической системы является износ механизированных крепей, что в конечном итоге приводит к увеличению интенсивности обрушений непосредственной кровли в рабочее пространство действующего очистного забоя.

С другой стороны по соотношению времени флуктуации и времени релаксации можно оценивать степень неравновесности термодинамической системы. В том случае, когда период возникновения флуктуаций меньше времени релаксации системы к равновесному состоянию, которое вызывает данная флуктуация, система способна переходить в новое состояние динамического равновесия, характеризующееся интенсивными диссипативными процессами. Весьма вероятно при этом возникновение пространственных и временных структур. С учетом специфики работы выемочного участка пространственно-временные структуры имеют вид периодического зависания и обрушения основной кровли, периодического изменения параметров динамического опорного давления, интенсивности газовыделения, размеров зоны отжима краевой части угольного пласта и т.п.

С практической точки зрения флуктуации часто рассматривают как возмущения системы. Определим характерные периоды или длительности возмущений при работе выемочного участка. При этом будем давать оценку длительности от быстро протекающего возмущения к более длительному. На микроуровне наиболее кратковременные флуктуации связаны с периодом колебаний молекул сорбированного газа или макромолекул угольного вещества. Эти флуктуации имеют фундаментальное значение при рассмотрении тонких эффектов и фундаментальных физических процессов, протекающих вокруг выемочного участка. В данной работе такие процессы не затрагиваются, хотя они осуществляют точно такой же вклад в производство энтропии, как и макропроцессы, о которых будет идти речь далее.

Следующим уровнем микрофлуктуаций можно считать такие возмущения, которые возникают в масштабе зерен породообразующих минералов, и которые можно увидеть, например, в микроскоп. К таким возмущениям относятся границы контакта зерен минералов, микропоры и т.п. В данной работе будет рассматриваться пример термодинамического анализа эффекта таких микровозмущений на макропараметры горной породы.

В настоящей работе рассматриваются флуктуации или возмущения массива горных пород вокруг выемочного участка, которые можно измерить широко применяемыми стандартными средствами, и, прежде всего, системой сейсмоакустического контроля, датчиками давления и сдвижения массива горных пород, глубинными реперами, рулетками, газоанализаторами, расходомерами. С этих позиций наиболее кратковременной флуктуацией можно считать акт образования макротрещины в массиве горных пород. Длительность процесса образования макротрещины составляет сотые и тысячные доли секунды. Регистрируется такое возмущение геофонами и может детально исследоваться с помощью аналогово-цифровых преобразователей и математического обеспечения вплоть до разложения сейсмоакустического сигнала в спектр.

Более длительные флуктуации возникают при разрушении угля и вмещающих пород исполнительным органом (шнеком комбайна, стругом и т.п.). Например, при наезде резца угольного комбайна на твердое включение (типа сидерита) в редукторе горной машины и его двигателе возникают случайные увеличения усилий и тока, длительность которых соизмерима с секундой.

Исходя из термодинамического подхода к оценке устойчивости выемочного участка, в данной работе впервые предложено рассматривать как элементарные возмущения процессы так называемой единичной выемки угольного пласта или единичной разгрузки секции механизированной крепи. При этом возмущение пород непосредственной кровли длится от одной до нескольких секунд при разгрузке одной секции механизированной крепи и от десятков до сотен секунд при создании в такой секции начального распора. Аналогично несколько секунд уходит на то, чтобы разрушить угольный пласт шнеком угольного комбайна на длину, равную величине заходки. Именно такой объем разрушаемого угольного пласта в данной работе назван единичным разрушением, которое вызывает элементарное возмущение напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг исполнительного органа.

В процессе выполнения этой операции происходит возмущение напряженно-деформированного состояния пород непосредственной кровли и почвы, краевой части угольного пласта. Рассмотрение таких единичных возмущений как термодинамических флуктуаций дает большие преимущества и позволяет получить новые знания о сложном механизме необратимых сдвижений массива горных пород, которые непосредственно определяют устойчивость массива горных пород вокруг выемочного участка. При этом важно, что размеры зон возмущения при единичном разрушении и единичной разгрузке примерно одинаковы, что очень удобно для исследования процессов перераспределения напряжений и деформаций при одновременном осуществлении указанных элементарных или единичных возмущений массива.

Следующим по масштабу возмущением или флуктуацией можно считать подвигание очистного забоя на величину заходки. Такое возмущение длится несколько часов и в зависимости от термодинамических и геомеханических условий порождает те или иные последствия с точки зрения устойчивости работы выемочного участка. Очередное подвигание очистного забоя на величину заходки может сказаться лишь на перераспределении напряженного состояния вокруг действующей лавы, не причинив даже обрушение непосредственной кровли позади режущего ряда крепи. С другой стороны, такое подвигание лавы может быть критическим для всего выемочного участка, если возмущения, вызванные этим подвиганием, приведут к завалу лавы или горному удару и т.п. Сложность проблемы оценки устойчивости работы выемочного участка при этом состоит в том, что в подавляющем большинстве флуктуации воздействуют кооперативно или совместно, что затрудняет анализ картины сложного геомеханического процесса. Именно поэтому термодинамический подход и, в частности, зависимость (5) весьма полезны для выделения отдельных эффектов и оценки общего эффекта от возмущений, вызванных факторами разной физической природы, например, трещинообразованием и газовыделением.

Следующим по масштабу возмущением можно считать флуктуацию напряженно-деформированного состояния массива, окружающего выемочный участок при обрушении основной кровли. На сегодня нет прямых доказательств, что такое возмущение порождает существенные изменения интенсивности газовыделения, однако ряд исследователей выдвигают гипотезы о возможности такой связи. В пространстве шаг посадки основной кровли как правило изменяется в пределах 15-35м, однако при легкообрушаемых кровлях (например, класса А1, А2) такие периодические посадки регистри-

руются редко и практически не сказываются на устойчивости работы выемочного участка.

Масштабы, соизмеримые с длиной лавы имеют возмущения, которые протекают при первичной посадке основной кровли при отходе лавы от разрезной печи или при взаимодействии смежных выработанных пространств. Характерные взаимодействия имеют место также при слиянии выработанных пространств действующей лавы с ранее выработанным пространством. Наиболее выраженное возмущение регистрируется при накате лавы на границу ранее разгруженной региональной зоны. Интенсивные возмущения при этом фиксируются по увеличению скорости смещений на контуре подготовительных выработок, которые поддерживались в ранее разгруженной зоне. Временной период подобных возмущений составляет от нескольких недель до нескольких месяцев.

Как уже указывалось выше, устойчивость работы выемочного участка в значительной мере определяется соотношением времени возмущения - времени длительности флуктуации - и времени ее релаксации. Релаксационные процессы протекают как правило неопределенно долго, однако с практической точки зрения, учитывая экспоненциальную зависимость производства энтропии от соотношения времени флуктуации и релаксации (формула 14), достаточно определять в качестве периода релаксации ее длительность, в течение которой амплитуда возмущения падает в e раз. Здесь « e » означает основание натурального логарифма.

В связи с этим следует оценить типичные релаксационные процессы. В данной работе рассматриваются геомеханические процессы, которые обусловлены сдвижением массива горных пород. Такими процессами с точки зрения релаксации являются процессы релаксации механических напряжений в массиве горных пород и газового давления. Первая группа процессов сильно зависит от параметров ползучести вмещающих пород и пространственных масштабов, вторая – от проницаемости. Так, в пластичных углях и влажных породах с высоким содержанием глинистых минералов период релаксации напряжений составляет нескольких часов и редко превышает месяцы. В прочных хрупких песчаниках релаксация градиента горного давления может длиться несколько лет, а то и десятилетия. Фактически для определения времени релаксации необходимо измерять параметры ползучести вмещающих пород.

Период релаксации (сглаживания) перепадов газового давления изменяется от секунд при проницаемости в сотни и тысячи мД до нескольких месяцев, а то и лет в плотных плохо проницаемых массивах с величиной проницаемости порядка менее одного мД. Ниже в табл. 1 сведены характеристики флуктуаций (возмущений) для всего круга вышеуказанных условий.

Анализ данных табл. 1 показывает, что сильно неравновесные процессы связаны с разрушением горных пород. Конечным критерием при протекании этих процессов является прочность угля и вмещающих пород. Точно так же как и с процессами ползучести, для проявления процессов разрушения необходимо создание специальных условий, и, прежде всего, должно существовать специфическое распределение напряжений. Однако в конечном итоге факт разрушения определяется только сравнением действующих (как правило, эквивалентных) напряжений с определенным пределом прочности породы или угля.

В слабо неравновесных процессах, как видно из табл. 1, основным критерием, который возможно практически измерить и исследовать, являются необратимые сдвигения массива горных пород. Только этот фактор служит объективным источником производства энтропии, которое неизбежно при неравновесных процессах. Если, к примеру, зафиксированы упругие сдвигения кровли, которые при снятии возмущения могут исчезнуть, неизбежен вывод о том, что данная компонента сдвижений не отвечает за необратимый процесс, а является критерием условия (11). Практическая важность

Таблица 1.

Характеристика возмущений (флуктуаций), происходящих в окрестности действующего выемочного участка

Характеристика возмущения	Длительность	Масштаб	Методы оценки, измерения или фиксации
Образование макро-трещины	0,01-0,1с	0,1-10м длины трещины	Регистрация частоты и амплитуды сейсмического сигнала сейсмоакустическим методом
Динамические удары и кратковременные увеличение нагрузки при разрушении угля и породы исполнительным органом горной машины	1-2с	1-10см ³ объема включения	Регистрация крутящего момента на валу двигателя, усилий в резце с помощью тензометрии
Единичная выемка угольного пласта исполнительным органом	2-10с	1-2м ³ объема угольного пласта	Мониторинг смещений непосредственной почвы, кровли и краевой части угольного пласта измерительными стойками, индикаторами часового типа
Разгрузка секции механизированной крепи	1-5 с	2-10м ² непосредственной кровли	То же плюс измерение давления в стойках механизированной крепи
Подвигание очистного забоя на величину заходки	1-5 час	Длина лавы X величину заходки (200-300м ²)	Измерение конвергенции почвы и кровли, отжима краевой части пласта, давления в секциях механизированных крепей
Обрушение основной кровли	5-10с	Длина лавы (200-300м)	То же
Первичная посадка основной кровли при отходе лавы от монтажного хода	5-10с	Длина лавы X 50-150м (10000-100000 м ²)	То же, плюс мониторинг газовой обстановки
Взаимодействие смежных выработанных пространств, разрушение охранных целиков	1-10 недель	То же	То же плюс мониторинг деформаций примыкающих подготовительных выработок, мониторинг сейсмоакустической эмиссии, мониторинг газовой обстановки
Современные подвижки земной коры и активизация сдвижений массива горных пород в окрестности дизъюнктивных нарушений	Неделя-месяц	Ширина панели, блока, горизонта	Мониторинг сейсмоакустической эмиссии, газовой и радиоизотопной обстановки в пределах шахтного поля
Возмущение давления или концентрации газа в массиве горных пород в окрестности выемочного участка	10с – 1 час	То же	Мониторинг газовой обстановки

такого подхода заключается в том, что можно вычеркнуть обратимую компоненту сдвижений из списка тех, которые неблагоприятно влияют на устойчивость работы выемочного участка.

Тем более это относится к такому термодинамическому параметру как горное давление. Учитывая зависимость (4) и условие (11) легко понять, что горное давление является мгновенной характеристикой, которая полностью «забывается» при изменении уровня напряжений в массиве горных пород. Совершенно очевидно, что при протекании необратимых процессов в породной толще не имеет смысла применять горное давление в качестве критерия, который можно экспериментально зафиксировать и использовать для последующего анализа.

Если произошел определенный процесс с участием горного давления, часто величину этого давления измерить невозможно, так как оно уже изменилось не только по величине, а и по знаку, и при этом изменения произошли не один раз. Типичным примером являются процессы интенсивных периодов подвижки земной коры, в результате которых происходило формирование современной структуры месторождений. Известно, что периодов интенсификации таких процессов насчитываются в геологической истории десятки. При этом последствия указанных процессов наложены друг на друга в порядке их проявления. Часто поднятия сменялись опусканиями, а сжатие растяжением. В данном случае восстановить компоненты напряжений практически невозможно, да и это не имеет практического смысла.

Последствия проявления горного давления могут накапливаться и быть «запомнены» только в виде необратимых сдвижений горных пород, в качестве которых часто рассматривают сдвиги на контуре подготовительных и очистных выработок, зоны трещиноватости (как техногенной так и природной), зоны мелонитизации углей, параметры следов скольжения (длина и направление) на поверхностях трещин и породных обнажений. Количественные характеристики этих параметров массово и регулярно регистрируются в подземных условиях в виде смещений на контуре выработок, параметров ориентации, толщины раскрытия и интенсивности трещин, распределения азимутов следов скольжения на поверхности породных обнажений.

Следует отметить, что изменение газовой обстановки вокруг выемочного участка является прямым следствием необратимых сдвижений массива горных пород (сначала обязательно разрушения, а затем необратимых перемещений пород, в результате чего образуются каналы повышенной проницаемости). Поэтому для исследования процессов газодинамики главным (первопричинным) критерием является прочность и необратимые сдвиги, а остальные параметры, например газовое давление на границах рассматриваемой области, выполняют лишь роль граничных условий, которые создают возможность для проявлений указанных первичных критериев и определяют интенсивность необратимых процессов.

С учетом сказанного дополним критерии термодинамического состояния массива горных пород в окрестности выемочного участка (11-13) параметрами, которые целесообразно использовать при оценке устойчивости его работы. При неизменности энтропии S породного массива и нулевом ее производстве в качестве основного критерия проявления горного давления следует использовать действующие напряжения. В стационарном состоянии, когда энтропия возрастает во времени медленно, избыточное ее производство равно нулю, а время воздействия на массив превышает время релаксации флуктуации напряжений, в качестве основного критерия проявления горного давления выступают реологические параметры массива горных пород. В слабо неравновесном состоянии при сопоставимых величинах времени воздействия и релаксации – необратимые сдвиги горных пород. При протекании сильно неравновесных процессов,

которые порождают диссипативные структуры, а время воздействия на массив меньше времени релаксации флуктуации напряжений – прочностные параметры горных пород.

Таким образом выполненные исследования можно подытожить следующими выводами:

Массив горных пород, окружающий выемочный участок, является типичной системой, которая подчиняется общим законам термодинамики, что позволяет обосновать критерии ее устойчивости с использованием основ термодинамики обратимых и необратимых процессов.

Степень необратимости и неравновесности геомеханического процесса определяется диссипативными процессами, основную роль в которых выполняют элементарные возмущения или флуктуации напряженно-деформированного, теплового или гидро-газодинамического состояния массива, окружающего выемочный участок. Степень неравновесности геомеханического процесса регулируется соотношением времени релаксации возмущения и периодом его проявления или временем длительности. Для основных наиболее часто встречающихся возмущений массива горных пород, окружающего выемочный участок, разработана классификация времени релаксации возмущений и масштабов их проявления, которые находятся в иерархическом соотношении.

К элементарным возмущениям относятся как возмущения, имеющие стохастическую природу, так и техногенные возмущения, которыми можно управлять. Механизм проявления таких возмущений одинаков, а его природа лежит в основе механизма диссипации внутренней энергии термодинамической системы. Величина диссипации характеризуется производством энтропии, которая пропорциональна произведению градиента напряжений на величину необратимых сдвижений (потоков) горных пород.

Выбор критерия оценки проявления горного давления определяется степенью необратимости и неравновесности геомеханического процесса.

При неизменности энтропии S породного массива и нулевом ее производстве δS ($S_0 = \max$, $\delta S = 0$, $\delta S = (1/T) \sum X_i^j J_i^j$, где T – температура, X_i^j и J_i^j – термодинамические силы и потоки) в качестве основного критерия проявления горного давления следует использовать действующие напряжения.

В стационарном состоянии, когда энтропия возрастает во времени медленно, избыточное ее производство равно нулю ($\delta S = \min$, $\Delta \delta S = 0$, $\Delta \delta S$ – избыточное производство), а время воздействия на массив превышает время релаксации флуктуации напряжений, в качестве основного критерия проявления горного давления выступают реологические параметры массива горных пород.

В слабо неравновесном состоянии ($\delta S = (1/T) \sum X_i^j J_i^j > 0$, $\Delta \delta S > 0$) при сопоставимых времени воздействия и релаксации в качестве основного критерия проявления горного давления необходимо использовать необратимые сдвижения горных пород.

В сильно неравновесных процессах, которые порождают диссипативные структуры ($0,5 \partial(\delta^2 S) / \partial t = \sum \delta X_i^j \delta J_i^j > 0$) а время воздействия на массив меньше времени релаксации флуктуации напряжений – прочностные параметры горных пород.

Обоснованные критерии позволяют повысить надежность и достоверность прогноза проявлений горного давления в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Библіографічний список

1. Механика горных пород: учеб. пособие / А.Н. Шашенко и др. – Днепропетровск: НГАУ, 2002. – 302с.
2. Гленсдорф П. Термодинамическая теория структуры, устойчивости и флуктуаций / П. Гленсдорф, И. Пригожин. – М.: Мир, 1973.-324с.
3. Гольденблат И.И. Энтропийный принцип в теории прочности полимерных материалов / И.И. Гольденблат, В.Л. Бажанов, В.А. Копнов // Механика полимеров. – 1971. - №1. - С.113-121.

4. Гроот С. Неравновесная термодинамика / С. Гроот, П. Мазур. - М.: Мир, 1964. - 452с.
5. Николис Г. Самоорганизация в неравновесных системах / Г. Николис, И. Пригожин. - М.: Мир, 1979.-284с.
6. Томпсон Я. Неустойчивость и катастрофы в науке и технике / Я. Томпсон. - М.: Мир, 1985.-254с.
7. Хаазе Р. Термодинамика необратимых процессов / Р. Хаазе. - М.:Мир, 1967.-614с.
8. Хакен Г. Синергетика / Г. Хакен. - М.: Мир, 1980.-404с.
9. Эбелинг В. Образование структур при необратимых процессах: введение в теорию диссипативных структур / В. Эбелинг. - М.: Мир, 1979.-262с.
10. Дырда В.И. Прочность и разрушение эластомерных конструкций в экстремальных условиях / В.И. Дырда. - Киев: Наукова думка, 1988.-232с.
11. Звягильский Е.Л. Механизм разрушения целика сложной формы / Е.Л. Звягильский, Б.В. Бонкий, И.А. Ефремов и др. // Геотехническая механика. Сборник научных трудов. - Днепропетровск, ИГТМ НАНУ. - 2002. - Вып.40.-С.284-290.
12. Хохлов И.В. Комплексное исследование массива горных пород / И.В. Хохлов. - М.: Недра, 1986.-163с.
13. Звягильский Е.Л. Проветривание и газовый режим шахты им. А.Ф. Засядько: состояние и пути совершенствования / Е.Л. Звягильский, А.Ф. Булат, И.А. Ефремов. - Донецк-Днепропетровск, 2003.-228с.

Надійшла до редколегії 13.09.2010

I.A. Efremov, I.V. Nazimko

Thermodynamic criteria have been developed to determine stability of geomechanic processes in vicinity of longwall panel. Rate of equilibrium violence is regulated by relaxation period and fluctuation duration.

longwall, thermodynamics, fluctuation, relaxation

© Ефремов И.А., Назимко И.В., 2010

УДК 332.1;622:338

О.Р. ГАВРИШ (асистент)

(Національний гірничий університет, м. Дніпропетровськ)

КОНЦЕПЦІЯ ЕКОЛОГО-ЕКОНОМІЧНОГО СТИМУЛЮВАННЯ ОСВОЄННЯ ПІДЗЕМНОГО ПРОСТОРУ ТА ДЕЯКІ МЕХАНІЗМИ ЇЇ РЕАЛІЗАЦІЇ

В статті наведені еколого-економічні і правові аспекти освоєння підземного простору мегаполісів

підземний простір міст, мегаполісів, середовище проживання, еколого-економічне регулювання, інноваційні технології

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Останні десятиліття у всьому світі характеризуються різкою урбанізацією населення промислово розвинених країн. Це пояснюється, перш за все, збільшеним рівнем механізації і автоматизації праці в сільському господарстві, а також зосередженням в містах центрів створення складних технологічних процесів, що забезпечують життєдіяльність суспільства. У цьому сенсі під технологічними процесами (технологіями) розуміється реалізація будь-яких структурованих інформаційних ресурсів у вигляді ланцюжків послідовних операцій або дій, що приводять до реалізації спочатку поставленої мети: матеріальною, гуманітарною, духовною і тому подібне.

У зв'язку із зростанням чисельності населення, що відбувається, і урбанізацією, в деяких країнах чисельність міського населення складає 4/5 із загальної кількості. Площа забудови територій в деяких європейських країнах займає 1/6 частин загальної території. Щільність населення в містах досягла 150 тис. чол./ кв. км.

Зменшення життєвого простору людей приводить до збільшення їх захворюваності, зниження тривалості життя і народжуваності. Перенаселення територій є причиною епідемій, воїн, масових лих і катастроф.

Міський життєвий простір є обмеженим з ряду причин і його розширення неминує пов'язане з погіршенням місця існування людини. Причина такої ситуації криється в концентрації техногенних навантажень, погіршенні екологічних показників, в організаційних проблемах транспорту, скороченні площ рекреаційних територій, зростанні споживання ресурсів, в т.ч. енергетичних, в істотному зниженні безпеки життєдіяльності міського жителя у всіх аспектах: медичному, психологічному, моральному [3].

Постановка завдання. Обґрунтування основних принципів і стратегії в розвитку крупних міст є в даний час актуальними завданнями, що вимагають детального аналізу, обговорення і вироблення конкретних рішень.

Викладання матеріалу та результати. Проблема дефіциту життєвого простору в мегаполісах розглядалася в роботах таких авторів як Харченко А. В. «Использование подземного пространства большого города для размещения транспортной инфраструктуры», Левченко А. Н. «Организация освоения подземного пространства. Сверхшения и надежды», «Подземная геоэкология мегаполисов» автор Куликова Е. Ю., Калинин А. «Эколого-экономическое стимулирование освоения подземного пространства мегаполисов», Умнов В. А. «Экономическая оценка и рациональное использование ресурсов подземного пространства».

Все зростаюча перенаселеність викликає необхідність активного пошуку шляхів збільшення життєвого простору, один з яких - освоєння підземного простору, що володіє в порівнянні з поверхневим поряд додаткових корисних властивостей. Підземні споруди більш ізольовані від поверхневих чинників, нерідко довговічніші і вимагають менших експлуатаційних витрат чим поверхневі. Всі ці чинники зумовили значний розвиток підземного будівництва останніми роками, що подвоюються в об'ємах кожні 10

років. Проте використання підземного простору вимагає підвищеної відповідальності. Порушені унаслідок нераціонального використання ділянки надр набувають природної цілісності лише через сотні років, а штучне відновлення вони повною мірою поки не представляється можливим.

Зростання життєвого простору мегаполісів можна забезпечити трьома шляхами:

- розширенням меж міста;
- збільшенням висотності будівель;
- освоєнням підземного простору.

Перші два шляхи є до певної міри конфліктними, особливо для старих міст з тими, що склалися архітектурною зовнішністю в країнах з щільною забудовою і населенням, що росте. В зв'язку з цим найбільш вживаним варіантом вирішення проблеми урбанізації сучасного суспільства є освоєння міського підземного простору. Проте, цей шлях, не дивлячись на наявність відповідних технологій підземного будівництва, не є простим і однозначним при системі економічних і правових взаємин, які найчастіше не враховують екологічний аспект проблеми урбанізації, що склалася. Сучасна правова база також не враховує і інтереси всіх учасників процесу природокористування, включаючи, перш за все, державу, і не спонукає їх до ефективної, і економічно безпечної діяльності. Так, наприклад, не реалізований через об'єктивну систему принцип платності за користування надрами і їх забруднення, не існує дієвої системи залучення інвестицій і інноваційних ресурсів в освоєння міського підземного простору, немає ефективної правової бази його еколого-економічного стимулювання.

Позначені грані однієї великої проблеми повинні вирішуватися на основі комплексного підходу, що базується на системі правових відносин, що виникають в процесі освоєння підземного простору як об'єкту нерухомого майна, економічна, інвестиційна, привабливість якого посилена преференціями, що виникають унаслідок виконання власником ряду екологічних вимог, позначених в рамках взаємин «суб'єкт-держава».

Результатом освоєння міського підземного простору повинно бути економічно доцільне і екологічно доцільне і екологічно безпечне розміщення в ньому необхідних місць об'єктів для поліпшення місця існування. Розвиток, удосконалювання соціальної сфери природно веде до скорочення незасвоєних міських територій, розміщення виробничих, житлових і інших будівельних об'єктів. Досвід проектування і будівництва міст-мегаполісів свідчить про те, що рішення широкого кола соціально-економічних, архітектурно-планувальних і екологічних задач невіддільно не тільки від раціонального використання наземних міських територій, але і від планомірного і комплексного освоєння підземного простору міст.

Організація освоєння підземного простору вимагає методологічних і теоретичних основ будівництва підземних споруджень. Особливість її полягає в комплексному характері і великій соціальній значимості. Специфіка організації складається, насамперед, у тім, що підземне будівництво ведеться в постійно змінюються гірничо-геологічних умовах. Крім того, роботу ускладнюють наступні фактори:

- екологічні аспекти;
- численні форми ризику і їхній особливий характер;
- підвищені вимоги до безпеки виконання робіт;
- зростаюча інтенсивність використання підземного простору, особливо у великих містах;
- необхідність збереження різних систем життєзабезпечення мегаполісів.

Концепція еколого-економічного освоєння стимулювання освоєння підземного простору може бути представлена у вигляді системи супідрядних відносин, зміни в якій відбуваються під впливом головного регулятора - правового поля, що дозволяє отримати

економічний ефект від створення і функціонування екологічно чистих і економічно доцільних підземних об'єктів (рис. 1).

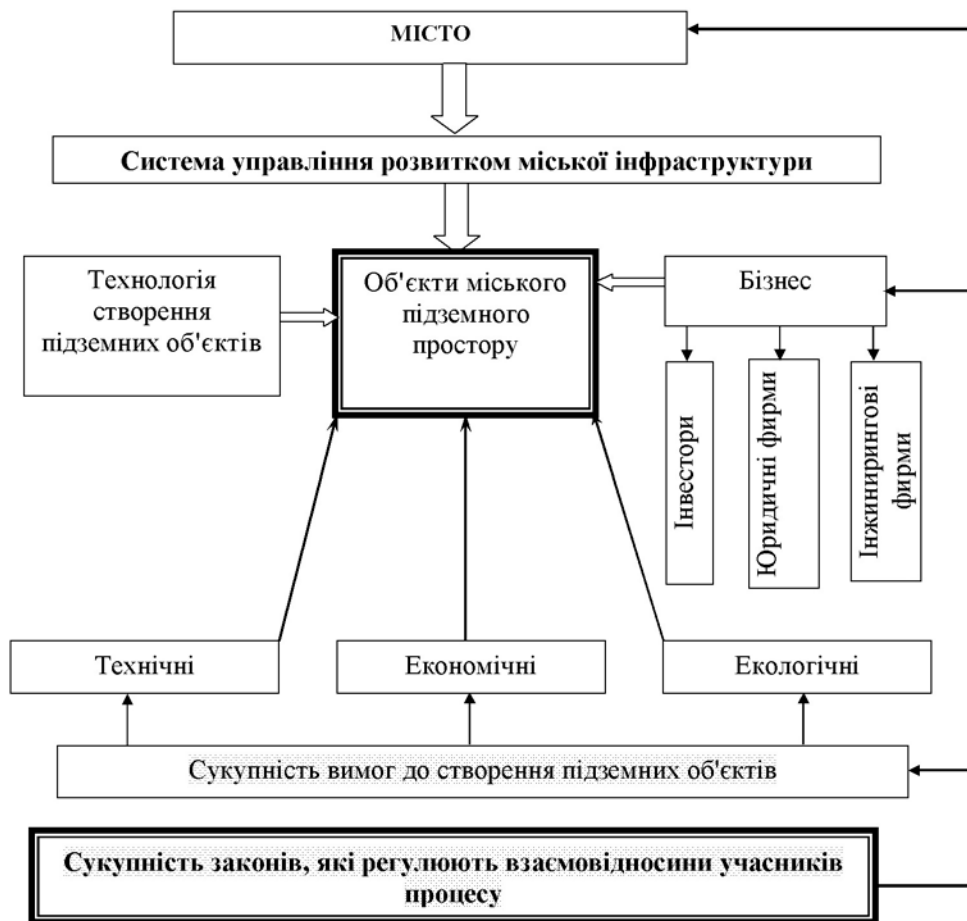


Рис. 1. Концептуальна схема правового і еколого-економічного забезпечення освоєння міського підземного простору

Правова основа такого стимулу як спонукального мотиву значною мірою визначає виникнення матеріальної і нематеріальної зацікавленості в процесі будь-якого ресурсного споживання.

З схеми концепції виходить, що відправним елементом її є інтереси всіх суб'єктів, що беруть участь в освоєнні підземного простору (табл. 1). Це, перш за все, держава, що створює правове поле, міські власті, продумано об'єкти нерухомості, що виставляють на аукціон, – підземні структури, а також представники великого бізнесу – майбутні власники підземних об'єктів, інтереси яких реалізують відповідні юридичні і інжинірингові фірми.

Для учасників такого складного процесу, яким є освоєння міського підземного простору, крім правових, можуть бути задіяні і інші форми стимулювання: цінкові, штрафні, пільгові, моральні, інформаційні, реноме-стимули і тому подібне.

Висновки і напрями подальших досліджень. Таким чином, загальна методологія правового і еколого-економічного стимулювання освоєння міського підземного простору має наступні основні структурні елементи:

- правова і нормативна база;
- інвестиційно-інноваційне середовище;
- система моніторингу: економічного, фінансового і нормативного.

Таблиця 1.

Співпідпорядкованість і інтереси суб'єктів процесу освоєння підземного простору

Рівні	Суб'єкти	Сфери інтересів суб'єктів	Стимулювання і управління
1.	Держава	Екологія Безпека Комфорт життєдіяльності	Правова і нормативна база
2.	Область Місто	Розвиток інфраструктури Платежі Комфорт життєдіяльності Екологія	Концепція розвитку Інвестиційна і фінансова політика
3.	Бізнес (суб'єкти господарювання)	Довгостроковий прибуток Можливість розвитку	Дозвільна політика Платежі, податки і збори Санкції і преференції

Реалізація пропонованої методології дозволить на рівні держави системно і ефективно вирішити велику і важливу проблему підземної урбанізації українських мегаполісів. А також пропонована система еколого-економічного стимулювання освоєння підземного простору мегаполісів дозволить: збільшити об'єми будівництва підземних споруди і їх частку в загальному об'ємі будівництва, зокрема за рахунок розміщення об'єктів інженерної і транспортної інфраструктури; підвищити інвестиційну привабливість будівництва підземних споруд; підвищити рівень забезпеченості потреби населення і організацій в паркувальних місцях в центральній частині міста; понизити негативний вплив процесу будівництва і експлуатації об'єкту на навколишнє середовище; скоротити порушення земельних площ і поверхневих об'єктів; понизити сумарні витрати за рахунок нижчих ставок платежів за використання ресурсу; понизити питомі капітальні витрати; раціональніше використовувати території; створити і освоїти інноваційні технології використання підземного простору мегаполісів.

Бібліографічний список

1. Организация освоения подземного пространства. Сверхшения и надежды / А. Н. Левченко и др. – М.: ТИМР, 2002. – 404 с.
2. Умнов В. А. Экономическая оценка и рациональное использование ресурсов подземного пространства / В. А. Умнов. – М.: МГГУ, 1999. – 204 с.
3. Харченко А. В. Использование подземного пространства большого города для размещения транспортной инфраструктуры / А. В. Харченко. – М.: МГГУ, 2005. – 208 с.
4. Калинин А.Р. Эколого-экономическое стимулирование освоения подземного пространства мегаполисов // Горный журнал. - 2009. - № 2. - С. 24-27.

Надійшла до редколегії 26.11.2010

О.Р. Гавриш

В статье представлены эколого-экономические и правовые аспекты освоения подземного пространства мегаполисов

подземное пространство городов, мегаполисы, среда обитания, эколого-экономическое регулирование, инновационные технологии

O.R. Gavrish

The paper deals with ecological-economical and legal aspects of big cities underground space development. Recommendations and mechanisms for realization of this concept are given.

underground urban space, megapolis, living area, ecological-economical regulation, innovation technologies

© Гавриш О.Р., 2010

УДК 507.7:656.2

Є.О. ВОРОБІЙОВ (канд. техн. наук, проф.)

О.В. ГРАБАР (канд. техн. наук, доц.),

В.В. ЛИХАЧОВА (канд. техн. наук, ст. викл.)

Д.О. ЧЕКАЛЬОВ

К.О. СУХАР

Автомобільно-дорожній інститут ДВНЗ «ДонНТУ», м. Горлівка

ВИРІШЕННЯ ПИТАНЬ ТЕХНОГЕННОЇ БЕЗПЕКИ ПРИ СКЛАДУВАННІ І ТРАНСПОРТУВАННІ ВУГІЛЛЯ

Під час складування вугілля на поверхні шахт і транспортуванні його в залізничних вагонах виділяється велика кількість пилу, який забруднює довкілля і шкідливо впливає на здоров'я людей. Окрім формули розрахунку виділення вугільного пилу під час транспортування в залізничних вагонах, приведено дані втрат вугілля шахтами центрального району Донбасу за один рік. Виконано аналіз існуючих способів нанесення зміцнюючої плівки і розглянуто застосування лігносульфонатів для цієї мети. Приведено технологічну схему автоматизованого нанесення розчину лігносульфонату на поверхню вугілля для утворення захисної плівки з метою попередження його видування.

вугільний пил, сульфідно-дріжджова бражка, лігносульфонати

Однією з найважливіших проблем при охороні навколишнього середовища є захист його від забруднення промисловим пилом. Тому необхідно збалансувати розвиток нових технологічних процесів з розробкою технології запобігання запилення навколишнього середовища вугільним пилом.

Метою статті є розгляд впливу вугільного пилу на навколишнє середовище, аналіз існуючого стану і розробка рекомендацій по зменшенню викидів пилу для їх застосування у промислових цілях.

Великі витрати на захист навколишнього середовища та втрати вугілля в процесі його складування і транспортування потребують розробки і впровадження нових економічних та ефективних технологій по запобіганню значного зменшення запилення повітря.

Негативний вплив вугільного пилу на навколишнє середовище характерний для вугільних регіонів і особливо для Центрального району Донбасу, де зосереджена велика кількість шахт.

Викиди вугільного пилу при складуванні і транспортуванні вугілля негативно впливають на стан довкілля та здоров'я людей, тому зменшення усіх викидів є актуальною проблемою в сучасних умовах.

З кожним роком у зв'язку з великими глибинами шахт видобуток вугілля зменшується, що сприяє підвищенню ціни вугілля. Проблема зменшення втрат піднятого на поверхню вугілля є важливою для вугільних підприємств.

Складування вугілля на поверхні і транспортування його від шахт і збагачувальних фабрик до споживачів здійснюється залізничним транспортом. Для цього використовуються вагони вантажопідйомністю 63 т, з допуском перенавантаження 1,5 – 3,5 т. При такому завантаженні вугілля повністю заповнює об'єм вагону, а також утворюється «шапка» висотою до 700 мм з кутами укосів до 30 градусів.

Для практичних розрахунків втрат вугілля класу 0-13 мм під час

транспортування з причин видування може бути використана формула [1].

$$a = \rho \cdot V \cdot s \cdot t \cdot \left(\frac{\rho \cdot V^2}{1,084 \cdot \gamma \cdot d} + 1,7 \cdot 10^2 \frac{j}{g} - 0,327 \cdot \omega - 0,355 \right) \cdot 10^{-2} \quad (1)$$

де a – втрати вугілля під час транспортування через видування, кг;
 V – швидкість повітря над поверхнею вантажу м/с;
 ρ – густина повітря, кг/м³;
 γ – питома вага частинок вантажу кН/м³;
 s – площа поверхні вантажу м²;
 ω – вологість вантажу, %;
 t – час руху зі сталою швидкістю, год;
 j – прискорення вертикальних коливань, м/сек²;
 d – діаметр частинок вугілля, м;
 g – прискорення вільного падіння, м/сек²;

Швидкість повітря залежить від швидкості і визначається із виразу:

$$V = 0,17 \cdot V_{\Pi} \quad (2)$$

де V_{Π} – швидкість потягу, м/сек;
 Вертикальне прискорення визначається за формулою:

$$\frac{j}{g} = (5,95 - 0,443 \cdot V_{\Pi}) \cdot 10^{-3} \cdot V_{\Pi} \quad (3)$$

На основі експериментальних даних усереднених результатів досліджень було встановлено, що втрати вугілля за рахунок вивітрювання під час транспортування залежать від середньої швидкості потягу і швидкості повітря, а також від дальності транспортування. При середній швидкості повітря 50 км/год середні втрати вугілля для відповідної відстані складають:

до 50 км – 0,4% на вагон
 до 500 км – 0,9% на вагон
 до 1000 км – 1% на вагон

За даними спостережень вугілля втрачається найбільш інтенсивно на перших 10 – 30 км, найімовірніше внаслідок видування дрібних фракцій.

Враховуючи те, що видобуток вугілля шахтами за рік становить близько 2 млн. т, то при його перевезенні від шахт до центральних збагачувальних фабрик (ЦЗФ) та теплових електростанцій (ТЕС) втрати вугілля відповідно до норм становлять:

$$B_1 = \frac{Q}{q} \cdot N \quad (4)$$

де Q – видобуток вугілля, 2 млн. т;
 q – вантажопідйомність вагона, 58 т;

N – норма втрати вугілля на вагон під час транспортування, 0,5 т.

$$B_1 = \frac{2 \cdot 10^6}{58} \cdot 0,5 = 17,2 \text{ тис. т}$$

При формуванні потягів на залізничних станціях:

$$B_2 = \frac{2 \cdot 10^6}{58} \cdot 0,058 = 2 \text{ тис. т}$$

Де 0,058 т (0,1%) – втрати вугілля під час формування потягів на залізничних станціях.

При перевезенні промпродукту від ЦЗФ до користувача:

$$B_3 = \frac{1 \cdot 10^6}{58} \cdot 0,5 = 8,62 \text{ тис. т}$$

де a_1 – кількість промпродукту за рік, 1 млн. т.

$$B = B_1 + B_2 + B_3;$$

$$B = 17,2 + 2 + 8,62 = 27,82 \text{ тис. т/рік.}$$

В статті розглядається забруднення навколишнього середовища вугільним пилом, від його складування на поверхні (рис. 1), а також під час транспортування вагонами залізничного транспорту. При транспортуванні вагонів утворюється шлейф навколо них з різних частинок вугільного пилу, як показано на рис. 2.



Рис. 1. Складування вугілля на поверхні

У зв'язку з цим, для забезпечення зменшення забруднення вугільним пилом навколишнього середовища, був виконаний аналіз існуючих розчинів для нанесення плівки на поверхню вугіллям. Для цього використовувались смоли М-2 та М-3. Однак вони

не могли надати достатнього ефекту, а також були небезпечні для організму людини. Найбільше для цього підійшли лігносульфонати, які у великій кількості накопичуються у паперовій промисловості.



Рис. 2. Шлейф вугільного пилу під час транспортування вугілля

На основі виконаних досліджень, зменшення втрат вугілля досягається за рахунок утворення на його поверхні захисного шару. Найбільш економічною і ефективною речовиною є 40% концентрат сульфітно-дріжджової бражки (відходів целюлозно-паперової промисловості) марок КБЖ або КВТ з 10% розчином вапна.

Сульфідно-дріжджева бражка складається в основному із лігносульфонатів (ЛС). Останні уявляють собою солі лігносульфонатних кислот, отриманих при виробництві сульфідної целюлози. ЛС представляють полідисперсну колоїдну систему з широким діапазоном молекулярної маси (2000-100000), ЛС розчиняються у воді, мають ліофільний характер і є поліелектролітами. Розчини ЛС натрію, амонію, кальцію, магнію сконцентровані випаровуванням у вакуумі, широко застосовуються як диспергатори, клеї. Значну кількість ЛС спалюють. Близько двох млн. тон ЛС не знаходять свого використання, викидаються в навколишнє середовище, що викликає його забруднення.

Водні розчини ЛС мають поверхнево-активні властивості. Для високомолекулярних фракцій ЛС характерні найбільш сильні адсорбційні властивості. В'язкість розчинів ЛС залежить від їх концентрації та температури.

Водні розчини ЛС можуть чинити пластифікуючу дію на вугілля по структурному механізму пластифікації, чому сприяє підвищена в'язкість розчинів в макрооб'ємі, а також можливість адсорбції з появою фазових шарів. Двохстадійна фізико-хімічна обробка (ФХО) з використанням вапнякової суспензії збільшує в'язкість суміші.

Таким чином, на основі виконаного аналізу і експериментальних даних для зменшення забруднення навколишнього середовища вугільним пилом прийнято рішення застосування водних розчинів ЛС. Для цього склади вугілля на шахтах зрошуються за допомогою форсунок розчином ЛС.

Обробка розчином ЛС для зменшення видування вугілля з залізничних вагонів повинна проводитись методом форсуночного чи струменевого розпилення після заван-

таження і ущільнення поверхні концентрату катком. Технологія нанесення захисного покриття на залізничні вагони показана на рис. 3.

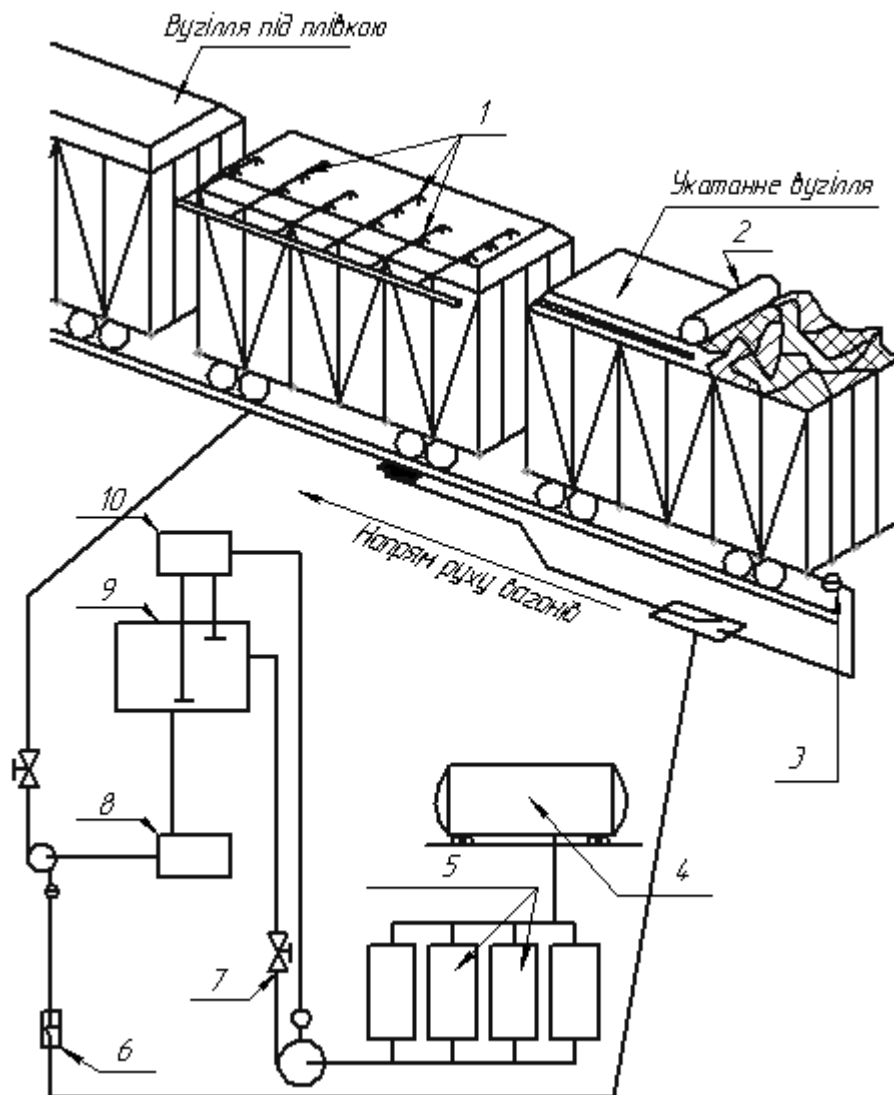


Рис. 3. Схема нанесення захисного покриття

1 – форсунки; 2 – каток; 3 – лебідка; 4 – цистерна; 5 – склад реагентів, $V = 300 \text{ м}^3$; 6 – реле часу; 7 – вентиль; 8 – ємність, $V = 1-4 \text{ м}^3$; 9 – ємність, $V = 9-30 \text{ м}^3$; 10 – УКО

З цистерн розчин ЛС зливається у сховище (об'ємом $200-300 \text{ м}^3$) із наступним перекачуванням насосом у проміжну ємність (об'ємом $30-50 \text{ м}^3$), із якої заповнюється ємність для нанесення захисного покриття з витратою $2-4 \text{ м}^3$. Рівень розчину ЛС в цій ємності повинен підтримуватися автоматично.

При підході вагону, завантаженого вугіллям, зваженого та ущільненого катком-ущільнювачем, до розбризкуючого приладу передня пара коліс торкається реле УКО чи кінцевого вимикача і зупиняється строго під форсунками. Одночасно реле часу включає і через 30 сек. виключає насос, який подає розчин із ємності $2-4 \text{ м}^3$ на форсунки. Форсунки повинні бути у кількості 20-30 шт. Капсули, які утворюються розчином при витіканні з форсунок, перекриваються і повністю покривають поверхню вугілля, бокові та торцеві сторони «шапки» включно. Для попередження розбризкування розчину по

сторонам на планках вздовж бокових стінок вагону встановлюються відбійники з транспортерної стрічки чи іншого матеріалу.

Результати виробничих випробувань розчинів ЛС на шахті ім. Дзержинського ДП «Дзержинськвугілля» свідчать про утворення твердої захисної плівки на поверхні вугілля після ущільнення, яка повністю запобігає видуванию вугілля під час складування та транспортування.

Висновки:

1. Виконані розрахунки втрат видобутого вугілля шахтами ЦРД при існуючій технології транспортування, які становлять 27,8 тис. т на рік.

2. В процесі видувания вугілля на складах і із вагонів утворюється пил, концентрація якого в повітрі значно перевищує ГДК, що негативно впливає на здоров'я людей та стан навколишнього середовища.

3. Використання екологічно чистої технології із застосуванням ущільнення вугілля та покриття його поверхні захисною плівкою (розчином ЛС) практично повністю забезпечує збереження вугілля при транспортуванні та покращення екологічних параметрів навколишнього середовища.

Бібліографічний список

1. Маков В.П. Выдувание угля и рудных концентратов при железнодорожных перевозках / В.П. Маков и др. // Труды ИЖТ. - Новосибирск, 1970. - № 114.
2. Кладчихин В. Шлейф над вагоном / В. Кладчихин. - 1982. - № 145.
3. Воробйов Є.О. Запобігання забруднення повітря пилом під час транспортування вугілля / Є.О. Воробйов, М.О. Ніколенко, І.О. Худякова // Вісті АДІ ДВНЗ «ДонНТУ». - 2005. - № 1. - С. 34-38.
4. Воробйов Є.О. Захист навколишнього середовища від запилення повітря вугіллям / Є.О. Воробйов, М.О. Ніколенко, Н.В. Блецько // Збірка наукових праць ЛНАУ. - 2007. - № 70 (93). - С. 55-60.

Надійшла до редколегії 22.10.2010

Е.А. Воробьев, Е.В. Грабарь, В.В. Лихачева, Д.А. Чекалев, Е.А. Сухарь

При складировании угля на поверхности шахт и транспортировании его в железнодорожных вагонах выделяется большое количество пыли, которая загрязняет окружающую среду и вредно действует на здоровье людей. Кроме формулы расчета выделения угольной пыли при транспортировке в железнодорожных вагонах, приведены данные потерь угля шахтами Центрального района Донбасса за один год. Выполнен анализ существующих способов нанесения укрепляющей пленки и рассмотрено применение лигносульфонатов для этой цели. Приведена технологическая схема автоматизированного нанесения раствора лигносульфоната на поверхность угля для образования защитной пленки с целью предотвращения его выдувания.

угольная пыль, сульфидно-дрожжевая бражка, лигносульфонаты

E.O. Vorobyov, O.V. Grabar, V.V. Lykhatchova, D.O. Chekalyov, K.O. Sukhar

Today a great amount of dust is discharged during coal storage and transportation in railway cars. The dust pollutes environment and has a harmful effect on people's health. Except the given discharge formula at transportation in railway cars, the paper provides the data of coal waste at Donbass Central region mines during a year. The existing techniques analysis of the strengthening film coating is carried out and lignosulphonate application for this purpose is considered. The technological scheme of the lignosulphonate solution automated coating on coal surface for the protective film formation from its blowing is presented.

sulfide-yeast wash, coal dust, lignosulphonates, sprayer, gums

© Воробйов Є.О., Грабар О.В., Лихачова В.В., Чекальов Д.О., Сухар К.О., 2010

УДК 622.235

А.А. БОБК (д-р техн.наук, проф.)

О.А. БОБК (канд.техн.наук, доц.)

А.А. БУЗЫЛА (аспирант)

В.В. БОЙКО (канд.техн.наук.)

Национальный технический университет Украины «КПИ»

ВЛИЯНИЕ СПОСОБОВ ПОЛУЧЕНИЯ УПРУГИХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОРНЫХ ПОРОД НА ПАРАМЕТРЫ ДВИЖЕНИЯ СЕЙСМИЧЕСКИХ ВОЛН

В настоящей статье ставится задача установить степень влияния реальных условий протекания упругих деформаций в сейсмических волнах (в условиях изменяющихся уровней напряжений при всестороннем сжатии в анизотропных средах и динамическом режиме приложения нагрузок) на скорости объемных сейсмических волн.

упругие деформации, сейсмические волны, скорость продольной и поперечной волны, параметры движения сейсмических волн, свойства горных пород

Введение. В алгоритмах, описывающих закономерности затухания сейсмических колебаний, равно как и в эмпирических соотношениях, широко используемых в промышленной сейсмике всегда присутствуют константы среды (E, ν), характеризующие ее упругие свойства, либо производные от этих констант. В частности, важнейшие характеристики сейсмических волн – скорости объемных сейсмических волн (v_p, v_s) вычисляются из следующих соотношений в виде функций $v_p, v_s = f(P, E, \nu)$:

а) продольной (v_p), рассматриваемой как скорость распространения данной зоны «сжатия – растяжения» [6]:

$$v_p = \frac{\sqrt{E \cdot (1 - \nu)}}{\rho \cdot (1 + \nu)(1 - 2\nu)} \quad (1)$$

б) поперечной (v_s), определяемой как скорость последовательного скольжения слоев среды относительно друг друга в направлении, перпендикулярном вектору движения [6]:

$$v_s = \sqrt{\frac{G_o}{\rho}} = \sqrt{\frac{E}{\rho} \cdot \frac{1}{2(1 + \nu)}} \quad (2)$$

Результаты расчетно-аналитических разработок. Помимо прочностных характеристик горных пород и плотности при изучении упругих колебаний базовыми константами пород в теории упругости являются модуль Юнга (E), коэффициент Пуассона (ν), модуль сдвига (G_o) и модуль всестороннего сжатия (G_o) и их производные – скорость продольных (v_p) и поперечных (v_s) волн. Точность и достоверность решения задач по определению параметров движения сейсмических волн зависит от знания истинных (или близких к ним) показателей свойств среды, их зарождения и распространения.

Наиболее независимым параметром, характеризующим упругие свойства, является коэффициент Пуассона, равный отношению поперечной деформации к продольной при одноосном нагружении [1]. При таком виде нагружения получают и вторую характеристику – модуль упругости (E). Возникает вопрос: насколько правомерно использовать эти характеристики при оценке динамических параметров сейсмических колебаний при движении волн, где деформации осуществляются в динамическом режиме и в условиях всестороннего сжатия? При этом с расстоянием изменяются все три парамет-

ра (ρ, E, ν) функциями которых выступают скорости продольных и поперечных волн. В таблицах 1, 2 приведены данные о влиянии режима нагружения на параметры коэффициента Пуассона для некоторых горных пород при одноосном нагружении (таблица 1), при различном напряженном состоянии (таблица 2) для 4-х видов горных пород [3]. Анализ данных приведенных таблиц позволяет отметить следующее. Суждение, высказанное в работе [1], о том, что для многих твердых тел разница в значениях характеристик упругости, определяемых при различных видах напряженного состояния, несущественна, не находит подтверждения в рамках исследований, отраженных в таблицах. Из таблицы 1 следует, что коэффициенты Пуассона, полученные в статическом и динамическом режимах, отличаются от 10 % до нескольких раз (в кварцитах и песчаниках – в 2 раза, в сланцах – в 1,5 раза). Значения этого показателя с увеличением глубины (до 500 м) изменяются от 1,3 до 1,8 раза (таблица 2).

Таблица 1.

Значения коэффициента Пуассона при статических и динамических способах получения [2]

Порода	μ_0	$\mu_{ст}$	$\mu_{ст}/\mu_0$
Кварцит	0,083	0,17	2,00
Конгломерат № 1	0,024	0,13	5,42
Сланец	0,180	0,27	1,50
Кварцевый карбонат	0,146	0,16	1,10
Кварцево-серицитовый карбонат	0,098	0,33	3,37
Конгломерат № 3	0,156	0,19	1,22
Песчаник	0,133	0,28	2,10

Таблица 2.

Изменение коэффициента Пуассона с глубиной [3]

Тип породы, Категория	Коэффициент Пуассона ν - числитель, m - знаменатель				
	Глубина отбора проб, м				
	100	200	300	400	500
σ , Па	$0,27 \cdot 10^7$	$0,54 \cdot 10^7$	$0,81 \cdot 10^7$	$1,08 \cdot 10^7$	$1,35 \cdot 10^7$
Весьма крепкие песчаники монолитные однородные, I кат.	$\frac{0,10}{10,0}$	$\frac{0,11}{9,09}$	$\frac{0,13}{7,69}$	$\frac{0,14}{7,14}$	$\frac{0,15}{6,67}$
Крепкие песчаники мелкозернистые, алевролиты, II кат.	$\frac{0,12}{8,33}$	$\frac{0,15}{6,67}$	$\frac{0,17}{5,88}$	$\frac{0,19}{5,26}$	$\frac{0,21}{4,76}$
Средней крепости песчаники среднезернистые, алевролиты углистые, III кат.	$\frac{0,17}{5,88}$	$\frac{0,20}{5,00}$	$\frac{0,25}{4,00}$	$\frac{0,27}{3,70}$	$\frac{0,30}{3,33}$
Слабые алевролиты мощные, IV кат.	$\frac{0,28}{3,57}$	$\frac{0,30}{3,33}$	$\frac{0,33}{3,03}$	$\frac{0,35}{2,86}$	$\frac{0,36}{2,78}$

В зависимости от глубины взятия проб изменяется и второй важный показатель породы – модуль упругости $E(\sigma_z)$. В работе [3] приведены зависимости модуля упругости от вертикальной составляющей напряжения (σ_z) при трехосной нагрузке - ($\sigma_x = \sigma_y = 10^7$ Па):

$$\text{для песчаников } E(\sigma_z) = 610 \cdot 10^8 - 342\sigma_z, \quad (3)$$

$$\text{для сланцев углистых } E(\sigma_z) = 470 \cdot 10^8 - 375\sigma_z, \quad (4)$$

$$\text{для сланцев илистых } E(\sigma_z) = 410 \cdot 10^8 - 346\sigma_z. \quad (5)$$

На основе исследований горных пород в условиях литологических угленосных структур автором работы [3] предложена эмпирическая зависимость для нахождения изменений модуля упругости с глубиной следующего вида:

$$\frac{E^I}{E^{II}} = 1 + K \ln \frac{\sigma_1}{\sigma_2} \quad (6)$$

где K - эмпирический коэффициент,
 σ_1, σ_2 - литологические напряжения на первом и втором горизонтах отбора проб.

Величина гравитационного градиента должна уточняться в каждом конкретном случае, так как он имеет широкий диапазон значений для одного и того же типа горной породы.

Следует указать, что в идеально упругих средах модули упругости (E), сдвига (G_{cd}) и объемного сжатия (G_o) не изменяются в зависимости от режима нагружения (статического или динамического), т.е.:

$$G_{cd}^{cm} = G_{cd}^d = G_{cd}^{ud}, \quad G_o^{cm} = G_o^d = G_o^{ud} \quad (7)$$

Оценку неидеальности породы в работе [4] предлагается выполнять через коэффициенты, представляющие собой отношение фактических модулей G_{cd}^d и G_o^d к их идеальным показателям, т.е.:

$$\gamma_{G_{cd}}^d = \frac{G_{cd}^d}{G_{cd}^{ud}}, \quad \gamma_{G_o}^d = \frac{G_o^d}{G_o^{ud}} \quad (8)$$

Используя формулы (1), (2), (5) выполним расчеты скорости продольной и поперечной волны в илистых сланцах на различной глубине, результаты которых приводятся в таблице 3.

Таблица 3.

Изменение скорости продольных и поперечных волн в илистых сланцах с глубиной [3]

Параметры	Глубина, м				
	100	200	300	400	500
σ_z при среднем гравитационном градиенте 25,5 кПа/м	$2,55 \cdot 10^6$	$5,1 \cdot 10^6$	$7,65 \cdot 10^6$	$10,2 \cdot 10^6$	$12,75 \cdot 10^6$
$E(\sigma_z)$ по формуле (5)	$401,2 \cdot 10^8$	$392,4 \cdot 10^8$	$383,5 \cdot 10^8$	$374,7 \cdot 10^8$	$365,06 \cdot 10^8$
Коэффициент Пуассона ν_{cm} - числитель, функция $m = 1/\nu_{cm}$ - знаменатель (табл. 2)	$\frac{0,17}{5,88}$	$\frac{0,20}{5,00}$	$\frac{0,25}{4,00}$	$\frac{0,27}{3,70}$	$\frac{0,30}{3,33}$
Приведенный модуль упругости $E_o = \frac{E(\sigma_z)(1-\nu)}{(1+\nu)(1-2\nu)}$	$431,3 \cdot 10^8$	$435,9 \cdot 10^8$	$460,2 \cdot 10^8$	$468,3 \cdot 10^8$	$491,43 \cdot 10^8$
Скорость продольной волны (ν_p), м/с *	$\frac{4110}{4264}$	$\frac{4135}{4593}$	$\frac{4248}{4653}$	$\frac{4290}{4791}$	$\frac{4389}{5093}$
Скорость поперечной волны (ν_s), м/с *	$\frac{2592}{2687}$	$\frac{2533}{2670}$	$\frac{2452}{2687}$	$\frac{2405}{2690}$	$\frac{2348}{2724}$
Отношение скоростей продольных и поперечных волн *	$\frac{1,59}{1,59}$	$\frac{1,63}{1,72}$	$\frac{1,73}{1,73}$	$\frac{1,78}{1,78}$	$\frac{1,87}{1,87}$

* Числитель при принятии модуля упругости $E(\sigma_z)$, знаменатель при принятии приведенного модуля упругости E_o .

Как следует из таблицы 3 значения коэффициента Пуассона, принятые нами согласно таблице 2 влияют на величину скорости продольных и поперечных волн в сторону увеличения: на глубине 500 м примерно на 7 % продольных и поперечных на 9 %, если принять среднюю плотность породы $2,55 \text{ г/см}^3$ и гравитационный градиент соответственно $25,5 \text{ кПа/м}$.

Существенная разница имеет место в случае замены в формулах (1) и (2) линейного модуля упругости ($E(\sigma_z)$) на приведенный (E_o). Значения их отличаются на 8-35 %, что соответственно приводит к росту скорости волны на 4-16 %. Отношения скоростей продольных и поперечных волн с глубиной изменяется в пределах 1,59-1,87, что соответствует данным, приводимым в работе [6]. Для крепких изверженных и метаморфических пород здесь величина $n = v_p/v_s$ дается в пределах от 1,7 до 2,5, что не противоречит полученным нами параметрам.

Поскольку наиболее распространенным методом оценки энергетических параметров сейсмической волны, в частности поток, проходящий через единицу поверхности, является функциональная зависимость $q_{y0} = f(\rho v_p U_{\max}^2 T)$ следующего вида:

$$q_{y0} = 0,5 \cdot \rho v_p \cdot 1,25 \cdot (U_{\max}^2 \cdot T), \text{ Дж/м}^2 \quad (12)$$

а неперенным условием составления качественного алгоритма задачи по движению волн является знание их параметров в начале движения, необходимо получить величину массовой скорости и видимого периода колебаний на упругой границе, определяемой радиусом излучателя.

Поэтому следующим после скорости v_p и v_s начальным параметром, подлежащим нахождению, будет максимальная скорость частиц (U_{\max}''). В работе [5] ее предлагается вычислять по следующей формуле, исходя из ее независимости от взрывающей массы заряда и соответствия только упругому пределу деформирования породы:

$$U_{\max}'' = \frac{v_s^2 \cdot \sqrt[3]{\left(1 - \frac{4}{3} \cdot \frac{v_s^2}{v_p^2}\right)^7}}{v_p \cdot \left(1 - \frac{v_s^2}{v_p^2}\right) \cdot 10^4} \quad (13)$$

По мнению авторов, этот параметр для большинства скальных пород изменяется в пределах 16-32 см/с при критических деформациях на границе очага $\varepsilon = 0,000016 - 0,000072$.

Как видим три из четырех параметров, входящих в формулу (12), не зависят от масштаба взрыва, т.к. являются функциями характеристик пород и таким образом удобны для выполнения прогнозных оценок начальных параметров волнового движения. Остальные два исходных параметра – радиус излучателя и видимый период колебаний являются нелинейными функциями массы заряда ВВ ($Q_{BB}^{1/3}$, $Q_{BB}^{1/6}$) и методика их нахождения в данной статье рассматриваться не будет.

В промышленной сейсмике в задачах по движению сейсмических волн принято считать, что в однородной среде видимый период колебаний (T) и скорости v_p и v_s расстоянием не изменяются.

Вышеизложенное свидетельствует об изменении скоростных начальных параметров волны при расположении очага на различных глубинах с изменением упругих характеристик породы, как аргументов в формулах (1) и (2).

Очевидным фактом, вытекающим из анализа этих результатов, является изменение v_p и v_s в процессе движения с более глубоких горизонтов (мест зарождения) до границы с наносами по мере изменения, в частности коэффициента Пуассона и неправомерности принятия их постоянными параметрами, изменяющимися лишь при переходе в среду с другими упругими и прочностными свойствами.

Следует отметить еще одно обстоятельство, связанное с влиянием коэффициента Пуассона на особенности сейсмической геометрии скорости частиц грунта в приповерхностном слое среды.

Так, для продольной волны, распространяющейся вдоль свободной поверхности упругого полупространства, соотношение вертикального вектора скорости частиц (U_z) и горизонтального (U_x) в зависимости от значения коэффициента Пуассона изменяется следующим образом:

$$\frac{U_z}{U_x} = \nu \cdot \sqrt{1-2\nu} \quad (14)$$

Из литературы также известно, что частота собственных незатухающих колебаний (f) является функцией коэффициента Пуассона, что видно из соотношения:

$$f = \frac{v_p}{r_u} \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot (1-2\nu)}{1-\nu}} \quad (15)$$

Это еще один дополнительный стимул для углубленного изучения как методик определения величины коэффициента Пуассона, так и степени его влияния на точность решения задач прикладной геодинамики в области промышленной сейсмике.

Выводы и направления дальнейших исследований. В настоящей работе рассмотрены вопросы, связанные с нахождением начальных параметров сейсмических волн на внешней границе сейсмоизлучателя с учетом глубины размещения сейсмоисточника, влияющей на показатели упругих констант в районе сейсмического очага.

Скорости продольных и поперечных волн являются функциями упругих констант E и ν , изменяющихся в зависимости от глубины нахождения очага. Поэтому нельзя принимать скоростные параметры постоянными на всем профиле движения волн по однородным породам от очага до границы с наносами.

Заслуживает внимания использование энергетического критерия сейсмоопасности охраняемых объектов, если будет решена задача получения достоверных энергетических параметров сейсмоколебаний на границе «грунт – фундамент» и коэффициента перехода энергии. Сведения по этим вопросам, содержащиеся в работе [7], нуждаются в существенной корректировке и доработке, что является предметом наших дальнейших исследований.

Библиографический список

1. Кузьменко В.А. Новые схемы деформирования твердых тел / В.А. Кузьменко. – К. : Наукова думка, 1973. – 200 с.

2. Сузерланд Р.Б. Некоторые динамические и статические свойства горных пород / Р.Б. Сузерланд // Механика горных пород. – М. : Недра, 1966. – С. 286–299.
3. Chudek M. Geomechanika z podstawami ochrony srodowiska gorniczego i powierzchni terenu / M. Chudek. – Gliwice : Wyd. Politechniki seaskiej, 2002. – 637 s.
4. Поведение грунтов под действием импульсных нагрузок / А.А. Вовк, Б.В. Замышляев, Л.С. Евтерев и др.]. – К. : Наукова думка, 1984. – 288 с.
5. Мосинец В.Н. Основные научно-технические проблемы сейсмики ближней зоны / В.Н. Мосинец, В.Ф. Богацкий // Взрывное дело 85/42, «Сейсмика промышленных взрывов». – М. : Недра. – 1983. – С. 89–101.
6. Гурович И.И. Сейсморазведка / И.И. Гурович. – М. : Недра. – 1983. – 440 с.
7. Цейтлин Я.И. Об энергетическом критерии опасности действия взрывных волн промышленных взрывов / Я.И. Цейтлин, Р.А. Гильманов // Взрывное дело 85/42, «Сейсмика промышленных взрывов». – М. : Недра. – 1983. – С. 61–73.

Надійшла до редколегії 10.10.2010

О.О. Вовк, О.О. Вовк, О.О. Бузила, В.В. Бойко

У цій статті ставиться завдання встановити ступінь впливу реальних умов протікання пружних деформацій в сейсмічних хвилях (в умовах напруг, що змінюються, при усебічному стисненні в анізотропних середовищах і динамічному режимі прикладення навантажень) на швидкості об'ємних сейсмічних хвиль.

пружні деформації, сейсмічні хвилі, швидкість подовжньої і поперечної хвилі, параметри руху сейсмічних хвиль, властивості гірських порід

O.O. Vovk, O.O. Vovk, O.O. Buzyla, V.V. Boyko

The paper considers the problem of defining the influence of actual conditions of elastic deformations in seismic waves (in the conditions of changing tensions under uniform compression in anisotropic mediums and in dynamic mode of load application) on the speed of body seismic waves.

resilient deformations, seismic waves, speed of longitudinal and transversal waves, motion parameters of seismic waves, properties of rock mass

© *Вовк А.А., Вовк О.А., Бузила А.А., Бойко В.В., 2010*

УДК 622.807.4

Ю.Ф.БУЛГАКОВ (д-р техн. наук, проф.)

Донецкий национальный технический университет

А.Г. СЛИЗКО

Днепргипрошахт

М.С. ГОРОБЕЙ (магистрант)

Донецкий национальный технический университет

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРОЦЕССА ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ ДИСПЕРГИРОВАННОЙ ВОДОЙ

В статье приведены результаты исследований процесса пылеподавления взвешенной в воздухе угольной пыли с помощью распыленной воды. Исследования проводились на лабораторной установке, представляющей собой аэродинамическую модель горной выработки. Установлено, что эффективность пылеподавления существенно зависит от типа распылителя, дисперсности жидкости и от направления действия струи относительно потока воздуха. Показано, что результаты расчетов хорошо согласуются с экспериментальными данными.

Известно, что одним из самых распространенных профессиональных заболеваний шахтеров являются заболевания органов дыхания пылевой этиологии. К таким заболеваниям относятся пневмокониозы, хронический бронхит, бронхиальная астма, хронический ринофаринголарингит и другие. Лечение указанных болезней является неотложной задачей профилактической медицины, а их предотвращение – важной задачей службы охраны труда угольных предприятий. Этим и обусловлена актуальность данной статьи. Исследованием данной проблемы занимались отечественные и зарубежные ученые [1-13]. Однако целый ряд вопросов остался не изученным. Поэтому, целью представленных исследований явилось изучение процессов пылеподавления для разработки научно-обоснованных мероприятий по нормализации условий труда шахтеров.

Исследования проводились на лабораторной установке, представленной на рис.1. С помощью специального устройства конструкции НИИГД (поз.1 рис.1), предварительно подготовленная на мельнице угольная пыль с заданной дисперсностью частиц подавалась в поток воздуха, подаваемого вентилятором (поз.8 рис.3.1) внутрь установки, где с помощью узла дозирования, создавалась ее заданная концентрация путем перемешивания с расчетным количеством воздуха.

Объемная концентрация определялась с помощью стандартных приборов типа «АЭР-5». После отработки режимов запуска пыли поочередно включали водяные форсунки, и сравнивалась эффективность пылеподавления с серийными распылителями, типа УВПК Красноармейского завода пылеподавления.

При проведении лабораторных исследований использовались различные типы распылителей (ФТ-сл-1, РТ-СЛ и РТ 1.2-СЛ) с одной форсункой и с несколькими типовыми форсунками КФ и ПФ. Кроме того, менялось направление факела: вдоль вентиляционного потока, перпендикулярно к нему и против потока. Начальная концентрация пыли находилась в пределах $C_1 = 300 - 370 \text{ мг/м}^3$. В результате экспериментов получены следующие зависимости.

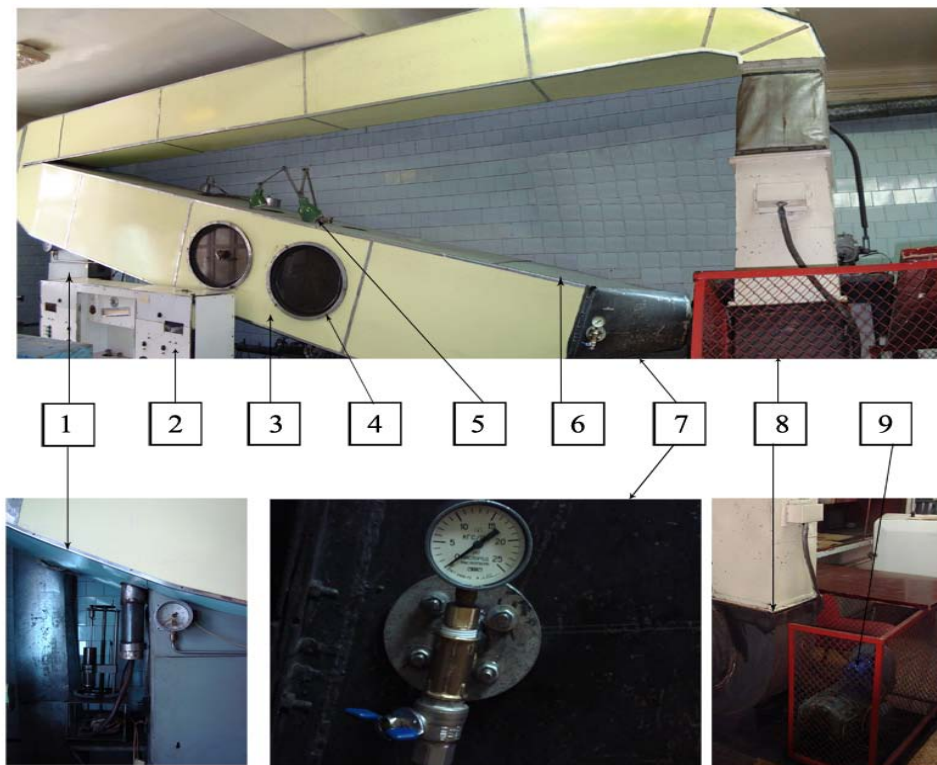


Рис. 1. Лабораторная установка для проведения исследований

1. Устройство дозирования пыли; 2. Пульт управления установкой;
3. Аэродинамические трубы; 4. Иллюминаторы; 5. Лампы освещения;
6. Технологические люки; 7. Измерительный узел и секция водяных форсунок;
8. Вентилятор сети горных выработок; 9. Двигатель вентилятора.

$C, \text{мг/м}^3$

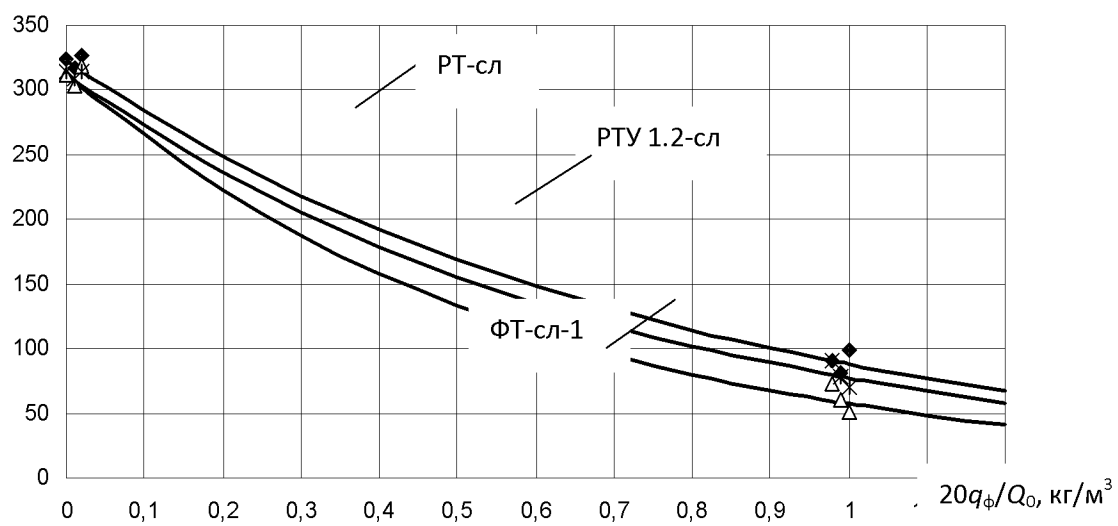


Рис. 3. Результаты сравнения расчетных (кривые линии) и экспериментальных данных гидрообеспыливания (маркеры) при работе различных типов распылителей с одной форсункой по направлению вентиляционного потока

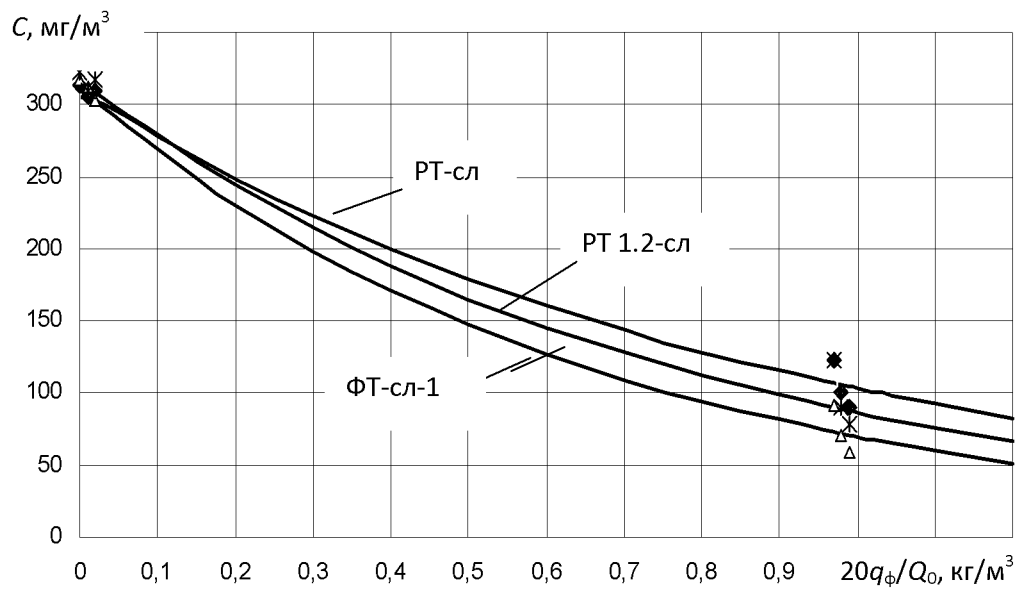


Рис. 4. Результаты сравнения расчетных (кривые линии) и экспериментальных данных гидро-обеспыливания (маркеры) при работе различных типов распылителей с одной форсункой перпендикулярно вентиляционному потоку

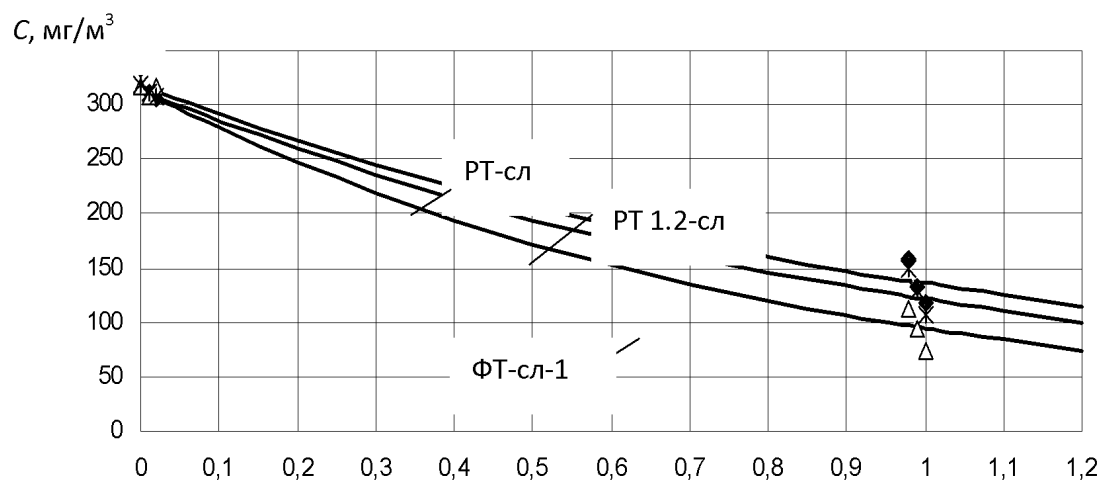


Рис. 5. Результаты сравнения расчетных (кривые линии) и экспериментальных данных гидро-обеспыливания (маркеры) при работе различных типов распылителей с одной форсункой против вентиляционного потока

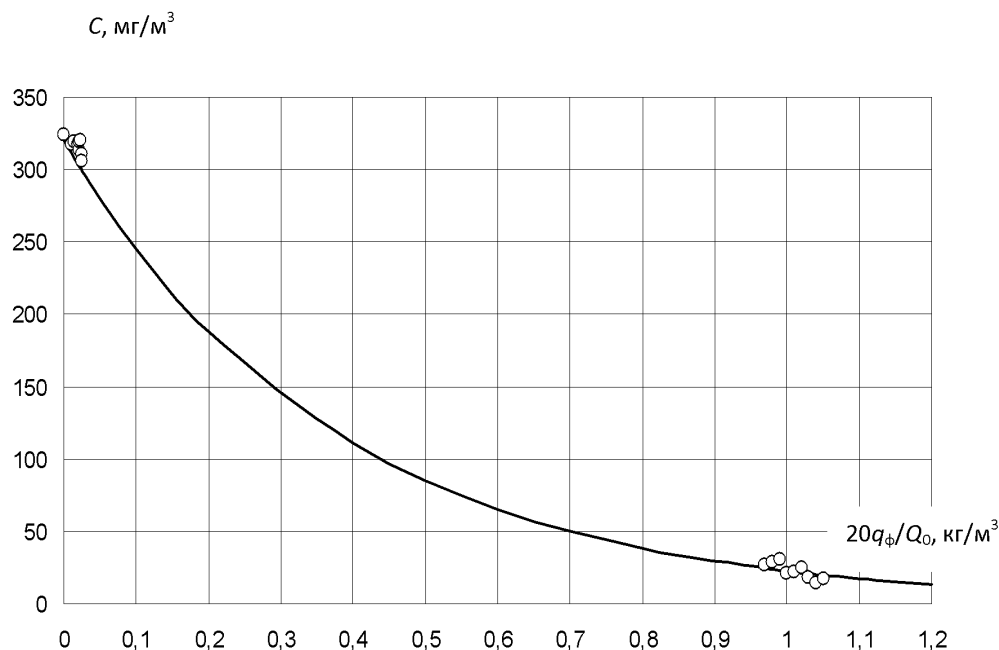


Рис. 6. Результаты сравнения расчетной кривой с экспериментальными данными гидрообеспыливания (кружочки) при работе трех распылителей РТУ-сл и одного распылителя РТ1.2-сл по направлению вентиляционного потока

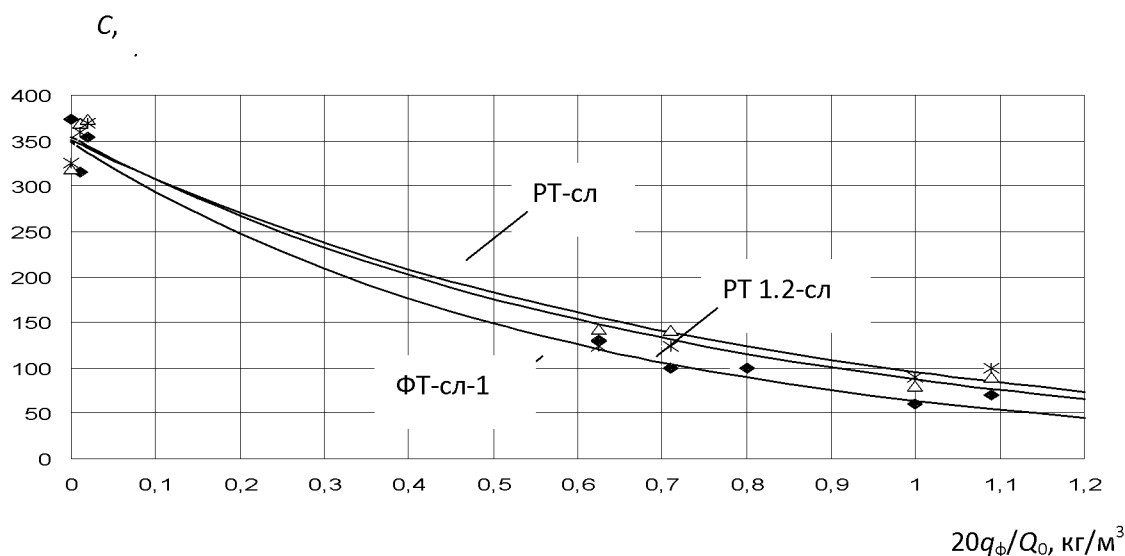


Рис.7. Результаты сравнения расчетных данных по формуле (1) с экспериментальными данными гидрообеспыливания при разных расходах воздуха и работе форсунок по направлению вентиляционного потока

Таким образом, проведенный комплекс исследований показал, что наибольший эффект гидрообеспыливание имеет при направлении факелов распыленной воды по ходу вентиляционного потока, и наименьший эффект, когда факелы направлены против потока воздуха. При факелах, направленных перпендикулярно потоку, эмпирические коэффициенты для распылителей типа РТ, РТУ и ФТ соответственно равны 1,1; 1,3 и

1,5. Это дало возможность определить суммарный коэффициент захвата при действии гравитационных и электростатических сил при работе факелов перпендикулярно вентиляционному потоку и использовать эти данные при разработке новых типов форсунок. Проведенные натурные испытания на шести шахтах Донбасса показали высокую эффективность новых форсунок и подтвердили целесообразность их серийного выпуска применения.

Библіографічний список

1. Смачивание пыли и контроль запыленности воздуха в шахтах / Р.Р. Кудряшов, Л.Д. Воронина, М.К. Шуринова и др. – М.: Наука, - 196 с.
2. Физико-химические основы гидрообеспыливания и предупреждения взрывов угольной пыли / В.И. Саранчук, В.Н. Качан, В.В. Рекун и др. – К.: Наук. Думка, 1984. – 216 с.
3. Медников Е.П. Турбулентный перенос и осаждение аэрозолей / Е.П. Медников. – М.: Наука, 1980. – 176 с.
4. Ищук И.Г. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий: справочник / И.Г. Ищук, Г. А. Поздняков. – М.: Недра, 1991. – 223 с.
5. Борьба с угольной и породной пылью в шахтах / П.М. Петрухин и др. – М.: Недра, 1981. – 271 с.
6. Борьба с угольной пылью в высокопроизводительных забоях / под ред. Ф.С. Клебанова ; ИГД им. А.А. Скочинского. – М.: Недра, 1981. – 116 с.
7. Кирич Б.Ф. Борьба с пылевыведением в шахтах / Б.Ф. Кирич, В.П. Журавлев, Л.И. Рыжих. – М.: Недра, 1983. – 213 с.
8. Журавлев В.П. Применение гидрообеспыливания на предприятиях черной металлургии и в угольной промышленности / В.П. Журавлев, А.А. Цыцур, А.А. Кудрявцев. – Караганда, 1982. – 22 с.
9. Разработка метода и программы расчета фракционной эффективности пылеулавливания при попутном капельном орошении / под рук. Пирумова А.И. // Сборник НИР и ОКР. – Серия 14, №31. – 47 с.
10. Поздняков Г. А. Теория и практика борьбы с пылью в механизированных подготовительных забоях / Г. А. Поздняков, Г.К. Мартынюк. – М.: Недра, 1983. – 126 с.
11. Журавлев В.П. Исследование и расчет оросителей с регулируемой характеристикой / В.П. Журавлев, А.Х. Лоренц // Борьба с силикозом. – М.: Недра, 1982. – Т. XI. – С. 67 – 71.
12. Лойцянский Л.Г. Механика жидкости и газа / Л.Г. Лойцянский. – М.: Наука, 1970. – 914 с.
13. Седов Л.И. Методы подобия и размерности в механике / Л.И. Седов. – М.: Наука, 1967. – 428с.

Надійшла до редколегії 12.09.2010

Yu. F. Bulgakov, A.G. Slizko, M.S. Gorobey

The paper provides the results of studying the process of air-suspended coal dust suppression by means of sprayed water. The researches were carried out on a laboratory facility, which represents an aerodynamic model of a mine working. The efficiency of suppression depends on the type of spray, dispersion of liquid and direction of jet. Calculation results coincided with experimental data.

© Булгаков Ю.Ф., Слишко А.Г., Горобей М.С., 2010

УДК 622.867

Ю.Ф.БУЛГАКОВ (д-р техн. наук, проф.)

Донецкий национальный технический университет

С.А.АЛЕКСЕЕНКО, В.И.МУРАВЕЙНИК, И.А.ШАЙХЛИСЛАМОВА (НГУ)

**СПОСОБ ВЫЯВЛЕНИЯ ПРИЗНАКОВ ПОТЕНЦИАЛЬНЫХ АВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ
В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

Приведен анализ аварийности и травматизма на шахтах Украины за период 2000-2009 годы. Разработан способ и технология дистанционного тестирования состояния системы «горный массив-выработки» и выявления аварийных ситуаций в шахтах. Предложенный способ может найти применение при исследовании аварийности любых подземных сооружений.

Актуальность данной работы обусловлена высоким уровнем аварийности угольных шахт и травматизма горнорабочих со смертельным исходом, а также отсутствием надежных способов своевременного обнаружения признаков аварийных ситуаций в шахтах

Угольная промышленность отличается особо тяжелыми и опасными условиями труда, высоким уровнем травматизма. Технологическая система шахты является многоуровневой разветвленной системой, которая состоит из множества достаточно сложных элементов: средств выемки и доставки угля, сети горных выработок, энергоснабжения, транспорта, подъема, вентиляции и др. Эти элементы функционируют в среде с переменными параметрами (воздух, влажность, газ, вода, давление и др.), взаимодействуют с горным массивом и трудно прогнозируемыми и изменяющимися во времени и пространстве свойствами. Наложение на эту систему субъективных факторов (профессионализм исполнителей и операторов) и управленческих решений (наряды, приказы, предписания, снабжение, дисциплина и т.п.) еще более усложняет предсказуемость возможности ее безопасного и безаварийного функционирования в конкретный момент времени даже, если каждый из составляющих элементов системы будет иметь достаточно высокие индивидуальные показатели надежности [1]. Поэтому своевременное выявление и сокращение числа аварий на угольных шахтах для повышения безопасности работ является актуальной проблемой, решение которой можно обеспечить с помощью систем многофакторного контроля, прогноза и, в конечном итоге предупреждения или предотвращения аварии. Чем раньше будет выявлена аварийная ситуация, тем раньше будет предотвращена авария и тем меньше будут производственные и экономические потери от перехода контролируемой системы к нештатной ситуации.

Несмотря на комплекс проводимых мероприятий, аварийность и производственный травматизма на угольных шахтах Украины остаются достаточно высокими. По статистическим данным Министерства угольной промышленности, Государственного комитета по промышленной безопасности, охране труда и горному надзору на угольных шахтах за период с 2000 по 2009 годы произошло 1432 аварии и аварийные ситуации. Из них 670 аварий и 762 аварийных ситуаций. Из имевших место за этот период 670 подземных аварий 263 или 39,4% составили подземные пожары, 30 или 4,5% – взрывы газа и угольной пыли, 31 или 4,6% - внезапные выбросы угля и газа, 217 или 32,5% – обрушения, 8 или 1,2% – затопления горных выработок. 118 или 17,7% аварий произошло на поверхности. Остальные 757 или 53,16% случаев связаны с работами по предупреждению и ликвидации последствий аварийных ситуаций и несчастных случаев [2]. Данные об аварийности на угольных шахтах Украины приведены на рис.1.

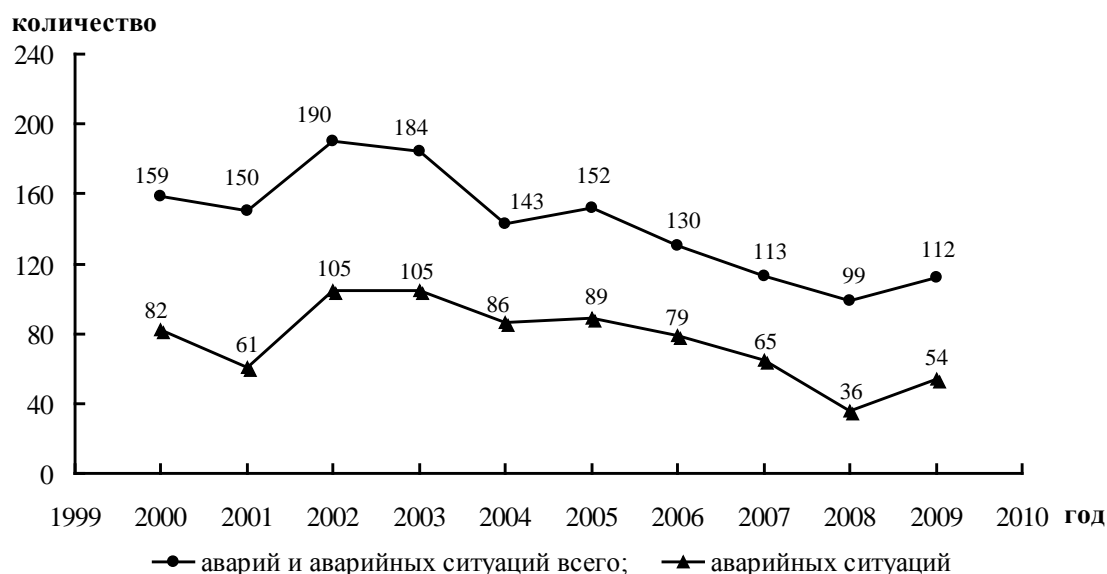


Рис.1. Динаміка аварій та аварійних ситуацій на вугільних шахтах України

Производственный травматизм неразрывно связан с шахтной аварийностью. Динамика травматизма за 2000-2009 г.г. приведена на рис. 2.

За последние 10 лет на угольных шахтах Украины погибло 1569 и получили травмы 64139 горняков. В 2009 году наблюдалась тенденция к увеличению аварийности и травматизма. На угольных шахтах произошло 58 аварий и 54 аварийных ситуаций, в результате которых травмировано 4023 горнорабочих, из них 79 со смертельным исходом.

Взрывы на шахте им. А.Ф. Засядько в 2007 году, забравшие жизни 106 горняков и травмировавшие более 300 работников казалось бы, должны были потрясти всю страну, заставив власть вместе с руководителями угледобывающих предприятий не только коренным образом изменить отношение к безопасности шахтерского труда, но и сделать все возможное, чтобы избежать таких трагедий [3].

После этой аварии по заданию Кабинета Министров Украины на шахтах внедряется унифицированная телекоммуникационная система диспетчерского контроля и автоматизированного управления горными машинами и технологическими комплексами (УТАС). Но состояние аварийности и травматизма на угольных шахтах к лучшему не изменяется. Значит в этой системе что-то не так или она несовершенна, если не позволяет предотвратить аварии на шахтах.

По состоянию на 31.08. 2010 года на угольных шахтах Украины произошло 42 аварии и аварийные ситуации, из них 22 аварии, в результате которых погибло 58 горняков. Например, на шахте им. А.А. Скочинского 06.06.10г. в нижней нише 2-й западной лавы пл. Н6-1 возник выброс, результате которого погибло 5 шахтеров. Причина аварии из официальных материалов расследования – наличие не прогнозированного нарушения внутри массива. Предлагаемый нами способ прогнозирования аварийных ситуаций в подземных выработках [7,8] позволяет своевременно выявить время и место возникновения аварии в системе «горный массив - выработки» и направлен на решение такой проблемы.

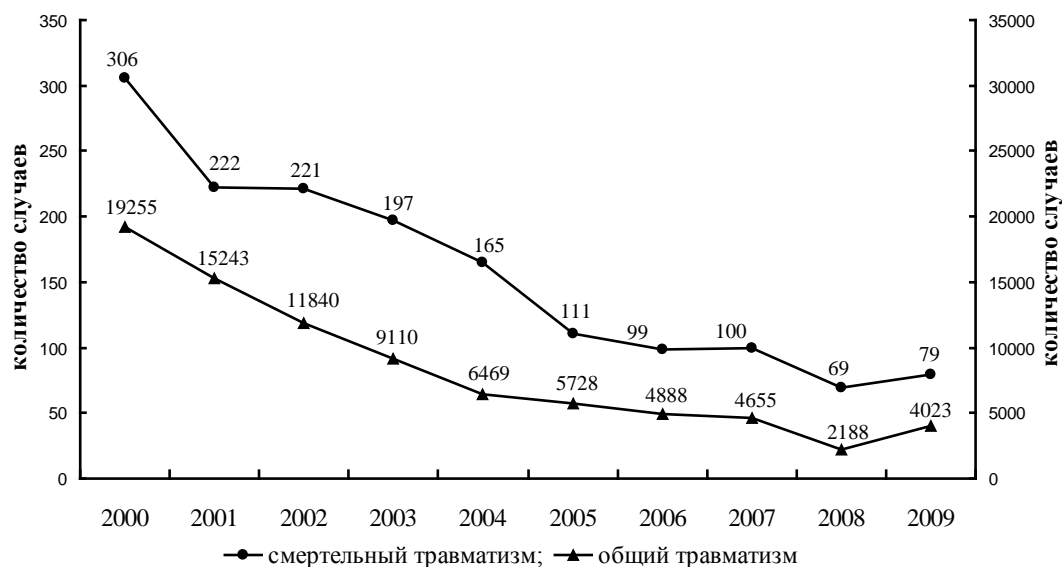


Рис.2. Динамика производственного травматизма на предприятиях угольной промышленности

Обобщая причины возникновения аварий и аварийных ситуаций, допущенных в 2008-2009 г.г., можно выделить три основные причины:

- природные аномалии, в том числе Космического происхождения;
- нарушение работы электрооборудования, в том числе, стационарного оборудования;
- нарушения при выполнении работ исполнителем или, так называемый, «человеческий фактор».

Причинами осложнений аварий на угольных шахтах Украины до настоящего времени остаются: несвоевременное обнаружение признаков аварийных ситуаций и поздние вызовы подразделений ГВГСС, неправильные действия ответственных руководителей работ по ликвидации аварий в начальный период ликвидации аварий, наличие опасности взрывов метановоздушной смеси, отсутствие возможности непосредственного воздействия на очаги пожаров и др.

Настоящая статья посвящена обоснованию и разработке оперативного способа выявления признаков аварийных ситуаций в шахтах на основе системного квантово-информационного подхода.

Объектом исследования с позиций системного, квантового и информационного подходов в данной работе является система «горный массив - выработки» [4].

Суть предложенного способа заключается в следующем. Считаем, что горный массив воспринимает два глобальных энергетических потока: из глубин планеты и Космоса. Эти потоки и материя горного массива определяют его энергоинформационную полярность, которую в биолокации условно обозначают определенными знаками. При устойчивом, безаварийном состоянии горного массива он имеет нормальную (естественную) полярность. Если состояние горного массива нарушено, то может произойти его «переполусовка» – он приобретает обратную полярность [5,6]. Нарушение состояния горного массива может произойти под влиянием горных работ, а также в результате изменения потоков энергии из глубин планеты и Космоса. В этих условиях весь массив или отдельные его зоны находятся в несбалансированном состоянии, что может привести к аварийным ситуациям.

Горные выработки, как искусственные пустоты, образованные и специально оборудованные в горном массиве, так же подвергаются воздействию энергетических потоков не только из горного массива, но также – из глубин планеты и Космоса, поэтому выработки тоже имеют свою энерго-информационную полярность. При безаварийном состоянии выработок биолокация показывает их нормальную полярность. При нарушении состояния выработки может произойти ее «переполусовка» – выработка приобретает обратную полярность. Известно, что в выработках с нарушенной полярностью ухудшается состояние здоровья горнорабочих, нарушается их психика, снижается производительность труда, повышается количество ошибок в производственных операциях, происходят немотивированные поступки, повышается травматизм, возникают аварийные ситуации.

Кроме того, горные машины, транспортные средства, различные механизмы, электрооборудование и другие объекты при безаварийном состоянии имеют нормальную полярность. Изменение энерго-информационного состояния технического объекта может привести к его переполусовке и авариям.

Изменение полярности любых систем на обратную обычно происходит до возникновения аварийной ситуации или аварии. Это обстоятельство можно использовать для выполнения профилактических мероприятий.

На основе квантового подхода на кафедре аэрологии и охраны труда НГУ совместно с ДонНТУ разработан способ прогнозирования аварийных ситуаций в шахтах [7,8]. Способ осуществляется путем дистанционного определения и контроля интегральных параметров полярности и направления вращения локального торсионного поля системы горный массив – выработки. Для анализа состояния безопасности отдельных выработок, участков или шахты в целом используют их модели, план горных работ, схему вентиляции шахты, технологические схемы и другие источники, характеризующие горный массив и горные выработки.

Известно, что реальные объекты и их модели (в том числе – фантомы) посредством торсионных полей информационно связаны между собой: реальный объект и его модель (фантом) генерируют подобные торсионные излучения и поля. При изменении состояния объекта его полярность может быть нарушена, а локальное торсионное поле может изменить направление вращения. Аналогичные изменения этих показателей можно обнаружить методом биолокации и на модели реального объекта или на его фантоме.

Выявлено, что сочетание нормального распределения знаков полярности с правосторонним торсионным полем означает безаварийное состояние объекта. А обратная полярность в сочетании с левосторонним торсионным полем означает, что аварийная ситуация возникла. Между нормальным и аварийным состоянием объекта существует переходное состояние, когда полярность объекта изменена на обратную при сохранении правостороннего торсионного поля.

Момент возникновения аварийной ситуации определяют согласно выражению (1)

$$\tau_a = \tau_c + \Delta\tau_c \pm \Delta\tau_b, \quad (1)$$

где τ_a – момент возникновения аварийной ситуации во времени; τ_c – момент появления сигналов о возможной аварийной ситуации; $\Delta\tau_c$ – продолжительность угрожаемого состояния объекта; $\Delta\tau_b$ – среднестатистическое отклонение от значения $\Delta\tau_c$.

Момент появления сигнала о возможной аварийной ситуации определяют из выражения (2)

$$\tau_c = \tau_t - \Delta\tau_p, \quad (2)$$

где τ_m – момент текущего времени, когда был выявлен сигнал о возможной аварийной ситуации; $\Delta\tau_p$ – опоздание приема оператором аварийного сигнала.

Ретроспективный анализ множества аварий, которые произошли на разных шахтах Донбасса, показал, что независимо от вида, времени и места аварии, особенностей горного массива, технологии горных работ, промежутков времени $\Delta\tau_c$ между моментом появления сигнала о возможной аварийной ситуации и моментом ее возникновения практически не изменяется (табл. 1).

Контроль за состоянием горного массива и горных выработок по данному способу осуществляется путем периодического тестирования их методом биолокации. Периодичность тестирования определяют с таким расчетом, чтобы оставалось время для выполнения превентивных мер против возможной аварийной ситуации или аварии. Сначала тестируют систему в целом, например – шахту, как систему «горный массив – выработки». Затем тестируют отдельные участки и выработки. Анализ аварий, произошедших на шахтах Донбасса, показал, что сигнал о возможной аварийной ситуации появляется не только в аварийной выработке или на участке, но и по шахте в целом, то есть система посредством торсионных полей и излучений отзывается на изменения в ее подсистемах и элементах.

Преимуществом квантового способа прогнозирования аварийных ситуаций в подземных выработках является возможность дистанционного и оперативного получения информации о возможной аварийной ситуации до ее возникновения. Способ позволяет заблаговременно определить место и время аварийной ситуации и аварии, в том числе: внезапные выбросы угля, породы и газа; вспышки и взрывы газа; пожары; обрушения породы; аварии на горнодобывающем, горнотранспортном и электротехническом оборудовании; прорывы воды в выработки; травмирование горнорабочих; тепловые удары и др.

Таблица 1.

Примеры опережения заблаговременных сигналов об авариях, которые произошли на шахтах Донбасса

№п/п	Характер и место аварии	Опережение сигнала об аварии
1	Взрыв газа и пыли в монтажном ходке лавы	11 ч 25 мин
2	Взрыв, пожар, обрушения в выработках	11 ч 41 мин
3	Взрыв газа в лаве	11 ч 45 мин
4	Взрыв газа на вентиляционном штреке	11 ч 11 мин
5	Пожар в выработанном пространстве лавы	11 ч 45 мин
6	Обрушение породы в выработке	11 ч 30 мин
7	Обрушение породы в монтажном ходке лавы	11 ч 45 мин
8	Вспышка газа в лаве	11 ч 13 мин
9	Загорание метана в лаве	11 ч 16 мин
10	Взрыв газа в конвейерном штреке	11 ч 33 мин
Среднее значение: $\Delta\tau_c \approx 11$ ч 30 мин при максимальном отклонении 19 мин		

Таким образом, данный способ прогнозирования аварийных ситуаций обеспечивает повышение безопасности горных работ, снижение травматизма горнорабочих и материальных потерь при авариях.

Предложенный способ будет наиболее эффективен на угольных шахтах, опасных по газу, пыли и внезапным выбросам угля, породы и газа. Кроме того, этот способ может быть использован при тестировании состояния выработок рудников и метрополитенов, транспортных туннелей, подземных складов, специальных подземных сооружений военного назначения, а также нефтегазовых скважин.

Выводы

1. Основной причиной высокого уровня аварийности и травматизма горняков на шахтах Украины является несвоевременное обнаружение признаков аварийных ситуаций.

2. Внедряемая на шахтах система УТАС не позволяет своевременно выявить время и место возможных признаков аварийных ситуаций.

3. Разработанный способ позволяет заблаговременно выявить время и место возможной аварийной ситуации или аварии в шахтах.

4. Предложенный способ рекомендуется для анализа состояния и прогноза аварийности любых подземных сооружений.

Бібліографічний список

1. Курнос В.Г. Научные основы автоматизации в угольной промышленности: опыт и перспективы развития: монография / В.Г. Курнос, В.Силаев ; Междунар. ин-т независимых педагогических исследований МИНПИ-ЮНЕСКО «Автоматгормаш им. В.А. Антипова». – Донецк: «Вебер» (Донецкое отделение), 2009. – 422с.

2. Анализ аварий и горноспасательных работ на предприятиях, обслуживаемых ГВГСС Минуглепрома Украины за 2001-2008 годы. – Донецк: ГВГССС, 2009. – 52с.

3. Исаченко С. Эхо трагедии. Чистый четверг / С. Исаченко // Зеркало недели. - №1 (17) - 2008. – С. 84-86.

4. Муравейник В.И. Системо-информационный поход / В.И. Муравейник. - Днепропетровск: Свидлер, 2006. – 270с.

5. Шипов Г.И. Теория физического вакуума: Теория, эксперименты и технологи / Г.И. Шипов – [2-е изд.]. – М.: Наука, 1996. – 450 с.

6. Гуляев Э.А. Влияние обратных полярностей в нашей жизни / Э.А. Гуляев, Ф.И. Гуляева. – Одесса: Optimum, 2008. – 7 с.

7. Алексеенко С.А. Способ прогнозирования аварийных ситуаций в шахтах и рудниках / С.А. Алексеенко, В.И. Муравейник, Ю.Ф. Булгаков // Форум гірників – 2009. Матеріали міжнародної конференції «Підземні катастрофи: моделі, прогноз, запобігання». – Донецьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2009. – С.216-223.

8. Спосіб прогнозування аварійних ситуацій в підземних виробках : патент 45451 : МПК E21F5/00, E21C 39/00 / Муравейник В.І., Алексеенко С.О., Булгаков Ю.Ф. та ін.; заявник і патентовласник Національний гірничий ун-т. - № u2009 05789 ; заявл. 05.06.2009 ; опубл. 10.11.2009, Бюл. № 21.

Надійшла до редколегії 12.09.2010

Yu. F. Bulgakov, S.A. Alekseyenko, V.I. Muraveinik, I.A. Shaikhlislamova

The analysis of accidents rate and traumatism has been conducted at the mines of Ukraine for the period of 2000-2009. The methods of remote controlled testing of the state of the system “rock mass – mine workings” and emergency situations detection in mines have been developed. These methods can find application in the research into accidents rate in any underground structure.

© Булгаков Ю.Ф., Алексеенко С.А., Муравейник В.И., Шайхлисламова И.А., 2010

VLASTIMIL HUDEČEK, (prof. Ing. CSc.)
Czech Republic, VŠB –Technical University of Ostrava

METHOD OF DRILLING OF COAL PILLAR

One of outputs of the research project of the Czech Mining Office “Protection of Employees against Consequences of Rock and Gas Outbursts” was the application of yet not used methods of coal mining in the conditions of the Czech Republic. The aim of these methods is an increase in the recovery of coal reserves blocked in residual pillars left. For the conditions of Paskov Mine (Ostrava-Karviná Mines company) [1], the method of mining by means of long large diameter boreholes was chosen.

The contribution provides information on the application of this mining method abroad and in the Czech Republic in the Paskov Mine.

mining method, large diameter boreholes, mining system, drilling of coal

Introduction

The objective of the contribution was to familiarize, after the verification of experience from the utilisation of method of drilling abroad, the reader with a proposal for a new method and reasons for necessary modifications of machinery of system based on a variant of “drilling-auger system” - machine BŠK-2DM and a possibility of application of this system in the conditions of Paskov Mine (Czech Republic, OKR).

1. Principle of Method of Seam Drilling (according to Original Materials of Ukrainian Manufacturers)

In principle, this method is based on the winning of coal from the seam by means of chambers formed by drilling being performed by a special mining (drilling) system. Similarly to the method of classical room-and pillar exploitation, between particular gradually drilled bands (chambers), small safety pillars, from which the coal has not been extracted, are left.

The method was in the country of its origin (Ukraine) [2] intended for the areal mining of coal seams. However, from the point of view of Czech mining industry, it seems to be advantageous to the mining of residual pillars and areas left outside the geometrically regular layout of longwall faces.

By the manufacturer of original system BŠK-2DM constraining conditions for the application of this method were defined in materials provided (in a case of use of original technology). From them, the applicability of this method in the case of use of the mining system followed.

The mining system is, according to available documents provided by the manufacturer, designed for drilling blind chambers of the width of up to 2.1 m and the length of up to 85 m in coal seams of the thickness more than 0.65 m, at the cutting resistance of coal less than 350 kN/m. Boreholes can be directed to a coal pillar to one wall or subsequently also to the other wall of haulage entry, perpendicularly to its axis in the range of seam dip from + 23° to - 15° (see Figure No. 1). Chambers being drilled are not supported (see Figure No. 2), merely the mouths of already mined out chambers are closed by dams (round timber sealed with clay).

The finished cross-section of the haulage entry is given by the size of the unit (system), which in the conditions of Ostrava-Karviná Coalfield corresponds minimally to the CH-00-0-12 cross-section for support building. This haulage entry should be horizontal; the gradient of it should be less than $\pm 8^\circ$ in the longitudinal axis.

When drilling, the coal is broken by 2 or 3 drill heads (see Figure No. 1) and is removed by two auger spirals with opposing directions of rotation to the haulage entry. Here, broken coal is taken away by a scraper conveyor. Between the auger spirals (rods) there is a guide mechanism that simultaneously serves the ventilation of face of the chamber, the protection of technological systems and the automatic control of direction of the cutting tool (Figure No. 3).

The blowing ventilation of zone (chamber) being drilled is ensured by means of an electric fan of 500 mm diameter and by means of flexible ventilation tubes, through which fresh air is supplied to the drill unit, where it is connected to the guide mechanism (pipes of 300 mm diameter).

On the haulage entry, whole technology equipment is installed - a hauling track, a power supply device and a hauling cable to the drill unit, an overhead monorail for the supply of drilling modules, a set of drilling tools. The control panel of the whole drilling and mining system is there about 10 m from the chamber being drilled.



Fig. 1. – A view of drill heads and a mouth of chamber already drilled in a wall of mine working



Fig. 2. – A view of drill rods and part of driving unit



Fig. 3. – A front view of drill string

2. Requirements for Mining and Geological Conditions for the Utilisation of Mining Method of Drilling the Seam

From the operational documentation of original mining system – drill unit, and from the findings of employees of Ostrava-Karviná mines obtained during their business trip to the Dobropolje Mine in the Kharkov area (Ukraine), where the method of drilling is used in a limited degree, some fundamental requirements for the mining and geological conditions for the use of the mining method being evaluated follow. The installation of the drilling system BŠK-2DM requires the following:

1. steady depositional conditions (above all the dip of the seam) and slight or none tectonic division,
2. the dip of the seam less than $+ 23^\circ$ for upward drilling and less than -15° for pro downward drilling,
3. the seam thickness more than 0.65 m with a strong immediate roof, with none or only a thin intermediate layer of only claystone rocks.

The findings from the use of mining method of the drilling of coal seam can be summarized into several points as follows:

1. The mining system BŠK-2DM is utilized in the country of origin.
2. The utilization is, according to the findings from the business trip, only occasional and purely functional.
3. In the documents the manufacturer states a whole series of restraints that limit the installation and utilization of the system. Generally they are limits characterizing the geological conditions, mining and technical conditions under the conditions of Ukraine.
4. The expert opinion of State Committee of Ukraine for Supervision over Labour Protection amends and defines more specifically some operational safety conditions.
5. In the version manufactured by the state enterprise Malyshev Factory in Kharkov, the mining system BŠK-2DM is without fundamental post-modifications, especially for the reason of ensuring the safety of work and operation, unusable in the conditions of OKR.
- 6. After the adaptation of the system and also of technological processes to the conditions of mining in OKR, the method of mining the coal seam by large diameter borehole drilling can be regarded as possible.**

3. Application of Requirements for the Mining and Geological Conditions for the Utilization of Mining Method of Drilling the Seam in the Conditions of OKR

The mining system of series BŠK was designed by the Ukrainian designer for the installation in conditions considerably different from those in OKR. Here exist the basic risks that must be specified, assessed and evaluated. What is meant is above all the possible utilization of the new mining method in the following seams:

- classified as threatened by a rockburst hazard,
- classified as threatened by a rock and gas outburst hazard,
- classified as threatened by hazards of water inrush / increased water inflow,
- where the roof/floor consists of sandy varieties of rocks with a high content of quartz (risk of thermal spark).
- with the occurrence of intermediate layers.

In all these cases, it is necessary to determine special safety measures always on the basis of expert assessment of the relevant risk.

3.1 Geological Conditions Seam Thickness, Seam Attitude

In the case of considered installation of the system in the Czech Republic, in the Karviná partial basin merely the coal seams of Ostrava Formation fulfill the required conditions. Although the dip of layers corresponds to the verified and recommended conditions even in the Saddle Member of Karviná Formation, the thickness of simultaneously mined seams of the lower part of Saddle Member exceeds in order the thickness to which the method has been applied in Ukraine. On one hand, this can be favourable for mining, because when the thickness of the seam is large, irregularities in seam development can be eliminated better; on the other hand, drilling in a thick and often unconsolidated seam may cause a heavy fall of coal and rock in chambers being drilled in any part of them already in the course of drilling.

Changes in the seam thickness associated with the bending, shrinkage/pinching out and also splitting of the seam accompanied often with tectonic structures represent points of local stress accumulation. Just here, the measure of probability of occurrence of gas-dynamic event grows, and in the course of performing mining operations in a form of drilling, coal and gas outbursts may occur. These anomalies can, both due to irregularities in seam thickness and due to sudden changes in seam dip, affect negatively also the success of drilling itself, because the rigidity of drill rod does not enable any accommodation to the course of the seam, and a considerable probability of encountering the associated rocks during drilling with all negative consequences exists here.

Tectonic Structures

Areas in the vicinity of tectonic faults where residual pillars usually are there can represent, according to the mechanism of origin and the age of these structures, both points of stress concentration and points of stress release. From the geomechanical point of view, the evaluation of influence of tectonic faults can be carried out not before the overall assessment of stress-deformation state of rock mass for a specific area. In the vicinity of tectonic faults, possible technological problems can be expected that are related to the increased occurrence of planes of discontinuity – accompanying tectonic structures, or water saturation of them, which may cause, as a consequences, a heavy fall in the chamber and a blocking of spiral rod with pushed in coal or associated rocks. In the environment of the seam with a hazard of coal and gas outburst, the increased structural tectonic disturbance of rock mass is together with possible gas accumulation the primary and fundamental precondition for the occurrence of an outburst.

Hydrogeological Conditions

Communication between those parts of the seams with water-filled old workings, water-saturated fracture zones and water-bearing sediments above the Carboniferous relief, in which the method of mining by drilling the chambers is considered, represents a specific risk endangering both the safety of workers and the success of mining operations as a whole. On the other hand, in the case of such parts of the seam the physical and mechanical properties of coal and associated rocks are influenced favourably as for a risk of coal and gas outburst.

3.2 Mining Conditions

Dimensions of the Residual Pillar Being Mined, Dimensions of Small Safety Pillars Left in the Seam

Residual pillars that are to be mined by the method of drilling the chambers represent points of stress concentration. Limiting factors are the dimensions of the pillar itself, the depth of occurrence, and the effects of additional stress from the overlying and underlying edges of spaces not worked-out and also from the edges of spaces not worked-out in the seam itself.

In the majority of cases, residual pillars represent the parts of coal seam that cannot be mined by the method of longwall mining along the strike, and represent thus points of increased stress concentration in the coal seam itself and in the surrounding rock mass as well. Dimensions of these pillars then often correspond to the limit state of stress, or are close to these dimensions. The limitation of residual pillars is usually formed by:

- old workings,
- other mine workings,
- tectonic structures, along which the seam shifts by the distance that is greater than the seam thickness,
- erosion of the seam.

If any action on residual pillars is performed, including the drilling of the seam using

the new mining method, a certain form of dynamic energy release may occur. A risk of anomalous geomechanical event is here considerable (it is a case similar to the relief of seam stress by boreholes of extreme diameter).

With regard to a possibility of occurrence of a gas-dynamic event, that pillar is hazardous the exploited area of which shows the higher degree of structural-tectonic disturbance, especially in the close proximity to the haulage entry, or in the area of which a decrease in seam thickness due to erosion occurs.

The fundamental criterion for the determination of minimum permissible dimension of coal pillar with reference to a risk of its sudden disturbance by accumulated energy release (risk of dynamic event occurrence) is the compression strength of coal that depends on the rank and the degree of microdisturbance of the seam being mined. It is necessary to state that the compression strength of the seam is considerably variable.

When determining the width of pillars, it is not possible to proceed schematically and to consider a general dimension in advance. When the mining method of drilling is used it is necessary not only to respect certain safety generally, but also to take into account the geological and geotechnical properties of rock mass in the selection of areas.

However, it is completely evident that the only reliable data for the operational determination of width of protective pillars (small interpillars) will be experience from the given operation.

Edges of Spaces Not Worked Out

Edges of spaces not worked out in the overlying seams and in the seam being mined represent points of stress concentration. The influence of additional stress due to these edges of spaces not worked out is determined, for the needs of solutions for outburst prevention, according to the Operating Rules to the Decree of the Czech Mining Office in Prague No. 659/2004 Coll.

For the needs of solving other geomechanical problems in mines without hazard of rockbursts it is possible to utilise, with regard to the fact that there is not any other methodology available, this process that is generally valid for the conditions of Ostrava-Karviná Coalfield.

The additional stress affects adversely (increase) the primary state of stress in associated rocks and in the seam itself. Areas under the influence of additional stress due to the edges of spaces not worked out represent points of increased stress in the rock mass, and thus an increased risk of the occurrence of a geomechanical event of gas-dynamic character.

4. Mining-Geological Conditions for the Employment of New Mining Method in the Paskov Mine

The area of residual pillars intended for the mining using the new technology is there in the north part of mining claim of the Staříč plant of Paskov Mine, in the mine field 2, in the seam 080 (22b). The seam belongs stratigraphically to the Petřkovice Member of Ostrava Formation. Residual pillars are located along the road 080 7242/1, which is driven in the middle bench of the seam, and are situated SSW and NNE of this road (see Supplement No. 1).

4.1 Geological Conditions

Depositional Conditions

Residual pillars intended for working out are situated in a relatively steady part of the seam, in the part of a flat anticlinal structure with subhorizontal angles of slope not exceeding 5° [4].

In the course of development and previous mining operations, the multifold splitting of the seam into benches, affecting markedly the morphology of the seam, was verified here. The seam splits into even 4 separate benches. In the NNE direction, where at the distance of about 50 m the worked-out areas of faces 080 200 and 080 201 occur, the upper and the middle benches converge into a single unit. In the layers overlying the middle bench of the seam 080 (22b) an irregular layer of siltstone occurs that gradually pinches out at the line of the above-mentioned connection with the upper bench. Higher, other two benches of the seam 080 (22b) of the thicknesses of 30-50 cm and 10 cm, separated with a layer of sandy siltstone of the thickness of about 3.3 m, follow. In the underlying layers, a 0.5 m thick layer of siltstone with roots is developed; below it there are about a 3.2 m thick layer of siltstone laminated with sandstone and the lower bench of seam 080 (22b) of the thickness of 0.5 m, and further about a 2 m thick layer of sandy soil with roots and a 3.8 m thick layer of siltstone. In the area of connected benches of the seam the total thickness exceeds 100 cm. In the SSW direction, a reduction in the thickness of middle bench appears.

In the areas intended for working out, the depth of occurrence of the seam 080 (22b) below surface moves in the range from 1 140 to 1 150 m.

Tectonic Structures

Structural-tectonic conditions in the wider surroundings of the area of interest are relatively steady – the area of application of new mining technology occurs in the apical part of flat anticlinal structure with the subhorizontal flanks of the angle of inclination less than 5° . In the area concerned, any minor tectonic structure has not been recorded.

The area is located in the underlying layers of the area of west overthrust of NNE-SSW direction and about 15 m amplitude. The shear surface of the overthrust is situated between the seam 080 (22b) and the connected seams 082 (22d) + 084 (22f), which were mined out in the overlying layers earlier.

Hydrogeological Conditions

In the area of residual pillars intended for working out, neither water-bearing horizons nor tectonic faults with recorded increased water inflows occur. The risk of approach to the worked-out areas of faces is eliminated with a sufficient distance between the areas intended for working out and them, including the approach to the closed development workings of these faces.

4.2 General Mining Conditions

Dimensions of Residual Pillar Being Mined, Dimensions of Small Safety Pillars Left in the Seam

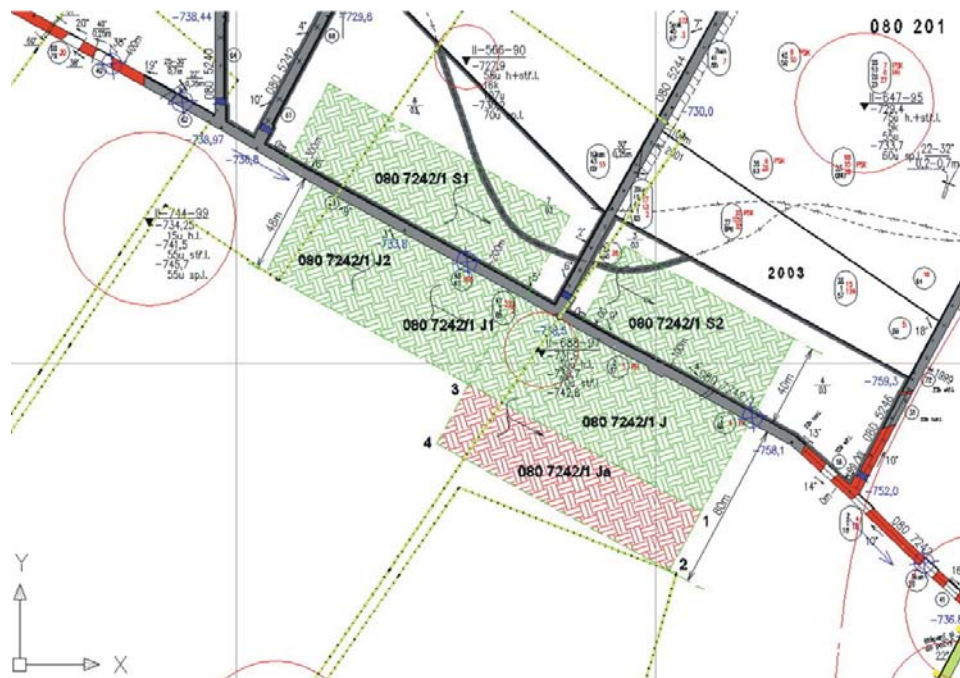
The block 1 (080 7242/1 S1)

The first block planned for working out has the length of 130 m along the gateway and the depth of 40 m. As for the areas to be mined, the design width is 1.9 m and the chamber depth is 25 m. The depth of chamber (borehole) corresponds to the length of the borehole performed in the framework of prognosis and prevention of coal and gas outbursts in the block. The width of coal pillars left between individual chambers was determined at 2 m.

The block 2 (080 7242/1 J 2 a 3)

The second block planned for working out has the length of 245 m along the gateway and the depth of 48, or 80 m. In a part planned for working out to the depth of 80 m maximum technical parameters of the mining system will be verified.

The delimitation of the mining blocks is presented in Supplement No. 1.



Supplement 1.

Edges of Spaces Not Worked Out

The block 1

The first block orientated to NNE of the road 080 7242/1 is in the roof mostly influenced by an overlying face worked out in the area of connection of seams 082 (22d) and 084 (22f) of the thickness of about 1.4 m at the distance of 55 – 60 m. The mining of longwall faces in the roof was performed in the years 2001 and 2002. Mining by using the new mining method is designed to be commenced below the level of edge of worked-out face in the roof in the area of additional stress, and will continue towards ESE into the area protected by the worked-out overlying block.

The block 2 (is operationally divided into parts 080 7242/1 J2 and 080 4272/1 J3)

The second block orientated towards SSW of the road 080 7242/1 is also partially influenced by overlying working as the block 1. Mining by using the new mining method is designed to be commenced in the middle part of the block, and the direction of advance of mining the chambers will be WNW (part 080 7242/1 J2); the length of chambers will be gradually extended up to the permitted depth limit of 48 m. Mining will be finished in the part of the pillar that is affected by additional stress due to the edge of not worked out part of the seam 082+084.

Another phase of trial operation in the block 2 will be executed in the part 080 7242/1 J3, and the direction of advance of mining the chambers will be of ESE. The length of chambers being mined is determined here, according to the project, at 80 m. The first phase of mining will be carried out under the influence of additional stress due to the edge of worked –out and not worked-out parts of the seams in the roof, and in the next advance of chambers towards ESE merely deeper parts of chambers being mined will be affected like that.

5. VS-SEAL-625 P1 (P2) – a Modified Mining System BŠK-2DM in Conditions of Paskov Mine

The mining system BŠK-2DM in version supplied by the Ukrainian manufacturer “Malyshev Factory” in Kharkov is unexploitable in conditions of outburst-hazardous mines of OKR owing to not complying with valid Czech legislation – ensuring occupational health and safety and operational safety [3]. For various reasons it was necessary to make constructional modifications in the mining system, especially in the following parts:

- the machine itself,
- the power unit,
- the ventilation system,

with regard to a risk of sudden and uncontrolled increase in methane concentration in the case of occurrence of a rock and gas outburst.

On the basis of requirements specified by the company OKD, JSC, the joint stock company SE-MI Service modified the original system BŠK-2M in accordance with the Czech regulations and produced it under the name VS-SEAL-625 P1 (P2) for the conditions of gassy mines with a hazard of coal and gas outbursts.

5.1 General Characteristics of the System

The mining system VS-SEAL-625 P1 (P2), see Figure No. 4-6, forms together with a control panel and a so-called “energo-train” a set that is moved, on the floor of haulage entry, by shear by means of a hauling mechanism. The drill unit itself is, in addition to the drilling and driving parts themselves, also equipped with a frame

with expanding hydraulic cylinders ensuring both the position of the machine in a mine working and also its anchoring in the walls of haulage entry in the course of drilling itself. The frame of the machine is mounted on slides by means of which it leans against the floor. By the slides it moves by shear along the mine working. For the movement of the unit along the haulage entry of a space being mined, transfer equipment of PZP (PZF) series is used.

The drilling part of the system consists of a driving block of electromotors and gearboxes ensuring the movement of drill string and the rotational movement of spiral drill rods. By means of three drill heads of the diameter of 625 mm, fitted with cutting tools, a chamber is formed in a coal seam.

After the drill heads a gearing part with gearboxes of driving units of drill heads, which forms together with them one whole, and further a section of control, which corrects the direction of drilling, are there.

The gearing part (section) is followed with a transient section, and further with individual drilling sections, i.e. linear sections with inserted supporting drilling sections (each fifth drilling section is used as supporting). An individual linear drilling section is composed of a middle guide part and two drilling spiral rods (augers) of the diameter of 480 mm, by means of which broken material is removed from the space being mined, and by means of which the drill heads are driven. The supporting section contains, in contrast to the linear drilling section, two guide collars beyond; they are fastened together with the middle part and ensure a constant spacing between the spiral drill rods (augers).

The length of individual drill rods forming together with the middle part an “independent drilling section” is 1 540 mm for the type of machine VS-SEAL-625 P1 and 1 040 mm for the version VS-SEAL-625 P2.

The direction of helix is opposite to the direction of spiral rod (auger) rotation; for the removal of coal from the chamber face merely the left rod is used. Thus the right part of the of finished cross-section of the chamber is not filled with any broken material and in the course of all operations it can be utilised for the removal of airs from the face of the mine working – borehole (chamber) being mined. The middle linear guide part is designed for the guide of spiral rods and is equipped with ventilation pipes intended for the supply of required amount of fresh air to the system of separate blowing ventilation of the face and for the supply of water for spraying the face of the borehole in the point of disintegrating (drill heads).

The adding of individual drilling sections, the lowering of them into boreholes, the removing and drawing out of them from the boreholes are ensured by a hoisting device that forms with the drill unit one whole. Individual drilling sections are stored in transport containers (defined by the manufacturer as carriers) hung in cars of overhead monorail ZD-24A. Along the technology track of the overhead monorail, a monorail trolley of the type ŠA-MAN D.01, supplied by the manufacturer of the system together with the carriers, is used for handling them.



Fig. 4. – Drilling part of the system at the borehole mouth



Fig. 5. – A control unit



Fig. 6. – A mining system - drilling and driving parts

Conclusion

In this contribution, basic conditions for the use of new mining method in Ukraine and differences between the Ukrainian conditions and conditions of possible application in the Czech Republic, in the Ostrava-Karviná Coalfield are presented. Reasons for necessary modifications of mining system are given and conditions for possible operation in the Paskov Mine are provided. The article was prepared thanks to support of project VaV ČBÚ No. 57-07.

References

1. HUDEČEK, V.: Analysis of Safety Precautions for Coal and Gas Outburst-Hazardous Strata. Journal of Mining Science, Vol.44, No.5, 2008, 42-50, ISSN 1062-7391, ISSN 1573-8736
2. Povolení č. 1476.03.30-29.52.1, povolení použití instalační série těžební soustavy se spirálovým vrtákem BŠK-2DM (Permission No. 1476.03.30-29.52.1, permission to use the installation series of mining system with an auger BŠK-2DM). Ukrajinský státní výbor pro dohled nad ochranou práce (Derzhnahljadochoron praci Ukrajiny), Charkov-Ukrajina, 2005
3. HUDEČEK, V., STONIŠ, M., SOJKA, R. a kol.: Analýza možností využití netradičních metod dobývání uhlí v oblastech s nebezpečím průtrží hornin a plynů (Analysis of Possibilities of Utilization of Nontraditional Coal Mining Methods in Areas with Hazard of Rock and Gas Outbursts). Závěrečná zpráva Etapy č.4 - Ochrana zaměstnanců před důsledky průtrží hornin a plynů. Projekt VaV ČBÚ č.57-07, 22 pp., VŠB – Technická univerzita Ostrava 2008
4. Rozhodnutí OBÚ v Ostravě č.j. 3895/2002 a Instrukce pro doly s nebezpečím průtrží hornin a plynů (Ordinance of Ostrava Regional Mining Authority Ref. No. 3895/2002 and Instructions for Mines with Hazard of Rock and Gas Outbursts)

Надійшла до редакції 17.11.2010

© Vlastimil Hudeček, 2010

JAN SZŁĄZAK

Dr hab. inż. prof. nadzw. Politechniki Śląskiej w Gliwicach

Wydział Górnictwa i Geologii

METODA OPISU PRZEPŁYWU POWIETRZA PRZEZ ZROBY ŚCIAN ZAWAŁOWYCH W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

STRESZCZENIE

Podczas prowadzenia eksploatacji pokładów węgla na zawał następuje przepływ powietrza przez strefę zawału, który jest uzależniony od stosowanego systemu przewietrzania ściany. Dopływ powietrza do strefy zawału jest jednym z czynników decydującym o zagrożeniu pożarowym. Dlatego też znajomość rozkładu prędkości przepływu powietrza w zrobach jest jednym z istotnych czynników pozwalających na dobór profilaktyki zwalczania procesu samozagrzewania pozostawionego węgla.

W artykule przedstawiono równania opisujące dwuwymiarowy przepływ powietrza przez zroby ścian zawałowych przy wykorzystaniu zmiennej wartości przepuszczalności zrobów. Podano również numeryczne rozwiązanie zamieszczonego układu równań. W zakończeniu artykułu zamieszczono przykład obliczeniowy.

wentylacja kopalń, pożary podziemne, filtracja powietrza przez ośrodek porowaty

Wstęp

W obrębie wyeksploatowanego pokładu z zawałem stropu, skutkiem przemieszczania się skał powstaje strefa zawału przez którą przepływa powietrze. Do zrobów wydziela się w polach metanowych metan, który w zależności od intensywności przepływu powietrza tworzy zbiorniki o różnej koncentracji. W zrobach następuje mieszanie się powietrza z metanem, a skład gazów w poszczególnych miejscach zrobów jest bardzo zmienny i zależy między innymi od systemu przewietrzania i intensywności wydzielania się metanu ze złoża.

Intensywność przepływu powietrza przez zroby ścian zawałowych stanowi główny czynnik decydujący o wielkości zagrożenia pożarowego. Przy małej intensywności przepływu zroby wypełniają się gazami obojętnymi, wpływającymi hamująco na proces samozagrzewania węgla. Z kolei bardzo duża intensywność przenikania powietrza powoduje odprowadzenie ciepła powstającego na skutek zachodzących w zrobach procesów utleniania, i w ten sposób również wpływa hamująco na proces samozagrzewania węgla. Najbardziej niekorzystny jest przedział środkowy, w którym przy dostatecznym dopływie tlenu brak jest skutecznego wychładzania zrobów. Akumulacja ciepła przyspiesza proces zapłonu węgla.

Model przepływu powietrza przez zroby ścian

W rezultacie przemieszczenia skał, jakie następuje po przejściu frontu eksploatacyjnego ściany i linii zawału powstaje gruzowisko i strefa spękań. Przestrzeń zawałowa ściany wypełniona jest skałami stropowymi, tworzącymi ziarna (bryły) o różnej granulacji. Bardzo luźne ułożenie ziarn (brył) w strefie przyprzodkowej uszczelnia się w miarę zwiększenia odległości od frontu ściany [7, 8, 9]. Drobne elementy skały wypełniają pustki między większymi, większe zaś nierównomiernie podparte i poddane naprężeniom górotworu kruszą się, wypełniając coraz szczelniej wolne przestrzenie. Dlatego też w rozważaniach teoretycznych nad przepływem powietrza przez zroby przyjmuje się, że zroby stanowią rzeczywisty ośrodek porowaty, w którym na ogół obowiązuje liniowe prawo filtracji Darcy'ego.

Istotnym elementem warunkującym przepływ przez ośrodek porowaty jest rodzaj przepływającego gazu i rodzaj przemiany, w której ten przepływ się odbywa. Prędkość filtracji określona jest następującym wzorem [3]:

$$v = -K \text{ grad } p \quad (1)$$

gdzie:

$$K = \frac{k(x)}{\mu} \text{ – współczynnik filtracji ośrodka porowatego,}$$

v – prędkość filtracji,

p – ciśnienie,

μ - współczynnik lepkości dynamicznej powietrza.

$k(x)$ – współczynnik przepuszczalności.

Aby rozpatrzeć przepływ gazu w ośrodku porowatym należy jeszcze podać:

równanie ciągłości, które można zapisać w postaci :

$$m \frac{\partial \rho}{\partial t} + \operatorname{div} \rho v = 0 \quad (2)$$

równanie stanu w postaci izotermy:

$$\frac{p}{\rho} = \text{const} = \frac{p_0}{\rho_0}, \quad (3)$$

gdzie : m – porowatość ośrodka, ρ - gęstość powietrza.

Przyjęcie przepływu ustalonego, przemiany izotermicznej i bezźródłowego obszaru płaskiego prowadzi do eliptycznego równania różniczkowego cząstkowego drugiego rzędu na pole ciśnień w postaci:

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(K \frac{\partial p}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K \frac{\partial p}{\partial y} \right) = 0. \quad (4)$$

W oparciu o ten wzór przeprowadzono większość spotykanych w literaturze górniczej rozważań teoretycznych na temat przepływu powietrza przez zroby.

Współczynnik przepuszczalności zrobów

Współczynnik K w zależności (4) charakteryzuje ośrodek, w którym odbywa się przepływ gazu. Jeżeli rozpatrywany jest przepływ gazu w porowatym ośrodku, to współczynnik K jest współczynnikiem filtracji. W przypadku ośrodka izotropowego współczynnik K jest funkcją skalarną zależną od współrzędnych przestrzennych. Natomiast w ośrodkach anizotropowych wartość ta charakteryzuje ośrodek, jednak zależy nie tylko od współrzędnych przestrzennych, ale także od rozpatrywanego kierunku, jest więc tensorem drugiego rodzaju. Rozwiązanie równania (4) uzależnione jest od zależności funkcyjnej opisującej wielkość współczynnika K . Do dalszych rozważań przyjęto, że współczynnika filtracji zmienia się wzdłuż wybiegu ściany, a jego wartość wzdłuż długości ściany jest stała. Taki opis zmian współczynnika filtracji został dokonany w pracy [7] na podstawie obszernych badań eksperymentalnych w kopalniach.

Z rozważań zamieszczonych w pracy [7] wynika, że współczynnik przepuszczalności zrobów może być opisany zależnością w postaci:

$$k(x) = \frac{\mu}{r_0 + ax^2} \text{ [m}^2\text{]}, \quad (5)$$

dla $0 \leq x \leq \frac{2}{3} \cdot l$,

gdzie :

l - oznacza całkowity wybieg ściany, [m],

r_0 , a – empiryczne współczynniki zależne od górniczo-geologicznych warunków zawału,

$k_0 = \frac{\mu}{r_0}$ - współczynnik przepuszczalności zawału za frontem ściany, $[\text{m}^2]$,

x – odległość od frontu ściany, $[\text{m}]$.

Natomiast dla odległości równej $x = \frac{2}{3}l$ uzyskuje się najmniejszą wartość współczynnika przepuszczalności zrobów. Po przejściu minimum współczynnik przepuszczalności rośnie aż do miejsca rozpoczęcia ściany. Na długości, gdzie współczynnik przepuszczalności zrobów rośnie, jego wartość można określić z zależności:

$$k(x) = \frac{\mu}{r_0 + a\left(\frac{4}{3}l - x\right)^2}, [\text{m}^2], \quad (6)$$

dla $\frac{2}{3}l \leq x \leq l$.

Natomiast wartość występujących współczynników r_0 , k_0 i a uzależniono od oporu rozwarstwienia skał stropowych zalegających nad wybranym pokładem. Zmiany współczynnika przepuszczalności zawału za frontem ściany można określić zależnością:

$$k_0 = \frac{\mu}{6} 10^{-10} R_{rs}^{1.74} [\text{m}^2], \quad (7)$$

natomiast zmianę współczynnika a podaje wzór:

$$a = 6 \cdot 10^9 R_{rs}^{-1.74} [\text{Ns/m}^4], \quad (8)$$

gdzie: R_{rs} – opór rozwarstwienia skał stropowych.

Na rysunku 1 przedstawiono przebieg zmian współczynnika przepuszczalności zawału otrzymany z badań eksperymentalnych oraz z opisu zależnościami (5 i 6).

Numeryczne rozwiązanie równań opisujących przepływ powietrza w zrobach

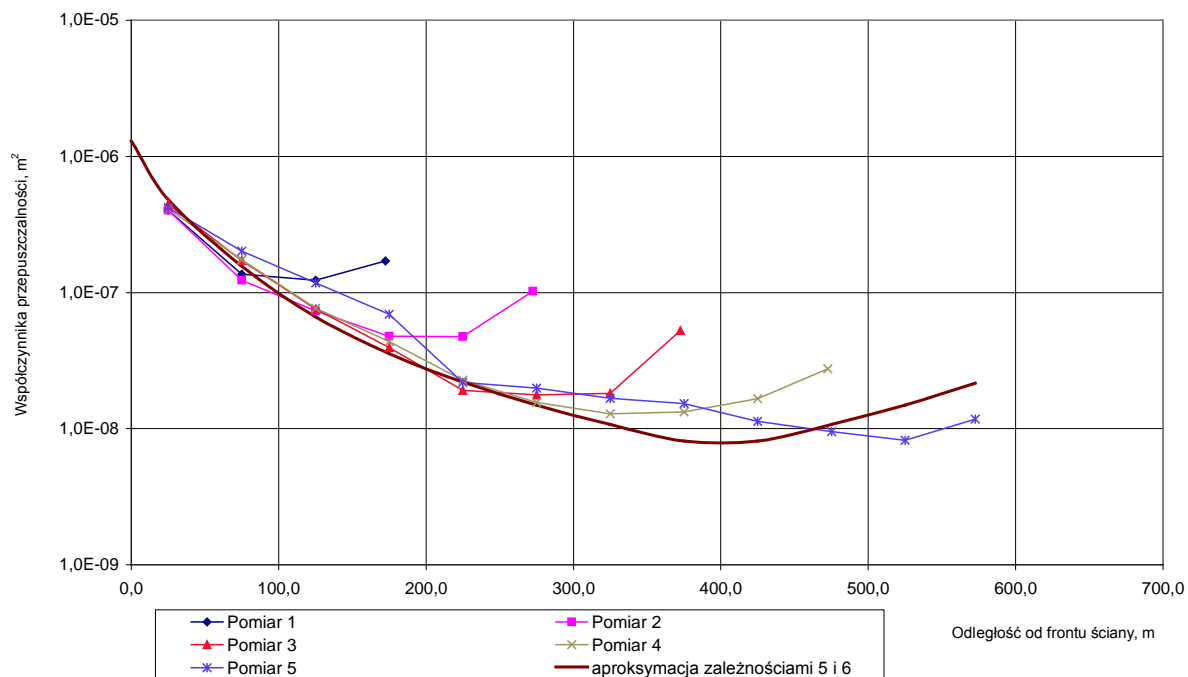
Warunki brzegowe dla równania (4) definiuje się zwykle jako rozkłady ciśnienia w wyrobiskach przylegających do rozważanego obszaru. Są to zatem warunki pierwszego rodzaju. W wyniku rozwiązania na drodze numerycznej równania (4) uzyskuje się pole ciśnienia w przestrzeni zrobów. W dalszej kolejności możemy obliczyć lokalne wartości współrzędnych wektora prędkości liniowej powietrza w filtrowanym obszarze w oparciu o prawo Darcy'ego:

$$u = -K(x) \frac{\partial p}{\partial x}, \quad v = -K(x) \frac{\partial p}{\partial y}, \quad (9)$$

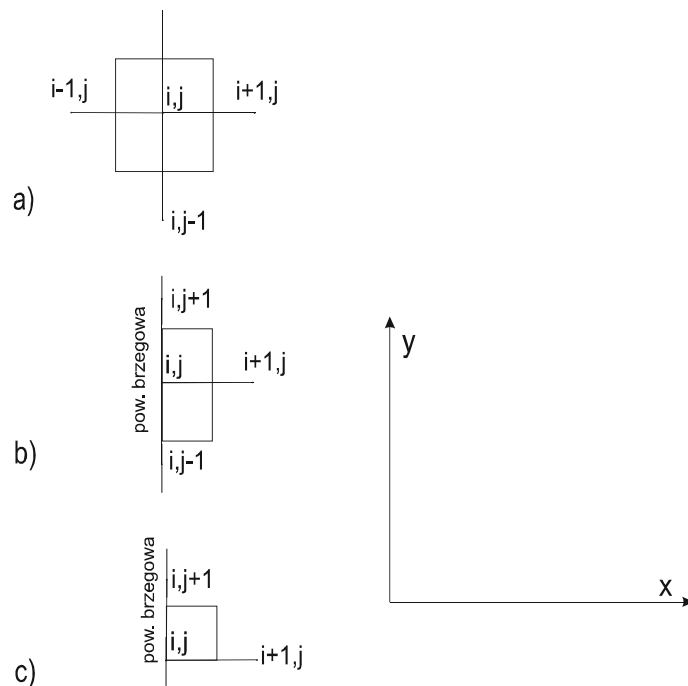
gdzie $\mathbf{v}\{u, v\}$ - wymieniony wektor prędkości.

Proponowany algorytm obliczeniowy uzyskano w oparciu o metodę różnic skończonych, która posiada przejrzystą graficzną interpretację fizykalną (rys. 2). Rozważany obszar zrobów pokrywa się siecią węzłów obliczeniowych, tzn. punktów, w których obliczane są dyskretne wartości pola ciśnienia $p(x, y)$. W ogólnym przypadku siatki niejednorodnej odstęp między sąsiadującymi ze sobą węzłami (tzw. kroki całkowania numerycznego) mogą różnić się między sobą. Najprostszą postać algorytmu, która charakteryzuje się określoną symetrią macierzy układu równań uzyskuje się w przypadku jednorodnych sieci obliczeniowych, gdy dyskretne zmienne przestrzenne wyrażają się wzorami:

$$x_i = (i-1)\Delta x \text{ oraz } y_j = (j-1)\Delta y, \quad (i, j = 1, 2, 3, \dots). \quad (10)$$



Rys.1. Zmiana współczynnika przepuszczalności strefy zawału w zależności od odległości od frontu ściany 660



Rys. 2 Graficzna interpretacja dyskretnych równań bilansowych : a) w przypadku węzłów wewnętrznych, b) w przypadku węzłów brzegowych ($\frac{\partial p}{\partial n} = 0$), c) w przypadku węzłów brzegowych narożnych ($\frac{\partial p}{\partial n} = 0$)

Rys. 2a przedstawia tzw. „gwiazdę różnicową”, która odpowiada równaniu dyskretnemu dotyczącemu objętości kontrolnej wyznaczonej przez prostokąt zakreślony linią ciągłą. Boki tego prostokąta, które stanowią *de facto* powierzchnie wymiany masy, prowadzi się prostopadle do kroków całkowania w punktach wyznaczających środki tych kroków. Dla tego właśnie fragmentu przestrzeni zapisuje się bilans strumieni powietrza w rozważanym przypadku dwuwymiarowym (długość trzeciej krawędzi prostopadłościanu jest równa jedności). Z uwagi na stacjonarność procesu filtracyjnego (brak akumulacji powietrza wewnątrz objętości kontrolnej) suma strumieni objętości dopływających i odpływających z prostopadłościanu jest równa zeru. Otrzymujemy zatem:

$$Q_{x1} - Q_{x2} + Q_{y1} - Q_{y2} = 0, \quad (11)$$

gdzie: poszczególne strumienie objętości wyrażają się wzorami stanowiącymi różnicową interpretację prawa Darcy'ego:

$$Q_{x1} = \frac{F_x K_{x1} (p_{i-1,j} - p_{i,j})}{(x_i - x_{i-1})}, \quad (12)$$

$$Q_{x2} = \frac{F_x K_{x2} (p_{i,j} - p_{i+1,j})}{(x_{i+1} - x_i)}, \quad (13)$$

$$Q_{y1} = \frac{F_y K_{y1} (p_{i,j-1} - p_{i,j})}{(y_{j-1} - y_j)}, \quad (14)$$

$$Q_{y2} = \frac{F_y K_{y2} (p_{i,j} - p_{i,j+1})}{(y_{j+1} - y_j)}. \quad (15)$$

Wartości współczynnika filtracji K określone są w połowie kroków całkowania, zaś zróżnicowanie indeksów wynika z niejednorodności tejże wielkości wewnątrz przestrzeni zrobów. Wartości powierzchni wymiany masy wynoszą odpowiednio:

$$F_x = \frac{(x_{i+1} - x_{i-1})a}{2} \quad \text{oraz} \quad F_y = \frac{(y_{j+1} - y_{j-1})a}{2}, \quad (16)$$

gdzie a oznacza przepływ na długości 1m, ($a=1\text{m}$).

Wprowadzając definicje strumieni (12-15) do równania bilansowego (11) uzyskuje się, po przekształceniach, ostateczną postać pojedynczego równania bilansowego, które odpowiada węzłowi centralnemu „i, j”:

$$A_{x1} p_{i-1,j} + A_{x2} p_{i+1,j} + A_{y1} p_{i,j-1} + A_{y2} p_{i,j+1} - B p_{i,j} = 0 \quad (17)$$

gdzie: współczynniki A są następującymi funkcjami zmiennych dyskretnych i, j

$$A_{x1} = K_{x1} F_x (x_i - x_{i-1}), \quad (18)$$

$$A_{x2} = K_{x2} F_x (x_{i+1} - x_i), \quad (19)$$

$$A_{y1} = K_{y1} F_y (y_j - y_{j-1}), \quad (20)$$

$$A_{y2} = K_{y2} F_y (y_{j+1} - y_j), \quad (21)$$

zaś

$$B = A_{x1} + A_{x2} + A_{y1} + A_{y2}. \quad (22)$$

Oddzielne zagadnienie stanowi problem wprowadzania warunków brzegowych. Postępowanie numeryczne jest szczególnie proste w przypadku warunków pierwszego rodzaju. W przypadku węzłów sieci sąsiadujących z brzegiem, na którym zdefiniowane są wartości ciśnień (zgodnie z definicją wymienionego warunku), wartości te wprowadza się bezpośrednio do równania dyskretnego, zmniejszając tym samym liczbę niewiadomych w tymże równaniu. W przypadku warunku brzegowego drugiego rodzaju o ogólnej postaci:

$$\frac{\partial p}{\partial n} = 0, \quad (23)$$

gdzie: n - normalna do brzegów wyrobiska, oblicza się wartości liczbowe ciśnień w węzłach brzegowych.

Sposób postępowania bilansowego dla węzłów brzegowych oraz brzegowych narożnych prezentują rysunki, odpowiednio: (rys. 2b) oraz (rys. 2c). Jak widać z przedstawionego rysunku, zarówno objętości kontrolne, jak i powierzchnie wymiany masy przebiegającej równolegle do brzegu są mniejsze, niż ma to miejsce w przypadku węzłów wewnętrznych. Dla węzła „i, j”, przedstawionego na rys. 2b, równanie bilansu strumieni powietrza ma postać:

$$-Q_{x2} + Q_{y1} - Q_{y2} = 0. \quad (24)$$

Natomiast w przypadku naroża (rys. 2c) otrzymujemy:

$$-Q_{x2} - Q_{y2} = 0. \quad (25)$$

Powierzchnie wymiany masy wynoszą:

$$\text{- w przypadku (2a)} \quad F_x = \frac{(y_{j+1} - y_{j-1})a}{2}, \quad F_y = \frac{x_2 a}{2},$$

$$\text{- w przypadku (2b)} \quad F_x = \frac{y_2 a}{2}, \quad F_y = \frac{y_1 a}{2},$$

gdzie: a oznacza przepływ na długości 1m, ($a=1\text{m}$).

Strumień powietrza występujący w równaniach (24, 25) definiuje się w oparciu o wzory (12-15), uzyskując w konsekwencji równania o postaci (17). W równaniach tych niektóre ze współczynników A są równe zeru. Wynika to z faktu, iż na powierzchniach pokrywających się z brzegiem, nie zachodzi proces przepływu masy.

Można wykazać, że równania dyskretne tożsame z (17) uzyskuje się w efekcie zastąpienia pochodnych w równaniu filtracji odpowiednimi ilorazami różnicowymi, a więc w wyniku zastosowania klasycznej metody różnic skończonych. Dowodzi się [1, 6], że zastosowane schematy są zbieżne i stabilne, niezależnie od stopnia zagęszczenia siatki numerycznej. Oznacza to, że wartości liczbowe ciśnień w poszczególnych węzłach siatki zmierzają do wartości dokładnych (pochodzących z rozwiązania analitycznego), jeśli długości kroków całkowania zmierzają do zera, tzn. wzrasta zagęszczenie sieci. Powyższe stwierdzenie posiada jednak charakter czysto teoretyczny. W praktyce bowiem, z uwagi na ograniczoną dokładność obliczeń komputerowych (tzw. „błąd obcięcia”) oraz słabnąca wraz z zagęszczaniem siatki szybkość zbieżności procesu iteracyjnego nadmierne zwiększanie liczby węzłów może prowadzić nawet do zmniejszenia efektywnej dokładności rozwiązania numerycznego. Zagęszczanie sieci wiąże się również ze znaczącym wzrostem czasu pracy komputera.

Rozwiązywanie układu równań różnicowych

W wyniku rozpisania równań algebraicznych postaci (17) dla wszystkich węzłów sieci numerycznej uzyskuje się układ równań, który w przypadku liniowości równania różniczkowego posiada również charakter liniowy. Jeśli na brzegach obszaru zdefiniowane są warunki brzegowe pierwszego rodzaju, równania (17) zapisuje się wyłącznie dla jego węzłów wewnętrznych, ponieważ na brzegach wartości poszukiwanej funkcji są zdefiniowane *a priori*.

Układ równań różnicowych (17) można rozwiązać stosując metody dokładne (Metoda Eliminacji Gaussa, Metoda Cholewskiego), względnie metody iteracyjne (przybliżone). Z uwagi na strukturę macierzy tego układu, (5-cioprzekątniowa w przypadku dwuwymiarowym, zaś 7-mio przekątniowa w przypadku trójwymiarowym) stosowanie metod dokładnych nie jest wskazane, gdyż wiąże się z poważnym obciążeniem pamięci operacyjnej komputera. Stosuje się zatem metody iteracyjne jedno- lub wielopunktowe. Przykład jednopunktowej metody iteracyjnej stanowi metoda relaksacji Gaussa-Seidela [1, 4]. Nie jest ona jednak efektywna z uwagi na stosunkowo wolną zbieżność numeryczną (zwłaszcza przy siatkach zawierających dużą liczbę węzłów). Najczęściej stosowaną procedurą jest iteracja wielopunktowa, która umożliwia poprawianie wartości poszukiwanej funkcji wzdłuż całej długości linii zawierającej węzły (licząc od brzegu do brzegu przeciwnego). Poprawianie następuje w dwóch etapach, przy czym w etapie pierwszym obsługiwane są linie równoległe do osi OX, zaś w drugim, do OY. Sekwencję działań związanych z realizacją wymienionej procedury można ująć w sposób następujący:

1. Zadać *a priori* wartości poszukiwanego pola (w rozważnym przypadku ciśnienia) w poszczególnych węzłach sieci uważając je za pierwsze przybliżenie.
2. Traktując wartości funkcji w węzłach na liniach poziomych jako niewiadome, rozwiąż układ równań liniowych dla każdej z tych linii, wykorzystując wartości funkcji w węzłach sąsiadujących wzdłuż osi OY uzyskane w poprzedniej iteracji.
3. Postępowanie opisane w punkcie 2 powtórz dla linii pionowych, wykorzystując wartości funkcji w węzłach sąsiadujących wzdłuż osi OX uzyskane w etapie 2.
4. Sprawdź wartość bezwzględną maksymalnej różnicy funkcji na siatce uzyskanej w dwóch kolejnych iteracjach. W przypadku, gdy jest ona mniejsza od zadanej na wstępie dodatniej wielkości stanowiącej miarę dokładności rozwiązania numerycznego, przerwij obliczenia.

Opisana procedura, która nosi nazwę Metody Kierunków Naprzemiennych (Alternating Directions Method) została podana przez Peacemana-Ratchforda [1]. Jest ona zbieżna dla macierzy o dominującej głównej przekątnej, co w przypadku równań różniczkowych opisujących transport masy, pędu i energii jest zawsze spełnione.

Układ równań prowadzący do jednoczesnego obliczenia wartości funkcji w węzłach należących do danej linii rozwiązuje się w oparciu o algorytm TDMA (Tridiagonal Matrix Algorithm) proponowany przez Thomasa [1, 4, 5]. Procedura ta, stanowiąca szczególną formę metody eliminacji Gaussa, jest przeznaczona dla układów liniowych charakteryzujących się trójdziagonalną strukturą macierzy. Oznacza to, że niezerowe elementy tej macierzy znajdują się jedynie na jej przekątnej głównej oraz na przekątniach leżących w bezpośrednim sąsiedztwie wymienionej głównej diagonal. Pozostałe elementy macierzy są równe zeru.

Wymieniony algorytm jest bardzo wygodny w użyciu przy stosowaniu techniki komputerowej, zajmuje niewiele pamięci operacyjnej i charakteryzuje się niewielkim wzrostem błędów zaokrąglania.

Obliczanie strumieni powietrza wpływających do przestrzeni zrobów

Strumień powietrza wpływający do zrobów oblicza się w oparciu o następujący wzór całkowy:

$$Q_L = h \int_0^L v_n d\xi, \quad (26)$$

gdzie: h - wysokość strefy przepływu powietrza równa,

L - długość wyrobiska

$\xi \in [x, y]$ - współrzędna równoległa do osi wyrobiska,

v_n - współrzędna prędkości prostopadła do brzegu zrobów.

W celu wyznaczenia wartości całki zdefiniowanej wzorem (26) oblicza się na wstępie wartości współrzędnych prędkości u i v , aproksymując pochodne przestrzenne ciśnienia (wzór (9)) ilorazami różnicowymi przednimi. W dalszej kolejności rozwiązuje się numerycznie całkę oznaczoną (26), stosując znaną metodę trapezów.

Przykład obliczenia prędkości przepływu powietrza w zrobach

Opracowany na podstawie przedstawionego modelu matematycznego program obliczeniowy umożliwia określenie dla stanu ustalonego rozkładu prędkości przepływu powietrza w strefie zawału. Znajomość rozkładu prędkości powietrza w zrobach w zależności od rodzaju skał stropowych jest bardzo istotna przy doborze profilaktyki zwalczania zagrożenia pożarowego. Dlatego też poniżej przedstawiono przykład obliczeniowy. Obliczenia wykonano dla różnych systemów przewietrzania ściany (U-do granic, U-od granic, Y) położonej w identycznych warunkach geologicznych charakteryzujących się jednakowym oporem rozwarstwienia skał stropowych i jednakową wartością straty napory w rejonie przewietrzanej ściany oraz jednakowymi parametrami geometrycznymi (długość ściany 200 m, wybieg ściany 500 m, wysokość ściany 2,5 m). Przeprowadzone obliczenia umożliwiają uzyskanie rozkładu prędkości przepływu powietrza w przestrzeni zrobów ściany w płaskim układzie w formie rozkładu wektorów. Na rysunku 3 przedstawiono rozkład wektorów prędkości liniowej powietrza w obszarze zrobów ściany przewietrzanej systemem na U – do granic (rys.3a), U - od granic (rys.3b) i Y (rys.3c). Dla analizy praktycznej takie przedstawienie wyników obliczeń jest niewygodne i mało zrozumiałe. Dlatego też postanowiono w obszarze zrobów przedstawić rozkład wartości wektorów nie uwzględniając jego kierunku. Wówczas w obszarze zrobów uzyskujemy izoliny rozkładu prędkości przepływającego powietrza. Na rysunkach 4, 5 i 6 dla tych samych ścian przedstawiono mapę izoliny prędkości powietrza w obszarze zrobów oraz zmianę strumienia objętościowego powietrza wzdłuż chodników przyścianowych i frontu ściany. Na rysunku 4 w części *a* zilustrowano zmiany strumienia objętości powietrza wzdłuż chodnika podścianowego, a w części *b* przedstawiono mapę izoliny zmian prędkości powietrza w strefie zawału ściany. Na rysunku 5 w części *a* zilustrowano zmiany strumienia objętości powietrza wzdłuż frontu ściany a w części *b* przedstawiono mapę izoliny zmian prędkości powietrza w strefie zawału ściany. Natomiast na rysunku 6 w części *a* przedstawiono zmiany strumienia objętości powietrza wzdłuż frontu ściany a w część *b* zmiany strumienia objętości powietrza wzdłuż chodnika przyścianowego. Część *c* przedstawia mapę izoliny prędkości przepływu powietrza w strefie zawału ściany. Takie przedstawienie wyników obliczeń umożliwia dokonanie oceny intensywności przewietrzania różnych stref zrobów zawałowych i przyjęcie odpowiedniej profilaktyki ograniczenia dopływu powietrza do zrobów ściany.

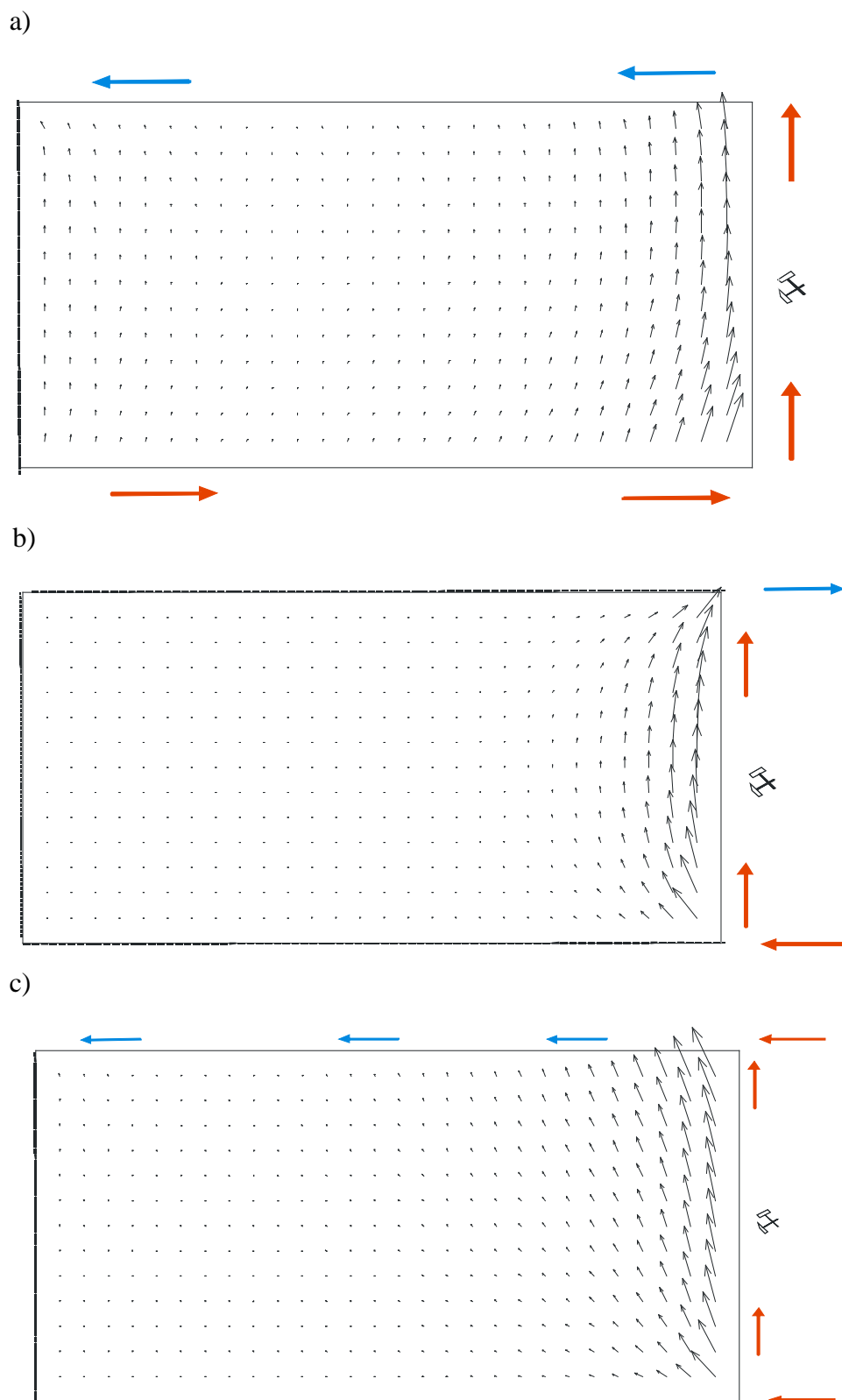
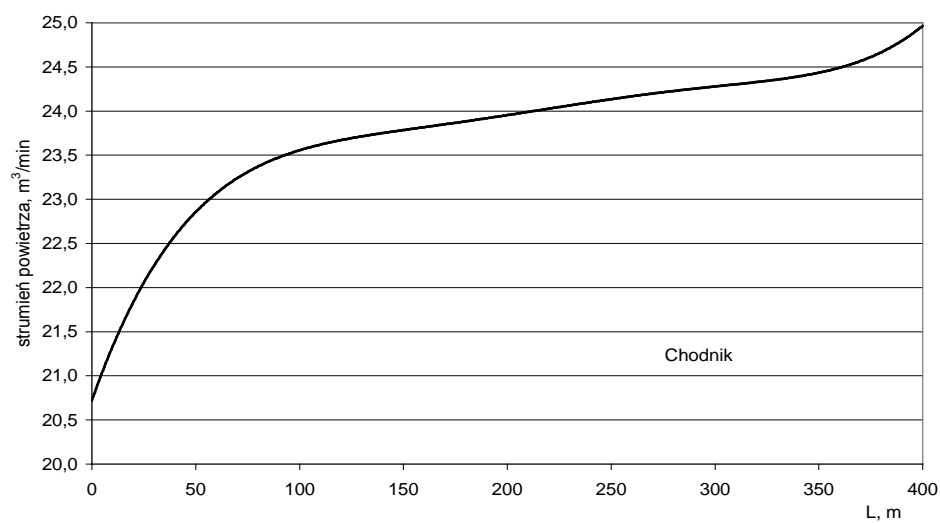
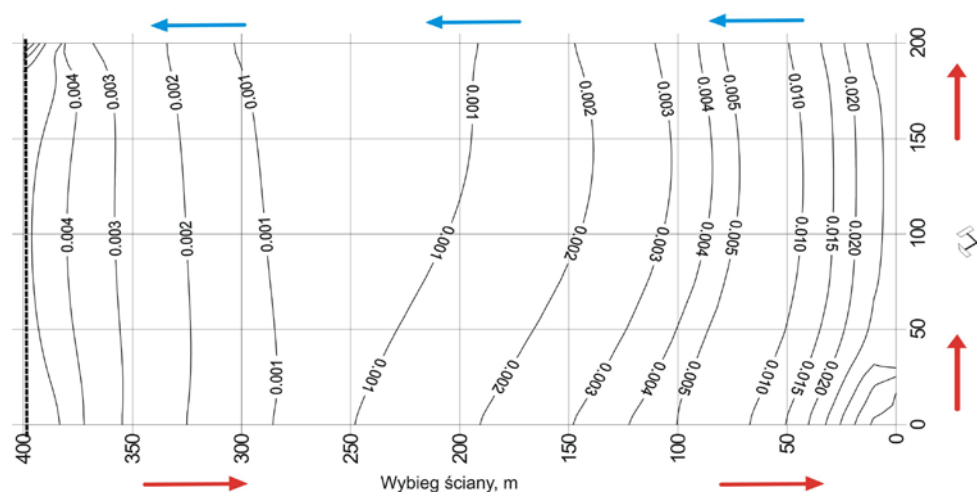


Рис.3. Розклад векторів швидкості лінійної повітря в області робіт стіани, а) при провітрюванні стіани на U – до границ, б) при провітрюванні стіани на U – від границ, в) при провітрюванні стіани на Y – від границ,

a)

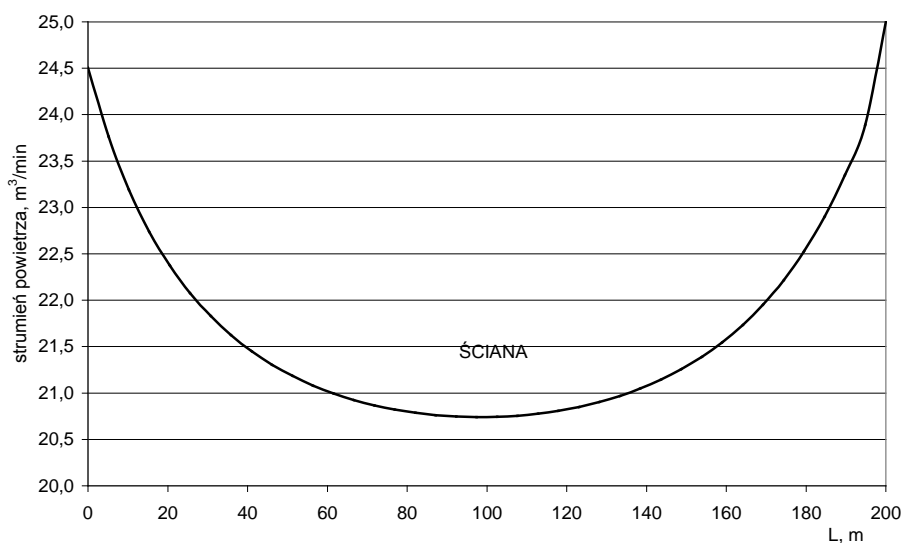


b)

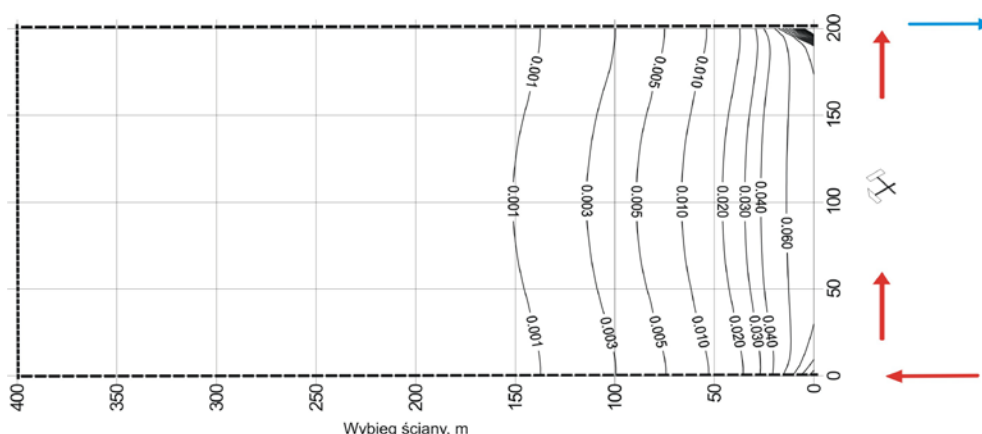


Rys. 4. Wyniki obliczeń rozplywu powietrza przy przewietrzaniu ściany na U - do granic; a) zmiana strumienia objętościowego powietrza wzdłuż chodnika przyścianowego; b) mapa izolinii prędkości powietrza w zrobach, m/s

a)



b)

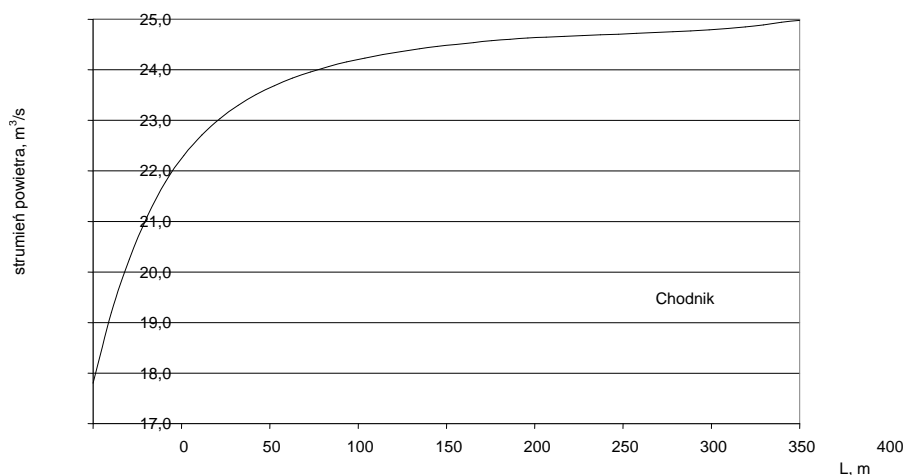


Rys. 5. Wyniki obliczeń rozplywu powietrza przy przewietrzaniu ściany na U - od granic;
a) zmiana strumienia objętościowego powietrza wzdłuż frontu ściany; b) mapa izolinii prędkości powietrza w zrobach, m/s

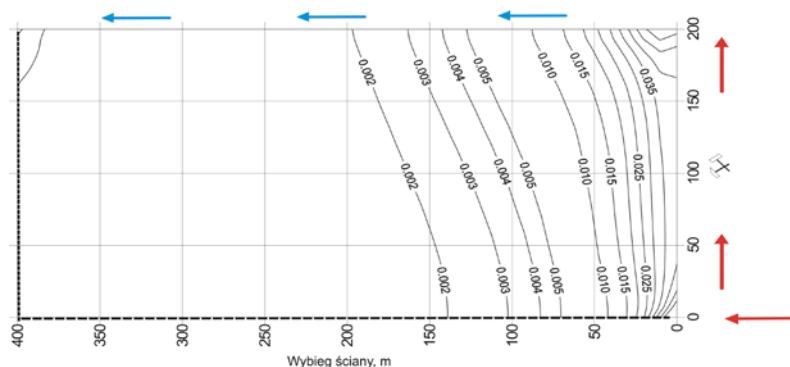
Podsumowanie

Przedstawiony model matematyczny przepływu powietrza przez strefę zawału, przy uwzględnieniu zmiennego współczynnika przepuszczalności zrobów, oraz metoda numeryczna jego rozwiązania umożliwiły opracowanie programu komputerowego w celu określenia rozkładu prędkości i ciśnienia w strefie zawału. Przedstawiony przykład rozkładu prędkości powietrza w zrobach dla najbardziej typowych systemów przewietrzania (U-od granic, U-od granic i Y-od granic) umożliwia dokonanie oceny intensywności przewietrzania strefy zawału. Intensywność przewietrzania zawału może być pomocna przy doborze profilaktyki zwalczania zagrożenia pożarowego.

a)



b)



Rys. 6. Wyniki obliczeń rozptyłu powietrza przy przewietrzaniu ściany na Y - od granic;
a) zmiana strumienia objętościowego powietrza wzdłuż chodnika przyścianowego; b) mapa izolinii prędkości powietrza w zrobach, m/s

Literatura

1. Beckenbach E.F.: Modern Mathematics for Engineer. Mc Graw-Hill Book Company, Inc. New York, 1956.
2. Gluzberg E.J., Graszczekow N.F., Szalajew W.S.: Kompleksnaja profilaktika gazowej i pożarowej opasnosti w ugodnych szachtach. Moskwa Nedra, 1988.
3. Litwiniszyn J.: Stationary Flows in Heterogenously Unisotropic Mediums. Annales de la Societe Polonaise de Mathematique, T. XXII, 1949.
4. Patankar S.V.: Numerical Heat Transfer and Fluid Flow. Washington DC. 1980.
5. Roache P. J. : Computational Fluid Dynamics. Albuquerque, 1976, Hermosa Publ.
6. Rosenberg D.: Methods for the numerical solutions of partial differential equations. Americ. Elsev. Publ. New York, 1969.
7. Szlązak J.: The determination of a co-efficient of longwall gob permeability, Archives of Mining Sciences, vol. 46 iss. 4, 2001.
8. Szlązak J.: Numerical determination of velocity field of airflow in gob, Archives of Mining Sciences, vol. 47, iss. 1, 2002.
9. Szlązak J., Szlązak N.: Numerical determination of methane concentration in goaf space, Archives of Mining Sciences, vol. 49, iss. 4, 2004.

Надійшла до редколегії 02.08.2010

© Jan Szlązak, 2010

УДК 502.2/519.8(075.8)

В.Н. ЧЕБЕНКО (д-р техн. наук, доц.)

Т.Ф. КОЗЛОВСКАЯ (канд. хим. наук, доц.)

Кременчугский национальный университет им. Михаила Остроградского

КОНТРОЛЬ КАЧЕСТВА АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА КАК СРЕДСТВО ОЦЕНКИ УРОВНЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Рассмотрены методы контроля качества атмосферного воздуха карьеров и прилегающих к ним территорий с целью последующего определения уровня экологической опасности и степени экологического риска при производстве взрывных работ открытым способом.

атмосферный воздух, экологическая опасность, экологический риск, открытые горные разработки

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Производственные процессы на горнодобывающих предприятиях (взрывные работы, работа автотранспорта, бурение скважин, погрузка горной породы и т.п.) сопровождаются пылегазовыделением из стационарных, циклических и мгновенных источников выбросов [1, 2], а это, в свою очередь, приводит к увеличению уровня экологической опасности.

Контроль выбросов газов от быстротечных источников, например от взрывов промышленных взрывчатых веществ (ВВ), затруднителен, поскольку процесс в этом случае является быстротечным. Кроме того, за пределы карьера от взрывов промышленных ВВ поступают значительные объемы газообразных выбросов (ГВ), которые практически не контролируются [3].

Анализ исследований и публикаций. Как известно, разработка месторождений полезных ископаемых, как правило, сопровождается увеличением глубины карьеров, что приводит к уменьшению воздушных потоков на нижних горизонтах карьера по сравнению с поверхностью в 2-3 раза [4-6]. Такие изменения условий разработки ведет к ухудшению воздухообмена и повышению концентрации вредных газов в атмосфере карьера и на рабочих местах.

Проблема уменьшения выбросов токсичных газов, образующихся при проведении массовых взрывов на предприятиях по добыче полезных ископаемых, в настоящее время приобрела особую остроту в связи с тем, что буровзрывные работы на карьерах приходится проводить на значительной глубине, где затруднены условия проветривания. Оксиды азота (NO_x) тяжелее воздуха, поэтому в застойных зонах карьеров могут образовываться участки, где концентрации оксидов азота значительно превышают установленные предельно допустимые концентрации (ПДК). Монооксид углерода имеет плотность практически одинаковую с воздухом и при этом образует однородную газовую среду в районе проведения взрывных работ. Учитывая химическую инертность СО, последний будет накапливаться в зоне взрыва и в застойных зонах, причем концентрации СО могут превышать ПДК в несколько раз [7, 8]. Известно [3, 9], что в определенных условиях проведения взрывов при избытке кислорода в составе ВВ в газовых выбросах может содержаться незначительное количество СО, а концентрации NO_x при этом достаточно велики.

Постановка задач исследований. Задачей данной работы является анализ существующих методов контроля качества атмосферного воздуха как способов оценки уровня экологической опасности при проведении взрывных работ открытым способом.

Изложение материала и результаты.

С целью снижения уровня экологической опасности при проведении взрывных работ получение новых составов ВВ сосредоточено на создании композиций с кисло-

родным балансом, близким к нулю либо не превышающим +5%. Количество и состав токсичных газов в пылегазовом облаке массовых взрывов в значительной степени зависят от типа применяемых ВВ и играют существенную роль в загазованности атмосферы карьера. Несмотря на кратковременность процессов выделения токсичных газов от взрывов ВВ, их объем сопоставим с объемом вредных газов, выделяющихся при всех остальных технологических процессах, обеспечивающих добычу полезных ископаемых.

В результате проведенных расчетов [10] выявлено, что при работе всего оборудования карьера образуется в три раза меньше газов, чем за один массовый взрыв.

Из этого следует, что одним из основных факторов, влияющего на загазованность атмосферы карьеров, являются выбросы газов в процессе промышленных взрывов ВВ.

Под влиянием климатических и физических факторов эти газы взаимодействуют между собой. В результате этого образуются соединения, биологическое действие которых на организм человека является иным по сравнению с действием исходных веществ. Часто отмечается, что работа в условиях сильной загазованности отрицательно влияет на здоровье работающих в карьере и создает предпосылки появления профзаболеваний у людей в промышленных зонах региона. Между тем, требования нормативно-правовых актов по охране труда запрещают работу людей при загазованности атмосферы карьера и требуют проведения мероприятий по снижению содержания токсичных газов в атмосфере карьера [2, 5]. Это обуславливает необходимость проведения исследований влияния вредных выбросов на окружающую среду и негативных последствий проведения массовых взрывов ВВ.

Определением количества и состава газовых выбросов, образующихся от взрывов промышленных ВВ, по специальным методикам, применяемым в лабораторных и промышленных условиях, занимались такие ученые, как Бересневич П.В., Ефремов Э.И., Михайлов В.А., Росси Б.Д., Кривцов Н.В. и другие. В соответствии с методикой упомянутых исследований отборы проб воздуха проводились автоматическими газозаборщиками, установленными у борта карьера в момент прохождения ГВ через 30 минут и через 1 час после взрыва с последующим их анализом на содержание диоксида азота. При этом объем выделившихся газов от промышленного взрыва определялся с помощью фотоаппарата. Время рассеивания ГВ массового взрыва при скорости ветра до 2 м/с по данным замеров составило более 4 часов. Однако, особенность выбора места отбора проб, локальный характер замеров, а также изменения концентраций вредных веществ дают по этой методике лишь средние остаточные значения концентраций диоксида азота в ГВ. Кроме того, при использовании фотоаппарата в качестве средства регистрации ГВ, объем выделившихся газов определяется с большими погрешностями. Вместе с тем, проведенные замеры важны, т.к. показывают, что опасность здоровью людей остается даже по прошествии 4 часов после массового взрыва, поэтому необходима разработка методов защиты окружающей среды и населения от последствий производства массовых взрывов ВВ при взрывном дроблении скальных пород.

В производственных условиях используют различные методы определения концентрации токсичных газов в воздухе. Одним из таких является камерный метод, основанный на определении концентрации токсичных газов в изолированной камере, представляющей собой обособленную часть глухой горной выработки. Изоляция камеры достигается путем отделения части горной выработки (15-40 м) с помощью перемычки из газонепроницаемой ткани (брезент, прорезиненная ткань). Число точек отбора проб и их расстояние от места взрыва устанавливаются в каждом отдельном случае в зави-

симости от местных условий. На основании анализа проб воздуха рассчитывают среднюю концентрацию токсичных газов и определяют их количество в камере.

Следует подчеркнуть, что камерный метод является слишком трудоемким, а для шахт, пожаровзрывоопасных по газу или пыли, неприемлем, т.к. предусматривает отключение вентиляции. Кроме того, этот метод не отражает фактической концентрации токсичных газов после взрыва вследствие того, что производится замер концентрации только той части газов, которые выбрасываются в атмосферу выработки, и не учитывают газы, адсорбированные на поверхности отбитой горной массы и окружающих пород.

В последние годы для определения количества токсичных газов в подземных выработках шахт все большее распространение находит бескамерный метод, суть которого заключается в расчете объема токсичных компонентов, исходя из общего количества воздуха, поданного в забой для полного удаления продуктов взрыва. Для получения исходных данных производят отбор проб рудничного воздуха на произвольном расстоянии от забоя (50-100 м), но не ближе зоны отброса газообразных продуктов взрыва. Пробы отбирают через определенные промежутки времени с момента подхода газового облака к замерной станции и до полного их исчезновения. Одновременно с этим измеряют скорости движения воздуха в вентиляционных трубах с помощью анемометра. По установленной средней скорости воздушной струи и диаметру вентиляционных труб подсчитывают количество воздуха, подаваемого в выработку для разжижения и удаления взрывных газов. Основное преимущество изложенного метода заключается в доступности проведения неограниченного количества опытов в любой тупиковой выработке, в том числе и в шахтах, опасных по газу, не нарушая последовательности операций проходческого цикла и в более объективной воспроизводимости фактического количества и состава токсичных газов, образующихся при взрывных работах в подземных условиях.

Последнее достигается за счет длительных замеров концентраций токсичных газов в струе воздуха, проходящей через замерную станцию, в том числе во время погрузки породы и других операций, способствующие высвобождению газообразных продуктов взрыва из мест возможного скопления.

Чтобы правильно оценить существующую экологическую опасность вредных выбросов при взрывных работах, а также эффективность мероприятий, направленных на снижение ее уровня, необходимо знать количественные и качественные параметры выброса – объем, состав и количество вредных продуктов выброса. Существует несколько способов определения объема и состава продуктов выброса.

В первом способе замеряется объем пылегазового облака, и по пути его движения производится отбор проб для определения концентрации газообразных продуктов посредством стационарных пробоотборников или зондов. Полученное количество газообразных продуктов относят к единице массы взорванного ВВ. Этот метод привязан к условиям ведения взрывных работ, но весьма трудоемок и имеет низкую точность.

При втором способе в ограниченном объеме (бомбе, взрывной камере) взрывается определенное количество ВВ, газообразные продукты распределяются по объему, производится замер их концентрации. Рассчитанное по объему и концентрации количество газообразных продуктов взрыва также относят к единице массы взорванного ВВ. Этот способ пригоден, в основном, для тонкодисперсных ВВ с небольшим критическим диаметром, в то время как на карьерах применяются только низкочувствительные ВВ, имеющие критический диаметр больше 60-70 мм.

Таким образом, для оценки уровня загазованности атмосферы карьера вредными газами необходимо использовать непосредственные и дистанционные методы и средства контроля состояния окружающей среды.

Непосредственные методы основаны на отборе проб в газовых выбросах с их дальнейшим анализом, а дистанционные – на определении состава газовых выбросов на расстоянии. Для анализа газового состава атмосферы карьера используют химико-аналитический, хроматографический, конденсационно-дистилляционный, линейно-колориметрический, кондуктометрический, хемилюминесцентный методы и другие [10].

Из перечисленных выше методов наибольшее распространение для определения загазованности воздуха в карьере получил линейно-колориметрический метод, который основан на измерении длины окрашенного столбика при просасывании исследуемого воздуха через индикаторную трубку химического газоопределителя ГХ-4 или газоанализатора УГ-2. Время забора пробы воздуха для ГХ-4 составляет 1-2 мин, а для УГ-2 – 5 мин с погрешностью определения концентрации исследуемого газа $\pm 25\%$ с использованием автоматической системы.

Опыт использования этого метода на практике показывает, что отбор проб человеком эффективен при фиксации газовых выбросов в стационарных процессах, и, в частности, при определении концентраций вредных газов на рабочем месте. Использование этого метода для определения параметров газовых выбросов промышленных взрывов затруднено из-за сложности отбора проб в условиях высоких концентраций токсичных газов в упомянутой зоне (концентрация вредных газов в сотни и тысячи раз превышает ПДК).

Кроме того, быстротечность протекания процессов формирования и рассеивания газовых выбросов (ГВ) промышленных взрывов зарядов ВВ является серьезным препятствием для использования этого метода. Поэтому для более точного анализа состояния загрязнения воздушной среды использовали газовый аналитический хроматограф Кристалл 2000М, хотя до сих пор в карьерах широко используются автоматизированные системы контроля состава атмосферы с использованием локальных методов и приборов, таких, как комплекс технических средств «КТС-Метео», автоматизированные системы САКПАГ и «Диспетчер-1» ИГД. Эти системы, как правило, устанавливают на борту карьера, что позволяет контролировать общее состояние атмосферы карьера.

Данные системы предназначены для дистанционного контроля параметров атмосферы в карьерах и регистрируют следующие параметры: температуру воздуха, направление ветра, мгновенную скорость ветра, концентрацию токсичных газов и пыли в воздушной среде.

Наиболее распространенная автоматизированная система «Диспетчер-1» включает в себя приборы, представленные в табл. 1. Последние эффективно работают при оценке загрязнения небольшой зоны карьера по прошествии незначительного времени после проведения взрыва. Но они позволяют определять только остаточный уровень загрязнения после рассеяния продуктов разложения ВВ и выноса их воздушными потоками из карьерного пространства.

Таблица 1.

Приборы диагностики атмосферного воздуха при открытых разработках на карьерах

Наименование прибора, тип	Диапазон измерений	Приведенная погрешность
Газоанализатор хемилюминесцентный ХГЛ-01	0..2,5 мг/м ³	$\pm 20\%$
Пылемер лазерный ЛАЗА-1	0..10 мг/м ³	$\pm 30\%$
Преобразователь атмосферного давления ПА	860...1100 Па	$\pm 0,35$ Па
Преобразователь температуры воздуха М-40	-60...+50 °С	± 1 °С
Преобразователь влажности воздуха М-49	0...100%	$\pm 10\%$

Для оперативной оценки уровня загрязнения атмосферы карьера необходимо определять общее количество газовых выбросов промышленных взрывов. Следует отметить, что не представляется возможным произвести замер общего количества продуктов разложения ВВ, выбрасываемых в атмосферу, автоматизированными системами с использованием локальных приборов оценки загрязнения атмосферы карьера.

Таким образом, существующие локальные методы и приборы не позволяют выдавать оперативные данные о химическом составе газовых выбросов промышленных взрывов, а также показывать направление их движения, геометрические размеры и динамику развития.

Кроме того, отбор проб по существующим методам не является конечным результатом, поскольку далее их необходимо анализировать, что требует дополнительных средств и времени. Вышесказанное позволяет сделать вывод о малой эффективности применения непосредственных методов и приборов для анализа химического состава и физических параметров ГВ промышленных взрывов.

Более перспективными по сравнению с непосредственными методами и приборами являются дистанционные методы. Дистанционные методы подразделяются на спектрометрические, с помощью которых оценивают концентрацию газов, и кинометрические, дающие возможность отследить динамику формирования газовых выбросов.

Методы оценки, основанные на спектрометрии, выгодно отличаются от кинометрических возможностью оперативного дистанционного анализа атмосферы на содержание в ней нескольких компонентов с разными концентрациями [3].

Спектрометрия при определении газового состава атмосферы основана на использовании процессов взаимодействия электромагнитного излучения с атомами и молекулами компонентов атмосферы, что дает возможность получать характеристические спектры каждого из регистрируемых веществ. Это позволяет по известным спектральным пикам и их высоте оценить концентрацию регистрируемых веществ.

При изучении литературных источников выявлено, что радиометрический метод применяют, в основном, при лабораторных исследованиях, поскольку он имеет малую чувствительность [10]. В связи с этим данный метод неэффективен при исследованиях загрязнения атмосферы карьера, поскольку приводит к большим трудностям при обработке результатов измерений.

Методы, связанные с КР света и РФ, применяют в сочетании с мощным монохроматическим источником излучения (лазером), что ведет к значительному усложнению данных методов и удорожанию работ. Кроме того, метод РФ из-за интенсивного тушения флуоресценции при атмосферном давлении применяют при кюветных измерениях с пониженным давлением. В силу этих особенностей, названные методы малоэффективны при определении параметров газовых выбросов промышленных взрывов.

Более перспективным для решения задачи определения качественного и количественного состава газовых выбросов промышленных взрывов представляется адсорбционный метод. Концентрация вредных газов данным методом определяется с помощью анализа спектров поглощения. Адсорбционный метод позволяет проводить измерения в динамических газовых выбросах при атмосферном давлении и температуре, близкой к температуре окружающей среды. Использование методики измерений при рассеянном атмосферой солнечном свете более предпочтительно, поскольку отпадает необходимость слежения за Солнцем при его перемещении [10]. Вместе с тем, интенсивность рассеянного солнечного света меньше интенсивности прямого, и поэтому для работы по рассеянному излучению необходимы приборы с широкой полосой пропускания, что ведет к усложнению аппаратуры и удорожанию измерений. Определить концентрацию диоксида азота в газовых выбросах с помощью адсорбционного метода можно по характерным ему спектрам поглощения, которые лежат в соответствующей области волнового диапазона.

Пригодность области волнового диапазона для нахождения концентрации искомого газа определяется отсутствием в нем сильного поглощения основными атмосферными компонентами. Эти области ограничиваются окнами прозрачности, которые определяются поглощением парами воды и углекислым газом. По этой причине, область длин волн $\lambda < 0,25$ мкм мало пригодна для определения концентрации диоксида азота из-за сильного поглощения в ней кислородом. В связи с этим малоэффективен для измерения концентрации диоксида азота ультрафиолетовый диапазон, поскольку, находясь в довольно узкой области (0,25–0,37 мкм), полосы, соответствующие электронным переходам в атомарных и молекулярных примесях атмосферы, сильно перекрывают друг друга. Сантиметровый и миллиметровый диапазоны дают хорошие результаты при измерениях в пониженном давлении, что резко ограничивает их применение при определении концентрации диоксида азота в газовых выбросах промышленных выбросов в открытой атмосфере карьера. Инфракрасный диапазон, лежащий в интервале 2–20 мкм, кроме областей 2,5–2,9; 4,2–4,4; 5,5–7,5 и 14–16 мкм, удобен для регистрации диоксида азота. Однако получение спектров в инфракрасном диапазоне требует использования лазера в качестве источника излучения. Это ведет к значительному усложнению метода определения искомого газа и удорожанию исследований.

Для регистрации диоксида азота весьма удобен интервал 0,4–0,5 мкм, где малые компоненты атмосферы, диоксид углерода и пары воды поглощают очень слабо. Регистрация диоксида азота в видимом диапазоне представляет наибольший интерес, поскольку позволяет отказаться от использования сложного и дорогостоящего оборудования, связанного с лазером. Сказанное позволяет сделать вывод, что оптимальным диапазоном для дистанционного измерения концентрации диоксида азота в газовых выбросах промышленных взрывов в карьере является видимый диапазон длин волн. К сожалению, спектрометрические приборы имеют невысокую оперативность, в связи с чем возникают трудности при проведении большого количества измерений в динамических газовых выбросах промышленных взрывов. Таким образом, существующие спектрометрические методы не позволяют оперативно получать интегральную оценку концентрации диоксида азота в ГВ, проводят измерения лишь в данной точке пространства, а также не позволяют определить общее количество газовых выбросов промышленных взрывов.

Задачу определения общего количества газовых выбросов промышленных взрывов можно решить с помощью кинометрических методов. Последние основаны на регистрации кинокамерой или фотоаппаратом газовых выбросов промышленных взрывов для отслеживания динамики их развития и распространения, а также определения геометрических размеров. К сожалению, для обработки материалов съемок требуется достаточно большое время, что не позволяет оперативно изучать данные о развитии ГВ и их геометрических размерах. Получение цветных изображений газовых выбросов представляет большой интерес, поскольку, как было отмечено ранее, дает возможность регистрировать наличие диоксида азота в ГВ. Однако низкий динамический диапазон и точность цветопередачи кинокамеры и фотоаппарата искажают цвета на изображениях газовых выбросов, в результате чего возникает большая погрешность измерений концентрации диоксида азота. Кроме того, полученные кинокадры невозможно анализировать с помощью программных средств компьютерной техники. Это в значительной степени усложняет задачу анализа качественного состава ГВ, хотя такая возможность весьма интересна с научной и практической точки зрения.

Выводы. Таким образом, для решения поставленной задачи наиболее подходит метод определения количественного и качественного состава газовых выбросов продуктов взрывчатого разложения ВВ, разработанный в Национальном научно-исследовательском институте охраны труда под руководством д.т.н., проф. Н.В. Кривцова.

Сущность данного метода заключается в фиксации газового выброса видеокамерой от момента возникновения газового облака до момента его рассеивания. При этом по полученным данным определяются параметры газового облака, а по цветовой интенсивности ГВ

в кадрі – кількість NO_2 . Для реєстрації ГВ використовуються засоби, фіксуючі видимі хвилі, що лежать в межах 380...780 нм (відеокамери зі стандартом запису VHS, H8 або SVHS). В відеокамері колір газових викидів перетворюється в аналогові сигнали, необхідні для формування відеоізображень, які є вихідним матеріалом для обробки та аналізу. За допомогою блоку введення відеосигналів (АЦП) вихідний аналоговий відеосигнал перетворюється в цифровий і записується в персональний комп'ютер. Наступний аналіз проводиться за допомогою спеціалізованого комп'ютерного забезпечення. Обробка матеріалів відеозапису включається в складання і декодування відеограм розвитку і поширення ГВ.

Висновки і напрями подальших досліджень. Таким чином, використання описаних методів дозволяє вирішити задачу якісної і кількісної оцінки газових викидів від розроблюваних конструкцій скважинних зарядів і способів взривання зарядів ВВ з регульованим газовиділенням. Це дозволить створити систему моніторингу і розробити підходи до визначення рівня екологічної небезпеки при розробці гірських порід відкритим способом, а в подальшому – створити універсальні методики оцінки рівня екологічного ризику по всіх складових компонентах територій, прилеглих до кар'єрів.

Бібліографічний список

1. Чебенко В. Н. Перспективи зниження викидів монооксида вуглецю при виробництві масових вибухів в кар'єрах / В. Н. Чебенко // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету. Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ, 2004. – Вип. 1(24). – С. 116-120.
2. Мирзаєв Г. Г. Екологія гірського виробництва / Г. Г. Мирзаєв, Б. А. Іванов, В. М. Щербаків, Н. М. Проскур'яков. – М.: Недра, 1991. – С. 136-141.
3. Бересневич П. В. Мікроклімат залізничних кар'єрів і нормалізація їх атмосфери / П. В. Бересневич, А. В. Ткаченко. – Л.: Гідрометеоиздат, 1987. – С. 87-91.
4. Ефремов Э. И. Взрывание с внутрискважинными замедлениями / Э. И. Ефремов. – К.: Наукова думка, 1971. – 168 с.
5. У. Лангефорс. Современная техника взрывной отбойки горных пород / У. Лангефорс, Б. Кильстрем. – М.: Недра, 1968. – 283 с.
6. Казаков Н. Н. Развитие методов ведения взрывных работ на карьерах с учетом улучшения экологических условий / Н. Н. Казаков // Сборник АН СССР Института проблем комплексного освоения недр. – М., 1991. – С. 150.
7. Кутузов Б. Н. Взрывные работы / Б. Н. Кутузов. – М.: Недра, 1988. – 383 с.
8. Кутузов Б. Н. Перспективные направления развития взрывного разрушения горных пород / Б. Н. Кутузов, Е. И. Шемякин // Горный журнал. – 1992. – № 3. – С. 3-7.
9. Ефремов Э. И. Проблемы охраны окружающей среды при массовых взрывах на карьерах / Э. И. Ефремов // Вісник АН УРСР. – 1989. – № 11. – С. 64-70.
10. Кривцов Н. В. Исследование пылегазовых выбросов в атмосфере карьера при проведении промышленных взрывов / Н. В. Кривцов, С. Н. Мирошніченко // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету. Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ, 2001. – Вип. 2(11). – С. 348-350.

Надійшла до редакції 25.11.2010

В. М. Чебенко, Т. Ф. Козловська

Розглянуті методи контролю якості атмосферного повітря кар'єрів і прилеглих до них територій з метою наступного визначення рівня екологічної небезпеки та ступеня екологічного ризику під час вибухових робіт відкритим способом.

атмосферне повітря, екологічна небезпека, екологічний ризик, відкрите видобування гірських порід

V. N. Chebenko, T. F. Kozlovskaya

The paper considers the methods of quality control of atmospheric air in quarries and adjacent territories with the purpose of further determination of the level of ecological danger and the degree of ecological risk during explosive works by the opened method.

atmospheric air, ecological danger, ecological risk, opened mining

© Чебенко В.Н., Козловская Т.Ф., 2010

УДК 622.831.322

О.Г.ХУДОЛЕЙ (канд. техн. наук, доц.)

Донецкий национальный технический университет

ГОРНО-ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ РАБОТЫ ПО ПРОВЕРКЕ НОВОГО СПОСОБА ОПРЕДЕЛЕНИЯ БЕЗОПАСНОЙ ЗОНЫ РАЗГРУЗКИ ВЫБРОСООПАСНЫХ ПЛАСТОВ

Рассмотрены сущность, описание и технология осуществления нового способа определения безопасной зоны разгрузки выбросоопасных пластов. Приведены условия проведения горно-экспериментальных работ по проверке нового способа и проанализированы основные результаты этой проверки.

добыча угля, выброс угля и газа, гипотеза, анализ, исследования, прогноз, динамика газовой выделения, акустический сигнал

Анализ многолетнего опыта создания и применения различных методов прогноза выбросоопасности доказывает необходимость разработки и использования нового способа оценки ее выбросоопасности, основанного на измерении глубины отжима угольного пласта, т.е. состоянии его призабойной части.

Локальность выбросоопасности неоднократно доказывалась еще со времен активной творческой деятельности проф., д.т.н. Быковым Л. Н., академиком Скочинским А.А. и другими известными учеными [1,2,3,4,5].

К началу семидесятых годов XX столетия был накоплен достаточно представительный опыт разработки выбросоопасных пластов, позволивший создать региональный способ прогноза выбросоопасности угольных пластов и песчаников. Была рассчитана доля площади реально выбросоопасных участков, на которых выбросы угля и газа произошли. Она не превышала 1% общей отработанной площади, что доказывало первостепенную социальную и экономическую необходимость непрерывного по мере подвигания выработок прогноза (оценки) выбросоопасности призабойной части шахтопластов.

Достоверность и высокую актуальность данного подхода в современных условиях подтверждают два следующих обстоятельства:

– целый ряд выбросоопасных шахтопластов, при выемке которых регистрировалось в прошлые годы значительное число выбросов, в последние 10-15 лет не разрабатываются;

– развитие горных работ в Донецкой области преимущественно осуществляется в Красноармейско - Добропольском районе. Залегают в этой части месторождения угли пластов менее метаморфизованные, менее газоносные и менее склонные к проявлениям выбросоопасности.

Это в соответствии с установленной ранее зависимостью вероятности возникновения выбросов угля и газа от степени его метаморфизма, определяет практическую реальность закономерности природного уменьшения доли выбросоопасности и еще большую необходимость непрерывного прогноза выбросоопасности призабойной части угольных пластов, в том числе впервые учитывающего и фактор времени при его применении.

К концу 70-х годов в МакНИИ был разработан новый способ оценки устранения выбросоопасности, названный контролем эффективности предотвращения выбросов. Основан он на динамике начальной скорости газовой выделения, а не на ее абсолютных значениях. Этот способ может применяться и в подготовительных выработках вместо нормативного прогноза выбросоопасности по абсолютным значениям начальной скорости газовой выделения [1,6].

При любом распределении напряжений впереди движущегося забоя подготовительной выработки начальная область их роста от призабойной части пласта в глубину массива будет характеризовать зону отжима угля. Очевидно, что отжим происходит во время перераспределения напряжений, имеющем место при выемке угля. В зоне отжима имеет место пониженная напряженность и повышенная склонность к газоотдаче – газовыделению. Из-за того, что рост природной газоносности от забоя в глубину массива подчиняется прямолинейной зависимости, ей же будет соответствовать и рост скорости газовыделения из шпуров по мере их углубления [7].

Экспериментальные исследования группы специалистов Украины доказали, что на больших глубинах проявляется неизвестное ранее свойство угленосных массивов: склонность к деформациям генетического возврата (ДГВ) при разгрузке [8].

В зоне отжима ДГВ стимулируют капиллярную водогазоотдачу. Прекращение роста газовыделения происходит не из-за достижения области нулевой проницаемости, как это предполагалось ранее, а из-за достижения уровня напряженности, при котором разгрузка, необходимая для возникновения ДГВ и характеризующая зону отжима, не достигнута.

В Советском Союзе был разработан способ определения величины зоны разгрузки по параметрам акустического сигнала, возникающего при бурении контрольного шпура (скважины). Расстояние до границы зоны разгрузки определяется в целом по данным МакНИИ (канд. геол. – мин. наук Колчин Г.И.) по максимальному градиенту уменьшения энергии акустического сигнала. Изменение энергии сигнала от максимума к минимуму часто происходит не монотонно, а с локальными экстремумами. Эта зона требует более детального исследования в сочетании с анализом динамики газовыделения и особенностей изменения параметров акустического сигнала, включая резонансную частоту.

В целом к настоящему времени стандарт Минуглепрома Украины содержит два подхода к определению размеров (глубины) зоны отжима в лавах выбросоопасных пластов.

Первый из них, названный в стандарте Минуглепрома «по динамике газовыделения». Способ прогнозирования выбросоопасности призабойной части угольного пласта по динамике газовыделения заключается в поинтервальном бурении контрольных шпуров диаметром 42 – 43 мм. На каждом интервале длиной 0,5 м в камере длиной 0,2 м измеряют начальную скорость газовыделения не позже чем через 2 мин после окончания бурения. Глубина интервала, в котором регистрируется снижение начальной скорости газовыделения, определяет глубину безопасной зоны разгрузки l_6 . Глубина выемки l_6 при которой исключаются внезапные выбросы, определяется как

$$l_6 = l_6 - 1,3 \text{ м.} \quad (1)$$

Данный способ не содержит доказательного определения размеров величины так называемого запаса «прочности» - величины неснижаемого опережения – 1,3 м.

Известно, что уголь непосредственно на груди забоя практически дегазирован, его газоносность находится на уровне остаточной природной. Начальная скорость газовыделения минимальна. Прочность, в т.ч. буримость – способность выделять энергию акустических сигналов значительна, хотя далеко не всегда максимальна из – за изменчивости прочности и газоносности угля.

Так же по мере увеличения глубины бурения шпуров обязательно будет возрастать и природная (остаточная) газоносность. Многочисленными экспериментами, многолетним опытом разработки выбросоопасных пластов неоднократно доказана неравномерность распределения в них газов. Именно поэтому из шпуров после достижения

интервала падения, при дальнейшем углублении шпуров могут иметь место самые различные значения начальной скорости газовыделения.

Таким образом, при достижении во время поинтервального бурения контрольных шпуров области падения начальной скорости газовыделения следует ожидать и снижения, но не всегда закономерного, энергии акустических сигналов.

Государственный департамент интеллектуальной собственности Украины в 2009 г. выдал ДонНТУ патент на «Способ определения безопасной глубины выемки угля выбросоопасного пласта». В основу предлагаемого способа поставлена задача усовершенствования способа определения безопасной глубины выемки, в котором за счет анализа регистрируемых параметров газовыделения и энергии акустических сигналов обеспечивается повышение точности и надежности.

Поставленная задача решается тем, что указанный способ включает поинтервальное бурение контрольных шпуров в направлении проведения выработки, измерения в них начальной скорости газовыделения и одновременно определения энергии акустических сигналов при бурении.

Согласно этого способа поинтервальное бурение контрольных шпуров для измерения начальной скорости газовыделения производят в интервале 0,5 м, энергии акустического сигнала (0,25 – 0,3) м, а глубину выемки устанавливают на 0,5 м менее расстояния до интервала падения значений начальной скорости газовыделения и одновременно в обоих или одном из двух последних интервалах регистрации снижения энергии акустического сигнала при бурении.

Способ осуществляется следующим образом. Производят поинтервальное бурение контрольных шпуров, их герметизируют, измеряют начальную скорость газовыделения. Интервал падения начальной скорости газовыделения доказывает отсутствие на следующей (большей) глубине массива необходимой дегазации и потому возможность выброса угля и газа, если она определена природой формирования месторождения.

Одновременно производят замеры энергии акустических сигналов. При бурении контрольных шпуров первого (первых) интервалов из – за частичной дегазации призабойной части угольного пласта она может быть самой разнообразной. Но по мере увеличения глубины бурения шпуров будет иметь место рост природной газоносности, следовательно, уменьшение энергии акустических сигналов. Использование предлагаемого способа обеспечивает за счет согласования регистрации параметров начальной скорости газовыделения и энергии акустических сигналов с высокой надежностью оценивать выбросоопасность призабойной части пласта, глубину выемки угля, исключая возникновение внезапного выброса угля и газа.

Весьма существенным достоинством предложенного способа является отсутствие влияния так называемого «человеческого фактора» (его по нашему мнению следует называть – античеловеческим) на получаемые результаты измерений. В данном способе, при применении расшифровки показаний энергии акустического сигнала компьютерной техникой, этот фактор исключается.

Шахта «Щегловская - Глубокая», на которой в соответствии с решением Центральной комиссии по вопросам вентиляции, дегазации, и борьбы с ГДЯ в шахтах угольной промышленности от 25.08.2009 г. выполнялись горно-экспериментальные работы, разрабатывает выбросоопасные пласты ℓ_1 , m_3 , особо выбросоопасный пласт k_8 , подготовлен к разработке угрожаемый пласт ℓ_8^1 . Для предотвращения газодинамических явлений на шахте применяется комплекс мер по их безопасной разработке. Принятый комплекс в целом обеспечивает безопасность работ, но сдерживает темпы продвижения выработок, угледобычи.

Система разработки по пластам ℓ_1 , m_3 , k_8 – сплошная или комбинированная. Пласт ℓ_8^1 предполагается разрабатывать по столбовой системе.

Пласт m_3 – «Макеевский» на котором проводились эксперименты имеет общую мощность 1,45 – 1,55м, полезную 1,44 – 1,49м, вынимаемую 1,45 – 1,55м. Пласт сложного строения с пропластком песчаника в верхней части пласта мощностью 0,05 – 0,09м, светло-серый, мелко зернистый с включением сернистого колчедана, со средним значением крепости $G_{сж} = 4,52$ кгс/см². Уголь пласта средней крепости, среднее значение $G_{сж} = 157$ кгс/см², хрупкий, контакт с боковыми породами четкий, слабо спаян, волновой. Пласту характерно расслоение верхней пачки на тонкие прожилки. Мощность верхней угольной пачки пласту 0,03 – 0,10м, нижней 1,27 – 1,38м. Угол падения пласта 18 – 25°. Объемная масса угля по данным ГКЗ – 1,32. Пластово-промышленная зольность составляет: $A = 14,0 – 14,5$ %, сера $S^d_t = 3,4 – 3,7$ %, влажность $W_t = 1,9 – 2,2$ %, летучие $V^{daf} = 29,2 – 34,4$ %.

Ложная кровля мощностью 0,1 – 0,5м представлена глинистым сланцем с нарушенной текстурой или перепластованого прожилками угля.

Непосредственная кровля – глинистый сланец мощностью 3,5 – 4,0м. По устойчивости породы непосредственной кровли принадлежат к категории Б3 – малоустойчивым. В зоне опорного давления, геологических нарушений относится к категории Б2 – неустойчивым. Общая мощность толщи глинистого сланца 8,8 – 14,0м.

Основная кровля представлена пластом глинистого сланца мощностью 8,0м и вышележащей толщей песчаного сланца мощностью 19,0м. Породы основной кровли по обрушаемости относятся к категории А2 – средней обрушаемости.

Непосредственная почва – песчаный сланец мощностью 0,6 – 0,8м, комкастого строения "кучярявчик", непрочный, среднее значение $G_{сж} = 216$ кгс/см², склонный к легкому размоканию. Категория устойчивости почвы П2 – средней устойчивости. Коэффициент крепости 2 – 3.

Основная почва – песчаный сланец мощностью 28,0 м. Песчаный сланец плотный, тонкозернистый, слюдяной, однородный. Коэффициент крепости 6. Категория устойчивости П3 – устойчивый.

В тектоническом отношении восточное крыло шахтного поля по пласту m_3 расположено в лежащем крыле Григорьевского надвига с амплитудой 38,0 – 50,0м, и имеет протяженность на северо – восток. На поле прослеживаются две флексурные складки, отмеченные на горизонте, – 850 – 1000 с протяжением в восточном направлении, близкому к простиранию пласта с углами более 32 – 45°.

Отработка 3 – й восточной лавы ведется между флексурными складками и частично в складке, где углы падения не превысят более 30°. Углы падения в лаве составляют 18 – 25°.

Общим приказом ОАО "Шахтоуправление "Донбасс" №2 от 05.01.2009 года и Донецкого территориального управления Украины Госнадзорохрантруда Украины №4 от 05.01.2009 года пласт m_3 "Макеевский" отнесен к выбросоопасным. За время работы шахты "К.И.Поченкова" и шахты "Щегловская – Глубока" по пласту m_3 произошло 2 и 8 соответственно внезапных выбросов угля и газа интенсивностью до 1000т. Угольный пласт m_3 с глубины 900м и ниже отнесен к угрожаемым по горным ударам. Горные работы ведутся на глубине 1220м.

Лава подготовлена двумя штреками: вентиляционным, конвейерным. Отработка лавы ведется по простиранию пласта прямым ходом. Система разработки – сплошная без подсвеживания исходящей струи воздуха по схеме лава – штрек. Штреки проходят вслед за подвиганием лавы или одним забоем с лавой.

Первоначальная длина лавы составляет 140 м с последующим увеличением до 280 м. Лава оборудована механизированным комплексом ЗКД – 90Т. Выемка угля в ла-

ве осуществляется узкозахватным комбайном РКУ – 10 с глубиной выемки – 0,63 м по односторонней схеме. На концевых участках производят выемку ниш:

- верхнюю вприсечку к выработанному пространству;
- нижняя в массиве угля (глухая ниша).

Длина ниш: верхней до 7 метров, нижней до 5 метров. Глубина ниш 4 метра. Выемка угля в нишах осуществляется отбойными молотками (ОМ) в пределах безопасной глубины определенной по динамике начальной скорости газовыделения из шпуров. Для определения зоны разгрузки и безопасной глубины выемки по угольному пласту на протяжении всей лавы бурятся контрольные шпуров длиной 3 (4) метра. Расстояние между шпурами не более 10 метров.

Схема проветривания лавы возвратноточная на выработанное пространство: свежий воздух поступает к лаве по конвейерному штреку, исходящую струю выдают по вентиляционному штреку.

При проведении горно-экспериментальных работ предусматривалось бурение трех шпуров в нижней нише и одного шпура в нижней части лавы на расстоянии не более 5 м от ниши. В нише два шпура бурятся длиной 3,5 метра диаметром 43 мм, на расстоянии 0,5 м от верхней и нижней стенок ниши и один шпура глубиной 1 метр диаметром 43 мм для геофона. Бурение осуществляется с помощью ручных пневматических сверл типа СР-3. Схема расположения шпуров представлена на рисунке 1.

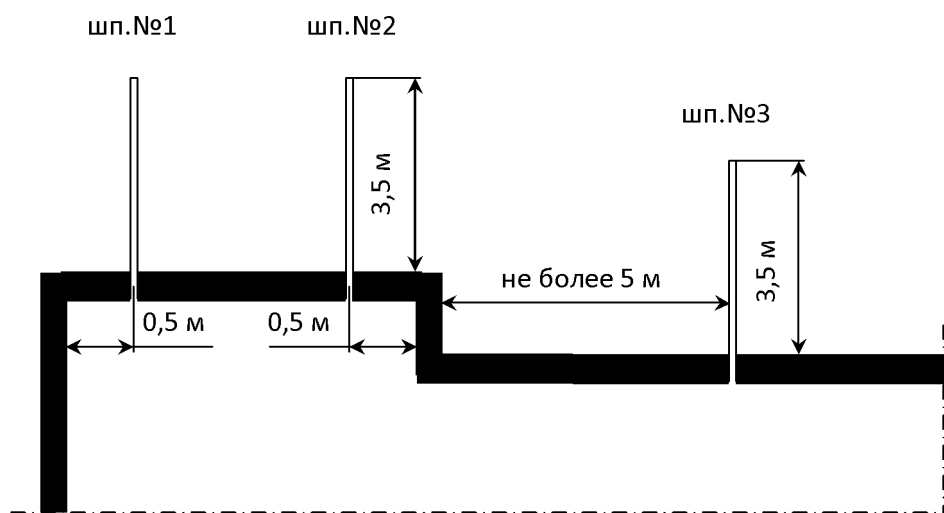


Рис. 1. Схема расположения шпуров

Бурение шпуров осуществлялось поинтервально. Первый интервал составляет 1,0 м, далее через каждые 0,5 м, одновременно с этим происходит определение акустических сигналов, первый интервал измеряется два раза через 0,5 м, а последующие 0,25 м (т.е. фиксируется по 2 акустических сигнала на каждый интервал бурения). После каждого интервала бурения шпуров производился замер скорости газовыделения газовым затвором ЗГ-1 и прибором ПГ-2МА. После окончания бурения шпура производится расчет безопасной глубины выемки.

Расчет производится следующим образом:

- если скорость газовыделения составляет менее или равна 0,8 л/мин то к длине шпура (3,5 м) прибавляется 1,0 м и таким образом величина зоны разгрузки составляет 4,5 м. Затем от величины зоны разгрузки отнимается величина неснижаемого опережения (1,3 м), и величина безопасной глубины выемки - $(3,5 + 1,0 - 1,3 \text{ м} = 3,2 \text{ м})$;

- если скорость газовыделения составляет более 0,8 л/мин, то тогда к длине шнура прибавляется 0,5 м, и получаем $3,5\text{ м} + 0,5\text{ м} - 1,3\text{ м} = 2,7\text{ м}$.

Регистрация энергии акустических сигналов производилась при помощи регистратора цифрового шахтного РЦШ 1.00.000, который предназначен для записи акустических сигналов в горных выработках шахт любой категории для контроля состояния массива, включая прогноз опасности по ГДЯ (Рис.2)

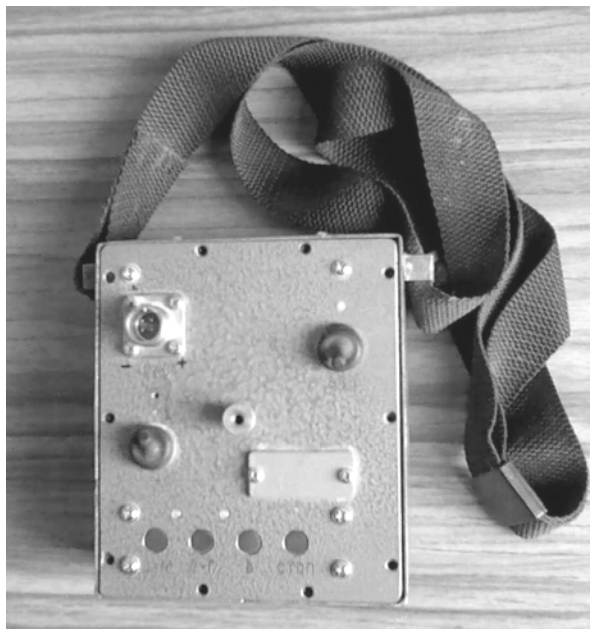


Рис. 2. Регистратор цифровой шахтный РЦШ

За период с сентября 2009 г по февраль 2010 г было выполнено 8 циклов измерений, которые включали более 100 замеров динамики газовыделения и энергии акустических сигналов. Результаты выполненных измерений сведены в таблицу 1.

Основной целью проведения горно-экспериментальных работ являлось определение работоспособности способа и выявление его информативности в разрезе существующих нормативных положений.

Определение зоны разгрузки краевой части пласта по газодинамике проводилось в соответствии с Правилами ведения горных работ на пластах склонных к газодинамическим явлениям. СОУ 10.1.00174088.11 [6].

Определение зоны разгрузки по значениям энергии акустического сигнала осуществлялось в соответствии с «Руководство по применению на шахтах Донбасса способа определения величины зоны разгрузки призабойной части выбросоопасного угольного пласта», 1994 г [10].

Анализируя показания значений зоны разгрузки краевой части выбросоопасного пласта по средним показаниям изменения газодинамики (2,7 м) и средним показаниям энергии акустического сигнала (2,6 м) можно сделать вывод о том, что значение размера зоны разгрузки по двум подходам различаются на 0,1 м (3,7 %). Данное расхождение вполне приемлемо для условий проведения испытаний и может свидетельствовать о достаточной сходимости результатов измерений.

Таблица 1.

Результаты измерений безопасной зоны разгрузки l_p в лаве выбросоопасного пласта m_3 на глубине 1220 м

Дата	№ шпура	Зона разгрузки, м		
		по газодинамике	по энергии акустического сигнала	Разность
1	2	3	4	5
02.09.09	1	2,0	1,8	0,2
	2	2,0	3,0	-1,0
	3	3,0	3,5	-0,5
17.09.09	1	2,0	1,3	0,7
	2	2,0	1,5	0,5
	3	2,0	3,5	-1,5
	4	2,0	1,8	0,2
20.10.09	2	2,5	2,0	0,5
	3	3,0	2,3	0,7
28.10.09	1	2,0	2,0	0,0
	2	2,5	2,8	-0,3
	3	3,5	1,3	2,2
03.11.09	1	2,0	2,5	-0,5
	2	2,5	3,0	-0,5
	3	3,5	2,0	1,5
09.02.10	1	2,5	3,3	-0,8
	2	2,5	1,8	0,7
10.02.10	1	4,0	4,0	0,0
	2	4,0	4,0	0,0
23.02.10	1	3,5	3,5	0,0
	2	3,5	2,9	0,6
Сумма		56,5	53,8	2,7
Среднее		2,7	2,6	0,1

Библиографический список

1. Николин В.И. Современные представления природы выбросоопасности и механизма выбросов как научная основа безопасности труда / Николин В.И., Заболотный А.Г., Лунев С.Г. – Донецк: РИА ДонГТУ, 1999. – 96с.
2. Забигаило В.Е. Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их выбросоопасность / В.Е. Забигаило, В.И. Николин. – К.: Наукова думка, 1990. – 168с.
3. Николин В.И. Борьба с выбросами угля и газа в шахтах / В.И. Николин, И.И. Балинченко, А.А. Симонов. – М.: Недра, 1981. – 300с.
4. Николин В.И. Прогнозирование и устранение выбросоопасности при разработке угольных месторождений / В.И. Николин, М.П. Васильчук. – Липецк: Роскомпечать, 1997.
5. Снижение травматизма от проявлений горного давления / В.И. Николин, С.В. Подкопаев, А.В. Агафонов и др. - Донецк: Норд-Пресс, 2005. – 331с.
6. Правила ведения горных работ на пластах склонных к газодинамическим явлениям: СОУ 10.1.00174088.11. - 2005. — К.: Минуглепром, 2005. - 225 с.
7. Прогнозирование выбросоопасности угольного пласта с учетом фактора времени / В.И. Николин, С.В. Подкопаев, Е.А.Тюрин, А.В. Агафонов и др. // Уголь Украины.- 2009. №1-2.
8. О связи деформаций генетического возврата напряженных горных пород с их влажностью: диплом на научную идею №А — 297 / В.И. Николин, С.В. Подкопаев, А.В. Агафонов и др. / Сб.научных открытий. — 2004. — Вып.1. — С.41-43.
9. Спосіб визначення безпечної глибини виймання вугілля викиднебезпечного вугільного пласта: патент на корисну модель №4828610.03.2010 / В.І. Ніколін, С.В. Подкопаєв, О.Г. Худолей та інші.

10. Руководство по применению на шахтах Донбасса способа определения величины зоны разгрузки призабойной части выбросоопасного угольного пласта / Бобров А.И., Агафонов А.В., Колчин Г.И. и др. – Макеевка. – 1994.

Надійшла до редколегії 12.09.2010

О.Г. Худолей

Розглянуті сутність, опис і технологія здійснення нового способу визначення безпечної зони розвантаження викиднебезпечних пластів. Наведені умови проведення гірничо-експериментальних робіт з перевірки нового способу й проаналізовані основні результати цієї перевірки.

видобуток вугілля, викид вугілля й газу, гіпотеза, аналіз, дослідження, прогноз, динаміка газовиділення, акустичний сигнал

O. Khudoliei

The paper considers the essence of implementation of a new technique of defining a safe area of outburst prone seams unloading. We described the conditions of experimental mining works to test the new method and analysed the basic results of this testing.

coal mining, coal and gas outburst, hypothesis, analysis, studies, forecast, gas release dynamics, acoustic signal

© Худолей О.Г., 2010

УДК (622.822.7:614.844.2)

М.И. ЗЕЛЬБЕРТ

О ВЗАИМОДЕЙСТВИИ ОГNETУШАЩИХ ПОРОШКОВ С ПЛАМЕНАМИ

В статье дана постановка задачи о взаимодействии огнетушащего порошка с пламенем.

горение, ингибирование, порошок, тушение, активные центры, ветвление

Порошки давно применяются при тушении пожаров, в частности, в угольных шахтах, и здесь накоплен большой экспериментальный материал [1].

Однако теория взаимодействия порошков с пламенами еще далека до завершения. Удовлетворительной математической модели еще не построено.

В чем же трудности построения математической модели? Их несколько.

Во-первых, это многообразие процессов. При тушении пожара одновременно идут почти все процессы, известные современной физике.

Во-вторых - многообразие масштабов. Взаимодействие порошков с пламенами необходимо рассматривать на четырех уровнях - уровень молекул, турбулентных пульсаций, твердых частиц и макроскопический.

В-третьих, уравнения, описывающие данные процессы и граничные условия для них, весьма сложны, в особенности, граничные условия на поверхности частицы.

В-четвертых - сложная химия. Например, при тушении горения метана одновременно идут 70 реакций [2].

В данной статье без претензий на окончательное построение модели намечены ее контуры.

Ранние варианты этой модели изложены в [3,4,5].

Макроскопически модель представляет двухфазную среду с тепло- и массообменом. Такая среда рассматривается в целом ряде источников, например [6].

На уровне твердых частиц мы должны выделить из среды кубик, в центре которого находится твердая частица, и выписать для него 4 системы уравнений

1. уравнения сплошной среды для газовой фазы с учетом тепломассообмена и турбулентных пульсаций, если они есть.

2. уравнения теплопроводности для твердой частицы.

3. Условия на границе кубика, которые должны обеспечивать непрерывность переменных, относящихся к газовой фазе.

4. Условия на границе твердой частицы, обеспечивающие связь между переменными, относящимися к газовой и твердой фазам вместе с уравнениями, характеризующими изменения состояния поверхности. Они- то и содержат описание гетерогенного ингибирования, в то время, как гомогенное ингибирование описывается уравнениями 1.

Данная математическая модель должна быть дополнена процессами электризации. Частицы порошка при трении о воздух электризуются. и это влияет на взаимодействие частицы со свободными радикалами, некоторые из которых также имеют заряд. Так как мы не можем предсказать, какой заряд получит частица, приходится пользоваться усредненными величинами.

Размеры кубика связаны с концентрацией твердой фазы. Выражая массу твердой

частицы в виде $m = \rho_r \frac{4}{3} \pi R^3$ находим концентрацию через размеры кубика $n = \frac{m}{a^3}$.

Для того, чтобы модель описывала гомогенное ингибирование, нужно показать, как ингибитор попадает в пламя, то есть, описать процесс испарения частицы. Ясно, что ингибирующая частица испаряться не может, так как испаряющийся слой уносит с собой поверхностные активные центры. Очевидно, испаряются маленькие, быстро

прогревающиеся частицы. Они попадают в пламя либо самостоятельно, либо как пассажиры больших пылинок.

Некоторые измерения показывают существенное падение температуры в пламени под действием порошка. Отсюда делается неверный вывод о том, что решающим процессом является теплоем. Это противоречит расчету теплоемкости порошка при его огнетушащей концентрации, которая оказывается значительно, меньшей чем убыль энергии, наблюдаемая в измерениях. Очевидно, эта убыль энергии имеет химическую природу. В результате ингибирования активных центров пламени экзотермические реакции подавляются, а эндотермические продолжают идти. Они-то и отнимают энергию.

Мы предположили, что твердые частицы одинаковы по размерам и имеют сферическую форму. Поскольку в действительности это не так, приходится и здесь делать усреднение. Распределение по размерам предполагаем гауссовым, и тогда, зная медианный и максимальный радиусы, получаем распределение в виде экспоненты.

Влияет ли на процессы горения лучистый теплообмен? Простые оценки показывают- на горение он не влияет, а влияет только на испарение частиц. Поэтому он не включен в нашу модель.

Мы не приводим здесь также учет турбулентных пульсаций. Относительная скорость твердой и газообразной фаз отлична от нуля только в начале движения, а позднее, тем более, в очаге пожара, относительная скорость равна нулю. Отсюда следует, что число Рейнольдса равно нулю, и мелкие пульсации отсутствуют. Что же касается крупных пульсаций, то они могут быть.

Приведем основные уравнения данной модели на уровне твердых частиц.

Для газовой фазы элементарного кубика мы имеем два уравнения тепломассообмена.

$$\frac{\partial c_{\alpha}}{\partial t} = \frac{R_{\alpha}}{\rho_r} + D_{\alpha} \Delta c_{\alpha}$$

$$\frac{\partial T_r}{\partial t} = \frac{1}{c_{vr} \rho_r} (\lambda_r \Delta T_r + Q_{хим})$$

где c_{α} -концентрация молекул и свободных радикалов,

R_{α} -химический источник,

ρ_r -плотность газа,

D_{α} -коэффициент диффузии,

T_r -температура газа,

c_{vr} -теплоемкость газа,

$Q_{хим}$ -химический источник тепла.

Для твердой фазы уравнения аналогичны разница лишь в обозначениях, т вместо г обозначают величины для твердой фазы.

$$\frac{\partial c_{\alpha}}{\partial t} = D_{cm} \Delta c_{\alpha}$$

$$\frac{\partial T_c}{\partial t} = \frac{1}{c_{vm} \rho_m} \lambda_{cm} \Delta T_m$$

Граничные условия сопряжения на поверхности шарика.
Для испаряющейся частицы.

$$Q_{\text{исп}} + \lambda_r \frac{\partial T_r}{\partial r} = \lambda_r \frac{\partial T_r}{\partial r} + \varepsilon \sigma (T_r^4 - T_r^4)$$

где σ Коэффициент Стефана Больцмана,
 ε Степень черноты поверхности.

Для неиспаряющейся, но ингибирующей частицы

$$T_r = T_r$$

$$\frac{\partial c_\alpha}{\partial t} = - \sum_{i=1}^{N_p} \frac{\partial \sigma_{(i,\alpha)}(t)}{\partial t}$$

Для величины $\sigma_{(i,\alpha)}$ предлагаются уравнения

$$\frac{d}{dt} \sigma_{(i,\alpha)} = n_\alpha \sigma_{(i,0)} A_{(i,\alpha)} \gamma_{(i,\alpha)} - \frac{d}{dt} \sigma_{(i,\alpha)} (t - \tau_{(i,\alpha)})$$

$$\frac{d}{dt} \sigma_{(i,0)} = - \sum_{i=1}^{N_p} \frac{d}{dt} \sigma_{(i,\alpha)}$$

где

$\sigma_{(i,\alpha)}$ -плотность хемосорбционных состояний.

N_p -количество различных типов поверхностных центров.

n_α -доля молекул, испытавших столкновение с поверхностью.

$A_{(i,\alpha)}$ -сечение реакции взаимодействия активного центра пламени с активным центром поверхности.

$\sigma_{(i,0)}$ -поверхностная плотность свободных поверхностных центров.

$\tau_{(i,\alpha)}$ -время жизни хемосорбционного состояния. Эта величина обеспечивает наличие члена с отклоняющимся аргументом в уравнении ()

Величина n_α вычисляется по формуле Герца Кнудсена

$$n_\alpha = \frac{\rho_r c_\alpha RT}{\sqrt{2\pi\mu_\alpha RT}}$$

а теплота испарения

$$Q_{\text{исп}} = mL$$

где L удельная теплота парообразования.

$$m = - \frac{1}{S} \left(\frac{dm}{dt} \right)_{\text{исп}}$$

поверхностная массовая скорость испарения.

μ_α -молекулярная масса.

R -газовая постоянная.

S -поверхность частицы.

Граничные условия на поверхности кубика имеют вид равенства нулю частных производных по соответствующим направлениям для всех типов элементов поверхности кубика – граней, ребер, и вершин.

Как мы видим, приведенные уравнения весьма сложны, обладают сильной нелинейностью и жесткостью. Решить их обычными методами не представляется возможным, и на помощь приходят вариационные методы. Хорошие результаты показывает представление искомых функций по времени в виде суммы экспонент, а по координатам в виде параболы.

Выводы.

Приведенная математическая модель адекватно описывает взаимодействие огнетушащих порошков с пламенами. Эта модель содержит описание почти всех процессов, происходящих при тушении пожаров огнетушащим порошком. Она не требует дополнительных предположений о характере ингибирования- гомогенном или гетерогенном и позволяет теоретически вычислить огнетушащую концентрацию порошка в зависимости от физических и химических характеристик порошка, что позволит обосновать нормативы расхода порошка при пожаротушении.

Библиографический список

1. Горноспасательное дело / под ред. П.С. Пашковского // Министерство угольной промышленности Украины, НИИГД и пожарной безопасности Респиратор. – Донецк: НИИГД, Респиратор. – Вып. 42. – 2005. – 153 с.
2. Арутюнов В.С. Окислительные превращения метана / В.С. Арутюнов, О.В. Крылов. - М.: Наука, 1998. - 361с.
3. Краснянский М. Е. Постановка задачи о взаимодействии огнетушащих порошков с пламенами / М. Е. Краснянский, М. И. Зельберт. - Донецк, 1985. – 8 с.- (Р деп в ЦНИЭИУГ).
4. Краснянский М. Е. Постановка задачи о взаимодействии огнетушащих порошков с пламенами / М. Е. Краснянский, М.И. Зельберт. - Донецк, 1986. - 8с.- Деп №3579 от 070186, РЖ Пож. Охр.1986, №7, А238.
5. Краснянский М. Е. Математическая модель тушения пламени порошковой частицей / М. Е. Краснянский, М.И. Зельберт // 8 Конференция «Горение и тушение пожаров», июнь 1987.
6. Гупало Ю.П. Массотеплообмен реагирующих частиц с потоком / Ю.П. Гупало, А.Д. Полянин, Ю.С. Рязанцев. – М.: Наука, 1985. - 336с.
7. Ярым-Агаев Ю.Н. О короткоживущих активных центрах в гетерогенных механизмах химических реакций / Ю.Н. Ярым-Агаев, П.Ю. Бутягин // ДАН СССР. – 1972. – Т 207. - №4 – С 892 –895.
8. Ивченко А.И. Временное руководство по определению параметров подземного пожара и выбору эффективных средств тушения / А.И. Ивченко, А.А. Король и др. – Донецк: ВНИИГД, 1983.

Надійшла до редколегії 12.09.2010

М.І. Зельберт

У статті дана постановка задачі про взаємодію вогнегасного порошку з полум'ям.
горіння, інгібування, порошок, гасіння, активні центри, розгалуження

M.I. Zelbert

The paper formulates the problem of flame and extinguish powder interaction.
inhibition, powder, extinguishing, active centers, branching

© Зельберт М.И., 2010

УДК 624.131.23

Н.В. ЗУЄВСЬКА (канд. техн. наук)
Національний технічний університет України
Ю.В. ВОЛИК (канд. техн. наук)
Київський політехнічний інститут

НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНИЙ СТАН СЛАБКИХ ҐРУНТІВ ПРИ ДИНАМІЧНІЙ ДІЇ НА НИХ ПАДАЮЧОГО ВАНТАЖУ

У статті наведена динамічна задача формування полів напруження і залишкових деформацій при впливі на масив ґрунту падаючого вантажу з урахуванням реальних властивостей і впливу вільної поверхні.

ґрунт, напружений стан, трамбівка, пружно-пластичне середовище

Вступ. Важливим технологічним елементом при скиданні вантажу з певної висоти є витіснення ґрунту з-під трамбівки у вигляді валу, який може повністю компенсувати механічний ефект падіння трамбівки, тобто об'єм осідання поверхні під трамбівкою буде рівний об'ємові витисненого ґрунту, що не бажано. Із зростанням осідання поверхні ростуть розміри валу. Якщо при попередніх ударах отримано високий вал, ускладнюється робота трамбівки на суміжних ділянках, тому нерідко застосовується схема трамбування з поступовим нарощуванням висоти скидання від мінімального значення 2,0 м до максимальної величини 5...6 м.

У іноземній практиці відоме застосування надважких трамбівок з великою площею основи, що скидаються з висоти 20...25 м. Проте цей дослід перевірений в основному і застосований на непросідаючих супіщаних і піщаних ґрунтах.

Метою цієї статті є вивчення механізму і динаміки розвитку зони залишкових деформацій в процесі трамбування, які залежать від висоти скидання.

Виклад основного матеріалу. У даному дослідженні поставлено завдання вивчити механізм і динаміку розвитку зони залишкових деформацій в процесі трамбування по одному «сліду» у зв'язку із зміною характеристик ґрунту після кожного попереднього удару. Ясно, що для першого удару придатні рекомендації, які стосуються оптимальної вологості. Проте після першого удару змінюється щільність скелету ґрунту в певному верхньому шарі масиву. Отже, вже при другому ударі по цьому ж сліду напруження потрібне для подальшого ущільнення, повинне змінюватися, тобто повинен мінятися режим обробки ґрунту, залежний як від висоти скидання, так і від стану масиву. Вважаємо, що вантаж масою M падає з висоти H на ґрунтовий напівпростір з межею O/O'' (рис.1.). Вважаємо ґрунт пружно-пластичним середовищем, а вантаж має форму сфери з радіусом $R_{ш}$.

З моменту падіння вантажу на поверхню напівпростору O/O'' в ньому виникає хвиля стиснення. Закономірності її розповсюдження визначатимуться фізико-механічними властивостями ґрунтового масиву. Для розповсюдження закономірностей розвитку полів напруження, відомих для вибухової динамічної дії необхідно поставити наступну умову. Вважаємо, що якщо існують джерела динамічних дій різної природи і форми, які складають в масиві однаковий напружений стан на одній і тій же відстані R_n від центру джерела динамічної дії, то надалі за межами цієї відстані R_n напружений стан в масиві буде однаковим для цих джерел, тобто закон розподілу напруги $\sigma(R)$ буде ідентичним для цих джерел.

Відомо, що при вибуху зосередженого(сферичного) заряду радіусу r_0 на контакті з поверхнею поділу середовищ «повітря – ґрунт» напруження в ґрунті визначатиметься не тільки відстанню від центру заряду (точка O на рис. 1), але і орієнтуванням нормалі до фронту хвилі напруження, що випромінюється цим вибухом. Іншими сло-

вами, при контактному вибуху напруження в ґрунтовому масиві залежатиме від полярних координат R і φ – відстані і полярного кута (рис. 1).

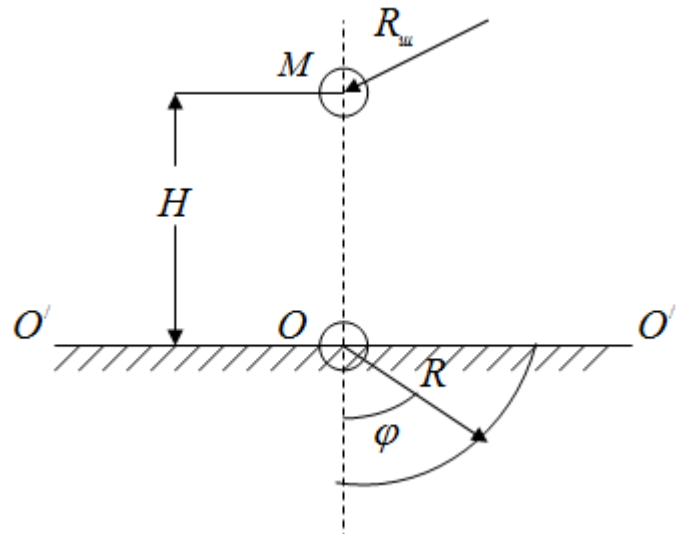


Рис. 1. Розрахункова схема для визначення напружено-деформованого стану ґрунту

При вибуху сферичного заряду максимум радіальної напруги згасає з відстанню від заряду згідно із законом

$$\sigma_r^0 = k(\bar{R}^{-\mu}); \bar{R} = \frac{R}{r_3} > 10 \quad (1)$$

де \bar{R} – відносна відстань; R – абсолютна відстань, r_3 – радіус заряду ВР, k і μ – емпіричні коефіцієнти.

Аналогічно, якщо падаюча куля знаходиться на вільній поверхні O/O'' , закон розподілу напруження в ґрунті під кулею виражається формулою (1):

$$\sigma_r^0 = k \left(\frac{R_{ш}}{r_3} \right)^{-\mu}, \quad (2)$$

де $R_{ш}$ – відстань від центру вантажу.

З іншого боку, при падінні вантажу з висоти H напруга на контактній поверхні «вантаж-ґрунт»

$$\sigma_r^0 = \frac{Mg}{S} \frac{\sqrt{2gH}}{g} \frac{\sqrt{E/}}{4R_{ш}} = \frac{1}{4} \frac{\sigma_{ст}}{gR_{ш}} \sqrt{2gHE/}, \quad (3)$$

де $\sigma_{ст} = \frac{Mg}{S}$; $S = 2\pi R_{ш}^2$; g – прискорення земного тяжіння; E – модуль Юнга матеріалу вантажу; ρ – його щільність. Напруга (3) діє на протязі часу проходження іншої хвилі по діаметру вантажу.

Таким чином, виконавши приведені вище операції, ми можемо будь-яке джерело динамічних дій перерахувати на дію заряду вибухової речовини і відповідно застосувати добре розроблений апарат розрахунку закономірностей розповсюдження хвиль напруження в ґрунтовому масиві.

Підставляючи (1) і (3), отримаємо з (2) закономірність зміни радіального напруження з відстанню при падінні вантажу:

$$\sigma_r = \sigma_r^0 \left(\frac{R}{R_{\text{ш}}} \right)^{-\mu} = \frac{\sigma_{\text{ст}}}{4gR_{\text{ш}}} \sqrt{\frac{2gHE}{\rho}} \left(\frac{R}{R_{\text{ш}}} \right)^{-\mu} \quad (4)$$

Урахування полярного кута φ здійснюється функцією $B(\varphi)$.

Для визначення деформованого стану ґрунтового напівпростору отримаємо вираз для середнього гідростатичного тиску

$$P_r = -\frac{\sigma_r + 2\sigma_\varphi}{3} = -\frac{(1+2k\tau)}{3} \sigma_r(R, \varphi) = -\frac{(1+2k\tau) \cos(\frac{2}{3}\varphi)}{12} \frac{\sigma_{\text{ст}}}{gR_{\text{ш}}} \sqrt{\frac{2gHE}{\rho}} \left(\frac{R}{R_{\text{ш}}} \right)^{-\mu}, \quad (5)$$

$$k_\tau = \frac{\sigma_\varphi}{\sigma_\tau}$$

де k_τ – коефіцієнт бічного тиску.

Діаграма пружно-пластичної деформації ґрунту має вигляд (рис. 2)

$$P = P_r;$$

$$P = P_0 + E_0 \varepsilon \quad \text{при} \quad P \leq P_s;$$

$$P = P_s + E_1 (\varepsilon - \varepsilon_s) \quad \text{при} \quad P > P_s$$

$$P = P_m + E_2 (\varepsilon - \varepsilon_m) \quad \text{при} \quad P_m > P_s \quad (6)$$

де ε_s – пружна деформація ґрунту при тиску P_s ; ε_m – максимальна деформація ґрунту, при досягненні тиску P_m ; ε – пластична деформація; E_0, E_1, E_2 – модулі пружності лінійного зміцнення і розвантаження відповідно.

$$E_0 = \rho_0 c_y^2; E_1 = \rho_0 c_n^2; E_2 = \rho_0 c_p^2, \quad (7)$$

де c_y, c_n, c_p – швидкості пружної, пластичної хвилі і хвилі розвантаження.

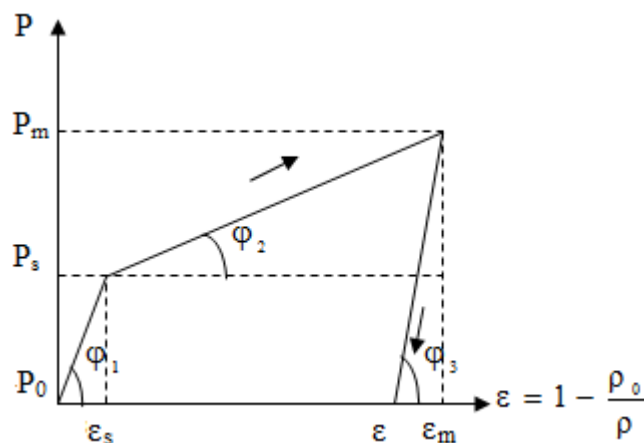


Рис. 2. Діаграма стиснення ґрунту

У разі утворення залишкової деформації необхідно використовувати третє рівняння (6):

$$\varepsilon_{\text{ост}} = \varepsilon_m - \frac{P_m - P_0}{E_2} \quad (8)$$

Величина ε_m визначиться з другого рівняння (6) при тиску $P = P_m$:

$$\varepsilon_m = \varepsilon_s + \frac{P_m - P_s}{E_1} \quad (9)$$

У свою чергу гранична пружна деформація визначається згідно рівняння (6)

$$\varepsilon_s = \frac{P_s - P_0}{E_0} \quad (10)$$

Підставляючи ε_m і ε_s з (9) і (10) в (8), отримаємо для залишкової деформації вираз

$$\varepsilon_{\text{ост}} = K_{20}P_0 + K_{01}P_s + K_{12}P_m, \quad (11)$$

де

$$K_{20} = \frac{1}{E_2} - \frac{1}{E_0}; K_{01} = \frac{1}{E_0} - \frac{1}{E_1}; K_{12} = \frac{1}{E_1} - \frac{1}{E_2} \quad (12)$$

з урахуванням виразу (5) для поля залишкових деформацій отримаємо при $P_m = |P_r|$:

$$\varepsilon_{\text{ост}} = K_{20}P_0 + K_{01}P_s + K_{12} \frac{(1+2k\tau)M \sqrt{\frac{2gHE}{\rho}}}{24\pi R_{\text{ш}}^3} \left(\frac{R}{R_{\text{ш}}}\right)^{-\mu} \cos\left(\frac{2}{3}\varphi\right) \quad (13)$$

Для заданої проектної залишкової деформації $\varepsilon_{\text{ж}}$ полярний радіус зони деформації, в якій виконується нерівність $\varepsilon_{\text{ост}} \geq \varepsilon_{\text{ж}}$ визначається за допомогою виразу

$$R_{\text{ж}} = R_{\text{ш}} \left\{ \frac{K_{12}(1+2k_{\tau})M \cos(\frac{2}{3}\varphi) \sqrt{2gHE/\rho}}{24\pi R_{\text{ш}}^3 (\varepsilon_{\text{ж}} - K_{20}P_0 - K_{01}P_s)} \right\}^{\frac{1}{\mu}} \quad (14)$$

З виразів (13) і (14) видно, що напружено-деформований стан пружно-пластичного ґрунтового напівпростору при динамічній дії падаючого вантажу визначається фізико-механічними характеристиками ґрунту (K_{01} , K_{20} , K_{12} , $k\tau$ і P_s) і матеріалу вантажу (E , ρ , M), а також висотою падіння вантажу H і поглинаючими властивостями ґрунту, вираженими показником ступеня μ в залежності (1).

Вплив вільної поверхні приблизно враховується функцією полярного кута φ .

Висновки. Розв'язана динамічна задача формування полів напружень і залишкових деформацій при впливі на масив ґрунту падаючого вантажу, яка ґрунтується на допущенні аналогії процесів удару й вибуху на певному віддаленні від джерела динамічних збурень, а також на моделюванні деформованого середовища пружно-пластичним півпростором, тобто з урахуванням реальних властивостей і впливу вільної поверхні.

Бібліографічний список

1. Багдасаров Ю. А. Применение новых способов уплотнения просадочных грунтов / Ю. А. Багдасаров, С. Л. Фингеров. – М., 1995. – 451 с.
2. Ананьев В. П. Уплотненно-закрепленные лессовые грунты / В. П. Ананьев, А. В. Трусков. – Барнаул, 1997. – С. 72–75.

3. Цытович Н. А. Экспериментальные исследования напряженно-деформированного состояния лессовых грунтов в основании жестких штампов / Н. А. Цытович, М. Ю. Абелев, В. Ф. Сидорчук // Основания, фундаменты и механика грунтов. – 198. – № 3. – С. 17–19.

Надійшла до редколегії 08.04.2010

Н.В. Зуевская, Ю.В. Волик

В статье приведена динамическая задача формирования полей напряжения и остаточных деформаций при воздействии на массив грунта падающего груза с учетом реальных свойств и влияния свободной поверхности.

грунт, напряженное состояние, трамбовка, упруго-пластическая среда

N.V. Zuevskaya, U.V. Volik

The article describes the dynamic problem of the formation of stress fields and the residual strain when exposed to an array of soil falling load, taking into account the real properties and the influence of free surface.

soil stress state, tamping, elastic-plastic medium

© Зуєвська Н.В., Волик Ю.В., 2010

УДК 622.83:622.273:624.131

Н.Н. КАСЬЯН (д-р техн. наук)

С.Г. НЕГРЕЙ (канд. техн. наук)

С.Н. АЛЕКСАНДРОВ (д-р техн. наук)

В.Н. МОКРИЕНКО (аспирант)

Д.Н. КУРДЮМОВ (студент)

Донецкий национальный технический университет

ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ПРИ РАСЧЕТЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ДИСКРЕТИЗИРОВАННЫХ ПОРОД

На основании результатов расчетов с использованием положений механики грунтов и моделирования методом конечных элементов обоснована возможность применения МКЭ при исследовании напряженно-деформированного состояния окружающего массива и установлении механизма выдавливания подстилающих пород из-под охранных сооружений.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Анализ современных тенденций подземной разработки угольных пластов Украины позволяет сделать вывод о том, что с увеличением глубины ведения горных работ все большее распространение находят схемы отработки выемочных участков с поддержанием подготовительных выработок вслед за очистным забоем. Вместе с тем, это сопряжено с проблемой обеспечения их эксплуатационного состояния позади лавы в зонах влияния очистных работ и установившегося горного давления, а также необходимостью разработки эффективных способов и средств охраны выемочных выработок.

В 60-70% случаях неудовлетворительное состояние выработок, поддерживаемых позади лавы, обусловлено интенсивными смещениями пород почвы. Многосложность процесса пучения пород почвы определяет широкий спектр способов борьбы с этим явлением. И, как показывает практика, одних лишь способов предотвращения пучения пород почвы в усложняющихся условиях отработки пластов недостаточно, и для обеспечения устойчивости выработки необходимо рассмотрение вопросов ее поддержания и охраны в комплексе. Причем правильно выбранный способ и средства охраны являются наиболее результативным путем снижения затрат на крепление и поддержание выработок [1]. Очень часто сами средства охраны (бутовые полосы, БЖБТ, литые полосы и др.), а именно схемы их установки и размещение относительно выработки, являются причинами интенсивного пучения пород почвы, и эти сооружения играют роль штампа, из-под которого выдавливаются породы в полость выработки [2, 3].

Таким образом, разработка способов и определения их параметров должны предусматривать комплекс исследований напряженно-деформированного состояния (НДС) окружающего массива и установление механизма выдавливания подстилающих пород из-под охранных сооружений с целью обеспечения безремонтной эксплуатации выработки.

Результатами лабораторных исследований доказана эффективность применения способа охраны жесткими сооружениями с компенсационными полостями [4], сущность которого состоит в том, что за счет схемы установки вдоль выработки жестких опор в форме прямоугольного параллелепипеда с ориентацией их большей боковой гранью перпендикулярно продольной оси выработки и оставлением между ними компенсационных полостей, под действием горного давления выдавливающие силы перенаправляются в эти полости, чем достигается уменьшение смещений пород почвы выработки и обеспечивается ее эксплуатационное сечение без необходимости проведения ремонтных работ.

Дальнейшие исследования в этом направлении и разработка рекомендаций по применению предложенного способа требуют уточнения его параметров. На этом этапе нельзя ограничиться только лабораторным моделированием, которое дает возможность получения широкого диапазона решений, но со значительной степенью схематизации объектов изучения. А так как этих недостатков лишены аналитические методы, которые позволяют получить решения с наибольшей степенью общности и в широких диапазонах изменения условий, представляется необходимым привлечение численных методов в достижении поставленных целей.

В последнее время широкое распространение получили численные методы, в частности метод конечных элементов (МКЭ), который является основой многих коммерческих программ, которые применяются при расчете напряженно-деформированного состояния в различных средах, причем при идентификации параметров модели исследуемого материала с реальными условиями с помощью МКЭ с достаточно большой достоверностью можно моделировать дискретные среды. Кроме того, адекватность результатов численного моделирования может быть определена сопоставлением их с результатами расчетов известными апробированными методами.

В связи с этим целью настоящей работы является установление адекватности результатов численного моделирования методом конечных элементов и аналитических расчетов методом угловых точек, который основан на использовании положений механики грунтов и сыпучих сред, при исследовании процесса выдавливания подстилающих пород из-под прямоугольного штампа.

Основная часть. На первом этапе исследований с использованием решения Н.А. Цытовича методом угловых точек [5] определялись сжимающие напряжения в подстилающих породах на различных глубинах под центрами и под серединами длинных сторон нагруженных внешней нагрузкой прямоугольников размерами 1×1, 1×2, 1×3, 1×5 и 1×10м.

Максимальные сжимающие напряжения под центром нагруженного прямоугольника (рис. 1) определялись из выражения

$$\max \sigma_{z_0} = K_0 P, \quad (1)$$

где K_0 – угловой коэффициент для центральных точек;

P – интенсивность равномерно распределенной нагрузки, МПа.

Угловой коэффициент K_0 из выражения (1) определяется отношением напряжения в рассматриваемой точке массива от действия внешней пригрузки к величине прикладываемой к прямоугольнику нагрузки и является ни чем иным, как коэффициентом концентрации напряжений от действия этой силы.

Значения коэффициента определялись в соответствии с таблицей 3.2 [5] и интерполяцией в зависимости от размеров прямоугольной площадки и глубины определения напряжений и представлены в таблице 1. В графической форме зависимость изменения данного показателя с глубиной приведена на рисунке 2.

На втором этапе исследований данная задача была решена методом конечных элементов.

Была создана модель подстилающих охранных сооружений пород в системе аналитического проектирования SolidWorks [6], и решена задача статики в линейной постановке посредством пакета конечно-элементного анализа CosmosWorks [7]. Общий вид конечно-элементной модели показан на рисунке 3.

Исходными данными для моделирования приняты типичные условия для глубоких шахт украинского Донбасса, отрабатывающие пласты пологого падения [8]: модуль

упругости $E=1,3 \times 10^8$ кг/м², объемная масса $\gamma=2,3$ т/м³, пределы прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж}=24,5$ МПа и одноосное растяжение $\sigma_{р}=2,5$ МПа, коэффициент Пуассона $\mu=0,25$.

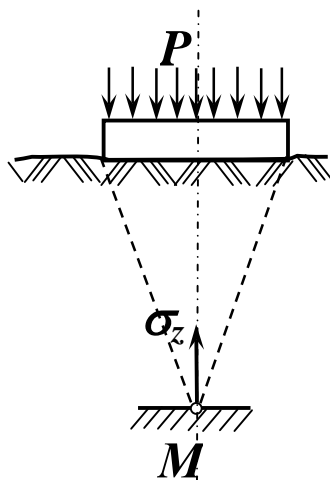


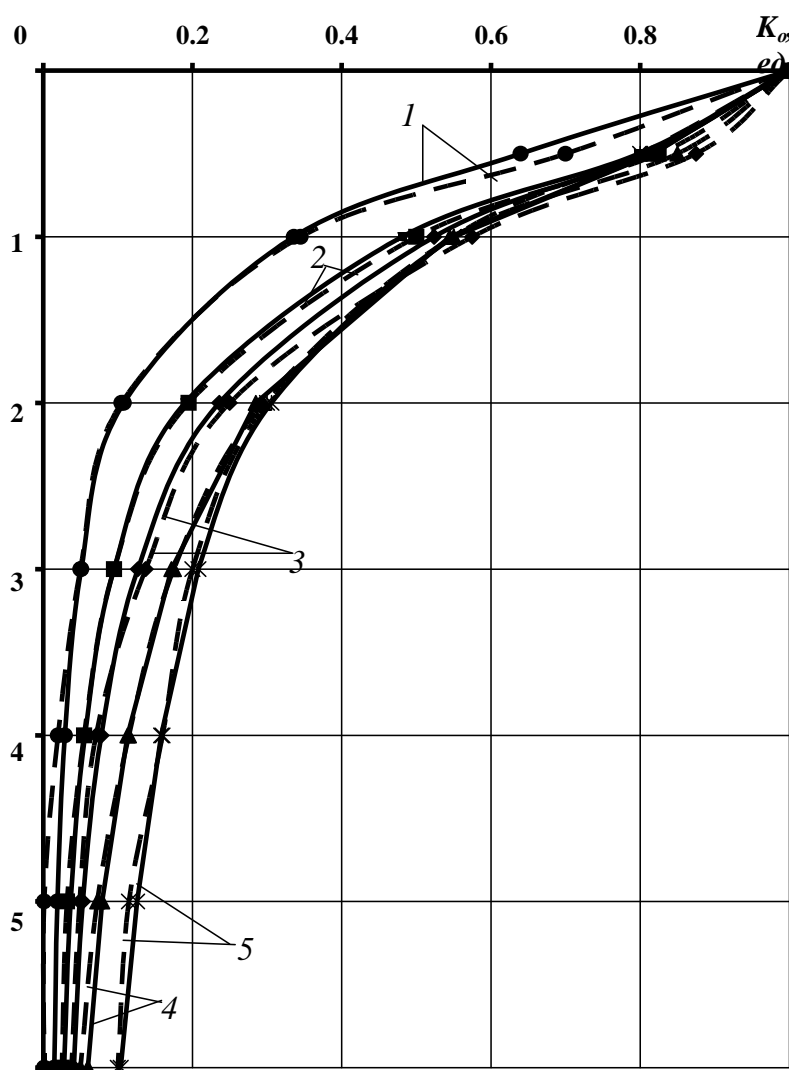
Рис. 1. Схема по определению сжимающих напряжений в подстилающем массиве от действия внешней нагрузки

Таблица 1.

Результаты расчетов коэффициента концентрации напряжений K_σ , полученные методом угловых точек (значения в числителе) и МКЭ (значения в знаменателе)

Относительная глубина определения напряжений Z/b^*	Значения коэффициента концентрации напряжений K_σ под центром загруженной площадки в зависимости от соотношения сторон загруженной площадки l/b^*				
	$1/1$	$2/1$	$3/1$	$5/1$	$10/1$
0	$\frac{1}{1}$				
0,5	$\frac{0,703}{0,7}$	$\frac{0,798}{0,825}$	$\frac{0,808}{0,875}$	$\frac{0,817}{0,85}$	$\frac{0,818}{0,8}$
1	$\frac{0,336}{0,345}$	$\frac{0,481}{0,5}$	$\frac{0,524}{0,575}$	$\frac{0,545}{0,55}$	$\frac{0,55}{0,55}$
2	$\frac{0,108}{0,105}$	$\frac{0,19}{0,195}$	$\frac{0,236}{0,25}$	$\frac{0,285}{0,295}$	$\frac{0,306}{0,3}$
3	$\frac{0,051}{0,05}$	$\frac{0,095}{0,095}$	$\frac{0,127}{0,137}$	$\frac{0,172}{0,175}$	$\frac{0,208}{0,2}$
4	$\frac{0,029}{0,02}$	$\frac{0,056}{0,055}$	$\frac{0,078}{0,071}$	$\frac{0,113}{0,115}$	$\frac{0,158}{0,16}$
5	$\frac{0,019}{0,014}$	$\frac{0,037}{0,032}$	$\frac{0,053}{0,049}$	$\frac{0,079}{0,072}$	$\frac{0,126}{0,115}$
6	$\frac{0,015}{0,012}$	$\frac{0,028}{0,025}$	$\frac{0,041}{0,038}$	$\frac{0,06}{0,05}$	$\frac{0,104}{0,1}$

*- в табл. Z – глубина расположения рассматриваемой точки, b, l – соответственно, ширина и длина прямоугольного основания моделируемого охранного сооружения.



$Z/b, \text{ed.}$

Рис. 2. Графики зависимости коэффициента концентрации напряжений в подстилающих жесткую прямоугольную опору породах в зависимости от расстояния до внешней нагрузки, полученная по результатам расчетов методом угловых точек (— ■) и конечно-элементного моделирования (—), при различном соотношении сторон основания опоры (1— при соотношении 1:1, 2— 2:1, 3— 3:1, 4— 5:1 и 5— 10:1)

Условия на границах моделируемого участка оставались неизменными на всех этапах исследования. Размер массива горных пород был принят $2 \times 30 \times 15 \text{ м}$. Ширина опоры b по оси OX (рис. 2) на всех этапах моделирования была принята 1 м , а ее длина l изменялась от 1 до 10 м . Таким образом, была отработана серия моделей с соотношениями сторон прямоугольника 1:1, 2:1, 3:1, 5:1 и 10:1.

На верхнюю грань параллелепипеда была приложена внешняя нагрузка по прямоугольной площадке размерами $b \times l$.

В результате конечно-элементного моделирования были получены распределения напряжений в подстилающих породах при различных соотношениях сторон основания штампа. В таблице 1 приведены значения коэффициента концентрации напряже-

ний в подстилающем массиве по оси, проходящей через центр загруженной площадки, которые определялись с помощью МКЭ. Зависимость коэффициента концентрации напряжений от расстояния до внешней нагрузки с учетом параметров опоры, полученная по результатам конечно-элементного моделирования представлена на рисунке 2.

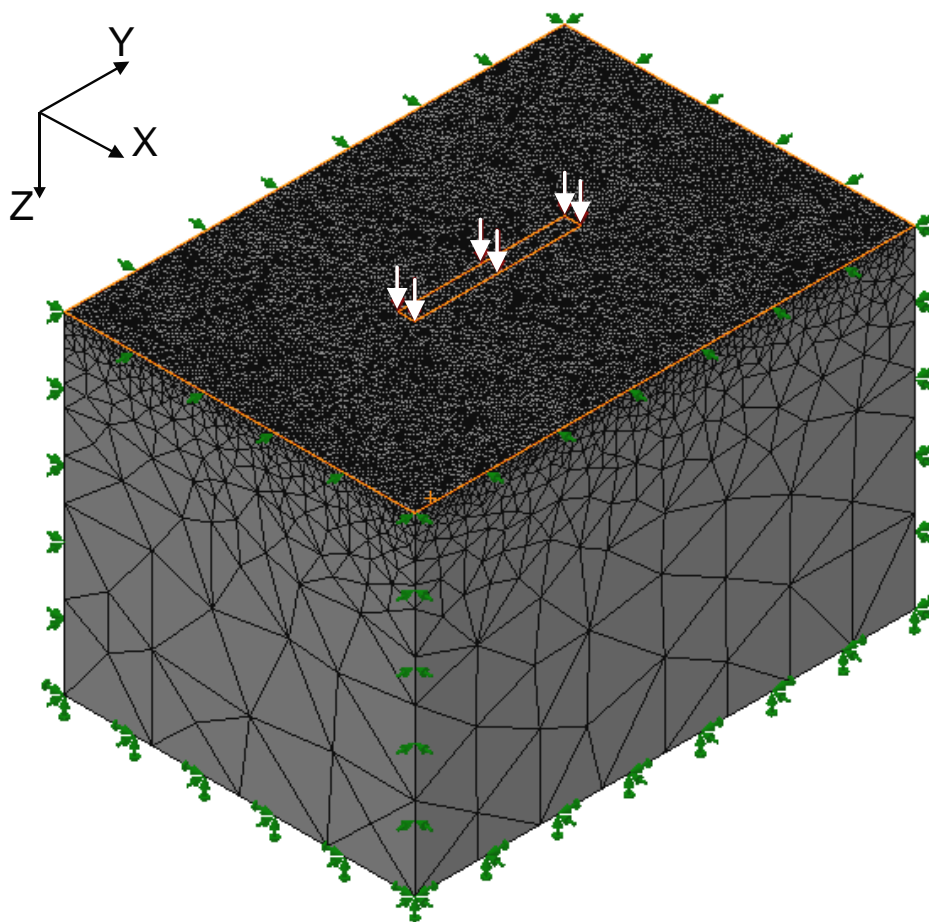


Рис. 3. Общий вид конечно-элементной модели по определению напряжений в подстилающих породах от действия внешней нагрузки на жесткую опору с основанием прямоугольной формы

Из рисунка 2 следует, что с увеличением площади опоры величина напряжений в подстилающих породах и глубина действия внешней нагрузки увеличивается.

Сравнение результатов расчетов двумя методами позволило установить, что отклонение конечно-элементного решения от решения методом угловых точек не превышает 9%. Данное обстоятельство указывает на их сходимость и возможность применения МКЭ в данной постановке при решении пространственных задач для дискретных сред, находящихся в начальном (ненарушенном) или конечном (стабилизированном) статическом состоянии. В этих случаях под действием внешней нагрузки массив будет находиться в предельном напряженном состоянии, когда зависимость между деформациями и напряжениями линейна.

Выводы. Таким образом, результатами проведенных исследований доказана возможность применения численного моделирования методом конечных элементов при исследовании физических процессов в подстилающих охранное сооружение породах.

Библиографический список

1. Технология, механизация и организация проведения горных выработок / Б.В. Бокий, Е.А. Зимина, В.В. Смирняков и др.; учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1983.- 264с.
2. Стулішенко О.Ю. Прогнозування зближень порід контуру, проведених слідом за лавою підготовчих виробок на пологих пластах: автореф. дис... канд. техн. наук: 05.15.02 / О.Ю. Стулішенко; Донец. нац. техн. ун-т. — Донецьк, 2002. — 17 с.
3. Негрей С.Г. Об особенностях пучения пород почвы выемочных выработок в условиях пласта т3 шахты им. В.М.Бажанова / С.Г. Негрей, В.Н. Мокриенко // Проблеми гірничої технології: Матеріали регіональної науково-практичної конференції. Красноармійський індустріальний інститут ДонНТУ. - 2008.- С. 97-102.
4. Мокриенко В.Н. Параметрирование нового способа охраны выемочной выработки с использованием метода эквивалентных материалов / В.Н. Мокриенко // Збірник наукових праць НГУ. – 2010. - Т.1. - №34. – С. 166-173.
5. Цытович Н.А. Механика грунтов (краткий курс): учебник для вузов. - 3-е изд., доп. / Н.А. Цытович. - М.: Высш. школа, 1979.- 272 с.
6. Алямовский А.А. SolidWorks/COSMOSWorks. Инженерный анализ методом конечных элементов / А.А. Алямовский. – М.: ДМК Пресс, 2004. – 432с.
7. Сухов С.А. Основы моделирования в SolidWorks: методические указания / С.А. Сухов. - Ульяновск : УлГТУ, 2007. - 48с.
8. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород / под ред. Н.В. Мельникова, В.В. Раевского, М. М. Протодяконова. – М.: Недра, 1975.- 219с.

Надійшла до редколегії 12.09.2010

N.N. Kasyan, S.G. Negrey, S.N. Aleksandrov, V.N. Mokriyenko, D.N. Kurdyumov

The results of soil mechanics based calculations and modeling using finite element method proved the possibility of applying FEA in the study of surrounding rock mass stress-deformed state and helped to define the mechanism of underlying rocks extrusion from under protective structures.

© Касьян Н.Н., Негрей С.Г., Александров С.Н., Мокриенко В.Н., Курдюмов Д.Н., 2010

УДК 624.138.5

А.Э. КИПКО (канд. техн. наук)

Д.В. КОРСАКОВ (канд. техн. наук)

АФГТ ВНУ им.В.Даля, Антрацит

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА УПРОЧНЕНИЯ ЛОКАЛЬНЫХ ЗОН РАЗУПЛОТНЕННЫХ ГРУНТОВ МЕТОДОМ НАПОРНЫХ ИНЪЕКЦИЙ

Рассмотрен процесс фильтрационной консолидации слабоустойчивых грунтов методом тампонажа глиноцементными растворами, аналитически получены выражения для расчета степени консолидации грунта, эффективных давления и радиуса гидорасчленения и объема тампонажного раствора.

неустойчивый грунт, провал, тампонаж, гидоразрыв, консолидация, раствор

В результате многолетней эксплуатации горных выработок или после закрытия шахт над ними очень часто образуются локальные зоны разуплотнения в дальнейшем приводящие к деформациям поверхности или к аварийным провалам грунта [1].

Приповерхностная часть земли сложена мягкими связными или рыхлыми несвязными грунтами естественного или техногенного происхождения. Ввиду слабых связей между отдельными частицами в таких грунтах, действия атмосферных агентов, суффозии, выщелачивания и других факторов, они претерпевают постоянное преобразование. Инженерный интерес к активно изменяющим свои свойства грунтам возникает, если преобразование последних может привести к нарушению нормальной эксплуатации возведенных на них или внутри них инженерных сооружений (жилых и промышленных зданий и сооружений, железно- и автодорожных путей, линий электропередач, трубопроводов, шламонакопителей и отстойников и т.д.).

Под воздействием природных и техногенных факторов (подработка толщи, поверхностное и подземное просачивание вод, геологическая деятельность ветра и климата и т.д.) происходит деконсолидация грунта с образованием локальных зон разуплотнений.

Заключительным состоянием в преобразовании грунта является потеря им устойчивости с обрушением деконсолидированных пород над подземными пустотами. При этом на поверхности образуются значительные провалы и мульды оседания. Как правило, четвертое состояние грунта приводит не только к его обрушению, но и к разрушению инженерного сооружения в нем или над ним на поверхности [1].

Для предупреждения или ликвидации аварийной ситуации в породном массиве эффективно применение тампонажа локальных зон вязкопластичными растворами по методу напорных напорных инъекций. При нагнетании такого раствора вокруг скважин образуются каналы гидорасчленения в результате чего происходит уплотнение грунта. Данный процесс аналогичен фильтрационной консолидации [2].

Цель работы – исследование параметров процесса упрочнения локальных зон разуплотненных грунтов.

Будем рассматривать разуплотненный водонасыщенный грунт. При этом допустим, что скелет грунта является линейно-деформируемым, а фильтрация воды в порах грунта подчиняется закону Дарси, деформирование идет только с одной стороны.

Примем, что в начальный момент времени грунт и вода находятся в статическом состоянии.

Очевидно, что

$$p_z + p_w = p, \quad (1)$$

где p – влияние давления на элемент грунта;

P_z – давление, передающееся на скелет грунта;

P_w – поровое давление в грунте.

В процессе развития давления в системе давление в воде будет уменьшаться, а в скелете грунта будет увеличиваться. Для элементарного слоя dz в грунте увеличение расхода воды q равно уменьшению пористости грунта n , т.е.

$$\frac{\partial g}{\partial z} = -\frac{\partial n}{\partial t}, \quad (2)$$

Это основное положение сформулировано Павловским Н.Н. [2]. Исходя из закона фильтрации, получаем

$$\frac{\partial g}{\partial z} = -k_\phi \frac{\partial^2 H}{\partial z^2}, \quad (3)$$

$$H = \frac{P_w}{\gamma_w}$$

где обозначено: γ_w – напор в воде.

Можно записать выражение:

$$\frac{\partial g}{\partial z} = \frac{k_\phi}{\gamma_w} \cdot \frac{\partial^2 p_z}{\partial z^2} \quad (4)$$

Для правой части уравнения учтем закон уплотнения грунта, имеем:

$$\frac{\partial n}{\partial t} = m_v \cdot \frac{\partial p_z}{\partial t}, \quad (5)$$

где m_v – коэффициент относительной сжимаемости грунта.

Следовательно, получаем дифференциальное уравнение одномерной задачи фильтрационной консолидации грунта:

$$c_v \frac{\partial^2 p_z}{\partial z^2} = \frac{\partial p_z}{\partial t}, \quad (6)$$

Данное уравнение представляет уравнение теплопроводности Фурье, решение которого имеет вид

$$p_z = p \left(1 - \frac{4}{\pi} \sin \frac{\pi z}{2h} \cdot e^{-N} - \frac{4}{3\pi} \sin \frac{3\pi z}{2h} \cdot e^{-9N} - \dots \right), \quad (7)$$

$$N = \frac{\pi^2 c_v \cdot t}{4h^2}.$$

Ранее была установлено, что на небольшом расстоянии давление от скважины изменяется по линейному закону (рис. 1) [2].

Для случая, когда распределение давления имеет линейный убывающий характер справедливо

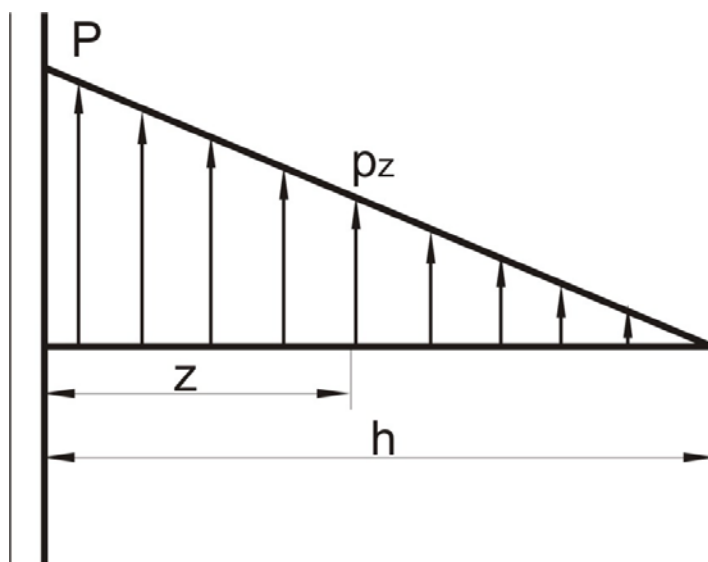


Рис. 1. Распределение давления консолидации по глубине трещины гидроразрыва

$$p_z = p - \frac{p}{h} z \quad (8)$$

Поэтому в результате решения дифференциального уравнения (6) и вводя сте-

пень консолидации грунта $U = \int_0^h \frac{p_z dz}{F}$ для рассматриваемого случая получаем:

$$U = 1 - \frac{16}{\pi^2} \left(\left(1 - \frac{2}{\pi} \right) e^{-N} + \frac{1}{9} \left(1 + \frac{2}{3\pi} \right) e^{-N} + \dots \right) \quad (9)$$

Тогда общее уплотнение грунта для любого момента времени равно:

$$\Delta h = \frac{hm_v p}{2} \cdot U \quad (10)$$

Или в случае двухсторонней деформации грунта:

$$\Delta h = hm_v p U \quad (11)$$

Отметим, что вычисления по приведенным формулам довольно трудоемкое и требует использования целого ряда табличных данных [2]. Аналогичные расчеты применяются в строительстве при оценке осадки оснований фундаментов.

Для процесса консолидации грунта вязкопластичным раствором за счет образования трещин гидроразрыва эпюра распределения давления имеет трапециевидную форму (рис. 2).

Расчет эффективного влияния давления в трещине гидроразрыва должен учитывать необходимую степень консолидации грунта. В данной задаче необходимо определить эквивалентную полость гидрорасчленения, аналогичную по смыслу осадке пород в строительстве Δh . А также вычислить объем раствора для достижения необходимой степени фильтрационного упрочнения грунта. Используем для этого получение выражения для величины консолидации (уплотнения) грунта через степень консолидации.

Для этого, кроме максимального, необходимо ввести понятие и эффективного радиуса распространения раствора $R_{эф}$.

При этом эффективное давление раствора на стенки канала разрыва, соответствующее эффективному радиусу $R_{эф}$ равно:

$$P_{эф} = \frac{h_{экв} \cdot (1 + e_1)}{h \cdot m_v}, \quad (12)$$

где m_v – коэффициент сжимаемости, Па⁻¹;

$h_{экв}$ – мощность эквивалентной полости разрыва.

С учетом (5) и (8) выражение (12) преобразуется к виду:

$$P_{эф} = \frac{h_{экв} \cdot \gamma_s}{h_l \cdot m_0 \cdot \gamma_{dl}}. \quad (13)$$

Давление тампонажного раствора в скважине определяется из соотношения:

$$P_{пред} > P_c > P_{эф}, \quad (14)$$

где $P_{пред}$ – предельное давление раствора в скважине, Па;

P_c – давление раствора в скважине, Па;

$P_{эф}$ – эффективное давление раствора в канале, Па.

Исходя из линейного распределения давления на стенки канала разрыва от ствола скважины (P_c) до контура влияния тампонажного раствора (P_k) (рис. 2), эффективный радиус распространения будет равен:

$$R_{эф} = r_k - \frac{(P_{эф} - P_k) \cdot (r_k - r_c)}{P_c - P_k}. \quad (15)$$

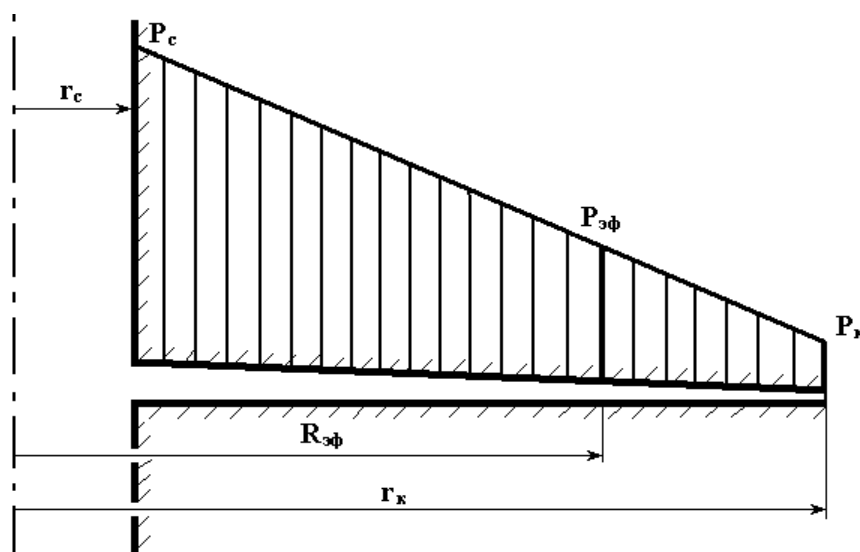


Рис. 2. Схема распределения давления раствора в канале разрыва

Из линейного распределения давления в канале следует, что изменение коэффициента консолидации U от ствола скважины до контура влияния тампонажного раствора также является линейным (рис. 3). Тогда коэффициент консолидации грунта на расстоянии r_i от оси скважины равен:

$$U_i = U_k + (U_c - U_k) \frac{(r_k - r_i)}{r_k - r_c}, \quad (16)$$

где U_c, U_k – коэффициенты консолидации грунта от давления P_c и P_k соответственно.

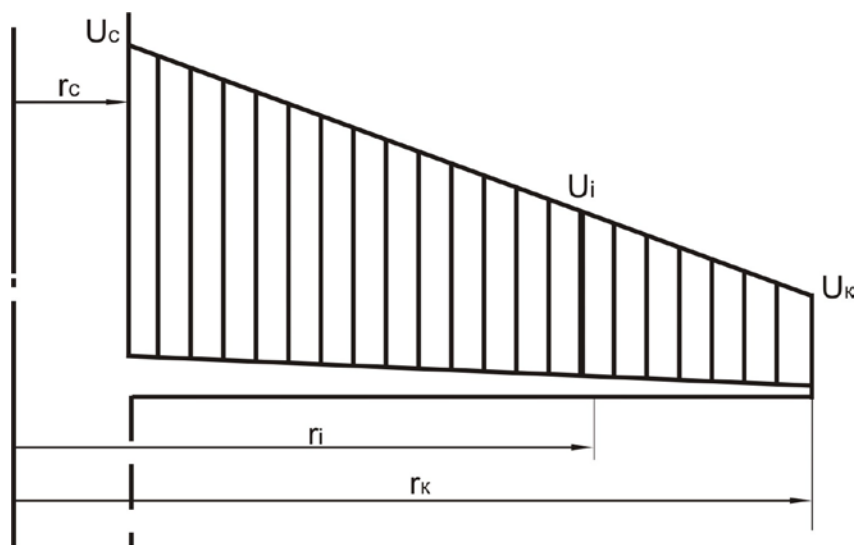


Рис. 3. Схема распределения коэффициента консолидации грунта вдоль канала разрыва

Из уравнения (13) следует, что величина эквивалентной полости гидрорасчленения прямо пропорциональна давлению на стенки канала разрыва и соответственно имеет разные значения вдоль радиуса распространения тампонажного раствора. Определим эквивалентные полости гидрорасчленения в устье канала разрыва и на контуре влияния тампонажного раствора:

$$h_{\text{экв}}^{P_c} = P_c \cdot h \cdot m_v \cdot U_c, \quad (17)$$

$$h_{\text{экв}}^{P_k} = P_k \cdot h \cdot m_v \cdot U_k. \quad (18)$$

С учетом (17) и (18) средняя эквивалентная полость гидрорасчленения равна:

$$h_{\text{средн}} = \frac{h_{\text{экв}}^{P_c} + h_{\text{экв}}^{P_k}}{2} = \frac{(P_c U_c + P_k U_k) \cdot h \cdot m_v}{2} \quad (19)$$

Тогда необходимый объем тампонажного раствора для одной скважины равен:

$$V_1 = \pi \cdot r_k^2 \cdot h_{\text{средн}} \cdot k_s \cdot k_h \cdot \alpha_z \cdot \xi_s, \quad (20)$$

где k_s – коэффициент площадного разуплотнения;

k_h – коэффициент вертикального разуплотнения;

α_z – коэффициент запаса раствора, связанный с потерями при формировании цилиндра и его несовершенством;

ξ_s – степень перекрытия тампонажных зон.

Выводы. Разуплотненный водонасыщенный грунт поддается гидроразрыву вязкопластичным глиноцементным раствором. В результате фильтрационной консолидации грунт уплотняется, причем аналитически возможно рассчитать эффективные технологические параметры: давление инъекции, радиус гидроразрыва и необходимый

объем тампонажного раствора. Введенные коэффициенты разуплотнения, перекрытия зон, запасы раствора зависят от конкретных условий и объекта.

Библиографический список

1. Проблемы горного дела и экологии горного производства: монография / П.Н. Должиков, В.А. Рябичев, Г.С. Левчинский и др. – Донецк: Вебер, 2007. – 257 с.
2. Цитович Н.А. Механика грунтов / Н.А. Цитович. – М.: Высшая школа, 1983. – 283 с.
3. Должиков П.Н. Физика движения вязкопластичных тампонажных растворов: монография / П.Н. Должиков, А.Э. Кипко. – Донецк: Вебер (Донецкое отделение), 2007. – 237 с.

Надійшла до редколегії 08.04.2010

А.Э. Кипко, Д.В. Корсаков

Розглянуто процес фільтраційної консолідації слабостійких ґрунтів методом тампонажу глино-цементними розчинами, аналітично отримані вирази для розрахунку ступеня консолідації ґрунту, ефективних тиску і радіуса гідророзриву та обсягу тампонажного розчину.

нестійкий ґрунт, провал, тампонаж, гідророзрив, консолідація, розчин

A.E. Kipko, D.V.Korsakov

The paper considers the process of soft ground filtration consolidation using clay-cementing method; analytical expressions are obtained for calculating the degree of soil consolidation, effective pressure, and the volume of cement slurry.

unstable soil, failure, backfill, consolidation, solution

© Кипко А.Э., Корсаков Д.В., 2010

УДК 622.232.7

В.П. КОНДРАХИН (д-р техн. наук, проф.)

А.И. ХИЦЕНКО (канд. техн. наук, доц.)

Донецкий национальный технический университет

ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ УСИЛИЙ РЕЗАНИЯ И ПОДАЧИ ПРИ РЕЗАНИИ ГОРНЫХ ПОРОД

Предложена имитационная математическая модель формирования усилий резания и подачи при резании горных пород рабочим инструментом горных машин, основанная на представлении процесса в виде потока случайных событий – единичных актов разрушения, и произведена идентификация параметров.

усилие резания, усилие подачи, математическая модель, случайные составляющие, резец, идентификация параметров

Проблема и ее связь с научными или практическими задачами. Повышение технического уровня проходческих комбайнов на основе оптимизации их параметров является актуальной для современного горного машиностроения. Для проведения оптимизации необходимо разработать модель, описывающую процесс функционирования комбайна. Важной составляющей такой модели является математическая модель процесса формирования нагрузок на резцах проходческого комбайна при резании горных пород.

Анализ исследований и публикаций. Изучение закономерностей формирования усилий при резании угля и горных пород необходимо для исследования и оптимизации рабочих процессов породоразрушающих машин [1]. В настоящее время достаточно полно разработаны вопросы имитационного моделирования нагрузок на рабочих инструментах при выемке угля очистными комбайнами [2]. Следует подчеркнуть, что для горных пород вполне решенной можно считать только задачу моделирования средних нагрузок [3].

Постановка задачи. Для широкого распространения методов имитационного моделирования в практику исследования и проектирования породоразрушающих машин необходимо разработать достаточно общую и простую математическую модель формирования динамических составляющих нагрузок на их рабочих инструментах при резании широкого класса горных пород и полезных ископаемых. Модель должна содержать минимальное количество параметров, требующих экспериментального определения или идентификации.

Изложение материала и результаты. Предлагаемая математическая модель процесса резания позволяет определить мгновенные значения усилий резания и подачи. При резании пород боковым усилием можно пренебречь, так как в большинстве случаев оно мало по сравнению с усилиями резания и подачи. При резании угля создание модели для определения мгновенных значений бокового усилия затруднительно ввиду отсутствия его корреляции с усилием резания.

Разработанная модель процесса резания основана на представлении процесса в виде потока случайных событий – единичных актов разрушения (сколов). Данная модель имеет малое число параметров, что позволяет ее использовать для широкого класса пород, для которых определение параметров математической модели весьма затруднительно. Учет сопротивляемости пласта резанию, изменения геометрических параметров резца в процессе резания, а также других факторов, влияющих на формирование нагрузки на резце комбайна, производится косвенным путем через определение средних усилий резания и подачи в соответствии с [3].

При моделировании процесса резания по предлагаемой модели усилие резания на резце в каждый момент времени определяется как сумма усилий, формируемых в каждом i -том единичном акте разрушения (см. рис.):

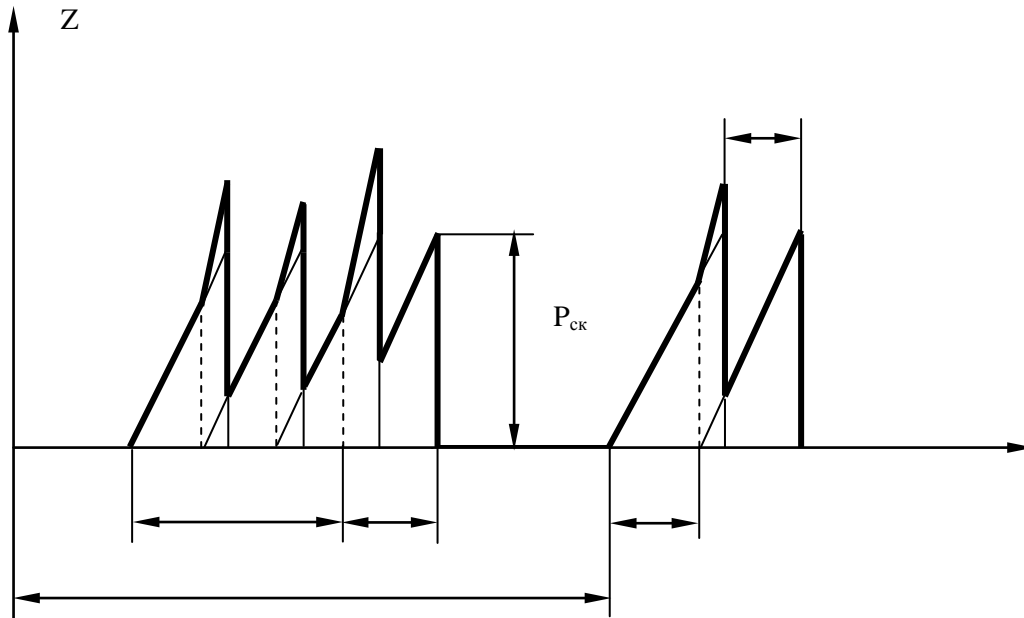


Рисунок 1. Определение усилия резания

$$Z(t) = \sum_{i=N_1}^{N_2} Z_i$$

где N_1, N_2 – порядковые номера первого и последнего из начавшихся, но еще не закончившихся единичных актов разрушения;

Z_i – усилие резания, формирующееся в каждом единичном акте разрушения:

$$Z_i = \begin{cases} C_{\Pi} \Delta X_i(t), & \Delta X_i(t) \leq P_{\text{ск}}/C_{\Pi}; \\ 0, & \Delta X_i(t) > P_{\text{ск}}/C_{\Pi}, \end{cases}$$

где $\Delta X_i(t)$ – упругопластические деформации рассматриваемого объема породы в данном единичном акте нагружения:

$$\Delta X_i(t) = l(t) - l_i,$$

где $l(t)$ – путь, пройденный резцом за время t ;

$P_{\text{ск}}$ – усилие, при котором происходит хрупкое разрушение и отделение рассматриваемого объема породы:

$$P_{\text{ск}} = \sqrt{\frac{2Z_{\text{ср}}C_{\Pi}}{\lambda}},$$

где $Z_{\text{ср}}$ – математическое ожидание усилия резания;

C_{Π} – линейризованный коэффициент псевдожесткости породы;

λ – интенсивность потока единичных актов разрушения, м-1.

Положение резца в момент начала i -того скола определяется как

$$l_i = l_{i-1} + \Delta l_i,$$

где Δl_i – случайная величина интервала между началами сколов.

Полученная описанным выше способом реализация мгновенных значений усилия резания может быть использована для моделирования усилия подачи, так как эти процессы взаимно коррелированы. Так, полученный при обработке экспериментальных данных коэффициент взаимной корреляции между усилиями резания и подачи при резании песчанистого сланца находится в пределах 0,79–0,88.

Мгновенные значения усилия подачи определяются следующим образом:

$$Y_i = Y_{cp} + k_i (Z_i - Z_{cp}),$$

где Y_{cp} – математическое ожидание усилия подачи;

k_i – мгновенное значение случайной функции, определяемой как отношение мгновенных значений усилия подачи и усилия резания, обусловленных цикличностью процесса хрупко–пластического разрушения породы.

Параметр k_i имеет достаточно ясный физический смысл. Он представляет собой тангенс угла наклона вектора случайной составляющей нагрузки на резец по отношению к плоскости резания. Функция k рассматривается как стационарная эргодическая случайная функция пути, пройденного резцом, которая характеризуется законом распределения и автокорреляционной функцией.

Моделирование коэффициента k производится по рекуррентным зависимостям [4]:

$$\begin{aligned} k_i &= \sigma_{0Y} \sqrt{\psi_{1i}^2 + \psi_{2i}^2}, \\ \psi_{1i} &= e^{-\frac{\alpha \Delta l_M}{2}} \psi_{1(i-1)} + \sqrt{1 - e^{-\frac{\alpha \Delta l_M}{2}}} \xi_{1i}, \\ \psi_{2i} &= e^{-\frac{\alpha \Delta l_M}{2}} \psi_{2(i-1)} + \sqrt{1 - e^{-\frac{\alpha \Delta l_M}{2}}} \xi_{2i}. \end{aligned}$$

где Δl_M – шаг моделирования, м;

α – показатель затухания автокорреляционной функции, м⁻¹;

ψ_{1i} и ψ_{2i} – независимые нормальные случайные процессы с математическим ожиданием, равным 0, дисперсией, равной 1, и нормированной корреляционной функцией $r_0 = e^{-\frac{\alpha \mu}{2}}$.

Параметрами разработанной математической модели процесса резания являются: для определения мгновенных составляющих усилия резания – интенсивность потока сколов λ , коэффициент псевдожесткости породы C_p и параметр закона распределения интервалов между сколами; для определения мгновенных составляющих усилия подачи – параметры случайной функции k : σ_{0Y} и α .

В ходе экспериментальных исследований по резанию породы получено эмпирическое выражение для определения интенсивности потока сколов по известному среднему значению усилия резания:

$$\lambda = 5050 Z_{cp}^{-0,352}.$$

Параметр C_p для условий резания пород определялся методом параметрической идентификации путем сравнения спектральных плотностей усилий резания с использованием метода наименьших квадратов, а также по гистограммам распределения усилия резания с применением критерия согласия Пирсона χ^2 . Полученная в результате иден-

тификации зависимость коэффициента псевдожесткости от среднего значения усилия резания имеет вид:

$$C_{\Pi} = 0,495Z_{\text{ср}}^{0,810}.$$

Для сокращения количества параметров модели, требующих идентификации, рассмотрены потоки событий, для которых интервалы времени (или пути Δl) распределены по однопараметрическим законам. Как показали проведенные исследования, заключающиеся в подборе закона распределения величины Δl , при резании породы целесообразно использовать рэлеевское распределение, как однопараметрическое и более близкое к экспериментальным данным. Параметр распределения σ_{0Z} равен:

$$\sigma_{0Z} = \frac{0,798}{\lambda}.$$

Интервал между сколами определяется из выражения:

$$\Delta l_i = \sigma_{0Z} \sqrt{\xi_1^2 + \xi_2^2},$$

где ξ_1, ξ_2 – независимые нормально распределенные случайные величины с математическим ожиданием, равным 0, и дисперсией, равной 1.

Идентификация параметра σ_{0Y} производилась путем сравнения спектральных плотностей усилий подачи, полученных экспериментально и при моделировании. Критерием сравнения была выбрана величина, равная сумме квадратов отклонений. По результатам проведенной идентификации получена эмпирическая зависимость параметра σ_{0Y} от отношения средних значений усилий подачи и резания:

$$\sigma_{0Y} = 0,455 \frac{Y_{\text{ср}}}{Z_{\text{ср}}} + 0,118.$$

Как показал анализ результатов статистической обработки, нормированная автокорреляционная функция исследуемой случайной функции k может быть аппроксимирована экспонентой

$$r(\mu) = e^{-\alpha|\mu|}.$$

В результате идентификации параметра α установлено, что при его изменении в пределах 50...2000 м⁻¹ результаты моделирования изменяются незначительно. Для имитационного моделирования усилия подачи рекомендуется принимать коэффициент затухания автокорреляционной функции $\alpha = 200 \text{ м}^{-1}$. При этом достигается наибольшее сходство результатов натурных и вычислительных экспериментов.

Выводы и направления дальнейших исследований. В результате анализа адекватности разработанной интегральной математической модели реальным процессам [5, 6] установлено, что разработанная модель в основном адекватно описывает процесс резания горных пород. Таким образом, разработанная модель может использоваться для исследования и оптимизации породоразрушающих машин и их рабочих процессов.

Библиографический список

1. Кондрахин В.П. Математическое моделирование рабочих процессов и оптимизация структуры и параметров породоразрушающих горных машин: дис. ... докт. техн. наук: 05.05.06. / В.П. Кондрахин. - Донецк, 1999. - 412с.
2. Бойко Н.Г. Динамика очистных комбайнов / Н.Г. Бойко. - Донецк: РВА ДонНТУ, 2004. - 206 с.
3. Комбайны проходческие со стреловидным исполнительным органом. Расчет эксплуатационной нагруженности трансмиссии исполнительного органа : ОСТ 12.44.197–81. - Введ. с 01.07.82. - М.: Минуглепром СССР, 1981. - 59 с.

4. Быков В.В. Цифровое моделирование в статистической радиотехнике / В.В. Быков. – М.: Советское радио, 1971. – 326 с.

5. Кондрахин В.П. Имитационное моделирование процесса формирования нагрузок на резцах при резании горных пород / В.П. Кондрахин, А.И. Осипенко // Наукові праці Донецького державного технічного університету. - 2000. - Вип. 16. - С. 161 - 168.

6. Кондрахин В.П. Имитационное моделирование усилия подачи при резании горных пород / В.П. Кондрахин, А.И. Хиценко // Наукові праці Донецького державного технічного університету. - 2002. - Вип. 42. - С. 124 - 129.

Надійшла до редколегії 12.10.2010

В.П. Кондрахін, Г.І. Хиценко

Запропоновано імітаційну математичну модель формування зусиль різання та подачі при різанні гірських порід робочим інструментом гірничих машин, яка заснована на уявленні процесу в вигляді потоку випадкових подій - одиничних актів руйнування, та проведено ідентифікацію параметрів.

зусилля різання, зусилля подачі, математична модель, випадкові складові, різець, ідентифікація параметрів

V. Kondrakhin, A. Khitsenko

A mathematical model for simulation of the process of rock cutting by the working instrument of mining machines is proposed. The model is based on its representation by a stream of random events - simple acts of destruction. The parameters of the model are identified.

cutting forces, mathematical model, stochastic loads, cutter, identification of parameters

© Кондрахин В.П., Хиценко А.И., 2010

УДК. 622. 867:658.5

Т.В. КОСТЕНКО

Донецкий национальный технический университет

ЭКСПРЕСС-ОЦЕНКА ГОРЮЧЕСТИ СМЕСЕЙ МЕТАНА И ВОЗДУХА ПРИ ВЕДЕНИИ АВАРИЙНЫХ РАБОТ

Обоснован показатель оценки взрывобезопасности смеси воздуха и метана при тушении подземных пожаров способом изоляции.

оценка взрывобезопасности, метан, подземный пожар

В настоящее время экзогенные и эндогенные подземные пожары составляют примерно 80% всех происходящих на угольных шахтах Украины аварий. Наносимый ими годовой экономический, экологический и социальный ущерб исчисляется миллионами гривен, килотоннами парниковых и токсичных выбросов, многочисленными травмами и т.п. Ведение аварийно-спасательных работ в угольных шахтах, как правило, сопряжено с нарушением нормального режима проветривания горных выработок, при этом состав газов в выработках меняется из-за добавления к воздуху рудничных газов.

К числу присутствующих в воздухе горных выработок угольных шахт газов в первую очередь следует отнести наиболее распространенный простейший углеводород – метан (CH_4). В весьма ограниченных количествах, на уровне сотых долей процента присутствуют его газообразные гомологи этан (C_2H_6), пропан (C_3H_8) и бутан (C_4H_{10}). В некоторых шахтах обнаружены выделяющиеся в незначительных объемах непредельные углеводороды, такие как этилен (C_2H_4) и ацетилен (C_2H_2), их содержание оценивают в единицах на миллион частей воздуха. Более сложные органические соединения могут присутствовать в виде газов или паров, однако их концентрация крайне незначительна. Ввиду высокой сернистости месторождений иногда в воздухе присутствует сероводород (H_2S). Отдельные шахтопласты содержат свободный водород (H_2), а также при зарядке аккумуляторных батарей выделяется техногенный. Нагрев угля и пород при пожаре стимулирует выделение значительных, до нескольких процентов, объемов водорода и оксида углерода (CO), последний может быть также продуктом неполного окисления угля в очаге горения при недостатке кислорода. Несмотря на широкий спектр рудничных газов, превалирует в их составе метан, составляющий, как правило, более 99% в составе газовых добавок к воздуху.

В определенных соотношениях метановоздушная газовая смесь приобретает способность гореть при воздействии на нее внешнего теплового источника, имеющего температуру более 450...6000С. Проведенные в течение многолетнего периода фундаментальные исследования таких ученых как А.Л. ЛеШателье, Н.Н. Черницын, Н.Н. Семенов, С.Н. Осипов, Ю.В. Кудинов, Н.Р. Шевцов, А.М. Брюханов и многих других позволили составить следующие общие представления о процессе горения газовых сред.

В том случае, когда соотношение окислителя, а это кислород, содержащийся в воздухе в количестве 19...21%, и метана находятся в стехиометрической или близкой к ней пропорции, скорость реакции горения максимальна, она превышает скорость звука в воздухе, и проходит во взрывном режиме. Наибольшая сила взрыва регистрируется при содержании около 8...10% метана в смеси с воздухом. Нижний предел горючести смеси составляет около 4...5%, это минимальное содержание метана, при котором возможно его горение. При меньшей концентрации горючего газа энергия, образующаяся в процессе окисления его молекул расходуется на нагрев избытка кислорода и азота, и недостаточна для поддержания самоподдерживающейся цепной реакции. Подобным образом можно объяснить верхний предел горючего содержания метана, составляющий

около 15%, когда недостаток окислителя не дает возможности накопить достаточную теплоту для автоподдержания цепной реакции.

Эти исследования легли в основу нормативных документов, уставов и руководств по ведению аварийно-спасательных работ во взрывоопасных газовых средах, в том числе при ликвидации подземных пожаров в угольных шахтах. Однако, при тушении сложных подземных пожаров на угольных шахтах ежегодно происходит не менее четырех взрывов метановоздушных смесей, иногда приводящих к травмированию горноспасателей. Угроза поражения ударной волной, высокотемпературными и токсичными продуктами взрыва определяет высокий уровень рисков ведения аварийных работ.

Наиболее частой причиной возникновения взрывов при изоляции аварийных участков сети горных выработок шахты является отсутствие достоверных сведений о содержании горючих газов вблизи очага горения и возможности оперативно в полевых условиях оценить угрозу их воспламенения. В связи с этим весьма актуальным, по нашему мнению, является решение задачи получения достоверной информации о составе воздуха в изолируемых выработках и проведения экспресс-оценки горючести метановоздушной смеси.

Рассмотрена одна из наиболее распространенных аварийных ситуаций, когда из-за невозможности потушить пожар в выработанном пространстве позади очистной выработки активным способом, принято решение перейти к его изоляции (рис.1).

Перед возведением взрывоустойчивой изолирующей перемычки был проложен пневмокабель «Дистоп» для отбора проб из района очага горения. Откачку газов по кабелю осуществляли с помощью эжекторной установки. Гипсовую взрывоустойчивую перемычку отливали с помощью агрегата «Монолит». В теле перемычки смонтирована проемная труба с крышками (лядами), а также проложен металлический трубопровод для подачи в изолируемый объем газообразного флегматизатора – азота.

При открытых лядах в проемной трубе к очагу горения движется воздух за счет общешахтной депрессии. Кроме того, из угольного пласта и выработанного пространства поступает метан. Если расход воздуха достаточен для разбавления метана ниже безопасного нижнего предела горючести, то угроза взрыва отсутствует. Однако, при закрытии крышек проемной трубы количество поступающего воздуха сокращается, а расход метана остается неизменным. Смешиваясь, эти газы могут образовать взрывоопасную среду, а при достаточно большом объеме накопившейся смеси последствия взрыва могут быть катастрофическими.

Для недопущения взрыва в изолируемом участке нормативными документами рекомендуется заполнять его парогазовой смесью перед закрыванием ляд. В этом случае достигается резкое снижение уровня кислорода за перемычкой и предотвращается риски взрыва. Но, воздействие пара на массивы средней и ранней степени метаморфизма, а при длительном периоде обработки и поздней, приводит к размоканию пород и обрушению их в выработку. Кроме того, весьма высокой является стоимость авиационного керосина - топлива для генераторов инертных газов (ГИГ).

В настоящее время для тушения сложных подземных пожаров в труднодоступных местах наиболее эффективными являются газовые средства тушения. Особенно перспективными представляются мембранные газоразделительные устройства, позволяющие получать азот из воздуха, пропуская последний через молекулярные сита. На оснащении ГВГСС Минуглепрома Украины в настоящее время находится несколько мобильных установок позволяющих приготавливать до 15 м³/мин под давлением около 0,8 МПа с содержанием азота до 95%.

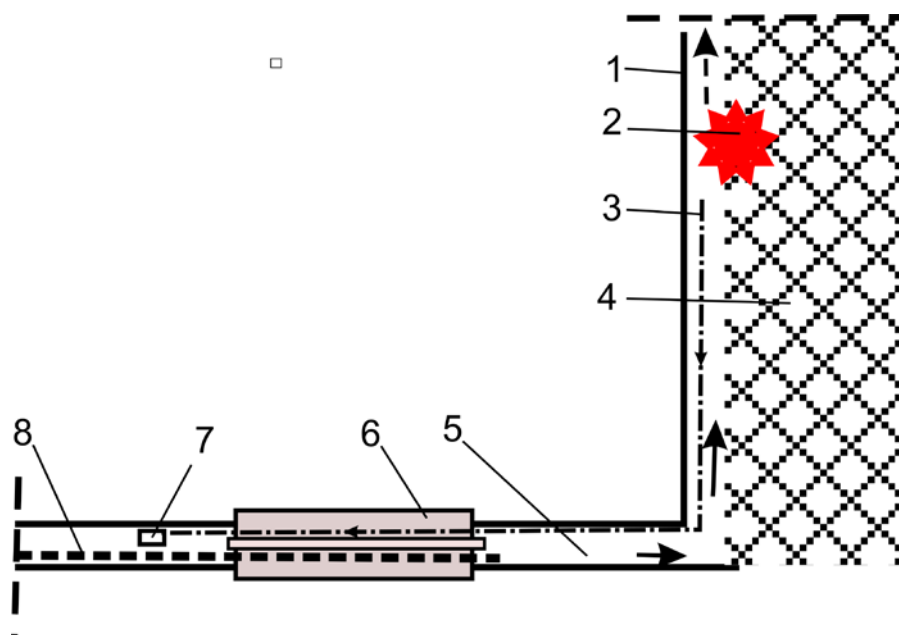


Рис.1. Схема отбора проб газов в районе очага горения: 1 - очистная выработка; 2 – очаг горения; 3 – пневмокабель; 4 - выработанное пространство; 5 - подготавливающая горная выработка; 6- взрывоустойчивая переключательная установка с проемной трубой; 7 – эжекторная установка; 8 – трубопровод для подачи газообразного флегматизатора

Подача обогащенной азотом газовой смеси к очагу горения позволяет снизить объем и скорость окисления твердых и газообразных горючих веществ до полного его прекращения. Поток инертизированного воздуха охлаждает потушенные поверхности, препятствуя рецидивам пожаров после восстановления нормального проветривания. Важной характеристикой газов является способность проникать в труднодоступные места, куда невозможно доставить порошковые, пенные и водные средства пожаротушения. Флегматизация газовой среды позволяет также обеспечивать взрывозащиту горноспасателей. Однако действующими нормативными документами не регламентирован порядок контроля атмосферы в изолируемых участках сети горных выработок. В частности, не определены способы экспресс-оценки взрывоопасности газовой среды в районе очага горения.

Автор предлагает производить оценку взрывоопасности газовой среды на основании показателя интенсивности флегматизации, который следует определять по формуле:

$$K_{\phi} = \frac{C_{\Gamma}}{C_{\phi}} \quad (1)$$

где C_{Γ} и C_{ϕ} – соответственно концентрации горючих и флегматизирующих газов в изолируемом объеме.

Физический смысл показателя интенсивности флегматизации газовой смеси (K_{ϕ}) заключается в том, что он отображает отношение потенциально возможной теплоты, выделяющейся при окислении горючего, к количеству флегматизатора, поглощающего эту теплоту. Нами выдвинута гипотеза, что при достижении достаточно высокого показателя $K_{\phi 6}$ становится невозможной самоподдерживающаяся реакция окисления, так как образующаяся при горении теплота рассеивается во флегматизаторе и недостаточна для инициирования окисления соседних молекул горючего газа.

В качестве базового показателя предложено использовать $K_{\phi 6}$, определенный для смеси воздуха и метана, где инертной средой выступает азот воздуха. Такая смесь

является потенциально наиболее опасной из-за наличия большого количества окислителя – кислорода, смеси воздуха с флегматизирующими газами менее опасны. Метан и воздух – это наиболее вероятное сочетание газов в районе очага горения, так как присутствие водорода и оксида углерода на свежей струе исключено, а их наличие в продуктах горения, отходящих от очага, нейтрализуется продуктами окисления угля, метана или древесины.

Оценку величины $K_{фб}$ производили в лабораторных условиях. При планировании лабораторного эксперимента руководствовались следующими соображениями. Смесь газов включает три компонента: горючее, флегматизатор, окислитель, при этом их суммарное содержание составляет 100%. В метановоздушной смеси не может быть кислорода более 21%, азота более 79%. Не рассматривали составы, в которых содержание метана менее 4,5%, как априори негорючие. Формально эти рассуждения выражены системой уравнения и неравенств (2).

$$\begin{cases} C\phi + Co + Cz = 100, \% \\ Co \leq 21, \% \\ C\phi \leq 79, \% \\ Cz \geq 4,5, \% \end{cases} \quad (2)$$

В соответствии с ограничениями и допущениями согласно системе (2) были приготовлены и испытаны на горючесть семь составов газовой смеси (табл.1). Методика испытаний предусматривала перемешивание воздуха с технически чистым метаном в необходимых пропорциях, заполнение смесью эластичной взрывной камеры объемом около четырех литров, инициирование воспламенения смеси расположенным внутри камеры высокотемпературным источником. Результаты испытаний оценивали визуально. При воспламенении смеси стенки камеры плавилась, герметичность ее нарушалась, это сопровождалось хлопками или звуковыми ударами. В том случае, когда горение смеси отсутствовало, какие-либо повреждения и деформации камеры отсутствовали.

Результаты испытаний показали, что при показателе интенсивности флегматизации $K_{ф} > 0,22$ метановоздушная смесь становится негорючей и риск ее взрыва исключен.

Таблица 1.

Исследование горючести газовых составов с различной интенсивностью флегматизации

Содержание (об.%,%) газов в смеси:			Интенсивность флегматизации смеси, $K_{ф}$	Наличие горения (+,-)
кислорода	метана	азота		
13	16	71	0,23	-
15	15	67	0,22	-
16	24	60	0,4	-
16	8	76	0,1	+
16	12	72	0,17	+
18	8	74	0,11	+
17	10	73	0,14	+

Для уточнения безопасной величины показателя флегматизации, на основании данных лабораторного эксперимента была построена графическая зависимость показателя ($Kф$) и содержания метана ($Cг$) в составе смеси (рис.2).

На графике отложили верхний предел горючести смеси метана и воздуха $Cг \approx 14\%$, пересечение этой отметки с линией тренда дало безопасный показатель интенсивности флегматизации $Kф \approx 0,22$.

Таким образом, можно утверждать, что в первом приближении получено численное значение безопасной величины показателя флегматизации при котором смесь воздуха и метана является взрывобезопасной. Подачу газообразного азота в изолируемый аварийных участок следует осуществлять в таком режиме, чтобы обеспечивать поддержание $Kф$ не ниже установленной величины 0,22.

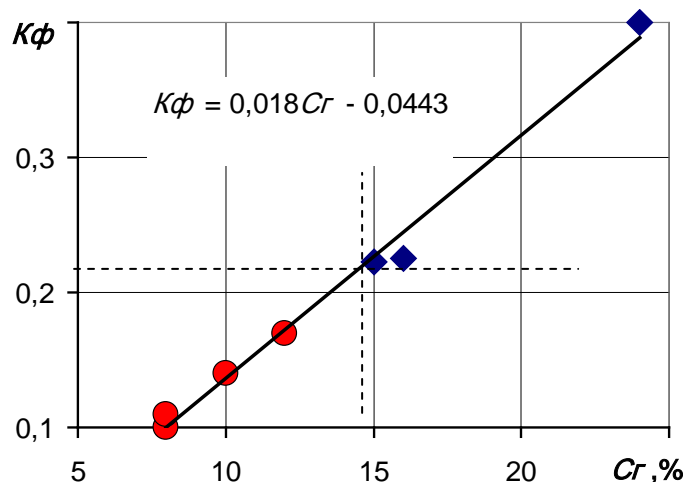


Рис.2. Влияние интенсивности флегматизации ($Kф$) на горючесть смеси воздуха и метана ($Cг, \%$): $Kфб$ – граничный уровень интенсивности флегматизации, выше которого смесь не горюча; окружности – горючие, ромбы – негорючие составы

Использование полученных результатов дает возможность оперативно на основании проводимого в подземных условиях анализа состава газов в изолируемом пространстве определить исходные данные для выполнения инертизации и тушения пожаров способом изоляции. Следует отметить, что для более сложных газовых смесей, содержащих различные горючие ингредиенты, этот показатель следует уточнить.

Надійшла до редколегії 12.10.2010

Т.В. Костенко

Обґрунтовано показник щодо оцінки вибухонебезпечності суміші повітря та метану при гасінні підземних пожеж способом ізоляції.

оцінка вибухонебезпечності, метан, підземна пожежа

T.V. Kostenko

The indices for the evaluation of explosions of methane and air mixtures during extinguishing underground fires by means of isolation are provided.

indices of explosion, methane, underground fires

© Костенко Т.В., 2010

УДК 622.83

Ю.Ф. КРЕНИДА (д-р техн. наук, проф.)

А.А. ЛУНЕВ (канд. техн. наук, доц.)

А.О. РЫБЯНЦЕВА (магистрант)

Донецкий национальный технический университет

**ВЫБОР МЕР ПО ПРЕДОТВРАЩЕНИЮ ПОДТОПЛЕНИЯ И ЗАТОПЛЕНИЯ УЧАСТКОВ
ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПОСЛЕ ОКОНЧАНИЯ ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

В статье рассмотрены способы снижения возможных оседаний, а также вредного влияния горных выработок на объекты земной поверхности. Проанализированы общие меры по предотвращению подтопления и затопления участков земной поверхности после окончания влияния горных выработок, указаны их достоинства и недостатки. Проанализированы развитые страны, которые сталкиваются с предотвращением затопления и подтопления своих территорий.

оседания, горная выработка, подтопление

Постановка проблемы. Добыча угля в Донецком бассейне осложняется большим притоком воды в горные выработки, которая регулярно откачивается. При закрытии шахт приток воды продолжается, а откачка прекращается. Это приводит к подъему уровня воды в толще и увлажнению массива горных пород. Обводнение массива снижает прочностные и деформационные характеристики горных пород и обуславливает активизацию процесса сдвижения горных пород и оснований зданий. Обводнение толщи приводит также к загрязнению подземных и поверхностных вод, угрозе затопления и подтопления земной поверхности [1, 17].

Опасность подтопления заключается в том, что разуплотненные грунты оснований получают дополнительные осадки, наклоны и горизонтальные смещения, которые приводят к деформациям и повреждениям надземных конструкций зданий и сооружений. От увлажнения снижается прочность фундаментов и стен, появляется сырость, вода поступает в подземные помещения (подвалы, погреба), которые становятся не пригодными для эксплуатации [2].

Повышение общей минерализации подземных вод связывают с условиями их взаимодействия с горными породами, по которым движется подземная вода, а также условиями водного обмена. При перемещении воды происходит процесс выщелачивания растворимых горных пород и соответственное обогащение их минеральными солями. В глубинных водах (в погруженных частях структур) в условиях затрудненного водного обмена происходят наибольшая концентрация растворенных веществ и значительное увеличение общей минерализации, достигающей высокой минерализации, в 2-3 раза и более превосходящей минерализацию исходной подземной воды. В них накапливаются соли тяжелых металлов, токсичные элементы, бактерии, они агрессивны по отношению к цементу бетонных сооружений и металлическим конструкциям. Для таких вод характерно содержание стронция, никеля, меди, титана, цинка, бария, железа и других элементов, которые превышают предельно допустимые концентрации [15].

Изложение материала и результаты. Вывод шахт из эксплуатации, особенно методом «мокрой консервации», необратимо ведет к затоплению до 50% шахтных полей, проседанию земной поверхности, заболачиванию ее и уменьшению пахотной площади, расширению путей миграции взрывоопасных газов, а также поднятию уровня, засолению и загрязнению грунтовых вод, природных источников и рек (рис. 1).

Как показывает опыт закрытия шахт [3] эти проблемы необходимо решать, начиная с проектирования, выполнять, в процессе эксплуатации и окончательно реализовывать при закрытии шахт.

Для предотвращения обводнения приповерхностных слоев горных пород при проектировании можно предусматривать, а в процессе эксплуатации шахты могут осуществляться общие меры защиты [4]. Они представляют собой меры, снижающие вредное влияние горных выработок на все виды сооружений, состоящих из различных конструкций.

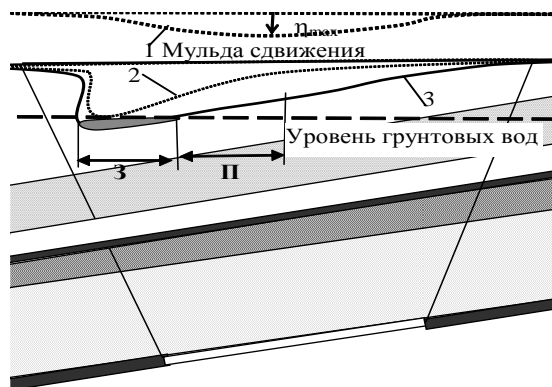


Рис. 1. Образование зон затопления (3) и подтопления (П)
1 – мульда оседаний, 2 – рельеф земной поверхности до подработки, 3 – рельеф земной поверхности после подработки

К общим мерам защиты относят следующие:

- оставление части запасов угля в недрах по мощности и по площади пластов;
- закладка выработанного пространства;
- использование конструктивных защитных мероприятий.

При разработке одного пласта оставление запасов угля по мощности можно при наличии условий, необходимых для его осуществления. Такими условиями является строение пласта, обеспечивающее оставление пачки угля в недрах. В строении пласта необходима прослойка породы или угольный пропласток, достаточной мощности для поддержания оставляемой пачки угля. Этот способ может быть использован на конкретной шахте после его апробации.

При разработке свиты пластов уменьшение вынимаемой суммарной мощности может быть осуществлено путем оставления в недрах запасов одного или нескольких менее ценных пластов угля. При выборе таких пластов из свиты могут иметь место в Донбассе многие варианты с различными комбинациями оставляемых и извлекаемых пластов угля (рис. 2).

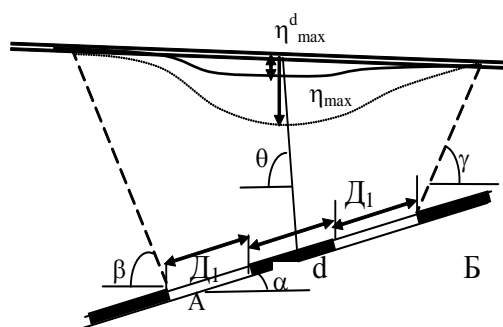


Рис. 2. Частичная выемка пласта по площади
Д1 – очистные выработки, d – целик угля, η_{dmax} – заданное оптимальное оседание, η_{max} – максимальное оседание, АБ – участок

Рассмотренные выше способы снижения возможных оседаний, а также вредного влияния горных выработок на объекты земной поверхности, могут служить только существенным подспорьем при снижении опасности обводнения приповерхностного слоя горных пород при выемке угля под застроенной территорией. Степень снижения вредного воздействия горных выработок на застроенную поверхность может быть достаточно для обеспечения нормального функционирования поверхностных объектов. Однако для отдельных пониженных участков земной поверхности с возможным подтоплением этого может быть недостаточно. А на незастроенных территориях оставление отдельных или части мощности пластов угля явно экономически не целесообразно.

Оставление части пластов в предохранительных целиках технически не представляется возможным. На охраняемой площадке накапливаются положительные деформации (растяжения) земной поверхности [5, 6, 7], что обуславливает повышенную проницаемость поверхностных вод в толщу горных пород и впоследствии на шахтный водоотлив. На таких участках предотвращение обводнения приповерхностных слоев горных пород должно осуществляться общими мерами.

Оставление части пласта более значительной площади, определенной по граничным углам, с проведением горных выработок за зоной влияния на охраняемую площадку является экономически не обоснованным, поскольку в недрах бросаются подготовленные или готовые к выемке запасы угля.

Закладка выработанного пространства является наиболее дорогостоящим способом снижения вредного влияния горных выработок на земную поверхность.

Экономическая целесообразность этого способа может иметь место под территориями, застроенными особо ценными зданиями. Использование этого способа под отдельными пониженными участками земной поверхности технически не представляется возможным. Технология очистной выемки при проведении отдельной очистной выработки не позволяет произвольно на одних участках управлять кровлей очистной выработки закладкой, а на других участках этой же очистной выработки – иным способом.

Таким образом, проведенный анализ общих мер защиты подрабатываемых застроенных территорий позволяет утверждать, что эти меры должны иметь вспомогательный характер. Использование их непосредственно для предотвращения подтопления и затопления отдельных пониженных участков земной поверхности является экономически или технически проблематичным.

Обеспечение предотвращения подтопления и затопления территорий можно предусмотреть при эксплуатации шахты другим способом, принципы которого должны реализоваться на стадии эксплуатации и разработки проекта ликвидации шахт. Основопологающей идеей такого способа является обеспечение управления режимом движения подземных вод [7].

Закрытие шахты при полном затоплении горных выработок подразумевает хорошую гидравлическую связь подземных вод с поверхностными водотоками, в которые будут разгружаться шахтные воды после полного затопления толщи горных пород, а разгрузка происходит на ограниченных участках пойм и в нижних частях склонов речных долин. При этом суммарная величина ущерба, связанного с активизацией процессов подтопления и ухудшения качества подземных и поверхностных вод, дает меньше затрат, необходимых для организации водопонижения и дренажа.

Управление шахтными водопотоками частично затапливаемой шахты могут обеспечить: организованный перепуск воды из затапливаемой шахты в смежные горные выработки; сооружение водоотливных комплексов на определенных горизонтах; сооружение изолирующих перемычек; строительство водопонижающих установок; бу-

рение самоизливающихся скважин; проходка штолен и стволов для организации излива шахтных вод на определенных уровнях.

Привязка создаваемого водоема к уровню уже существующих уровней в толще горных пород предполагает целенаправленную разработку общего водного баланса, который создается путем регулирования глубины связывающих водотоков. Этот способ представляет собой дорогостоящее, но и долговечное решение, при наличии возможности обеспечения регулирования глубины связывающих водотоков, что требует обстоятельной подготовки в процессе эксплуатации шахты и не всегда выполнимо.

Основным недостатком этого способа можно считать недостаточно глубокую изученность процесса сдвижения горных пород, что может привести к не контролируемым обрушением горных выработок, перекрытиям водотоков и нарушению водного режима, возникновению непрогнозируемых эколого-гидрогеологических ситуаций.

Более практичным способом является поддержание нужного уровня воды в толще горных пород путем создания и эксплуатации насосных станций для откачки воды из толщи горных пород в близлежащие водоемы на земной поверхности. Этот способ требует постоянной работы механизмов, осуществляющих откачку воды и непрерывный контроль над этим процессом.

Существует способ снижения вредного влияния подземных выработок на территории земной поверхности [8]. На площади, где ожидается подтопление, по сети прямоугольников бурятся скважины до необходимой глубины. Между забоями соседних скважин выполняется гидравлический разрыв толщи горных пород. Через скважины в полость разрыва горных пород под давлением закачивается глинисто-цементный раствор (рис. 3). Заполняя эти полости между скважинами, раствор своим давлением поднимает вышележащую толщу горных пород. При этом необходимо вести наблюдение за подъемом земной поверхности и за уровнем грунтовых вод. Закачивание заполнителя производится до такой высоты подъема земной поверхности, которая будет удовлетворять оптимальному уровню воды для нормальной эксплуатации сооружений или получения планового урожая культивируемых растений.

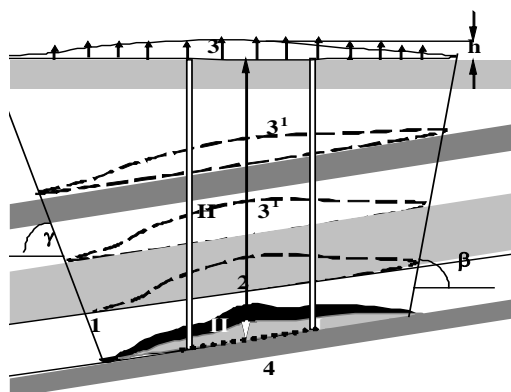


Рис. 3. Подъем приповерхностных слоев горных пород

I, II – этапы подъема, 1 – объем тампонажного твердеющего раствора, 2 – скважина, 3, 3' – контуры изгиба слоев пород при подъеме, 4 – водоупор, h – заданная величина поднятия земной поверхности

Способ имеет следующие недостатки:

- высокая одноразовая стоимость выполнения способа;

- на застроенной территории не всегда возможно расположить скважины в необходимом порядке, что не дает возможности поднять отдельные участки земной поверхности на необходимую высоту.

Другой способ предотвращения подтопления оснований и растительного покрова на подрабатываемых территориях [9] заключается в многократной подработке земной поверхности, обеспечивая на защищаемой территории растяжение. Путем наблюдений определяются места выходов под наносы сместителей тектонических нарушений и расслоившихся контактов слоев горных пород. Над выходами под наносы сместителей тектонических нарушений и расслоившихся контактов слоев горных пород, через которые из толщи на земную поверхность поступает вода, закладывают осушительную дренажную сеть. Такой дренаж территорий предотвращает застой поверхностных вод и помогает решить проблему избыточного переувлажнения, а дренажная система локализирует грунтовые воды и отводит в придорожные канавы или в ближайшие проектируемые колодцы для принудительного удаления.

Описанный способ требует мониторинга за деформациями земной поверхности и обязательного создания осушительной дренажной системы. Оборудование дренажем участков земной поверхности наталкивается на трудности с расположением дренажных линий при его применении на застроенной территории. Дренажные системы требуют постоянного мониторинга и контроля и не могут давать гарантию на неограниченный отрезок времени.

С предотвращением затопления и подтопления затопления территорий сталкиваются и другие страны.

Защита от наводнений остается важной проблемой в Нидерландах из-за глобального повышения уровня моря, а также оседания земной поверхности. С конца XIX по конец XX века Нидерланды реализовали несколько проектов по защите своей территории от наводнений. Проект «Зейдерзее» (нидерл. Zuiderzeewerken) включает в себя систему плотин, а также работы по мелиорации земель и их дренажу. На юго-западе Нидерландов, где расположена основная часть дельты Рейна, с 1950 по 1997 год была построена система защиты от наводнений, получившая название проект «Дельта» (Deltawerken). Все рукава дельты кроме Западной Шельды были перегорожены дамбами или защитными щитами [13].

В Венеции все сооружения и здания построены на деревянных сваях, забитых в слабый грунт островов на глубину от 3 до 10 м. Сваи расположены густым частокотом, поверх них уложены платформы из соединенных между собой дубовых и лиственничных бревен, и уже на них расположены каменные фундаменты.

Существует проект защиты Венеции от затопления - "Моисей" [11, 12, 13]. Конструкция должна быть построена к 2011 году и будет представлять собой ряд передвижных барьеров. Стальные барьеры большую часть времени будут лежать на дне. Однако если высота прилива окажется хотя бы на метр больше обычной, внутрь стальных сооружений начнет автоматически нагнетаться воздух. Барьеры всплывут, и из них сложится дамба длиной более 1,5 км. При угрозе наводнений щиты будут приведены в вертикальное положение и преградят путь воде.

Для малых островов предложено устройство парапетов по их периметру, поднятых выше уровня приливов. Они должны сочетаться с водоотводящей системой, которая будет сбрасывать дождевую воду в лагуну и не пропускать воду из лагуны во время приливов.

Защита города Ленинграда от наводнений началась с августа 1979 г. постановлением ЦК КПСС и Совет Министров СССР о строительстве защитных сооружений. Эти сооружения представляют собой гидротехнический комплекс, возводимый на границе Невской губы и Финского залива для предотвращения нагонных наводнений. Они сос-

тоят из 2-х судопропускных и 6-ти водопропускных сооружений, 11-ти каменно-земляных дамб, зданий и сооружений эксплуатационного и обслуживающего назначения. Общая протяженность дамб 25,4 км, в том числе по акватории залива свыше 22 км, высота дамб (вместе с волноотбойной стенкой) 8 м. В конце 1980-х гг. строительство защитных сооружений законсервировано [14].

Большую проблему для Астраханской области (РФ) представляет уровень подземных вод. Постоянный уровень грунтовых вод располагается практически в полуметре от поверхности, а в паводковый период возможен выход ее на поверхность земли более чем на 20% территории города Астрахани. Мероприятиями по защите предусмотрено строительство четырех насосных станций со шлюзами, расчистка русел внутригородских водоемов, строительство дренажа и реконструкция ливневой канализации, а также берегоукрепительные работы. [10]

В приведенных случаях в Нидерландах, Венеции, Санкт-Петербурге, Астраханской области делается упор на строительство дамб, плотин, обеспечивающих предотвращение затопления и подтопления значительных территорий. В угольных бассейнах Украины при подработке земной поверхности поступления воды происходит не вдоль земной поверхности, а из толщи горных пород. Поэтому отгородиться дамбами и плотинами от такой воды не представляется возможным.

Создание и эксплуатации насосных станций для откачки воды из толщи горных пород в близлежащие водоемы на земной поверхности, без сомнения, является практичным способом, но требует постоянной работы механизмов, осуществляющих откачку воды, и непрерывный контроль над этим процессом. При всех положительных особенностях этого способа с течением времени суммарные эксплуатационные затраты на него настолько возрастают, что могут превысить любой из вышеперечисленных способов. Поэтому можно полагать, что этот способ можно использовать временно до замены его другим, более экономичным. Кроме того, следует опасаться неконтролируемых ситуаций, связанных с остановкой насосов, отключением электроэнергии, отсутствием финансирования и др. [1].

В случае проявления и активизации процессов подтопления и затопления на территории Украины не представляется возможным поднять все сооружения и здания, хотя в Украине разработана и осуществлялась такая методика.

На предполагаемой к затоплению или подтоплению территории снимается и складывается верхний плодородный слой грунта, на его место производится подсыпка менее ценного грунта, который покрывается плодородным слоем [15]. Такой способ пригоден для свободных территорий, на застроенной поверхности необходимо еще поднять все здания и сооружения, для этого разработаны специальные методики и домкраты [4]. Последнее мероприятие не достаточно апробировано и подлежит детальному исследованию.

Мировая практика находит и другие способы защиты от «вторжения моря в подземное пространство суши».

В обычных, естественных условиях уровень моря почти повсеместно (за исключением отдельных низинных территорий) расположен ниже уровня подземных вод, насыщающих берега, — происходит разгрузка подземных вод в море. Во многих прибрежных районах мира в течение ряда десятилетий города, сельское хозяйство и промышленность используют для водоснабжения и орошения подземные воды. Поэтому общий напор этих вод понизился на значительную величину, достигающую десятков метров. Образующаяся "пустота" тут же заполняется морской водой. На пути вторгающегося в сушу моря ставят гидравлическую плотину — так называемый барраж. Он представляет собой заградительный барьер, состоящий из линейного ряда скважин, через которые под землю нагнетается (или просто наливается) пресная вода. Накапливаясь вблизи на-

гнетательных скважин, она образует бугры искусственных подземных вод, которые постепенно растекаются и сливаются друг с другом, образуя своеобразную водную завесу, высотой превышающей уровень моря. На пути моря-агрессора встает надежная преграда. Закачка пресных поверхностных (чаще всего речных) вод обычно осуществляется в зимнее и весеннее время года, когда расходы на водоснабжение, и особенно на ирригацию, резко снижаются. Освобождающийся в этот период объем пресной воды, можно использовать для восполнения израсходованной ранее части подземных вод и поднять их уровень с помощью нагнетательных скважин.

Если нет резерва пресной воды и гидравлический барраж делать не из чего, то вторгающуюся морскую воду перехватывают тем же заградительным рядом скважин, откачивают и сбрасывают обратно в море. В результате этого на линии скважин создается понижение уровня морской воды, которая затем уступает место воде пресной.

Удачное решение проблемы дает применение метода спаренных скважин. Состоит он в том, что на некотором расстоянии друг от друга устанавливают два ряда водозаборных скважин. Один из них расположен в пределах подземных пресных, другой — вторгшихся в сушу морских вод. При одновременной откачке из таких спаренных скважин между ними под землей образуется строго определенная граница раздела соленых и пресных вод. В каждую сторону от этой границы распространяется своя зона, соответствующая области влияния того или другого ряда водозаборных скважин. Такая граница поддерживается постоянно [12].

Существующие способы защиты от вторжения моря в подземное пространство могут быть применены для предотвращения подтопления и затопления подработанных территорий. Однако следует учесть такие недостатки этих способов, как расходы на создание барража, водоснабжение, использование насосных станций (для подачи или откачки воды), постоянный мониторинг за уровнем вод.

Вывод. Анализ рассмотренных мер, по предотвращению подтопления и затопления участков земной поверхности после окончания влияния горных выработок показал, что каждой мере при всей ее результативности присущи определенные недостатки. Наличие хотя бы одного из вышеперечисленных способов имеет свои достоинства и недостатки. Анализ недостатков рассмотренных способов может привести к их неэффективности и, как следствие, возникновению непрогнозируемых эколого-гидрогеологических последствий. Следовательно, необходимо рассматривать компромиссные варианты, связанные с затоплением шахт, где долгосрочное использование мер нецелесообразно или связано с вышеперечисленными недостатками и не может гарантировать непрерывной качественной защиты. В этом случае гарантировать возврат затраченных средств на защиту земной поверхности от подтопления, можно за счет страхования земельных участков, что обеспечит затраты на восстановление мер, приведших к возникновению страхового случая.

Библиографический список

1. Комплексное освоение угольных месторождений Донецкой области / А.И. Амоша, В.И. Логвиненко, В.Г. Гринев. — Донецк, 2007. — 216 с.
2. Обеспечение нормальной эксплуатации объектов поверхности в пределах горных отвалов ликвидируемых шахт / А.П. Семенов, В.Н. Ермаков, И.Ф. Озеров и др. // Реформирование и реструктуризация. Уголь Украины, декабрь, 2000. — С. 27 — 30.
3. Вирішення геоecологічних 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.
4. Рекомендации по выбору комплекса строительных и горных мер защиты подрабатываемых населенных пунктов и промышленных предприятий / ВНИИ (Минуглепром СССР), Донецкий ПромстройНИИпроект (Госстрой СССР). — Донецк: Издательство Донецкого ПромстройНИИпроекта, 1986. — 22 с.

5. Методическое руководство по расчету сдвижений и деформаций земной поверхности при частичной выемке запасов угля из предохранительных целиков. - Л.: ВНИМИ (Минуглепром СССР), 1971. - С. 40.
6. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом : ГСТУ 101.001.00159226.001-2003. - К., 2003. - С.128.
7. Техногенные последствия закрытия угольных шахт Украины / Ю.Н. Гавриленко, В.Н. Ермаков, Ю.Ф. Кренида и др. - Донецк, 2004. - 631 с.
8. Патент Российской Федерации №2014396, E02D 35\00,1994.
9. Спосіб запобігання підтоплення підвалини та рослинного покриву на придобаній території : деклараційний патент України на винахід №49574 А, E21F16/00 / Ю.М. Гавриленко, В.М. Єрмаков, Ю.Ф. Кренида. - 2002.
10. Астрахань будут защищать от подтопления [Электронный ресурс]/ «REGIONS.RU/Новости Федерации» - <http://www.regions.ru/news/1967377/>
11. Разумов Г.А., Венеция, миф и реальность [Электронный ресурс]/ Сервер "Заграница" - http://world.lib.ru/r/razumow_g/atlantidi-8.shtml
12. Разумов Г.А., Хасин М. Ф., Подтопление городов [Электронный ресурс]/ Тонущие города - <http://bibliotekar.ru/goroda/index.htm>
13. Защита от наводнений в Нидерландах [Электронный ресурс]/Википедия – Свободная энциклопедия - http://ru.wikipedia.org/wiki/Защита_от_наводнений_в_Нидерландах
14. Защитные сооружения от наводнений : Город Санкт-Петербург [Электронный ресурс]/ Peterlife. Информационно-рекламный портал - <http://www.peterlife.ru/travel/saint-petersburg/petersburg-0033.html>.
15. Лубочников А.Н. Мероприятия по уменьшению отрицательного влияния шахтных вод на окружающую среду [Электронный ресурс]/<http://www.uran.donetsk.ua/~masters/2002/ggeo/khromov/pub/pub2.htm>
16. [masters/2002/ggeo /khromov/pub/pub2.htm](http://masters/2002/ggeo/khromov/pub/pub2.htm)
17. А.С. №724781. Описание «Способ предотвращения затопления подрабатываемых участков земной поверхности грунтовыми и поверхностными водами»/ Гвирицман Б.Я., Кренида Ю.Ф., Муллер Р.А., Петухов И.А, Трифонов А.В.
18. Определение безопасного уровня затопления горных выработок шахт, как критерий при их мокрой консервации / Питаленко Е.И., Шиптенко А.В., Педченко С.В. и др. //Наукові праці УкрНДМІ. II Міжнародна науково-технічна конференція «Гірничі геологія, геомеханіка і маркшейдерія» (Ч.I) – Донецьк, УкрНДМІ, 2009. - С.131-143.

Надійшла до редколегії 12.09.2010

Ю.Ф. Кренида, А.О. Луньов, А.О. Рябянцева

У статті розглянуті способи зниження можливих осідань, а також шкідливого впливу гірських вироблень на об'єкти земної поверхні. Проаналізовано загальні заходи щодо запобігання підтоплення й затоплення ділянок земної поверхні після закінчення впливу гірських вироблень, зазначені їхні достоїнства й недоліки. Проаналізовано розвинені країни, які зіштовхуються із запобіганням затоплення й підтоплення своїх територій.

осідання, гірське вироблення, підтоплення

J.F. Krenida, A.A. Lunyov, A.O. Rybyantseva

The paper considers the methods of reducing subsidences and harmful influence of mining on the objects of the earth surface. The means of preventing surface underflooding after mining works are described. Their advantages and drawbacks are mentioned. The experience of developed countries, which face the problems of underflooding is analyzed.

subsidence, mine development, underflooding

© Кренида Ю.Ф., Лунев А.А., Рябянцева А.О., 2010

УДК 622.236.4.001.1

В.П. КУРИННОЙ (канд. техн. наук)

Национальный горный университет, г.Днепропетровск

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ПАРАМЕТРОВ УДАРНЫХ ВОЛН

В статье приведены результаты исследований процесса разрушения горных пород в зависимости от параметров ударных волн.

В Украине на разрушение горных пород расходуется около 20% выработанной энергии. Только карьеров, производящих стройматериалы – 86%. Ежегодно дробится и измельчается более 100 млн. тонн руды. При этом коэффициент использования энергии взрыва не превышает 5-6%. Происходит экологическое загрязнение окружающей среды. При массовых взрывах присутствует достаточно большой процент негабаритных фракций, а высокая прочность кусков горной массы приводит при вторичном дроблении к большому расходу электроэнергии и износу дробилок. При дроблении гранита сортность щебня недостаточно высокая, а при добыче драгоценного минерального сырья – большой процент брака. Все это говорит о том, что проблема целенаправленного управления энергией взрыва, повышение к.п.д. взрыва, эффективности разрушения и дробления горных пород на основе разработки научных основ управления разрушением и разупрочнением горных пород взрывом путем раскрытия механизма взрывного разрушения горных пород, которая имеет важное народнохозяйственное значение.

При распространении ударной волны (УВ) в горной породе протекают механические, термодинамические, электродинамические и многие другие процессы. Остановимся на рассмотрении механических процессов, так как именно они в данном случае играют основную роль в разрушении породы.

Механизм разрушения горных пород зависит от параметров ударной волны (УВ), а параметры ее определяются свойствами горной породы, поэтому необходимо рассмотреть сам процесс распространения УВ. Когда волна распространяется в газе или жидкости, то давление в ее фронте обеспечивает лишь приращение импульса вещества. Расстояние, на котором происходит изменение параметров газа и жидкости в УВ, называют шириной фронта УВ. В газах и, в первом приближении, жидкостях молекулы разгоняются во фронте индивидуально. Ширина фронта УВ в этом случае равна нескольким длинам свободного пробега молекулы в газах и нескольким межмолекулярным расстояниям в жидкостях. В идеальных монокристаллах за фронтом слабой УВ сплошность кристалла не нарушается, а лишь уменьшаются параметры кристаллической решетки. Во фронте сильной УВ кристаллы испытывают фазовый переход (происходит переукладка структурных элементов кристалла [1]).

Рассмотрим механизм разрушения грунта в УВ [2]. Грунты состоят из слабо связанных (молекулярная, ионно-электрическая связи) минеральных зерен. Поровый объем заполнен газом, водой. Ударная адиабата для грунта содержит сумму адиабат для воздуха, воды и минеральных зерен. При сжатии грунта при давлениях $p \sim 10$ МПа основной вклад в ударную адиабату принадлежит адиабате для воздуха. Когда давление изменяется в пределах $0,1 \text{ ГПа} < p < 1 \text{ ГПа}$, адиабату для грунта, в основном, определяет адиабата для воздуха и воды. Рассмотрим прохождение УВ по неводонасыщенному грунту. Статический предел прочности такого грунта зависит от размеров образца. Если в качестве «образца» грунта взять самое прочное зерно, то так называемый локальный предел прочности грунта будет равен пределу прочности зерна. Другими словами, грунт сильно неоднороден по значениям локального предела прочности. Кроме этого,

при увеличении скорости нагружения пределы прочности, как правило, возрастают. Максимальное значение предела прочности породы на разрыв равно так называемой «идеальной» прочности породы на разрыв [1] (она равна растягивающему напряжению, необходимому для одновременного разделения образца по поверхности площадью 1 м²). Пусть грунт занимает полупространство, на поверхность которого действует сила, обеспечивающая одинаковое для всех точек поверхности давление p . Когда давление достигает динамического предела прочности грунта на сжатие, начинается его течение. При этом напряжение на поверхности сферической полости в грунте равно [3]

$$\sigma_{rr} = 1,5p. \quad (1)$$

При сжатии поры давление будет «неограниченно» возрастать. Грунт при закрытии пор будет течь, разделяясь на «частицы», которые состоят из переуложенных прочных минеральных зерен. Так как «локальная прочность» грунта сильно меняется от точки к точке, то во фронте УВ грунт будет участвовать в сложном течении, которое в конце ударного скачка сформирует движение частиц со скоростью u (и – массовая скорость породы за фронтом УВ). Ширина фронта УВ h равна

$$h = t_0 D_y. \quad (2)$$

где D_y – скорость УВ;

$t_0 = t_1 + t_2$;

t_1 – время разделения грунта на «частицы»;

t_2 – время разгона частиц до массовой скорости.

Времена t_1 и t_2 можно оценить, положив, что грунт при давлении p разделяется на «частицы» в виде куба со стороной d . Для оценки предположим, что p во фронте УВ изменяется по линейному закону, тогда сила, действующая на «частицу», равна

$$\Delta F = \Delta p \cdot d^2 = \frac{p}{h} d^3. \quad (3)$$

Ускорение «частицы» во фронте равно

$$a = \frac{\Delta F}{m} = \frac{p}{h \cdot \rho}, \quad (4)$$

где ρ – плотность грунта при давлении p .

Точное значение ускорения можно найти из формулы

$$a = \frac{dp}{dx} \cdot \frac{1}{\rho(x)}, \quad (5)$$

где dp/dx – скорость изменения давления в пределах ударного скачка (ширины фронта УВ);

$\rho(x)$ – плотность породы в точке x ударного скачка.

В (5) положено, что плоская ударная волна распространяется вдоль оси x . При массовой скорости грунта u время t_2 равно

$$t_2 = \frac{u \cdot h \cdot \rho}{p}. \quad (6)$$

Когда p в скачке изменяется по линейному закону, ускорение «частиц» не зависит от их размеров. Точный расчет показывает, что ускорение обратно пропорционально размерам «частиц».

Время t_1 легко оценить, если учесть, что частица при действии на нее силы начинает движение, лишь когда волна разгрузки, отраженная от передней стенки «частицы», достигнет задней ее стенки [4]

$$t_1 = \frac{2d}{C_p}, \quad (6)$$

где C_p – скорость волны напряжений (разгрузки).

При увеличении давления на поверхность грунта все более прочные зерна разрушаются во фронте УВ. Разрушение зерен происходит в сильно неоднородном поле напряжений, возникающем при сжатии неоднородного по плотности, прочности и ударной сжимаемости вещества. В этом случае ширина фронта УВ h уменьшается, а крутизна кривой давления в ударном скачке (dp/dx) будет возрастать. Когда давление p изменяется в пределах $1 \text{ ГПа} < p < 10 \text{ ГПа}$, практически все зерна будут разрушены, т.е. УВ будет проходить непосредственно по зернам. В этом случае ширина фронта УВ будет меньше размеров зерен.

Когда грунт водонасыщен, УВ возникает в нем лишь при давлении $p/0,1 \text{ ГПа}$. При таком давлении будут разрушены связи между прочными минеральными зернами. Возникновение ударной волны обеспечивается, в основном, сжимаемостью воды. Необходимо отметить, что закон Паскаля в зоне ударного скачка применять нельзя, т.е. минеральные зерна не будут находиться в состоянии гидростатического сжатия. Ширина фронта слабой УВ в водонасыщенном грунте будет больше среднего размера зерна. Минеральные зерна и их сростки размерами больше ширины фронта УВ будут разрушаться от напряжений сдвига в неоднородном поле напряжений.

В слабой УВ крупные минеральные зерна не успевают разрушиться и приобрести необходимую скорость и во фронте волны [5].

Для скальных пород можно рассмотреть два механизма разрушения во фронте УВ. Когда скальная порода пористая (с достаточно большой концентрацией пор) и/или состоит из зерен, не сильно отличающихся по прочности, то ее можно рассматривать как сплошную однородную среду. При прохождении УВ по пористой породе каждая пора служит концентратором напряжений, и разрушение породы начинается в местах расположения пор. Порода успевает разрушиться в зоне ударного скачка, в противном случае УВ не будет распространяться. Непористая порода, состоящая из минеральных зерен, существенно отличающихся по вышеуказанным параметрам, во фронте слабой УВ разрушается по менее прочным зернам.

Скорость возрастания давления и градиент напряжений в породе при формировании УВ равны

$$\langle dp/dt \rangle = P_y/\tau \sim 1016 \text{ Па/с}; \quad \langle d\sigma/dr \rangle = P_y/(D_y\tau) \sim 1012 \text{ Па/м},$$

где P_y – давление во фронте УВ;

τ – время химических реакций;

D_y – скорость УВ.

Механизм разрушения породы в ударной волне схематически представлен на рис. 1.

Если размер прочных зерен меньше ширины фронта УВ, они разрушаться не будут. В противном случае зерна разрушаются от сдвиговых напряжений, возникающих при обтекании их УВ (рис. 2). В зерне большой плотности и малой сжимаемости скорость волны большая, а скорость породы малая и наоборот. Во фронте УВ скорости волн и породы усредняются.

В случае, когда скальная порода состоит из крупных зерен, имеющих различные свойства, и в каждом зерне возникает ударная волна, то скорости УВ и массовые скорости породы в разных зернах так же будут различны. Это приведет к разрушению каждого зерна на мелкие частицы.

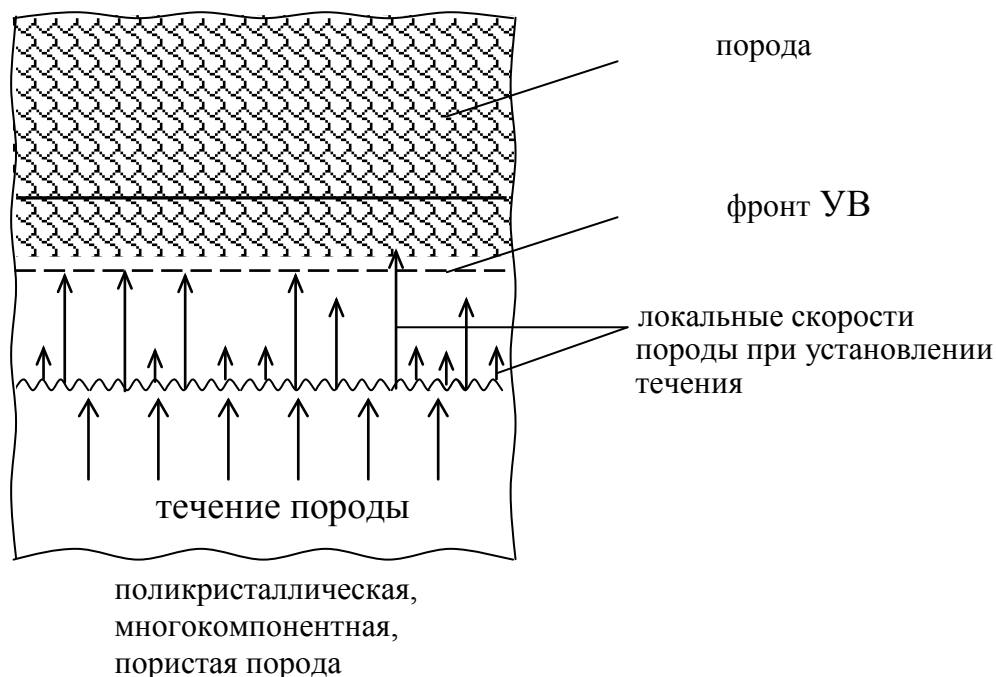


Рис. 1. Механизм разрушения породы в ударной волне

Выполненная оценка минимального размера частиц разрушенной в УВ однородной по крепости породы дает следующие результаты

$$\sigma_{is} = (\partial\sigma / \partial r) \cdot \Delta r \Leftrightarrow \Delta r = \sigma_{is} / (\partial\sigma / \partial r) = \frac{\sigma_{is} \cdot D_y}{P_y \cdot D} h$$

Так как $D_y \approx D$, $P_y \approx 0,1\sigma_{is}$ для большинства бризантных ВВ, то $\Delta r \sim 0,1h$, где σ_{is} – предел текучести при неравномерном трехосном сжатии; Δr – минимальный размер частиц; h – ширина зоны химических реакций.

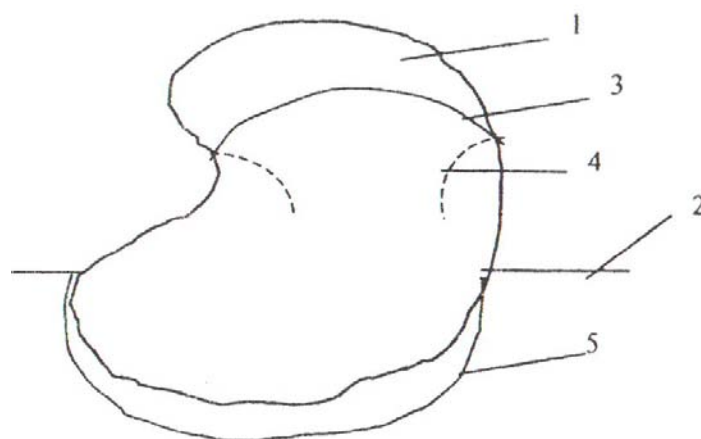


Рис. 2. Схема волновых фронтов в минеральном зерне:
1 – зерно; 2 – фронт УВ в грунте; 3 – волна напряжений в зерне от УВ;
4 – волна разгрузки; 5 – отраженная от зерна УВ

Таким образом, в статье рассмотрен механизм разрушения горных пород в ударной волне и получены соотношения, позволяющие оценивать минимальные размеры частиц разрушенной в ударной волне однородной по крепости породы.

Библиографический список

1. Зельдович Я.Б. Физика ударных волн и высокотемпературных гидродинамических явлений / Я.Б. Зельдович, Ю.П. Райзер. - М.: Наука, 1966. - 686 с.
2. Куринной В.П. Некоторые аспекты разрушения горных пород в динамическом поле напряжений / В.П. Куринной, И.П. Гаркуша // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. - 2007. - №3. - С. 85-88.
3. Работнов Ю.Н. Механика деформируемого твердого тела / Ю.Н. Работнов. - М.: Наука, Гл. ред. физ.-мат. лит., 1988. - 712 с.
4. Ионов В.Н. Напряжение в телах при импульсивном нагружении / В.Н. Ионов, П.М. Огибалов. - М.: Высш. школа, 1975. - 403 с.
5. Гаркуша И.П. Особенности детонации взрывчатого вещества с инертными добавками / И.П. Гаркуша, В.П. Куринной // *Труды I Межгосударственного семинара «Высокоэнергетическая обработка материалов»*. - Днепропетровск: ГГАУ, 1995. - Т. 2. - С. 80-83.

Надійшла до редколегії 15.08.2010

В.П. Курінний

У статті наведено результати досліджень процесу руйнування гірських порід в залежності від параметрів ударних хвиль.

V.P. Kurinnoy

The paper provides the results of studying the process of rocks destruction depending on the parameters of shock waves.

© *Куринной В.П., 2010*

УДК 622

Е.С. МАТЛАК (канд. техн. наук, проф.)

В.К. КОСТЕНКО (д-р техн. наук, проф.)

О.В. ЛУНЕВА (канд. техн. наук, доц.)

Донецкий национальный технический университет

АЛЬТЕРНАТИВНЫЙ ПОДХОД К РЕШЕНИЮ ПРОБЛЕМЫ ДЕМИНЕРАЛИЗАЦИИ ШАХТНЫХ ВОД

В статье проанализированы критическая ситуация с питьевой водой в Донбассе, особенности реструктуризации экономики Украины на основе рыночных отношений, позитивный опыт перестройки экономики промышленно развитых стран, проводимой ими в рамках концепции устойчивого экологического развития. Авторами обоснован альтернативный подход получения питьевой и технической воды за счет использования шахтных вод.

Постановка проблемы. В связи с закрытием шахт проблема деминерализации шахтных вод в последние десятилетия обострилась. В соответствии с требованиями органов Саннадзора содержание в шахтных водах не должно превышать 1 г/л [1]. Проекты закрытия шахт должны содержать мероприятия по деминерализации откачиваемых вод. На основании требований Водного Кодекса Украины (статья 72) предприятия, откачивающие из недр шахтные воды, обязаны внедрять эффективные технологии, которые обеспечивают снижение уровня их природной минерализации перед сбросом в водные объекты. Однако из-за высокой стоимости технологий опреснения вод деминерализационные мероприятия зачастую проектировщиками не рассматриваются. Минтопэнерго Украины ссылается при этом на выводы комплексной государственной экспертизы «Укруглеинвестэкспертиза» о том, что деминерализация шахтных вод должна решаться по каждой шахте отдельным дополнительным проектом (письмо КМ / 19-217 от 4.02.02). Однако государственная санитарно-гигиеническая экспертиза Донецкой областной санитарно-эпидемиологической станции Министерства охраны здоровья такой подход не допускает и не согласовывает проекты ликвидации шахт (например, шахт «Лесная», «Россыпнянская № 2» и др.) и требует предусматривать в проектах ликвидации шахт решения вопросов деминерализации. Одновременно эта проблема находится под пристальным вниманием экологических прокуратур. Следовательно, имеет место противоречие, которое требует разрешения. Оно особенно проявилось при рассмотрении проектов закрытия шахт, сбрасывающих воды в поверхностные водные объекты питьевого назначения. Ярким примером обострившихся противоречий является ситуация с состоянием Ольховского водохранилища.

Ольховское водохранилище сдано в эксплуатацию в 1938 г. В него сбрасывали шахтные воды 15 предприятий. Из-за небольшой глубины шахт уровень минерализации подземных вод был относительно невысок. Например, в 1947г общий объем сброшенных вод составил около всего 650м³/ч, а концентрация солей не превышала 0,7 г/л.

В настоящее время в Ольховское водохранилище сбрасывают воды уже 25 шахт (из которых шесть закрываются: «Лесная», «Россыпнянская № 2», «Донецкая», «Кировская» и др.).

При этом общий сброс шахтных вод увеличился почти на порядок и достиг 5840м³/ч, а концентрация солей возросла до 1,8 – 1,9 г/л, т.е. превышает нормативные значения почти в два раза. Несмотря на столь значительные отклонения качества воды Ольховское водохранилище питает города Харцызск, Торез, Ждановка, Снежное и др. Водоподготовку для питания перечисленных городов осуществляют на фильтровальной станции. Она включает очистку от взвешенных веществ, обеззараживание и снижение минерализации воды путем разбавления ее на станции канальной водой из кана-

ла Северский Донец – Донбасс. Техническое состояние последнего в настоящее время вызывает опасения и канал может быть остановлен для ремонтных работ.

Возникшее противоречие вокруг ситуации с Ольховским водохранилищем временно было разрешено путем согласования органами здравоохранения проектов закрытия шахт при условии строительства деминерализационной (обратноосмотической) установки, которая размещается в пределах фильтровальной станции. Ее назначение заключается в опреснении шахтных вод не с каждой из закрываемых шахт, а лишь того количества воды, фильтрованной из водохранилища, которое направляется в города после смешивания с остальным объемом фильтрованной, но не опресненной воды для разбавления последней до нормативного уровня (≤ 1 г/л), т.е. будет иметь место замена канальной воды на опресненную.

В результате строительства такой установки преследуется цель исследования на ней не только технических, но и медико-биологических вопросов. Это даст возможность специалистам органов надзора и Минздрава Украины оценить возможность использования шахтных вод для водоснабжения населенных пунктов. Одновременно будут рассмотрены варианты утилизации рассольных стоков («хвостов»). В качестве вынужденной временной меры рассматривается вариант их переброски на тепловую электростанцию Зугрес (расстояние 3 км) для регенерации на последней натрий-ионитных фильтров на стадии водоподготовки. Поскольку весь объем рассольных стоков станцией Зугрес не может быть использован, рассматривается также вариант получения из рассолов сухих солепродуктов. Однако в этом случае резко возрастает стоимость деминерализационной технологии, что отобразено в статье [2].

В связи с высокой остротой проблемы деминерализации шахтных вод (технической сложностью и чрезвычайно высокой финансовой затратностью ее решения) и учетом прогнозных выводов о чрезвычайных затруднениях ее решения силами угольной отрасли можно заключить, что обществу (нооценосу) необходимо осознать глубину возникшего в угольной отрасли кризиса и искать новые подходы для решения проблемы деминерализации шахтных вод.

Изложение материала и результаты. Одним из альтернативных подходов решения проблемы деминерализации шахтных вод является постановка вопроса о возможном изменении норм качества сбрасываемых вод по показателю «содержание солей» (сухой остаток) в сторону снижения его величины с учетом фактических природных условий Донецкого региона. Впервые эта идея была высказана ДонНТУ в ходе выполнения научно-исследовательской темы Н-6-99 «Исследование экологических аспектов проблемы и разработка рекомендаций по защите окружающей природной среды при реструктуризации угольной промышленности на территориях приоритетного развития Донецко-Макеевского района Донбасса» [3]. Эта идея поддержана в общем виде ОАО «Донгипрошахт» в работе С.А. Синявского [2]. В концепции улучшения экологического состояния горнодобывающих регионов Украины в качестве одного из основных принципов построения государственной системы пользования недрами оценена реалистичность экологических требований и отмечено, что нереальные и устаревшие нормативы должны быть заменены новыми более совершенными [4].

Такая постановка вопроса вписывается также в концепции других стран, в частности России, где в последние годы приоритеты в природоохранной политике, основанные на учете ПДК, ПДС, ПДВ и др. норм и нормативных воздействий на природу, пересматриваются. Причина: невысокая эффективность нормативного подхода из-за возможности субъективного подхода к «норме» и манипулировании этим понятием. В связи с этим, в основу государственной экологической политики в условиях прогрессирующего загрязнения природной среды постепенно закладывается концепция экологического риска. Под экологическим риском (R) понимают вероятность (p) появления не-

гативных изменений в ОПС, вызванных антропогенным или иным воздействием. Под экологическим риском понимают также вероятностную меру опасности причинения вреда природной среде, населению в виде возможных потерь (y) за определенное время.

$$R = \sum p \times y$$

Оценка риска не может быть точной, ибо экологической опасности в силу ряда причин свойственна стохастичность (неопределенность). При обсуждении проблемы экологического риска, как правило, имеют в виду последствия техногенных воздействий на природную среду и на человека. При этом важно учитывать следующее:

Кумулятивный эффект любых долговременных воздействий на природные объекты (организмы, экосистемы и пр.), т.е. существенное увеличение и накопление действия со временем, зачастую приводящее к резким качественным изменениям путем суммирования слабых количественных сдвигов.

Нелинейность дозовых эффектов воздействий на живые организмы, который выражается в виде непропорционально сильных биологических эффектов, от небольших доз воздействия, что связано с повышенной чувствительностью организмов к слабым (информационным) воздействиям.

Синергическое (совместное) действие различных факторов среды на живое, которое нередко приводит к неожиданным эффектам, не являющимся суммой ответов на оказанные действия; действие одного фактора может как усиливать, так и ослаблять, либо качественно изменять эффекты воздействий других.

Существенные индивидуальные различия живых существ (в том числе и людей) в чувствительности к действию факторов среды и в сопротивляемости неблагоприятным изменениям (фактически, здесь действуют механизмы естественного отбора, сила которого многократно возрастает в эпоху техногенного изменения природной среды).

Отсроченный характер изменений в популяционных характеристиках человека. Например, анализ последствий чернобыльской катастрофы выявил отсутствие границы между эффектами радиационных и химических поражений, а также относительность определения пороговых и допустимых доз, ибо в природной среде невозможно вычлени эффект воздействия какого-либо одного фактора.

Следовательно, нормирование экологического риска и опасности должно основываться как на оценке источников опасности, так и, главным образом, на исследовании устойчивости и экологической емкости природных экосистем, а также на определении «запаса прочности организма человека» - способности к гомеостатической регуляции.

Изменение норм содержания солей в водах поверхностных водных объектов предполагает, по нашему мнению, их смягчение и отказ от единообразной нормы содержания солей в количестве не более 1 г/л. При опреснении шахтных вод целесообразно оставить эту норму только для случая использования шахтных вод в питьевых целях. Таким образом, предлагается разработать региональные нормы. Это предложение подкрепляется следующими соображениями.

К числу объективных причин, обусловивших критическую ситуацию с питьевой водой в Донбассе, относится самое низкое естественное качество водных ресурсов (особенно подземных вод) в Донбассе по сравнению с другими регионами Украины. Оно вызвано наличием разнообразных типов пород и полезных ископаемых в недрах региона, которые и являются источниками загрязнения подземных вод минеральными солями, тяжелыми металлами при инфильтрации жидких флюидов в горном массиве. Эти же подземные воды зачастую питают грунтовые воды, поверхностные водотоки,

которые используются для полива растений на полях, а также населением в хозяйственно-питьевых целях.

Так, в районе шахты «Запореваляная № 2» солесодержание грунтовых вод колеблется от 0,5 до 5 г/л, в то время как в шахтных водах оно составляет 2-4 г/л.

В районе шахты «Южнодонбасская» –3 содержание солей в шахтных водах равно соответственно 2,6 г/л и 4 г/л, в то время как в воде питьевых колодцев села Андреевка оно составляет 6-8 г/л.

Еще один пример: повышенное содержание солей в р.Солёная (район города Селидово) равно 5-6 г/л, которое отмечалось в этом водотоке еще в 1890 г (отсюда и название реки Солёная).

А целесообразно ли улучшать естественное (фоновое) содержание солей в гидросфере Донбасса? Ведь стремление сбрасывать шахтные воды, которые по своему генезису являются подземными, с концентрацией солей меньшей естественного поверхностного фона, действительно означает улучшение природной гидрохимической ситуации по сравнению с ее историческим естественным существованием.

Вопрос можно рассматривать и в другой плоскости. Донбасс омывается Азовским морем. Если бы шахтные воды чрезмерно засоляли реки региона, то это, вероятно, сказалось бы на изменении солёности Азовского моря в течение почти 200-летней разработки угольных пластов. Последнее почти не наблюдается (даже в условиях разбора пресных вод из рек Северский Донец, Дон, и др. на хозяйственно-питьевые и сельскохозяйственные нужды). Можно предположить, что в Донбассе имеет место естественный круговорот вод: Азовское море подпитывает Донецкий горный массив, а откачиваемые шахтами солёные воды вновь поступают в море. Таким образом, поддерживается стабильно-подвижное равновесие в гидросфере региона (гомеостаз).

Поэтому сама идея деминерализации шахтных вод должна претерпевать изменения, а именно в сторону

- изменения (уменьшения) качественных норм солёности сбрасываемых шахтных вод;
 - накопления шахтных вод в специальных водохранилищах, разбавлением их атмосферными осадками и последующим сбросом во время весенних паводков в реки.
- По второму предложению имеется зарубежный и отечественный опыт:
- угольные шахты Польши, сбрасывающие накопленные воды в карьеры, где они инфильтруются, а затем (во время паводка) в реку Висла;
 - шахта «Красноармейская – Западная», где вместо деминерализационной установки сооружен пруд-накопитель;
 - обычные пруды-осветлители, в которых вода разбавляется атмосферными осадками.

Глубокое обессоливание шахтных вод имеет экологический смысл только в случае, если из шахтных вод надо получать воду питьевого качества. Причем целесообразно последнее осуществлять прежде всего в отдаленных городах, куда не протянуты региональные водоводы пресной воды.

Поиск новых подходов для решения проблемы деминерализации шахтных вод, улучшения водоснабжения Донбасса целесообразно также продолжить с позиции использования положительного мирового опыта эколого-экономического развития промышленно развитых стран с рыночной экономикой. Опыт промышленно развитых стран показывает, что с конца 70-х - середины 80-х годов эти страны, имеющие высокий уровень технологического и социального прогресса, вынуждены были начать перестройку своих экономик. Перестройка обусловлена тем, что развитие производства в этих странах стало наталкиваться на ограниченность природных ресурсов. В обществе пришло осознание катастрофичности сложившегося типа «фронтальной» экономики, которая

рассматривала природу, как "выхлопную" трубу, способную бесконечно ассимилировать любые отходы, пришло осознание конечности природных ресурсов и взаимозависимости всех эколого-экономических процессов в нообиосфере. Оно послужило причиной разработки новой концепции мирового экономического развития с учетом экологических ограничений, т.е. концепции экологически устойчивого эколого-экономического развития при экономическом благополучии общества. Ее главенствующим принципом является обеспечение баланса между социально-экономической и экологической составляющими развития, благодаря которому достигается разумное удовлетворение основных жизненных потребностей людей как ныне живущего, так и будущих поколений. Именно в рамках концепции устойчивого развития в промышленно развитых странах уже произведены определенные позитивные преобразования и структурная перестройка их экономики. В условиях обострения экологических проблем одним из побудителей для предприятий, фирм к рациональному хозяйствованию и совмещению интересов бизнеса с решением экологических задач являются рыночные отношения, действующие в экономике этих стран.

Коммерческая необходимость вызвала к жизни понятие "зеленый имидж", который подталкивает страны, предприятия, фирмы проводить свою хозяйственную политику на основе экологосбалансированных целей, "смотреть далеко вперед", чтобы защитить свой бизнес, что например, особенно важно в свете возможной приватизации угольных предприятий Украины.

Многие западные фирмы осознали, что своевременная политика осуществления экологически обоснованного подхода к бизнесу является своего рода капиталовложением, ориентированным, в том числе, и на завоевание обширного рынка.

Таким образом, в мировом экономическом развитии возникла новая современная идеология природопользования. Она подразумевает определенную последовательность действия приоритетов в экологизации экономики и решении экологических проблем:

- использование альтернативных вариантов решения экологических проблем (структурная перестройка экономики, изменение экспортной политики, конверсия);
- развитие малоотходных и ресурсосберегающих технологий, технологические изменения;
- применение в качестве конечного звена прямых природоохранных мероприятий (строительство различного рода очистных сооружений, рекультивация земель и др.).

Приведенная схема приоритетов указывает, что непосредственно прямые природоохранные мероприятия, которые доминируют в настоящее время, должны реализовываться лишь при невозможности решения экологических проблем на основе альтернативных вариантов или малоотходных и безотходных технологий.

Анализируя приведенные приоритеты, можно заключить, что отдельным, но тесно примыкающим к безотходному производству процессом, является использование (или переработка) попутных отходов. К ним относятся попутно - добываемые шахтные воды, использование которых, следовательно, является приоритетным направлением экологизации экономики.

Мировой опыт показывает также, что решение проблем устойчивого экономико-экологического развития особенно актуально для тех регионов, где остро стоят глубоко назревшие вопросы охраны природных ресурсов и экосистем. Таким регионом Украины является Донбасс, который имеет ярко выраженные черты территориально-промышленного комплекса (ТПК) с развитой инфраструктурой хозяйства. Именно при наличии развитой инфраструктуры ТПК создаются наиболее благоприятные возможности для развития малоотходного и безотходного производств, в том числе использова-

ния попутно-добываемых шахтных вод. В условиях ТПК у предприятий всегда имеется спрос на попутные отходы других производств, что соответствует формуле Д.И.Менделеева: «В промышленности нет отходов, есть сырье для других производств».

Практическое намерение двигаться по пути устойчивого развития продемонстрировал г. Донецк. Этот город стал первым в Донецком регионе и седьмым в Украине, присоединившемся 20 октября 2000 года к Ольборгской Хартии Европейских городов устойчивого развития. Подписание Хартии означает, что экономическое развитие города, социальная защита населения и сохранение ОПС теперь рассматривается как единое понятие – устойчивое развитие. Его обеспечение – задача городских властей и комитета устойчивого развития города.

Выводы. Изложенное (сложившаяся критическая ситуация с питьевой водой в Донбассе, особенности реструктуризации экономики Украины на основе рыночных отношений, позитивный опыт перестройки экономики промышленно развитых стран, проводимой ими в рамках концепции устойчивого экологического развития) позволяет сделать вывод о том, что поставленные задачи должны решаться прежде всего на основе "рыночного" подхода, т.е. коммерческой необходимости применительно к водохозяйственной сфере Донецкого ТПК. Сформулированный подход является экономически выгодным в условиях современной экономической обстановки Донбасса.

Во-первых, при обосновании подхода соблюдается основное условие рыночных отношений: в регионе (как показано выше) велик спрос на питьевую воду. Специфической особенностью Донбасса является то, что в нем сложилась парадоксальная ситуация: регион испытывает дефицит питьевой воды, а попутно-добываемые в огромном количестве шахтные воды не используются для его преодоления и вызывают значительные негативные экологические последствия в окружающей гидрографической сети. К тому же ценность откачиваемых шахтных вод заключается не только в использовании их в качестве ресурса для преодоления дефицита питьевой воды, но и в том, что получаемые в процессе деминерализации рассолы можно рассматривать как комплексный сырьевой источник не только обычных, т.е. широко распространенных солей (типа NaCl , Na_2SO_4 и др.), но также ценных редких и рассеянных химических элементов.

Наибольшей способностью к накоплению в водах обладают редкие элементы с ярко выраженными анионными и катионными свойствами, к которым относятся, например, литий, рубидий, цезий, стронций, а также йод, бром, бор. Их концентрации могут достигать промышленных значений. К настоящему времени достоверно известно, что шахтные воды характеризуются повышенным содержанием стронция, титана и никеля. Оценка шахтных вод по содержанию в них других (редких) элементов является пока предварительной, т.к. производилась на основании единичных данных анализов проб и воды. В связи с этим необходимо продолжить наблюдения за составом шахтных вод, представляя при этом, что в случае положительных результатов можно в будущем иметь немалую прибыль.

Во-вторых, при общем недостатке воды питьевого качества в регионе значительная часть ее после покупки предприятиями расходуется последними неэффективно, т.е. на технические цели, подпитку систем водоснабжения и др. С учетом высокой стоимости и недостаточно эффективного использования питьевой воды, плата за нее стала тяжелым финансовым бременем для большинства предприятий. Поэтому они заинтересованы не только в стабилизации цен за получаемую воду, но прежде всего в их снижении. Последнее возможно только при появлении в регионе альтернативных и дешевых источников воды.

Таким образом, можно констатировать, что по сравнению с другими регионами Украины (которые располагают большими ресурсами природной воды приемлемого

качества, а также характеризуются относительно низкими ценами на питьевую и свежую техническую воду) в Донбассе складываются благоприятные экономические предпосылки (дефицит воды и ее высокая стоимость) для решения проблемы получения питьевой и технической воды за счет использования шахтных вод. Одновременно с этим в определенной мере будет решаться и экологическая проблема улучшения состояния водных ресурсов региона.

Анализ сложившейся достоверной ситуации в регионе подсказывает, что стратегия поиска выхода из нее должна быть рациональной и проявляться в решении одновременно двух задач:

охрана местных водных ресурсов от загрязнений путем очистки шахтных вод на основе скорректированных нормативов качества сбрасываемых вод;

рациональное использование очищенных шахтных вод в качестве ресурса промышленного водоснабжения региона.

Библиографический список

1. Водный кодекс Украины.
2. С.А. Синявский О проблеме деминерализации шахтных вод / Синявский С.А./ Уголь Украины, февраль 2010. – с. 22-24
3. Отчет о НИР Н-6-99 «Исследование экологических аспектов проблемы и разработка рекомендаций по защите окружающей природной среды при реструктуризации угольной промышленности на территориях приоритетного развития Донецко – Макеевского района Донбасса» / Матлак Е.С., Артамонов В.Н., Костенко В.К., Стародубцева О.В. и др., Донецк, ДонНТУ. – 2004г – 138 с.
4. Б.А. Грядущий Реструктуризация угольной отрасли Украины – путь к корпоративному управлению/ Б.А. Грядущий, С.Я. Петренко, В.Г. Агеев – Донецк, 2005.

Надійшла до редколегії 05.06.2010

Е.С. Матлак, В.К. Костенко, О. В. Луньова

У статті проаналізовано критичну ситуацію з питною водою в Донбасі, особливості реструктуризації економіки України на основі ринкових відносин, позитивний досвід перебудови економіки промислово розвинених країн, проведеної ними в рамках концепції стійкого екологічного розвитку. Авторами обґрунтовано альтернативний підхід одержання питної й технічної води за рахунок використання шахтних вод.

E. Matlak, V. Kostenko, O. Lunova

In the article the situation with potable water in Donbass is analyzed. The features of re-structuring of the Ukrainian economy on the basis of market relations are considered. The positive experience of rebuilding of economics of the industrially developed countries is systemized. The authors prove the alternative approach to potable and technical water extraction by the use of mine water.

© Матлак Е.С., Костенко В.К., Луньова О.В., 2010

УДК 622.831.622

С.П. МИНЕЕВ (д-р техн. наук, проф.)
НГУ

О.В. ВИТУШКО (канд. техн. наук)

ИТГМ НАНУ

А.А. РУБИНСКИЙ (канд. техн. наук)

А.В. НИКИФОРОВ (канд. техн. наук)

МакНИИ

О ВЛИЯНИИ ГЛУБИНЫ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ИЗМЕНЕНИЕ ПОТЕНЦИАЛЬНОЙ ВЫБРОСООПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Проведен анализ глубины реализации первого газодинамического явления на различных угольных пластах и рассмотрена методика оценки минимальной глубины выбросоопасности, для которой необходимо осуществлять прогноз выбросоопасности при ведении горных работ в забое шахтопласта.

угольный пласт, выбросоопасность, газодинамические явления, прогноз, глубина, ведение горных работ

К настоящему времени выполнено большое количество исследований по оценке глубины ведения горных работ, с которой начинают происходить выбросы угля и газа. Особое внимание к этому вопросу уделяется и потому, что практика ведения горных работ в шахтах показывает – первые внезапные выбросы всегда наиболее опасны, так как обычно происходят неожиданно и, как правило, сопровождаются серьезным травматизмом шахтеров. Своевременное и достоверное прогнозирование изменения выбросоопасности пластов имеет весьма существенное значение, а задача разработки методики оценки границы выбросоопасности, т.е. глубины, начиная с которой возможна реализация газодинамических явлений, является актуальной для большинства угольных шахт Украины. Поэтому в данной статье авторы рассмотрели методологию оценки степени выбросоопасности угольного пласта при снижении глубины ведения горных работ. В методическом плане поставленная задача не может быть решена без обобщения накопленного опыта по оценке границы выбросоопасности угольных шахт Украины и других стран за последние годы. Поэтому рассмотрим основные методики оценки верхней границы газодинамической опасности угольных пластов.

Необходимо отметить, что до настоящего времени однозначных рабочих методики оценки верхней границы выбросоопасности по глубине для шахт Донбасса [1-4] нет. Отнесение к выбросоопасному или угрожаемому шахтопласту, в основном, производится по фактическому проявлению выбросоопасности, а также на основании опыта ведения горных работ на соседних шахтах или по результатам экспериментальных работ.

Влияние глубины отработки угольных пластов на их потенциальную выбросоопасность рассматривалось достаточно долго многими учеными. Так, например в 30-60-х годах прошлого столетия существовало достаточно аргументированное мнение об интенсификации газодинамической активности угольных пластов с увеличением глубины их отработки [5, 6, 7 и др.]. Следует отметить, что затем появились работы, в которых приводятся уже не столь однозначные данные о связи глубины отработки и выбросоопасности пластов [8, 9].

В последующее время некоторые исследователи считают [10, 11, 12], что при достижении определенных глубин разработки выбросоопасность угольных пластов снижается. Это мнение, судя по имеющимся публикациям, доказывается весьма авторитетными исследователями [10, 11]. Причем представители этих институтов по-разному оценивают величину «переходной» глубины, т.е. с которой начинается сниже-

ние выбросоопасности. При этом, одни считают, что выбросоопасность будет уменьшаться с глубины 500—700 м и почти полностью прекратится на глубине 1100—1300 м. По мнению других — снижение ее можно ожидать на глубине от 900 до 1300 м, полное прекращение — в пределах 1200—1800 м в зависимости от степени метаморфизма углей. В подтверждение правильности своих выкладок и теоретических расчетов в своем большинстве исследователи ссылаются на данные статистики внезапных выбросов угля и газа. Так, в работе [11] утверждается, что средняя глубина реализации первых выбросов закономерно растет, а затем практически прекращается. Сказанное объясняется как изменением совместного влияния факторов горного и газового давления с глубиной, так и стабилизацией и некоторым уменьшением природной метаноносности шахтопластов на глубинах более 600-800 м. Авторы анализируемой работы [11] также утверждают, что и для угрожаемых шахтопластов характерны указанные процессы, которые не позволяют каждому такому шахтопласту стать выбросоопасным и снижают количество первых выбросов на больших глубинах при отработке угольных пластов. В результате проведенного анализа авторы работы [11] делают вывод о том, что выбросоопасность на глубинах более 700-800 м перераспределяется между углями разной степени метаморфизма, причем, наиболее выбросоопасными становятся угольные пласты с выходом летучих веществ V_{daf} более 20%. При этом прекращение выбросов, имеющих место при выемке угля, по их мнению, происходит на меньших глубинах, чем выше степень метаморфизма.

В то же время А.В. Нечаевым (ИГД им. А.А. Скочинского) в работе [13] доказывалось, что потенциальная выбросоопасность коррелируется не только с глубиной, а снижение числа внезапных выбросов угля и газа в отдельные периоды, с увеличением глубины, связано не с уменьшением природной выбросоопасности пластов, а с определенными изменениями в технологии разработки пластов и использованием мероприятий по предотвращению этих явлений. На основании анализа статистических данных о газодинамических явлениях в подготовительных выработках, в первую очередь выбросов угля и газа, вызванных взрывными работами, А.В. Нечаев делает вывод о том, что, с увеличением глубины горных работ до 1250 м, природная выбросоопасность угольных пластов продолжает возрастать и ожидается, что эта тенденция сохранится и на более глубоких горизонтах. В настоящее время глубины отработки выбросоопасных пластов превысила отметку 1500 м, а газодинамические явления, несмотря на предпринимаемые меры с использованием различных подходов, становятся более угрожаемыми и продолжают будоражить общественное сознание. Кроме того, неоднозначное использование защитной отработки выбросоопасных пластов в последнее время в значительной степени изменяет статистику реализации газодинамических явлений, анализируемую в работах [10 - 12].

С.Н. Осипов и В.И. Кузяра [14], при рассмотрении выбросоопасности угольных пластов, считают необходимым учитывать, например, газоносность угля и величину поднятия земной поверхности, а глубина разработки, по их мнению, является уже вторичным фактором, определяющим прочностные и напряженно-деформированные параметры массива, в частности угольного пласта и вмещающих пласт пород. Причем, на выбросоопасность определяющее влияние оказывает не сама прочность угля, а соотношение прочностей угольного пласта и осредненной прочности вмещающих пород. То есть, на выбросоопасность в большей степени влияют физико-механические свойства наиболее прочных и крепких пород и угольных пластов – с ростом прочности пород и снижением прочности пласта выбросоопасность возрастает. При этом авторы [14] считают, что при развязывании слабых (менее 30 т) выбросов угля и газа основная роль отводится давлению газа и крепости угля, а при более мощных выбросах – напряженному состоянию углепородного массива, и особенно вмещающих пород, когда в ре-

зультате динамического воздействия пород на пласт, в последнем могут развиваться вибрационно-волновые процессы [15]. В условиях развития мощных выбросов с реализацией вибрационно-волновых процессов в массиве С.Н. Осипов считает, что прочность угля играет меньшую роль, чем при маломощных выбросах, а наиболее важное значение в рассматриваемых условиях имеет соотношение прочностных свойств породных слоев и угольного пласта.

Авторы работы [16] считают, что при отработке пологих угольных пластов в Донбассе на глубинах, превышающих 800-900 м, резко возрастает количество выбросов на отрабатываемом шахтопласте, а на глубинах порядка 1500 м следует ожидать всплеск вероятности реализации выбросов угля и газа. По их мнению, будет достаточно сложно обеспечить выбрособезопасность в очистных забоях на указанных глубинах, особенно вначале на угловых, а затем и на линейных участках очистного забоя. Поэтому, вполне очевидна необходимость серьезного обобщения накопленных статистических данных о внезапных выбросах угля и газа, что позволило бы уточнить рекомендации для условий Донбасса [4].

В настоящее время имеет место точка зрения, развивающая представленные ранее гипотезы [17]. Ее авторы считают, что может существовать некоторый промежуточный механизм рассматриваемого нами процесса. Их позиция основывается на следующем предположении, что при достижении глубины 1600 м, согласно выполненным ими расчетов для определенных горно-геологических условий, величина зоны разгрузки в подготовительных забоях будет составлять 3,3 м. Такая зона разгрузки за вычетом минимально необходимого неснижаемого опережения ее на 1,3 м [3] обеспечит безопасное по выбросам угля и газа проведение выработок сотрясательным взрыванием при длине взрывных шпуров до 2 м, а тем более проходческими комбайнами или отбойными молотками, когда продвижение забоя за цикл не превышает 0,8-0,9 м. На глубине 1300 м зона разгрузки для подобных условий будет 2,3 м, т.е. при том же неснижаемом опережении ее на 1,3 м безопасная глубина выемки угля в забое равна 1 м. Поэтому опасность выбросов при сотрясательном взрывании на этой глубине и длине взрывных шпуров 2 м не исключается, что подтверждается практикой. Вместе с этим А.А. Рубинский и Э.И. Тимофеев отмечают [17], что, как правило, ГДЯ, произошедшие, например, на шахтах им. А.Ф. Засядько и А.А. Скочинского на рассматриваемых глубинах порядка 1300 и 1250 м, происходили, в основном, в зонах геологических нарушений, в которых естественная разгрузка и дегазация призабойной части пласта, является недостаточной для устранения опасности реализации выброса. То есть, в целом авторы работы [17] считают, что, несмотря на серьезное аргументирование гипотезы общей закономерности снижения склонности угольных пластов к проявлению выбросоопасности с увеличением глубины ведения горных работ, приведенной в работах [10-12], все же наличие различных осложняющих факторов, в частности геологических нарушений, в которых остаточные или действующие напряжения [17] тектонического происхождения превышают геостатические, обусловленные характером давлением вышележащей толщи пород, вносят определенные и весьма существенные коррективы в гипотезу снижения выбросоопасности с глубиной.

Таким образом, можно констатировать, что отсутствует однозначное суждение среди дискутирующих ученых об изменении степени выбросоопасности с глубиной. Поэтому исследования необходимо продолжить в плане уточнения степени выбросоопасности угольных пластов с учетом общепринятых параметров, а также вновь используемых свойств угля и фазовых переходов газа. Далее рассмотрим используемые методы оценки изменения оценки степени выбросоопасности угольных пластов с понижением глубины их отработки.

В последнее время на шахтах перед вскрытием выбросоопасных и угрожаемых угольных пластов и пропластков мощностью более 0,3 м квершлагами и другими выработками выполняется прогноз выбросоопасности в месте вскрытия. В шахтных условиях при подходе выработки к пласту на расстояние по нормали не менее 3 м для оценки выбросоопасности пласта в месте вскрытия бурятся две контрольные скважины. Из этих скважин производят отбор проб угля с разделением их по угольным пачкам. Перед вскрытием горизонтальными выработками пологих и наклонных пластов, а также перед вскрытием крутых и крутонаклонных пластов заездами и стволами в случае прогноза "неопасно", полученного при наличии 3-х метровой породной толщи, прогноз повторяют, когда забой выработки приблизится к пласту на величину породной толщи не более 1 м. Прогноз выбросоопасности пластов в месте вскрытия осуществляют по скорости газовыделения (g_n), йодному показателю (ΔJ) и коэффициенту крепости угля (f). Измерение скорости газовыделения производится в двух скважинах не позднее, чем через 2 мин после перебуривания пласта. Если при бурении отмечены предупредительные признаки газодинамического явления, то бурение прекращают и выдают прогноз "опасно". В целом, по результатам исследований ситуацию перед вскрытием оценивают как невыбросоопасную при одновременном выполнении трех условий:

$$g_n \leq 2 \text{ л/мин}; \Delta J \leq 3,5 \text{ мг/г}; f \geq 0,6 \text{ у.е.} \quad (1)$$

Если хотя бы один из этих трех показателей не соответствует указанному условию, вскрытие пласта осуществляют при прогнозе "опасно". Кроме этого для определения глубины, с которой необходимо выполнение прогноза выбросоопасности были установлены следующие нормативные требования [3]. Глубина, с которой необходимо осуществлять прогноз выбросоопасности шахтопластов в Донецком бассейне, приведена в таблице 1.

Таблица 1.

Выход летучих веществ, V^{daf} , %	Комплексный показатель степени метаморфизма угля, M , у.е.	Природная газоносность пласта, м^3 на 1 т сухой беззольной массы	Глубина, с которой осуществляется прогноз, м
Более 29	26,3 – 27,7 24,4 – 26,2	8 и более 9 и более	400 380
9 – 29	23,7 – 27,6 17,6 – 23,6 13,5 – 17,5 9,0 – 13,4	9 и более 11 и более 12 и более 13 и более	380 320 270 230
Менее 9 (но $\lg p \geq 3,3$)*	–	15 и более	150

* P - удельное электросопротивление антрацитов

Разработаны рекомендации по практическому применению комплексного показателя степени метаморфизма угля M , приведенного в таблице 1 [3]. Рекомендуются производить ежегодное отнесение шахтопластов к категории угрожаемых и невыбросоопасных отдельно для каждого блока, панели или крыла шахтопласта в пределах той его части, где планируется ведение горных работ в течение рассматриваемого года. Для определения категорий выбросоопасности используют данные о средней газоносности пласта \bar{X} и средней величине показателя M (\bar{M}) для каждого рассматриваемого участка. Порядок определения комплексного показателя метаморфизма \bar{M} следующий [3]:

при $V_{daf} = 9 - 29\%$ по формуле $M = V_{daf} - 0,16y$; (2)

при V_{daf} более 29% по формуле $M = (4 V_{daf} - 91)/(y + 2,9) + 24$, (3)

где y - толщина пластического слоя угля, мм; V_{daf} - выход летучих веществ, %.

Комплексный показатель M определяется в следующей последовательности: а) по каждой отдельной пробе рассчитываются единичные значения показателя M ; б) по единичным значениям M для каждого исследуемого участка шахтопласта определяется величина M . При этом следует иметь в виду, что рассчитывать M по усредненным значениям V_{daf} и y нормативными документами не допускается.

Исследуемый конкретный участок шахтопласта относят к неопасным независимо от глубины разработки и природной газоносности, если комплексный показатель степени метаморфизма угля $M > 27,7$ или логарифм удельного электросопротивления антрацитов $\lg \rho < 3,2$, а также, если для углей конкретной степени метаморфизма природная газоносность или глубина разработки меньше значений, указанных в таблице 1. Количество пластовых проб, взятых для определения M , на каждом рассматриваемом участке принимается из расчета сетки опробования 25×250 м, но должно быть не менее 30. Основой для этого служат данные пересечения пластов скважинами в пределах рассматриваемой участка, полученные на стадии разведки или доразведки. Недостающие пластовые пробы отбираются в очистных и подготовительных выработках рассматриваемых участках (при наличии вскрытых геологических нарушений пробы отбираются и в них) таким образом, чтобы плотность опробования с учетом пластопересечений скважинами была одинакова.

Однако опыт разработки выбросоопасных угольных шахтопластов показывает [18], что имеют место выбросы угля и газа при значениях исследуемых показателей, выходящих за граничные пределы, указанные в таблице 1. Так в работе [19] рассмотрено более десятка внезапных выбросов угля и газа на шахтопластах, с показателями выбросоопасности, выходящими за граничные показатели $V_{daf} > 35\%$, а в некоторых случаях и $V_{daf} > 39\%$. Кроме того, газодинамические явления имели место и при $V_{daf} < 9\%$ и один выброс произошел при $V_{daf} = 3,6\%$. Анализ этих данных приводит к выводу о неполной корректности рассматриваемого метода прогноза и необходимости дальнейших исследований для уточнения граничных показателей выбросоопасности с изменением глубины.

Подводя итоги приведенного анализа по изменению и оценке степени выбросоопасности с глубиной по нашему мнению необходимо четко сказать, что, не совсем правы обе группы дискутирующих исследователей. Выбросоопасность угольных пластов с изменением глубины в одних случаях несколько уменьшается, а в других - существенно возрастает, то есть имеет место ее циклическое изменение. Кроме того, надежно оценить степень выбросоопасности без достаточно большого запаса «надежности», который приносит большие и необоснованные экономические потери для угольных предприятий, в настоящее время, однозначно невозможно. Существующие методы оценки степени выбросоопасности угольных пластов с переходом на большие глубины не позволяют предложить для практики корректные методики.

Причем проявление выбросоопасности как установлено в работах [20, 21], в значительной степени зависит не только от степени метаморфизма угля, но и нарушенности угля и его газодинамического состояния, в частности, от характеристик связанного с углем газа. То есть необходимо знание величины давления адсорбированного метана в угле и параметров его диффузии, при этом в такой модели необходим учет силового поля межмолекулярного взаимодействия в системе «адсорбированный метан- угольный пласт», степень насыщения угля газом, температуры угля и других термодинамических характеристик, которые позволяют оценить не только количественные изменения рас-

четных параметров, но и обнаружить качественно новые закономерности. Так, например, в результате теоретических расчетов установлено, что в отличие от общепринятого мнения [20], для газонасыщенного микропористого пространства угля существование не одного, а как минимум двух порогов повышения или, соответственно, понижения адсорбционного давления метана в угольном пласте. Причем, в большей степени это характерно для пор меньшего размера. Кроме того, как показывают, выполненные в ИГТМ НАН Украины расчеты [20], с увеличением глубины разработки угольных пластов резко повышается роль степени насыщенности угольного массива и давления адсорбированного в угле метана на устойчивость газодинамического состояния пласта. Поэтому такой характер изменения давления адсорбированного метана в угольном массиве следует учитывать при прогнозной оценке поведения угольного массива вследствие нарушения его равновесного состояния при ведении горных работ. Следовательно, необходима уточненная модель, позволяющая оценивать критерияльно изменения диффузионного и сорбционного ресурса метана в угле и, соответственно, получить необходимые закономерности.

Многие исследователи считают, что с увеличением глубины повышаются диффузионные и сорбционные показатели и ресурсоэнергоёмкость метана. Однако, необходимо иметь в виду тот факт, что это увеличение происходит до определенного момента, и, затем что наиболее вероятно, уменьшаться [20, 21]. Этот подход, возможно, будет основой для корректной оценки выбросоопасности. Поскольку этот ресурс метана обладает наибольшей опасностью в тот момент, когда многие противовыбросные мероприятия, выполненные в достаточной степени корректно, не действуют - например, многие способы дегазации, разгрузочные скважины и прочие не снижают выбросоопасность, т.е. не действуют или действуют не эффективно. Поэтому необходимо оценивать параметры и условия при которых будет развиваться и реализовываться самопроизвольное выделение метана из угольного пласта, которое сможет активировать реализацию цепного процесса спонтанного выделения метана из угольного массива приводящего в конечном счете к газодинамическому явлению.

Для оценки спонтанного выделения связанного газа из угля в работах [20, 21] предлагается следующая методология. Одним из основных комплексных параметров, характеризующих состояние метана в пористом пространстве угольного пласта, является давление адсорбированного метана (P_a). Термодинамическое равновесие системы «уголь-метан» возможно лишь при изменении ее параметров. Как известно [20], изотермический равновесный процесс может протекать самопроизвольно, то есть без приложения внешнего воздействия только в направлении убывания свободной энергии до достижения определенного минимума, которому и соответствует равновесное состояние исследуемой нами системы. В этом и состоит физический смысл энергии Гиббса. При этом, следует иметь в виду, что основными характеристиками, определяющими энергию Гиббса и ответственными за направление протекания рассматриваемого процесса являются энтальпийные (ΔH) или энтропийные ($\Delta S \cdot T$) параметры [21].

Рассматривая процессы, происходящие в угольном массиве необходимо акцентировать внимание на следующее. Если $\Delta H < 0$ и $\Delta S > 0$, то всегда $\Delta G < 0$ и самопроизвольное протекание термодинамического процесса возможно при любой температуре. Если же $\Delta H > 0$ и $\Delta S < 0$, то $\Delta G > 0$. В этом случае самопроизвольное протекание процесса невозможно ни при каких условиях. При $\Delta G = 0$ система находится в термодинамическом равновесии, при котором самопроизвольное протекание процесса возможно лишь при изменении параметров системы. В остальных случаях $-\Delta H < 0$, $\Delta S < 0$ и $\Delta H > 0$, $\Delta S > 0$, знак ΔG зависит от соотношения ΔH и $T\Delta S$.

Характер взаимосвязи энергии Гиббса с давлением адсорбированного метана в рассматриваемых горно-геологических условиях залегания угольного пласта, показы-

вает, что наиболее вероятным является существование одного устойчивого ($P_a = P_a^y$) и множества неустойчивых состояний. Последнее имеет место, как в области малых ($P_a < P_a^y$), так и в области больших ($P_a > P_a^y$) давлений адсорбции метана. При этом можно выделить и ряд состояний, близких к устойчивому, что наблюдается в области, когда $\Delta G \approx 0$. Неустойчивые состояния системы «а дсорбированный метан- угольный пласт» характеризуются самопроизвольной диффузией метана в трещиновато-пористой угольной среде, обусловленной выравниванием давления адсорбированного метана вследствие либо поглощения пористой структурой угля свободного метана, либо самопроизвольного выделения метана из угольного пласта, когда давление адсорбции превышает предельное значение ($P_a > P_a^y$). При этом, если угольный пласт «подпитывается» свободным газом, например, через него продолжительное время происходит фильтрация газа, то это приведет к тому, что в угольном массиве процесс сорбционного поглощения метана порами угля периодически будет сменяться процессом его спонтанного выделения и наоборот. То есть, будет происходить цепной процесс самопроизвольного выделения адсорбированного метана из угольного пласта. Этот процесс можно охарактеризовать определенным периодом и другими параметрами, обусловленными горно-геологическими и горнотехническими условиями ведения горных работ.

Таким образом, оценка термодинамической устойчивости адсорбированного метана в угольном массиве позволяет понять физику различных процессов потери газодинамической устойчивости угольного массива и корректно объяснить многие газодинамические проявления горного давления, сопровождающиеся внезапными, периодически повторяющимися газовыделениями. Кроме того, использование данного подхода к оценке сорбционного состояния метана в угольном пласте может служить основой для уточнения безопасных условий ведения горных работ на высоко газонасыщенных угольных пластах и для повышения эффективности критериев прогноза выбросоопасности угольного массива.

Как показано в работах [20, 21] газ, мигрируя с глубин, периодически переходит из одного фазового состояния в другое – то есть он переходит из сорбированного состояния в свободный газ и обратно. Термодинамический потенциал метана, адсорбированного в порах угля одной и той же степени метаморфизма, повышается с увеличением глубины залегания пласта. Причем, с увеличением степени заполнения пор метаном, влияние глубины залегания угольного пласта на энергию Гиббса становится более существенным. При этом угольный пласт, что, собственно, и отмечалось дискутирующими между собой исследователями, будет с глубиной то весьма выбросоопасным, то неопасным, т.е. будет периодическое чередование опасности в массиве с изменением по глубине. Поэтому для однозначной оценки выбросоопасности необходимы критериальные соотношения, характеризующие изменения диффузионного и сорбционного ресурса метана в угле, которые предложены в ИГТМ НАН Украины [22]. При удачной разработке такой информационно - аналитической модели и корректного выбора критериев на ее основе, проблема изменения выбросоопасности угольных пластов с глубиной может быть решена, а дискуссия по данному направлению, длившаяся несколько десятилетий, будет наконец-то прекращена.

Библиографический список

1. 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.
2. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа. – Караганда: ВостНИИ, 1999. – 158 с.
3. Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям: СОУ 10.1.00174088.011-2005. – К.: Минуглепром Украины, 2005. – 225 с.

4. Минеев С.П. Горные работы в сложных условиях на выбросоопасных угольных пластах / С.П. Минеев, А.А. Рубинский, О.В. Витушко и др. - Донецк: Східний видавничий дім, 2010.- 606 с.
5. Быков Л.Н. Теория внезапных выделений газов в шахтах и основные меры борьбы с ними (Центральный район Донбасса) / Л.Н. Быков // Проблемы борьбы с рудничным газом и каменноугольной пылью. - М.: ОНТИ, 1934, Т.1. - С. 7-41.
6. Яровой И.М. Руководство по разработке пластов, опасных по выбросам угля и газа / И.М. Яровой. - М.: Углетехиздат, 1949. - 167 с.
7. Некрасовский Я.Э. Разработка пластов, подверженных внезапным выбросам угля и газа / Я.Э. Некрасовский. - М.: Углетехиздат, 1951. - 222 с.
8. Моисеев М.А. Влияние глубины разработки на частоту и интенсивность внезапных выбросов угля и газа / М.А.Моисеев, А.П. Буренко // Техника безопасности, охрана труда и горноспасательное дело. - М.: ЦНИЭИУголь, Сб. 5(23). - 1969. -С. 38 - 39.
9. Балюк И.Г. Отработка защитных пластов на глубоких горизонтах шахты / И.Г. Балюк // // Технология добычи угля подземным способом. - М.: ЦНИЭИУголь, Сб.3(39). -1970, №6. -С. 69 - 70., №1-5 «Кочегарка».
10. Николин В.И. Прогнозирование и устранение выбросоопасности при разработке угольных месторождений / Николин В.И., Васильчук М.П. - Липецк: Липецкроскомиздат, 1997.- 496 с.
11. Николин В.И. Прогноз выбросоопасности на период до 2000-2005гг. / В.И.Николин, С.В.Напрасников, В.В. Николин // Уголь Украины.- 1991.- №4.- С. 12-15.
12. Николин В.И. Теория выбросов и прогнозирование выбросоопасности / В.И. Николин. - К.: УМК ВО, 1989.- 116 с.
13. Нечаев А.В. Изменение выбросоопасности угольных пластов с глубиной / А.В. Нечаев // Безопасность труда в промышленности. - 1987.- №6.- С. 49-51.
14. Осипов С.Н. Об особенностях зональности газодинамических явлений в шахтах Донбасса / С.Н. Осипов, В.И. Кузюра // Уголь Украины. - 1989. - № 12. - С. 27-30.
15. Потураев В.Н. Пульсационные и волновые эффекты в горном массиве / В.Н.Потураев, С.П. Минеев. - К.: Наукова думка, 1993.- 145 с.
16. Кузюра В.И. О причинах роста выбросоопасности угольных пластов на глубоких горизонтах в Донбассе / В.И.Кузюра, А.И.Сусло, С.Н. Осипов // Уголь Украины. - 1992. - №12. - С. 47-52.
17. Рубинский А.А. Проявление выбросоопасности угольных пластов в подготовительных выработках / А.А.Рубинский, Э.И. Тимофеев // Уголь Украины. - 2009.- № 8.- С. 20-23.
18. Выбросы, угля, породы в шахтах Донбасса в 1906-2006 гг : справочник / Н.Е. Волошин, Л.А. Вайнштейн, А.М. Брюханов и др. - Донецк: Кассиопея, 2007.- 907 с.
19. Забигаило В.Е. Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их выбросоопасность / В.Е.Забигаило, В.И. Николин. - К.: Наук. думка, 1990 - 168 с.
20. Минеев С.П. Активация десорбции метана в угольных пластах / С.П.Минеев, А.А.Прусова, М.Г. Корнилов. - Днепропетровск: Вебер, 2007.- 252 с.
21. Минеев С.П. Оценка возможности самопроизвольного выделения сорбированного метана из угольного пласта / С.П.Минеев, А.А.Прусова, М.Г.Корнилов // Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників -2008»: Секція «Рудникова аерологія та безпека праці». - Днепропетровск: НГУ, 2008.- С. 111- 117.
22. Минеев С.П. Свойства газонасыщенного угля / С.П. Минеев. - Днепропетровск: НГУ, 2009.- 220 с.

Надійшла до редколегії 25.09.2010

С.П. Минеев, О.В. Витушенко, А.А. Рубинский

Проведено аналіз глибини реалізації першого газодинамічного явища на різних вугільних пластах та розглянуто методики оцінки мінімальної глибини викидонебезпечності, для якої необхідно здійснювати прогноз викидонебезпечності під час ведення гірничих робіт.

вугільний пласт, викидонебезпечність, газодинамічні явища, прогноз, глибина, ведення гірничих робіт

S. Mineev, O. Vituchenko, A. Rubinski

The analysis of the depth of realization of the first gas-dynamic phenomena in different coal seams is carried out and the technique of estimating the minimum depth of outburst hazard for which it is necessary to carry out a forecast is considered.

coal seam, outburst hazard of a coal seam, gas-dynamic phenomena, forecast, depth, mining works

© *Минеев С.П., Витушко О.В., Рубинский А.А., Никифоров А.В., 2010*

УДК 622.83

В.В.НАЗИМКО (д-р техн. наук, проф.)

Донецкий национальный технический университет

ОСОБЛИВОСТІ УПРАВЛІННЯ ПРОЕКТАМИ ТА ПРОГРАМАМИ В ГІРНИЧІЙ ПРОМИСЛОВOSTІ

Висвітлено головні особливості управління проектами та програмами в гірничодобувній промисловості. Внутрішні ризики підземного видобутку вугілля суттєво більші в порівнянні з іншими галузями виробництва. Головними чинниками внутрішніх ризиків підземної розробки вугільних родовищ є високий рівень гірського тиску, невизначеність геологічних умов розробки, обмеженість підземного простору, висока капіталоемність виробництва.

управління проектами та програмами, ризики, моделі управління

В умовах посткризової економіки підвищується важливість нових підходів до планування бізнесу [1-4]. Останнім часом в країнах СНГ поширюється використання технологій управління проектами та програмами в різних галузях економіки, виробництва та фінансів [3-5]. Проект розглядається як комплекс взаємопов'язаних процесів, компоненти якого плануються в часі та просторі з урахуванням зовнішнього оточення та внутрішніх факторів. В часи командної економіки державна система звільняла керівництво організацій від відповідальності за результати виробничої чи фінансової діяльності у випадку непередбачуваної зміни політичної та економічної ситуації. В умовах ринкової економіки керівництво фірми, підприємства, фінансової установи має самостійно планувати майбутні дії, забезпечувати оперативну діагностику виконання проекту чи програми, вчасно реагувати на непередбачувані зміни у зовнішньому середовищі та внутрішніх факторів, та досягати фінансові і виробничі цілі проекту по його завершенню [3-5].

Управління проектом чи програмою має багато типових рис, які є загальними для будь якої діяльності: промислового виробництва, сільського господарства, чи фінансової установи. Тому закономірності розвитку проекту узагальнені в технологію його управління. Важливою компонентою технології управління проектами та програмами є математичні моделі, які враховують взаємні зв'язки факторів, що впливають на хід реалізації проекту. Натомість гірничодобувне виробництво має ряд особливостей, які вносять суттєві поправки у процеси його управління. Ці особливості пов'язані з внутрішніми ризиками вказаного виробництва. На відміну від виробництва загального типу (житлового будівництва, літакобудування, металургійного заводу, банкової установи, тощо) доля можливих збитків, які обумовлені внутрішніми ризиками на гірничо-видобувному підприємстві складає більше половини всіх збитків. Особливо це характерно для підземного видобутку корисних копалин. Типовим прикладом є річна програма розвитку гірничих робіт на вугільному підприємстві.

Незважаючи на те, що вугільна шахта є взагалі поточним виробництвом, її діяльність планується у вигляді окремих проектів чи програм. Так ще на етапі проектування складаються перспективні календарні плани відпрацювання окремих панелей, блоків чи горизонтів. Тривалість цих проектів складає від 5-8 до 20-30 років. Такі календарні плани гірничих робіт можна віднести до стратегічного планування. Тактичне планування здійснюється щорічно у вигляді так званої річної програми розвитку гірничих робіт. Ця програма складається для основних процесів добутку корисних копалин, а саме для підготовчих та очисних робіт. В розробці вказаної програми приймають участь всі виробничі, економічні та фінансові служби шахти. Підсумковий проект програми представляється у вигляді маркшейдерського плану гірничих виробок, на якому накреслені майбутні підготовчі та очисні виробки, планограм гірничих робіт (планог-

рам Ганта), на яких наведені в часі графіки проведення підготовчих та відпрацювання очисних виробок, та вказані бригади, що будуть виконувати ці роботи. До проекту додаються економічні розрахунки, які обґрунтовують фінансові результати проекту. Крім цього планується матеріальне, технічне, фінансове та кадрове забезпечення програми, графік її моніторингу, вказуються резерви на випадок непередбачуваних ситуацій.

Аналогічно створюються проекти дегазації та когенерації супутникового газу, поглиблення стволів, або проведення додаткових капітальних підземних виробок. Таким чином на вугільній шахті практично все підземне виробництво планується у вигляді проектів чи програм, хоча видобуток вугілля відбувається поточно.

Найбільший рівень внутрішнього ризику вугільної шахти обумовлений невизначеністю гірничо-геологічних умов розробки шахтного поля. Так відхилення фактичної потужності вугільного пласту від прогнозованого значення коливається у межах 30-70% для шахт, що відпрацьовують запаси у сприятливих геологічних умовах. На сьогодні майже половину вугільних пластів відпрацьовують в несприятливих геологічних умовах. Це стосується як українських шахт, так і закордонних. Несприятливі геологічні умови характеризуються коливанням потужності пласта в межах 100-150% і вище, наявністю малоамплітудних порушень, площа негативного впливу яких сягає 40% від загальної площі шахтного поля.

Нажаль традиційні методи розвідки не забезпечують необхідний рівень надійності, а нові методи знаходяться в стані розробки. Така ситуація обумовлена об'єктивною складністю середовища, яким є осадова товща гірських порід. Таким чином низька надійність розвідки геологічних умов розробки вугільних підземних родовищ обумовлює високий рівень невизначеності геологічних умов, що сприяє збільшенню внутрішніх ризиків видобутку вугілля.

Більшість вугільних шахт України переступила середній рівень глибини розробки в 750м. Тому до несприятливих геологічних умов додається вкрай негативний фактор підвищеного гірського тиску. Цей фактор обумовлює небезпечні газодинамічні явища у вигляді раптових викидів вугілля та газу, гірських ударів, обвалення покрівлі, інтенсивної деформації підземних виробок. Зі збільшенням глибини розробки підвищується газоносність пластів. Вказані фактори мають тенденцію до взаємодії, в результаті чого рівень внутрішніх ризиків зростає непропорційно швидко. Так інтенсивна деформація підготовчих виробок, що відбувається під впливом підвищеного гірського тиску збільшує аеродинамічний опір повітрю, яке має вентилувати очисні та підготовчі вибої, в результаті чого зменшується безпека підземних робіт, та добуток вугілля з очисних вибоїв тому що знижується допустимий рівень навантаження на лаву по газовому фактору.

Невизначеність геологічного прогнозу газоносності вугільного пласта, його супутників та газоносних пісковиків складає 40-80%. Отже такий високий рівень невизначеності додатково підвищує внутрішні ризики видобутку вугілля по фактору вентиляції та дегазації. Саме невизначеність геологічних умов підземної розробки вугільних родовищ породжує такий феномен, як слабка залежність заробітної плати прохідникам від фактичних об'ємів проходки. Якщо зменшення темпів проходки в три рази обумовлено об'єктивним погіршенням геологічних умов, заробітна платня прохідників знижується всього на два-три десятка процентів. Така невизначеність геологічних умов підземної розробки вугільних родовищ вимагає створення нових моделей, які б враховували особливості управління проектом видобутку вугілля.

Ще одним фактором внутрішніх ризиків є обмеженість підземного простору. Так відомі алгоритми та моделі управління проектами [1, 5] побудовані на простих залежностях між об'ємом виробки та кількістю виконавців. Наприклад якщо в проекті житлового будівництва виявлено критичний шлях, який може бути зменшений за рахунок

добавлення робітників (скажімо штукатурів), то в підземній виробці неможливо збільшити темпи проходки добавленням кількості прохідників у ланці прохідницької бригади. Існує оптимальна кількість прохідників, які можуть забезпечити нормальну продуктивність праці не заважаючи один одному в прохідницькому вибої. Те ж саме стосується і прохідницької або очисної техніки. В очисному вибої може працювати максимум два комбайни, причому такий варіант використовуються рідко. Як правило проведення підготовчої виробки чи видобуток вугілля здійснюють одним прохідницьким або очисним комбайном.

Сказана особливість означає, що можливості управління проектом чи програмою видобутку вугілля суттєво обмежені у просторі, що в свою чергу звужує можливості парирування внутрішніх ризиків. Вказану особливість також необхідно врахувати скорегувавши математичні моделі управління проектом.

Суттєвим фактором внутрішнього ризику підземного видобутку вугілля є його висока капіталоємність. Вартість основних фондів вугільної шахти вимірюється сотнями мільйонів гривень і на 80% складається з вартості підземних виробок. Тому збільшення внутрішніх ризиків видобутку вугілля прямо впливає на фінансовий інвестиційний ризик. Саме тому будівництво нових вугільних шахт на Україні фактично припинилось, а проходка нових вертикальних стволів і підготовка нових запасів капітальними підготовчими виробками існує на двох - трьох вугільних шахтах. Значно менші інвестиції вкладають тільки у нову прохідницьку та очисну техніку, термін окупності якою не перевищує кілька років.

Таким чином існуючі алгоритми управління проектом чи програмою мають бути скореговані шляхом модифікації математичних моделей з урахуванням невизначеності геологічних умов розробки вугільних родовищ, негативних проявів гірського тиску, обмеженості простору підготовчих та очисних виробок, значної частки основних фондів, негнучких залежностей між продуктивністю виробничих бригад і розміром заробітної плати.

Подальшими дослідженнями планується виконати детальний аналіз факторів, та особливостей проектів а програм видобування вугілля на підземних шахта України. Це дозволить модифікувати математичні моделі, що використовуються при управлінні проектами та програмами відпрацювання запасів вугільних родовищ.

Бібліографічний список

1. Бечьюли Ф. Управление проектом / Ф. Бечьюли.-М.:ФАИР-ПРЕСС, 2004.-456с.
2. Гиббсон Л.Д. Организации: поведение, структура, процессы: учебник / Л.Д.Гиббсон, Д.М.Иванцевич, Д.Х. Донелли.-М.: ИНФРА-М, 2000.-662с.
3. Мазур И.И. Управление проектами / И.И. Мазур, В.Д. Шапиро.-М.: Высшая школа, 2001.-388с.
4. Гречко Т.К. Диагностика об'єкта проектування: навчально-методичний посібник / Т.К.Гречко, Т.М. Гладченко.-Донецьк: ДонДУУ, 2009.-186с.
5. Купрештейн В.И. Microsoft® Project в делроизводстве и управлении / В.И.Купрештейн. – Спб: БХВ-Петербург, 2003.-480с.

Надійшла до редколегії 12. 09. 2010

I.V. Nazimko

General peculiarities of longwall mining have been investigated to modify project management models.
project management, risk, models

© *Назимко В.В., 2010*

УДК 622.831

С.В. ПОДКОПАЕВ (д-р. техн. наук)

А.Н. МИХАЙЛОВ

В.Ю. РОМАНОВА

Ю.А. МАЛЕВАННЫЙ

И.И. КЛОЧКО (канд. техн. наук, проф.)

Донецкий национальный технический университет

Н.А. СУГРОБОВ

шахта им. К.А. Румянцева, ГП «Артемуголь»

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК КРУТЫХ ПЛАСТОВ

Изучение особенностей проявления горного давления в выработках на современной глубине позволило установить, что характер его вредных проявлений определяется спецификой формирования массива осадочных горных пород и способностью деформироваться при разгрузке. Такой подход позволит разработать мероприятия, направленные на снижение уровня травматизма от обрушений при проведении, поддержании и ремонте выработок.

Общеизвестно, что основная часть промышленных запасов тонких и средней мощности крутых пластов сосредоточена в Центральном районе Донбасса (ЦРД). К настоящему времени разработка таких пластов ведется на глубинах, достигающих 1200м, что существенно усложняет условия поддержания подготовительных выработок, особенно пройденных по пласту. Несмотря на высокую трудоемкость работ по их содержанию и ремонту, более 50% общей протяженности штреков имеют не удовлетворяющие требованиям ПБ площади поперечных сечений. Применяемые в настоящее время способы охраны подготовительных выработок различного рода конструкциями из дерева не обеспечивают удовлетворительного состояния откаточных штреков, что требует проведения значительного объема ремонтных работ, которые не поддаются механизации.

С ростом глубины горных работ начинает проявляться такой природный фактор как расслоения боковых пород, способствующий не только обрушениям кровли, но и сползанию почвы. Исследования смещений пород с помощью глубинных реперов показали, что процесс расслоения начинается впереди лавы[1]. Анализ многочисленных шахтных инструментальных наблюдений позволил сделать выводы о том, что для большинства горных пород смещения контура выработок имеют затухающий характер. Однако возможны случаи незатухающей ползучести боковых пород, когда смещения контура выработок растут во времени[2].

Правильное представление о характере деформирования и развития сдвижения расслаивающейся толщи боковых пород способствует не только разработке эффективных мероприятий по сохранению устойчивости горных выработок, их рациональному расположению в осадочном (угленосном) массиве, но и снижению уровня травматизма при проведении и перекреплении штреков.

Целью статьи является экспериментальное изучение устойчивости подготовительных выработок при разработке крутых пластов на современных глубинах с учетом фактора времени.

Исследования проводились на глубине 1090м в условиях шахты им. К.А.Румянцева ГП «Артемуголь». Экспериментальные участки располагались на пластах k_8 и k_5^2 . В работе находилось 3 замерные станции. Последние были оборудованы следующим образом: по контуру выработки были установлены 4 репера, по которым определялись траектории смещения реперов 1,2 в направлении реперов 3 и 4. Смеще-

ния боковых пород на замерных станциях определялись по перемещениям этих реперов, так, чтобы фиксировать сдвиги (смещения) пород со стороны кровли, боков и почвы выработок.

Откаточный штрек пл. k_5^2 – запад, (замерная станция №1), пройден с подрывкой пород кровли и почвы. Мощность пласта $m = 0,85$ м. В непосредственной кровле залегает песчано-глинистый сланец средней крепости, в основной – крепкий песчаник. В почве пласта – сланец песчанистый, склонный к сползанию. Площадь поперечного сечения штрека $9,5 \text{ м}^2$, расстояние между рамами арочной формы крепи АП -3 с деревянной затяжкой 0,8 м. Штрек проводился с помощью буровзрывных работ (БВР). Скорость проведения штрека 28 м/мес., скорость очистных работ 9,0 м/мес. Лава с потолкоуступным забоем. Охрана откаточного штрека – кусты из стоек. Опережение составляло 100 м.

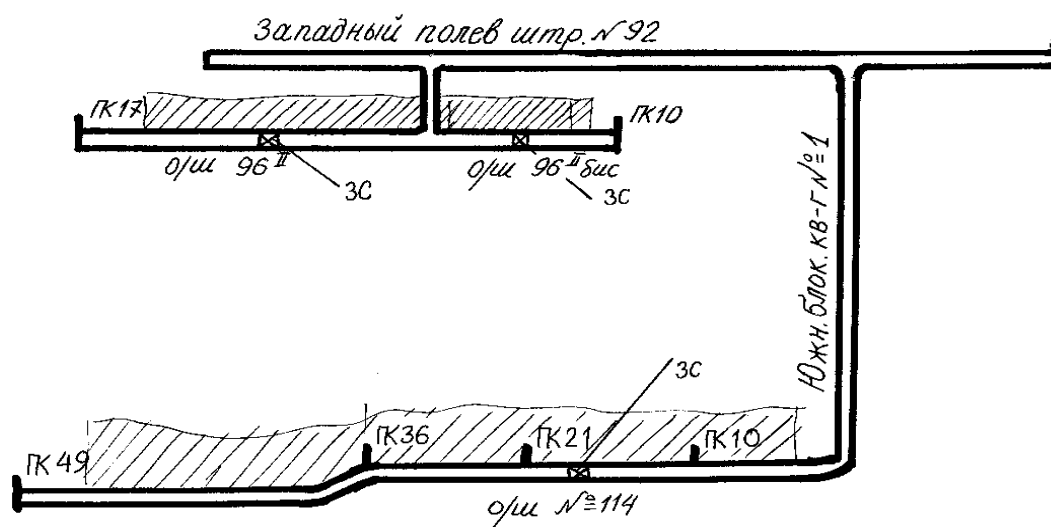


Рис. 1. Выкопировка из плана горных работ на горизонте 1090 м шахты им. К.А. Румянцева, ЗС - замерные станции

Откаточный штрек пл. k_8 – запад (замерная станция №2) пройден с подрывкой пород кровли и почвы. Мощность пласта $m = 1,1$ м. В кровле залегает песчано-глинистый сланец, в почве – песчанистый сланец. Площадь поперечного сечения штрека $9,5 \text{ м}^2$, расстояние между рамами арочной формы крепи АП – 3 с деревянной затяжкой 1,0 м. Штрек проводился с помощью БВР. Скорость проведения штрека 21 м/мес. Лава с потолкоуступным забоем. Охрана откаточного штрека – накатные костры из шпал. Опережение составляло 100 м.

Откаточный штрек пл. k_8 – запад (замерная станция №3) пройден с подрывкой пород кровли и почвы. Мощность пласта $m = 1,12$ м. Площадь поперечного сечения $9,5 \text{ м}^2$, расстояние между рамами 0,8 м. Штрек проводился с помощью БВР. Скорость проведения штрека 28,1 м/мес., скорость очистных работ 9,4 м/мес. Лава с потолкоуступным забоем, охрана штрека – накатные костры. Опережение составляло 100 м.

В результате проведенных исследований было установлено, что максимальные величины смещений по контуру подготовительной выработки были отмечены на замерной станции №1. Величины смещений здесь составили 610 – 720 мм в направлении 2 – 4 и 220 – 290 мм в направлении реперов 1 – 4 (рис 2)

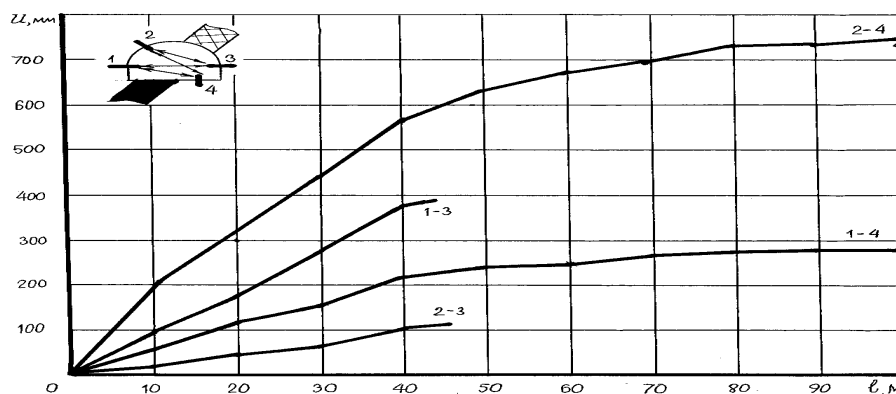


Рис. 2. Графіки зміщення порід на контурі откаточного штрека пласта k_5 : 1 – 4, 1 – 3, 2 – 3, 2 – 4 траєкторія зміщення реперів 1 – 2 в напрямленні реперів 3 і 4 (станція №1)

С течієм часу, на відстані 30м позади лави в штреку, со сторони порід висячого бока було отмечено расслоение пород кровли. На відстані 16м от сопряжения лавы с откаточным штреком было отмечено сползание пород почвы. Мощность сползающего слоя составила 0,2 – 0,35м.

На замерной станции №2 максимальные величины смещений составляли 520 – 570мм в направлении реперов 2 – 4 (рис 3)

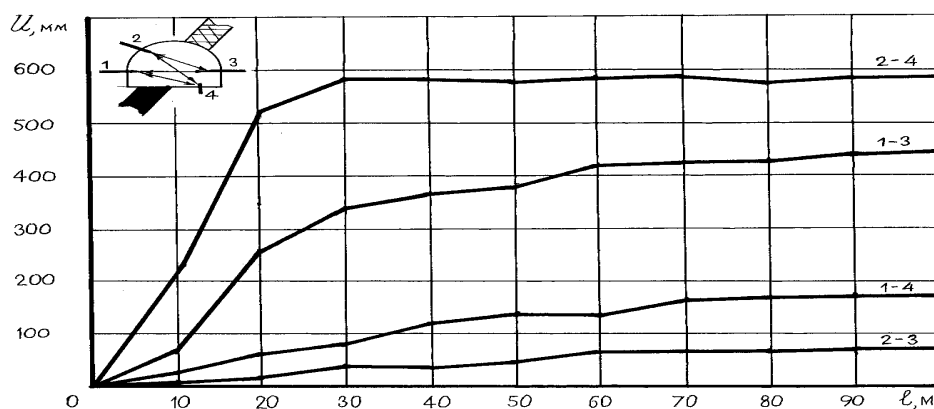


Рис. 3. Графіки зміщень порід на контурі откаточного штрека пласта k_8 (станція №2)

В откаточном штреке, пройденном по пласту k_8 , замерная станция №3, максимальные величины смещений были отмечены в направлении реперов 2 – 4 и 1 – 3. Величины смещений по этим направлениям, составляли 350 – 420мм (рис 4)

Во всех случаях деформирования штрека происходило, в основном, со стороны кровли пласта, т.е. в результате деформирования пород висячего бока. Это подтверждают перемещения реперов 1 и 2. Существенных поднятий подошвы выработок в штреках за весь период наблюдений отмечено не было.

В течение последних пятнадцати лет ДонНТУ развивает новое представление о природе разрушения осадочного массива, для которого состояние трехосного сжатия

является естественным, применительно к охране и поддержанию горных выработок. Считается [3], что специфика формирования осадочного (угленосного) массива обусловила наряду физико-химическими превращениями его пластическое деформирование при трехосном сжатии в течение длительного периода времени. Проведение горной выработки в массиве способствует его частичной или полной разгрузке. При этом необходимо учитывать не только временной характер протекания процесса разгрузки, но и различную склонность к ней глинистых, песчано-глинистых сланцев и песчаников [4].

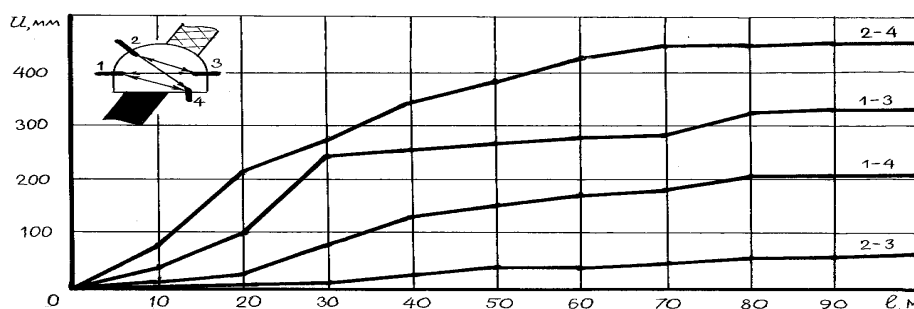


Рис. 4. Графики смещений пород на контуре откаточного штрека пласта k_8 (станция №3)

Исходя из этого, анализ приведенных результатов измерений, а также изучение состава породной толщи показывает, что причиной деформирования подготовительных выработок стала разгрузка пород кровли. На замерной станции №1 в результате разгрузки пород кровли при наличии в ней глинистых прослоев, произошло расслоение пород висячего блока. К этому добавилось и сползание пород почвы, песчанистого сланца средней крепости, склонного к сползанию. Было обнаружено, что между породами сползающего слоя и лежащего бока, отсутствовала какая-либо связь из-за наличия гладких поверхностей скольжения. Возводимые для охраны штрека кусты из стоек не смогли предотвратить это явление. Разгрузка, как временной процесс, способствовала разуплотнению породной толщи, а разгруженные породы, увеличиваясь в объеме заполнили горную выработку. В случае, когда охрана откаточного штрека осуществлялась кустами из стоек, смещение пород висячего бока было больше, чем при охране накатными кострами из шпал. Объяснение этому является характер взаимодействия боковых пород с возводимыми средствами охраны над штреком. В слоистом осадочном массиве, когда чередующиеся слои пород кровли и почвы характеризуются не только различными прочностными свойствами, но и различной склонностью к разгрузке, деформирование слоев всегда происходит по-разному. Приоритеты улучшения состояния боковых пород определяются характером их взаимодействия с опорой, размещаемой в выработанном пространстве над выработкой. Чем податливее опора, тем эффективнее ее взаимодействие с оседающими породами. Причиной травматизма от обрушений в данном случае могут быть расслоения вмещающих пород. Различие причин травматизма обязательно требует и применения различных способов их предотвращения.

Таким образом, изучение особенностей проявления горного давления в выработках на современной глубине позволило установить, что характер его вредных проявлений определяется не только напряженным состоянием массива осадочных горных пород и их физико-механическими свойствами, но и спецификой формирования последнего, обусловившей неупругое деформирование при объемном сжатии, а также способность деформироваться при разгрузке с течением времени. Такой подход позволит разработать эффективные мероприятия, направленные не только на поддержание вырабо-

ток, но и на снижение травматизма от обрушений боковых пород при проведении, поддержании и ремонте выработок.

Вывод: Для предотвращения травматизма от обрушений при отработке крутых пластов разрабатываемые мероприятия должны учитывать специфику формирования осадочного углепородного массива и его особенности деформироваться после разгрузки.

Надійшла до редколегії 18.11.2010

Библиографический список

1. Селезень А.Л. Поддержание подготовительных выработок при разработки крутых пластов / Селезень А.Л., Томасов А.Г., Андрушко В.Ф. – М.: Недра, 1977. – 205с.
2. Черняев В.И. Расчет напряжений и смещений пород при разработке свисты пластов / Черняев В.И. – К.: Техника, 1987. – 150с.
3. Николин В.И. Прогнозирование и устранение выбросоопасности при разработке угольных месторождений / В.И. Николин, М.П. Васильчук. – Липецк: Липецкое изд-во Роскомпечати, 1997. – 496с.
4. Снижение травматизма от проявлений горного давления / В.И. Николин, С.В. Подкопаев, А.В. Агафонов, Н.В. Малеев. – Донецк: Норд – Пресс, 2005 – 331с.

**S.V. Podkopayev, A.N. Mikhailov, V.Yu. Romanova, Yu.A. Malevanny,
I.I. Klochko, N.A. Sugrobov**

The study of rock pressure peculiarities at present mining depths has shown that its harmful influence is connected with specific features of sedimentary rock mass formation and its deformability. Such an approach has allowed developing the methods aimed at reducing injury rate during mining works.

**© Подкопаев С.В., Михайлов А.Н., Романова В.Ю., Малеванный Ю.А.,
Клочко И.И., Сузробов Н.А., 2010**

УДК 005.52:005.334:622:338.26

Н.Н. ГРИЩЕНКОВ (д-р техн. наук)
Донецкий национальный технический университет
Л.Н. ЗАХАРОВА (инженер)
ЗАО «Донецксталь»

ИССЛЕДОВАНИЕ РИСКА НЕВЫПОЛНЕНИЯ ПРОГРАММЫ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Изложены результаты анализа рисков невыполнения годовой программы горных работ. На основе выделенных критических путей программы определены сценарии возможных реализаций программы и их вероятности, а также обоснованы мероприятия по минимизации рисков.

годовая программа горных работ, риски, стохастическое моделирование

Стохастическое моделирование является мощным средством количественного анализа рисков [1-3]. Анализ рисков получил популярность при оценке инвестиционных проектов, проектов освоения новых месторождений энергоресурсов (нефти, газа, угля), устойчивости ответственных сооружений (плотин, подземных сооружений и т.п.). Достоверная количественная оценка риска позволяет сберечь весьма значительные финансовые средства, материальные ценности и даже жизни людей. В данной статье описывается опыт оценки рисков годовой программы развития горных работ на современной угольной шахте, отрабатывающей свои запасы в сложных горно-геологических условиях, которые существенно повышают надежность планирования из-за сильной вариации темпов добычи, обусловленной неопределенностью местоположения и параметров малоамплитудных нарушений, а также неустойчивой работой очистных забоев.

Подготовка исходных данных

Для проведения стохастического моделирования необходимо обосновать основные математические модели производственных процессов. В данном случае необходимо разработать и обосновать модели очистных и подготовительных работ. Анализ темпов подвигания очистных забоев на шахтах «Красноармейская Западная №1», им. А.Ф.Засядько, «Южнодонбасская №1» и др. показал, что темпы проходки очистных забоев, отрабатывающих выемочные столбы обратным ходом, описываются случайными стационарными функциями от времени. При этом установлено, что при стабильных горнотехнических и горно-геологических условиях коэффициент вариации темпов подвигания лав находится в пределах 30%.

На участках пересечения зон малоамплитудных нарушений темпы подвигания лав уменьшаются в среднем в 1,4 раза, если амплитуда субвертикального нарушения не превышает вынимаемой мощности пласта. Указанные особенности являются теоретической основой для моделирования стохастических процессов добычи угля длинным очистным забоем обратным ходом по столбовой разработке. Средний уровень добычи является функцией многих параметров, и в первую очередь, функцией вынимаемой мощности пласта, длины лавы, газоносности пласта, системы вентиляции и дегазации, механизации, применяемой для добычи, состояния механизированных крепей, уровня заработной платы, текучести кадров и других факторов.

Средние темпы добычи из лавы могут быть наиболее надежно определены из опыта предыдущих лет в очистных забоях, оснащенных одинаковой техникой и работавших в аналогичных условиях. В связи с высокой степенью развития горных работ на угольных шахтах Украины такие данные имеются в достаточном количестве, чтобы получить представительные выборки исходных данных для статистического анализа и сделать на основании их анализа надежные выводы о среднем уровне добычи.

На основании выполненного анализа установлено, что стохастическая модель очистных работ может быть представлена случайной стационарной функцией добычи лавы, коэффициент вариации которой равен 30%, причем в зонах малоамплитудной нарушенности средний уровень добычи снижается в 1,4 раза. Гистограмма случайной вариации добычи из лавы согласуется с нормальным законом распределения. В процессе стохастического моделирования очистных работ осуществляется многократная выборка текущего значения добычи с учетом нормального закона распределения ее вариации, 30-процентного уровня коэффициента вариации и стационарности тренда добычи, который определяется заранее исходя из применяемого оборудования и технологии добычи. Моделирование продолжается до тех пор, пока суммарная текущая добыча из лавы будет меньше запасов угля в пределах планового подвигания лавы.

Анализ представительной выборки данных о темпах проходки подготовительных выработок по 6-ти угольным шахтам показал, что темпы проходки описываются случайной нестационарной функцией от времени. Трендовая составляющая этой функции имеет затухающий характер и описывается экспонентой вида $v = v_0 e^{-0,035t}$, где v_0 – начальная скорость проведения выработки, t – время проходки. Начальные темпы проходки определяются горно-геологическими условиями, применяемой техникой для проведения выработки, типом и плотностью крепи, а также социальными условиями и экономической обстановкой. В данной статье рассматриваются только внутренние факторы, обуславливающие риск производства. С учетом того, что на любой угольной шахте имеется весьма большой объем фактических данных целесообразно определять начальную скорость проходки на основании анализа фактических данных за предыдущий период.

При улучшении условий проходки, например при замене изношенного комбайна на новый, средние темпы проходки скачкообразно увеличиваются, однако в дальнейшем неуклонно уменьшаются по указанной зависимости. Коэффициент вариации трендового уровня скорости проходки составляет около 30%. При пересечении зон геологических нарушений средние темпы проходки замедляются в 1,3-2 раза.

Автокорреляционный анализ свидетельствует о том, что темпы проходки и добычи из очистного забоя имеют периодическую составляющую, длительность которой составляет примерно 6-8 суток, что связано с недельным циклом выполнения больших ремонтных работ (рис. 1).



Рис. 1. Изменение коэффициента автокорреляции темпов проходки при разном временном интервале

В связи с этим целесообразно использовать шаг приращения времени в процессе стохастического моделирования равным 7-ми суткам. В этом случае характер вариации темпов проходки и добычи близок к характеру вариации этих же параметров при месячном шаге. Об этом свидетельствует сопоставление автокорреляционных функций, полученных при указанных шагах приращения времени.

Алгоритм стохастического моделирования

Совместная планограмма очистных и подготовительных работ записывается в виде таблицы и представляется в виде графа. Дуги (векторы) графа представлены отдельными работами, например, «проведение вентиляционной сбойки», или «отработка 4 южной лавы блока 10» и т.д. Каждый вектор графа имеет вершины, обозначающие моменты времени начала и окончания работы, и указывающие с какой вершины и в какую направлен вектор. Каждый вектор имеет конечную вероятность. Если точно известно, что эта работа будет выполняться согласно плану работ, тогда вероятность вектора равна единице. В противном случае вероятность вектора меньше единицы, а величина вероятности задается на основе предварительного анализа моделируемого объекта, в частности часто величина вероятности определяется на основании экспертных оценок.

Каждый вектор характеризуется своим коэффициентом вариации и законом распределения. В исходных данных вводится код работы. Например, очистные работы имеют код, равный 1, подготовительные – код, равный 0, и т.д. В зависимости от кода компьютер выбирает соответствующую модель работы и алгоритм стохастического подсчета темпов выполнения работы. Так при коде, равном 1, компьютер использует текущую порцию плановой добычи из лавы, которая должна накапливаться из суммы недельных добыч, темпы которой указываются в исходных данных. При накоплении добычи используется следующая пара исходных данных: очередной планируемый объем добычи и ее текущие темпы. Такой подход весьма удобен для моделирования реальных ситуаций, например изменения темпов подвигания лавы на участках перехода малоамплитудной нарушенности, и т.п.

В итоге исходные данные для стохастического моделирования вводим в следующем формате.

Таблица 1.

Пример исходных данных для стохастического моделирования

Номер работы (вектора)	Вероятность	Откуда	Куда	Закон распред.	Коэф. вариации	Код работы	Объем	Темпы	Объем	Темпы	Объем	Темпы
1	1	1	55	2	0,3	1	350	70				
2	1	1	55	2	0,3	0	960	70				
4	1	1	55	2	0,3	1	120	40	405	45		
5	1	1	55	2	0,3	1	420	140	600	100	460	140

Отдельно следует сказать по способу и алгоритму учета случайной вариации темпов проходки и добычи. Поскольку темпы добычи являются случайной стационарной функцией времени, учет вариации темпов может быть реализован вариацией суммарной добычи за период, в течение которого ее трендовый уровень постоянен. Это означает, что не имеет смысла учитывать вариацию темпов добычи на каждом месяце или неделе, и затем суммировать результаты вариации. В итоге можно применять случайную вариацию суммарного объема подвигания очистного забоя. Поскольку темпы проходки являются случайной нестационарной функцией, возможность такого подхода проверялась отдельно.

В табл. 2 приведены результаты статистических экспериментов с данными по темпам проходки трех экспериментальных выработок. В этой таблице приведены суммарные объемы проходки, определенные по факту и с помощью тренда. При этом вычислялись отдельно отклонения трендовых данных от фактических при различном отклонении начальной скорости проведения выработок. При совпадении трендовой и фактической начальной скорости вариация суммарного объема проходки составляет 13%. При отклонении трендовых темпов проходки от фактических на $\pm 30\%$ вариация суммарного объема проходки увеличивается в два раза (до 26%). Таким образом, вполне оправдано использование в математической модели принципа учета вариации темпов проходки по вариации суммарного объема. Однако при этом необходимо учитывать изменение трендового уровня темпов проходки при переходе зон нарушений, при замене старого проходческого комбайна на новый и в других случаях, которые существенно влияют на изменение начального трендового уровня. Практическая реализация этого состоит в том, что выработка разбивается на участки, в которых прогнозируется различная начальная скорость проходки и информация по объемам проходки и начальным ее темпам задается отдельно для каждого интервала.

Таблица 2.

Проверка связи между вариацией темпов проходки и суммарным ее объемом

Разность $V_{0\text{факт}}$ и $V_{0\text{тренд}}$	4-й южный штрек			3-й южный штрек			2-й южный штрек		
	тренд	отклон.	факт	тренд	отклон.	факт	тренд	отклон.	факт
0%	2011	0,08	2185	1896	0,10	2105	2069	0,20	2600
-30%	1413	0,35	2185	1333	0,37	2105	1447	0,44	2600
30%	2619	-0,20	2185	2324	-0,17	1995	2682	-0,03	2600

В таблице 3 приведены исходные данные из планов программ очистных и подготовительных работ на 2010 год. В первом столбце указаны наименования горных выработок, очистных или подготовительных забоев. В последующих двенадцати столбцах приведены объемы выработки. Для лав выработка указывается в тысячах тонн добычи, для подготовительных забоев месячный объем плановой проходки. В последнем столбце указаны суммарные объемы выработки. Узлы графа сетевого планирования поставлены в соответствующих позициях планов программы. В нужных местах для ясности добавлены стрелки соответствующих переходов между узлами графа.

Граф горных работ состоит из 55 узлов и 92 векторов, обозначающих отдельные этапы основных производственных процессов (подготовку или отработку запасов). Компьютер моделирует последовательность горных работ многократно, каждый раз выбирая случайный набор длительности отдельных этапов. Случайная выборка осуществляется по заранее заданным законам распределения вариации длительности отдельных процессов. В процессе моделирования подсчитывается количество сценариев, которые возникают по ходу моделирования. Сценарий характеризуется критическим путем графа, который определяется в виде последовательности узлов. Кроме того, вычисляются самые ранние и самые поздние сроки начала и окончания каждой работы, а также ее длительность.

На основании полученных данных можно осуществлять детальный анализ всего проекта с учетом особенностей каждого узла или вектора. Кроме того, возможна оценка чувствительности проекта к вариации конкретных отдельных факторов и входных данных. Программу исследований и анализа задает заказчик проекта. Такие возможности позволяют изучить уровни рисков проекта, а также найти все его слабые звенья, а затем усилить их, что даст возможность снизить риск проекта в целом.

Таблица 3.

Планограмма горных работ на 2010

Наименование горных выработок	2010 год												сумма	Номер работы	
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12			
УПР-1															
Бр.Хмеленко															
5 южная лава ц.п.бл.8	70	70	70	70	70								350	1	
6 южная лава ц.п.бл.8	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	960	2	
5 сев. лава бр.бл.5	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50			450	3	
7 южная лава бл.6	40	40	40	45	45	45	45	45	45	45	45	45	525	4	
4 южная лава бл.10	140	140	140	140	140	140	140	140	140	140	140	140	1680	5	
Заезд на 3 сев конв штр бл 3								120	4				120	6	
3 сев конв штр бл 3									150	200	200	200	750	7	
Монт. ход 2 сев. лавы бл.3					50	150	100	3					300	8	
Вент. штр. 2 сев. лавы бл.3	200	200	200	130	2						2 сев		730	9	
2 сев лава бл 3										40	50	50	140	10	
3 сев.лава ц.п.бл.8	45	45	45	5									135	11	
4 сев.лава ц.п.бл.8					10	45	45	45	45	45	45	45	325	12	
8 южн."бис"лава бл.2	15	15	15	15	10								70	13	
Бр.Комелькова															
Вент.ход.бл.3	90						150	150					390	14	
														15	
Заезд на 2 сев.конв штр бл.3						8									
Сб. №3 бл. 3	6	60			90				10				150	16	
Конв.ход. бл.3		60	150	50	7					150	150		560	17	
								9						18	
4 сев конв штр бл 3							60			11	90	200	350	19	
														20	
Бр.Бирюкова															21
2 сев конв штр бл 3	200	210											410	22	
Вент сбойка 2 сев сев лавы бл 3		12	100	100	100								300	23	
Уклон бл 10					13	150	150	150	150	150	150	150	1050	24	
Бригада Ревы															
Трубн ход гор 708 м гл ствола															
8 южная лава блока 6				10	40	40	40	40	40	40	40	40	330	25	
Монт. штр."бис"8 южн. лавы бл.6	80	90											170	26	
			14												
3 сев конв штр бл 3 (пор часть)									15	50	50	50	150	27	
ВГХ бл 3			80	80	80	80	80	80	90				570	28	
Бр.Павлова															
8 южн.конв.штр.бл.2									1 сев						
1 сев лава бл 10						20	30	40	45	45	45	45	270	29	
Монт ход 1 сев лавы бл 10	30	70	70	70									240	30	
Флангов. ход. сев. крыла бл.10	50				16								50	31	
Вент штр бл 5-7					70	70	70	70	70	70	30		450	32	
Вент ход бл 7										17	50	70	120	33	
Бригада Медведева															
1 южн.конв.штр.бл.10 (пор.часть)	40	40	40										120	34	
Бункер 1 южн лавы бл 10				18	10								10	35	
Обходной кв-г СВС - 2					40	40	40						120	36	
Наклон конв кв- г						19	10						10	37	
Вент сбойка на СВС 2							20	35	35				70	38	
2 сев конв штр бл 10(пор часть)										21	40	40	120	39	
УПР-3															
Бр. Шепитько															
Вент штр 5 южн лавы бл 4						5 юж									
5 юж лава бл 4				25	35	40	40	30					170	40	
5 юж.конв.штр.бл.4	200	250											450	41	
Вент штр 5 южн лавы бл 10		22	100	150	150	150	150	150	150	150	150	150	1450	42	
УПР-4															
Бр.Гембора															
Конв штр центр пан бл 8			24	100	100								200	43	
Конв.ход.ц.п.бл.8					25	150	125						275	44	
5 сев.конв.штр.ц.п.бл.8	140	100											240	45	
6 сев.конв.штр.ц.п.бл.8							26	180	180	180	180	180	900	46	
Фланг ход сев крыла ц п бл 8		23	40										40	47	
Бригада Корнейчука															
							29							48	
7 сев.конв.штр.ц.п.бл.8			27	180	180			180	180	180	180	180	1260	49	
Конв.ход.ц.п.бл.8					28	150	125						275	50	
Фланг ход сев крыла бл 8(монт ход)	80	80	40										200	51	

Продолжение табл. 3.

ГКР-1													
Бр.Бойко													
5 юж.конв.штр.бл.10	250		300	300	110	32	400	400	200	34	400	400	2760
		30											52
													53
													54
													55
Сбойка №1 5 южн лавы бл 10					31	190				33			190
Сбойка №2 5 южн лавы бл 10									50	270			320
Монт.ход.5 южн.лавы бл.10													
Бр.Абросимова													
1 сев.конв.штр.бл.10	180	180	180	180									720
Заезд на 2 сев.конв.штр.бл.10			35	30	70						38		100
2 сев.конв.штр.бл.10					36	150	200	200	200	200		100	1050
													61
Вент.об 2 сев лавы бл 10										37	150	100	250
Бр.Иваничко													
Монт.ход.3 южн.лавы бл.10						40	70	70	70	70	50		330
Фланг ход.ход.2 южн.лавы бл.10	50	50	50	50	50	50	30						330
Сб.2 южн.лавы бл.10	90	90	90	30									300
Сб.1 южн.лавы бл.10				39	90	90	90						270
1 сев. конв. штр. бл.10 (пор. часть)	30	30	30	30	30								150
Монт ход 4 сев лавы ц п бл 8	90	90	90										270
ГКР-2													
Бр.Шведова													
Сев. фланг. ход. бл.10	40				41	150	100						290
Монт ход 1 сев лавы бл 10													70
1 сев конв штр бл 10	20	130	130	130									410
2 сев конв штр бл 10						42	150	160	160	150	150	150	920
Бр.Винокурова													
4 сев конв. штр. бл 4	150	100											250
3 южн "бис" конв штр бл 10		43	100	150	150	150	150	150	150	150	150	150	1450
ГКР-4													
Бригада Гусака													
1 южн.конв.штр.бл.10	230	230	230	230	230	230	170	220	80				1850
Монт ход 1 южн лавы бл 10							44	50					50
Монт ход 2 южн лавы бл 10									45	160	160		320
Вент.штр.1 южн.лавы бл.10										46	200		200
										488	25	45	50
1 юж бл 10													
Бр.Гордеева													
2 южн.конв.бл.10													
Вент.штр.1 южн.лавы бл.10	220	220	220	220	220	200							1300
Монт ход 1 южн лавы бл 10					47	20	200						220
5 конв штр ю п бл.8							48	200	200	200			600
Монт ход 5 лавы южн пан бл 8										49	150	150	300
	2 900	2 720	2 680	2 695	2 440	2 730	2 870	2 895	2 735	2 850	2 845	3 015	33375
Вспом.укл.бл.10													
Заезд №2 на 1 сев конв штр бл 10	25	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50		575
Вент.уклон бл.10	150	30			52	150	150	150	150	70	54	150	1150
			51										87
													88
Сбойка №1 бл.10					70								70
Сбойка №2 бл 10	50	70	80					53	30	100			150
Сбойка №3 бл 10													130
ПОДРЯДНЫЕ БРИГАДЫ													
	200.0	150.0	130.0	120.0	200.0	200.0	200.0	200.0	150.0	150.0	200.0	200.0	2100
ВСЕГО ПО ШАХТЕ													
	3 100	2 870	2 810	2 815	2 640	2 930	3 070	3 095	2 885	3 000	3 045	3 215	35475

Ниже приведены результаты стохастического моделирования при исходных условиях и ограничениях, которые обсуждались выше.

Анализ результатов стохастического моделирования

В результате стохастического моделирования было выделено 20 возможных сценариев, при реализации которых критический путь проекта (программы развития

горных работ на 2010 год) пролегает через последовательности узлов графа, приведенные в табл. 4.

В конце каждой строки указана вероятность реализации данного сценария. Практический интерес представляют те сценарии, вероятность которых значительна. В данном анализе целесообразно проанализировать сценарии, вероятность которых превышает 10%.

Наиболее вероятные сценарии реализации критического пути связаны с подготовкой 1-й южной лавы блока 10, которую будут выполнять бригады обеспечивающие проходку 1-го и 2-го южных конвейерных штреков. С этими подготовительными работами связаны сценарии 1, 2, 8, 9, 15, 16 и 20. Суммарная вероятность указанных сценариев составляет 55%.

Таблица 4.

Список сценариев критического пути

№ сценария	Критический путь	Вероятность реализации
1	-1-44-44-45-45-46-46-55	29.0%
2	-1-44-44-48-48-49-49-55	17.0%
3	-1-55	13.0%
4	-1-35-35-36-36-37-37-55	8.0%
5	-1-22-22-55	5.0%
6	-1-27-27-28-28-29-29-55	4.0%
7	-1-23-23-24-24-25-25-26-26-55	3.0%
8	-1-44-44-45-44-48-45-46-46-55-48-49-49-55	3.0%
9	-1-44-44-45-44-48-45-46-46-55-48-55	1.0%
10	-1-16-16-55	1.0%
11	-1-5-5-55	2.0%
12	-1-23-1-44-23-24-24-25-25-26-26-55-44-45-45-46-46-55	2.0%
13	-1-2-1-27-2-3-3-4-4-55-27-28-28-29-29-55	1.0%
14	-1-14-14-55	2.0%
15	-1-44-44-48-48-55	2.0%
16	-1-44-44-48-48-55-48-49-49-55	2.0%
17	-1-16-1-22-16-17-17-55-22-55	1.0%
18	-1-50-50-51-51-52-52-53-53-54-54-55	2.0%
19	-1-43-43-55	1.0%
20	-1-55-1-44-44-45-45-46-46-55	1.0%

Первый вектор (вектор №75 с узла 1 в узел 44) в указанных цепочках представляет собой проведение 1-го южного конвейерного штрека блока 10 до точки, с которой будет нарезаться монтажный ходок 1-й южной лавы. Средняя длительность этой работы составляет $45,6 \pm 13,4$ недели (рис. 2), хотя планируется ее выполнить за 6 месяцев или 24 недели. Минимальная длительность выполнения указанной подготовительной работы может составить 16 недель с вероятностью не более 2%, а максимальная 75 недель с той же вероятностью. Наиболее вероятно проведение указанного участка выработки в течение 35-60 недель, что видно на гистограмме сроков выполнения данной работы, приведенной на рис. 2. Проверка по критерию Колмогорова-Смирнова показала, что гистограмма согласуется с нормальным законом распределения.

Как следствие, высока вероятность невыполнения работ в срок по подготовке монтажного ходка 1-й южной лавы блока 10. Эта работа входит в критические пути по сценариям 2, 8, 9, 15, 16, суммарная вероятность которых составляет 28%. При этом критическим является процесс подготовки ходка со стороны вентиляционного штрека.

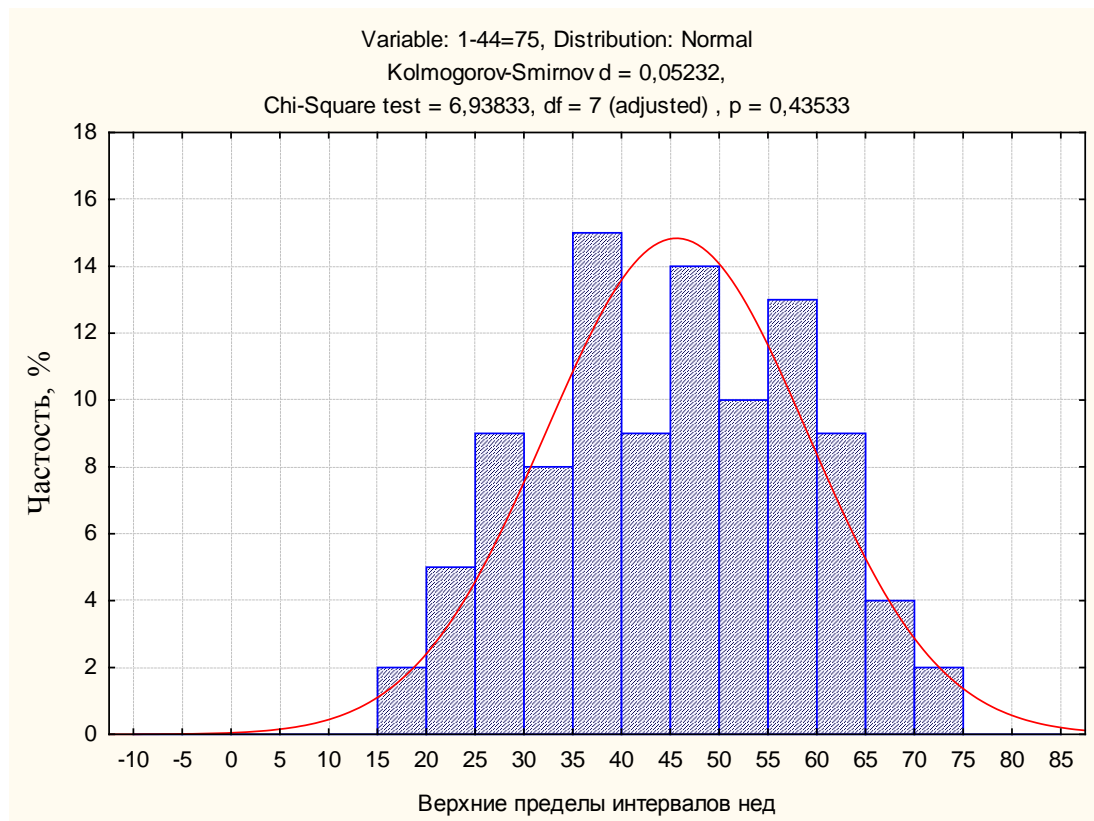


Рис. 2. Гистограмма сроков проведения 1-го южного конвейерного штрека блока 10

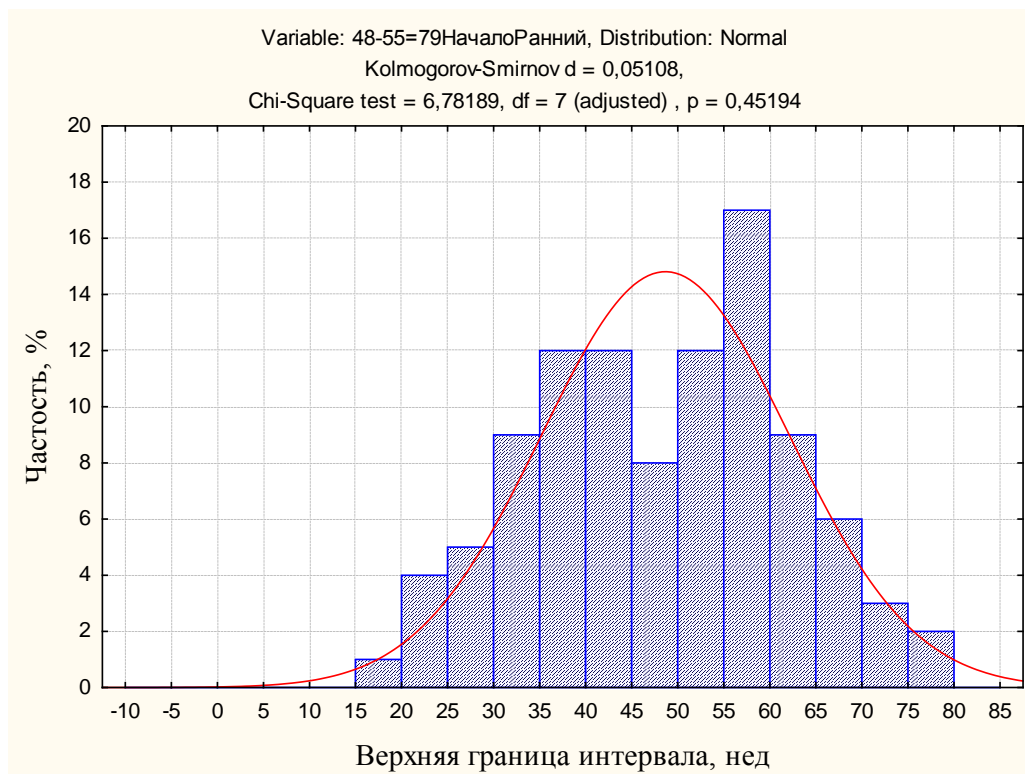


Рис. 3. Гистограмма самых ранних сроков ввода 1-й южной лавы блока 10 в работу

Указанная цепочка задержек скажется на сроке ввода в работу 1-й южной лавы блока 10. На рис. 3 показана гистограмма самых ранних (оптимистических) сроков ввода. Видно, что лава начнет работать где-то в конце года, тогда как по программе она планируется к вводу в сентябре 2010 года. На гистограмме рис. 4 видно, что в худшем случае (при неблагоприятном стечении обстоятельств) лава начнет работать через 60-70 недель, то есть примерно в мае 2011 года.

Определенный риск связан с отработкой 6-й южной лавы блока 8, 7-й южной лавы блока 6, 4-й южной лавы блока 10 и проходкой вспомогательного уклона блока 10 (сценарий 3, имеющий вероятность 13%). Есть также риск у бригады, которая может не уложиться в сроки при проведении 1-го и 2-го северных конвейерных штреков (сценарий 4).

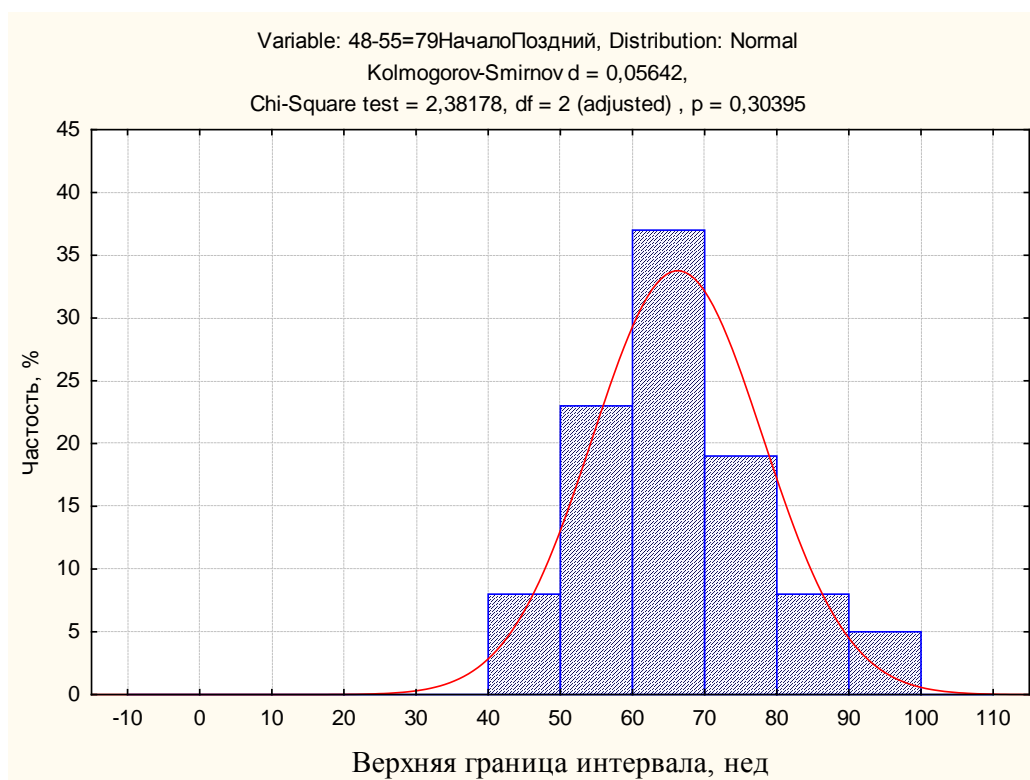


Рис. 4. Гистограмма самых поздних сроков ввода 1-й южной лавы блока 10 в работу

Полученные результаты отвечают умеренной вариации темпов проходки и добычи, когда исключены серьезные аварии или особые проблемы при переходе зон с тяжелыми горно-геологическим условиями. Вместе с тем ожидается существенное повышение газодинамической опасности проходческих работ на участке 1-го вентиляционного южного штрека блока 10, а также при переходе зон малоамплитудных нарушений 4-й южной лавой. При повышении уровня вариации темпов проходки и добычи прогноз может существенно ухудшиться, а уровень рисков возрастет.

Проведенный анализ результатов стохастического моделирования позволяет разработать мероприятия по снижению уровня рисков для выполнения программы развития горных работ. Так, в рассмотренном примере необходимо выполнить следующее:

1. Проанализировать плановые задания при подготовке 1-й южной лавы блока 10 с точки зрения реальности их выполнения. Рассмотреть возможность реального уве-

личения темпов проходки 1-го южного конвейерного штрека блока 10 прежде всего за счет повышения их среднего уровня в 1,3-1,4 раза.

2. Три лавы (6-я южная лава блока 8, 7-я южная лава блока 6 и 4-я южная лава блока 10) являются объектами повышенного риска, поскольку наиболее вероятные сроки их отработки в 1,4-1,5 раза больше планируемых. Кроме того, целесообразно рассмотреть возможность заблаговременной подготовки 4-й южной лавы блока 10 к переходу зон малоамплитудной нарушенности.

3. Наиболее вероятный срок проходки вспомогательного уклона блока 10 существенно превышает плановый. Это повышает риск невыполнения программ добычи в 2011 году и последующих периодах, поскольку задержка проходки уклона отодвигает сроки подготовки последующих лав блока 10.

Библиографический список

1. Clemen, Robert T. and Reilly, Terrence. Making Hard Decisions with Decisions Tools: Duxbury Thomson Learning, 2000.
2. Guide to Using @RISK. Risk Analysis and Simulation Add-In for Microsoft Excel. Version 5.5, May 2009.
3. Формирование хозяйственных решений / В.М. Хобта, О.А. Солодова, Г.И. Кравченко и др. – Донецк: Каштан, 2003. – 416с.

Надійшла до редколегії 12.10.2010

Н.Н. Грищенко, Л.Н.Захарова

Викладені результати аналізу ризиків невиконання річної програми гірничих робіт. На основі виділених критичних шляхів програми визначені сценарії можливих реалізацій програми та їх ймовірності, а також обґрунтовані заходи щодо мінімізації ризиків.

річна програма гірничих робіт, ризики, стохастичне моделювання

N. Grichenkov , L. Zaharova

Year schedule of mining development has been examined. Critical paths were selected and probability of possible scenario has been determined. Preventive measures have been chosen to minimize schedule risks.

year schedule of mining development, risks, stochastic simulation

© Грищенко Н.Н., Захарова Л.Н., 2010

УДК 622.235

А.М. САМЕДОВ (д-р техн. наук)

Национальный технический университет Украины

В.В. ВАПНИЧНАЯ (канд. техн. наук)

Киевский политехнический институт

КОРРОЗИЯ КАРБОНАТНЫХ ПОРОД ПОД АСФАЛЬТОБЕТОННЫМИ ДОРОГАМИ

Рассмотрены проблемы коррозии карбонатных пород в виде щебней под асфальтобетонными дорогами, которые в инженерной практике часто применяются как подготовка под асфальтобетон.

Проведены эксперименты с различными образцами, содержащими карбонатные породы с воздействием на них грунтовых и дистиллированных вод, а также растворов Na_2SO_4 и MgSO_4 . Установлены коэффициенты стойкости карбонатных пород с различными содержаниями песчаных и глинистых частиц.

коррозия, карбонатные породы, коэффициент стойкости, химические реагенты, асфальтобетон

Актуальность.

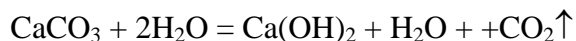
Актуальность проблемы заключается в том, что карбонатные породы наряду с выветриванием, разрушаются от коррозии при воздействии грунтовых вод с различными химическими реагентами. В работах [1-6] приведены данные о применении карбонатных пород в качестве подготовки под асфальтобетонные дороги и заполнителя асфальтового бетона.

Цель настоящей работы – выявить эти влияющие факторы на разрушение карбонатных пород.

Изложение материала и результаты.

Карбонатные породы являются не стойкими к воздействию проточной воды и агрессивных сред.

Проточная вода растворяет карбонатные породы и превращает их в гидроокись кальция:



Образцы карбонатных пород, содержащие 5 % глины (10 шт.), 5 % мелкозернистого песка (10 шт.) и 1,5 % мелкого песка (12 шт.) были испытаны при воздействии проточной и дистиллированной воды в течение 1 года. В основном коэффициенты стойкости образцов резко снижались в первые шесть месяцев, а затем оставались без изменений. Высокий коэффициент стойкости наблюдался у образцов, содержащих 5 % мелкозернистого песка, а низкий – у образцов с 5 % глины. Образцы, содержащие 1,5 % мелкого песка, занимали промежуточное положение: их коэффициент стойкости составлял примерно 0,8-0,75 %.

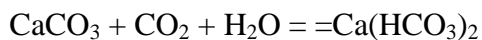
Аналогичные образцы подвергали воздействию грунтовых вод с большим показателем минерализации, которые содержат комплекс солей, а также 5 %-ный раствор Na_2SO_4 и 2,5 % раствор MgSO_4 . Каждый месяц определяли прочность и коэффициент стойкости образцов, находящихся в различных растворах. В растворе Na_2SO_4 прочность образцов снижалась в течение 6 месяцев, она стабилизировалась в конце 9-го месяца.

В отличие от этого, прочность образцов, находящихся в растворе MgSO_4 , снижалась все время, что привело к разрушению образца в течение 12 месяцев.

Коэффициенты стойкости образцов с содержанием 5 % мелкого песка в грунтовых водах и в растворе Na_2SO_4 через 6 месяцев достигли значения 0,9, тогда как образ-

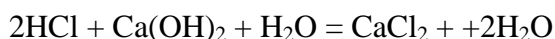
цы с содержанием 1,5 % мелкого песка достигли значений 0,8-0,75, а 5 % глины – 0,7-0,65.

При взаимодействии карбонатных пород с углекислым газом, образуется карбонизированный слой на поверхности щебней, то есть бикарбонат кальция, который лучше растворимый в воде:



Эта реакция проходит до тех пор, пока в растворе не установится равновесие между содержанием бикарбоната, карбоната и углекислоты. Реакция происходила в течение 6-ти месяцев.

Вредное влияние на карбонатные породы оказывает также соляная кислота, которая часто содержится в сточных водах промышленных предприятий и, просачиваясь в грунт, разрушает подготовительные слои из карбонатных щебней. Соляная кислота вступает в реакцию с карбонатными породами и образует легкорастворимый продукт в виде хлористого кальция:

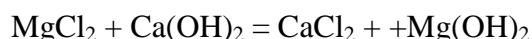


При воздействии на карбонатные породы 10 % раствора соляной кислоты они «вскипают» с бурным выделением $\text{CO}_2\uparrow$:



Содержание двуокиси углерода в воде резко повышает растворимость карбонатных пород, так как при этом образуется углекислый кальций (бикарбонат кальция) $\text{Ca}(\text{HCO}_3)_2$, растворимость которого примерно в 100 раз больше, чем у CaCO_3 ,

Соль магния MgCl_2 обычно содержится в грунтовых водах и, в значительных количествах, в морской воде. Взаимодействие между хлористым магнием MgCl_2 и гидроокисью кальция $\text{Ca}(\text{OH})_2$ протекает по химической реакции:



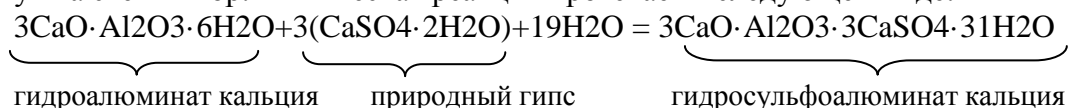
Образующийся хлористый кальций легко растворяется и уносится водой, а гидрат окиси магния $\text{Mg}(\text{OH})_2$ представляет собой несвязанный аморфный осадок, который также постепенно вымывается. В морской воде эта коррозия усиливается вследствие повышения растворимости, как гидрата окиси кальция, так и гидрата окиси магния.

Вредно действует на карбонатные породы раствор сахара, так как он образует при взаимодействии с гидроокисью кальция легкорастворимый сахарат кальция.

Коррозия у карбонатных пород происходит при взаимодействии с малорастворимыми продуктами, которые постепенно накапливаются в капиллярах, порах и других пустотах карбонатных пород. По мере увеличения объема этих отложений, карбонатная порода сначала уплотняется, а затем начинает разрушаться. Примером тому служит сульфатная коррозия карбонатных пород, разрушение которых протекает под влиянием растворов солей сульфатов.

Вследствие обменных реакций между сульфатами и карбонатными породами, в порах последних откладывается гипс $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. Он вступает в реакцию с гидроалюминатом кальция, содержащимся в составе карбонатных пород. В результате этого образуется труднорастворимый гидросульфалюминат кальция, который при кристалли-

заци увеличивается в объеме до 2,5 раз и разрушает карбонатные породы изнутри, действуя на стенки пор. Химическая реакция протекает в следующем виде:



Выводы.

На основе вышеприведенных материалов можно сделать следующие выводы:

1. Карбонатные породы являются не стойкими к воздействию проточной воды и агрессивных сред, что способствует возникновению и развитию карстовых провалов.

2. Карбонатные породы, содержащие в своем составе частицы мелкозернистых песков более стойкие к агрессивным химическим растворам, в отличие от пород с глинистыми частицами.

3. Наиболее опасным для карбонатных пород химическим реагентом является растворенная в грунтовой воде соляная кислота.

Результаты данной работы будут служить основой для наших дальнейших исследований.

Библиографический список

1. Воробьев В.А. Строительные материалы / В.А. Воробьев. – М.: Высшая школа, 1973. – 375 с.
2. Рыбьев И.А. Асфальтовые бетоны / И.А. Рыбьев. – М.: Высшая школа, 1969. – 350 с.
3. Зверев В.П. Роль подземных вод в миграции химических элементов / В.П. Зверев. – М.: Недра, 1982. – 180 с.
4. Инженерно-геологические особенности элювия карбонатных пород / Л.А. Амосова, Р.С. Зиангиров, Н.А. Платов, Т.И. Робустова. – М.: Наука, 1986. – 120 с.
5. Толмачев В.В. Инженерное картоведение / Толмачев В.В., Ройтер Ф. – М.: Недра, 1990. – 152 с.
6. Самедов А.М. Усиление конструкции подземных сооружений на участках с ожидаемыми карстовыми провалами / А.М. Самедов, Ю.П. Шелиховская, Т. Исмаилов // Вісник НТУУ «КПІ»: серія «Гірництво». – Вип. 17. – 2008. – С. 74 – 81.

Надійшла до редколегії 08.04.2010

А.М. Самедов, В.В. Вапничная

Коррозія карбонатних порід під асфальтобетонними дорогами. Розглянуто проблеми корозії карбонатних порід у вигляді щебеню під асфальтобетонними дорогами, які в інженерній практиці часто застосовують як підготовку під асфальтобетон. Проведені експерименти з різними зразками, що містять карбонатні породи, при впливі на них ґрунтових і дистильованих вод, а також розчинів Na_2SO_4 і MgSO_4 . Встановлені коефіцієнти стійкості карбонатних порід з різним вмістом піщаних і глинистих частинок.

коррозія, карбонатні породи, коефіцієнт стійкості, хімічні реагенти, асфальтобетон

A.M. Samedov, V.V. Vapnichnaya

Corrosion of Carbonate Rocks under Asphalt Roads. The problems of corrosion of carbonate rocks under asphaltic concrete roads are studied. We have conducted experiments with various samples containing carbonate rocks under the influence of ground and distilled waters, and solutions of Na_2SO_4 and MgSO_4 . The coefficients of carbonate rocks firmness are defined for different contents of sand and clay inclusions.

corrosion, carbonate rocks, coefficient of firmness, chemical reagents, asphalt concrete

© Самедов А.М., Вапничная В.В., 2010

УДК 622.831

Н.Н. КАСЬЯН (д-р техн. наук)

И.Г. САХНО (канд. техн. наук)

Я.О. ШУЛЯК (магистрант)

Донецкий национальный технический университет

ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ СКОРОСТЬЮ РОСТА РАСПОРНО-КОМПРЕССИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК НЕВЗРЫВЧАТЫХ РАЗРУШАЮЩИХ ВЕЩЕСТВ

Представлены результаты лабораторных исследований работы невзрывчатых разрушающих веществ в различных температурных режимах, выявлены факторы, влияющие на скорость роста давления саморасширения и объема материала, намечены методы управления этими факторами.

невзрывчатые разрушающие вещества, саморасширение, гидратация, кристаллизация, объемная деформация, компонентный состав

Тридцатилетний опыт применения невзрывчатых разрушающих веществ (НРВ) сформировал основные направления использования последних, но при этом определенным образом способствовал некоторой зауженности круга задач, решаемых при помощи НРВ. Традиционно НРВ применяют взамен взрывчатых веществ (ВВ) и связывают с разрушением строительных конструкций и фундаментов, дроблением негабаритных блоков пород. Попытки применения материала в условиях требующих точного соблюдения размеров и форм, получаемых при помощи НРВ блоков, например, для добычи поделочного и самоцветного камня, не имеют широкого применения. Это объясняется тем, что использование НРВ сдерживается высокой чувствительностью материала к температурному режиму, строгостью соблюдения соотношения входящих компонентов, произвольным выбрасыванием состава из шпуров и нерешенностью ряда практических задач связанных с формированием шпурового заряда. Также одним из немаловажных факторов, сдерживающих применение НРВ, является достаточно длительное по сравнению с взрывным способом время разрушения объектов.

В последние годы в ДонНТУ ведется работа, направленная на расширение области применения НРВ, в частности использование в шахтных условиях. Разработан ряд способов повышения несущей способности породного массива при помощи НРВ [1, 2], проведены их промышленные испытания. Разрабатывается концепция управления напряженно деформированным состоянием породного массива, основанная на применении саморасширяющихся составов.

Для корректного обоснования параметров разрабатываемых технологий разрушения и упрочнения массивов, основанных на использовании НРВ, и для более широкого внедрения существующих необходимо использовать закономерности изменения распорно-компрессионных характеристик НРВ в различных рабочих режимах. С целью получения таких закономерностей авторами проводятся комплексные исследования свойств саморасширяющихся материалов, с позиций их применения в шпуровых и скважинных зарядах.

В данной статье приведены результаты исследований работы НРВ в различных температурных режимах, а также определены направления повышения и снижения скорости кристаллизации и гидратации материала. Испытания проводились на материале НРВ-80, выпускаемом в настоящее время промышленностью Украины [3].

Сам факт влияния температуры окружающей среды на скорость разрушения объектов известен [4, 5, 6, 7], кроме того, известна закономерность снижения давления саморасширения НРВ при понижении температуры [5], однако в настоящее время не раскрыты причины этого явления, что не позволяет научно обосновать способы управ-

ления скоростью роста давления саморасширения. Зависимость давления, развиваемого при увеличении объема НРВ-80, от температуры окружающей среды, построенная на основе данных [5], приведена на рисунке 1.

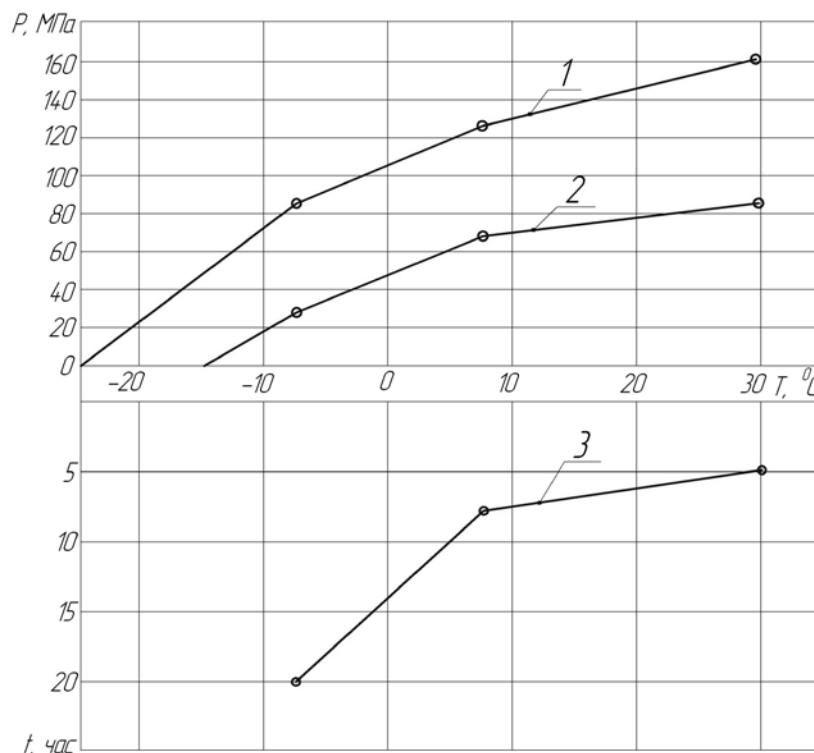


Рис. 1. Зависимость давления (P) развиваемого при увеличении объема НРВ-80 в возрасте 8 часов (1) и 24 часа (2), и времени (t) разрушения горной породы (3) от температуры (T) окружающей среды при мас. содержании CaO 93%

Из рисунка видно, что понижение температуры от 30 до 10 градусов приводит к снижению давления на 25-30%, при этом время разрушения объекта, для приведенных в [5] испытаний сокращается от 5 до 8 часов, то есть на 60%. При этом следует учитывать тот факт, что указанные давления от саморасширения НРВ-80 получены в идеально жестких условиях, то есть при недопущении объемных изменений последнего, при помещении состава в металлические трубы диаметром 40-50мм с жесткой пробкой [5]. Создание таких условий при формировании шпуровых и скважинных зарядов на практике практически невозможно, поэтому реальные давления саморасширения будут меньше заявленных, что приведет к увеличению времени разрушения объектов. Кроме того, уменьшение диаметра шпурового заряда меньше приведенного в работе [5] также приведет к снижению развиваемого материалом давления.

Эффективное применение невзрывчатых разрушающих материалов во многом зависит от времени затрачиваемого на один цикл операций по разрушению объекта, сокращение этого времени повлечет за собой повышение эффективности невзрывного разрушения.

Для изучения особенностей работы НРВ в различных температурных полях были проведены лабораторные исследования. Известно, что увеличение объема саморасширяющихся составов на основе оксида кальция связано с протеканием реакции гидратации, сопровождающейся выделением значительного количества тепла. На первом этапе исследований изучалось изменение температуры и объемов образца НРВ во времени.

Для этого в тонкостенную резиновую оболочку помещали приготовленный раствор НРВ-80 объемом 3 см³. Внутри оболочки устанавливали электронный лабораторный термометр с точностью 0,10С. После этого при помощи видеосъемки фиксировали изменение объема материала и его температуры во времени. Общий вид эксперимента приведен на рисунке 2. Таким образом, после обработки результатов эксперимента получили искомые закономерности для образца НРВ в свободном состоянии, приведенные на рисунке 3.



Рис. 2. Общий вид эксперимента 1 этапа исследований

Из графиков видно, что период интенсивного роста объема материала совпадает с ростом его температуры. Падение температуры сопровождается весьма незначительными объемными изменениями. При этом рост объема НРВ происходит несколько позже повышения температуры, что позволило предположить, что он является следствием повышения температуры. Для подтверждения этого предположения описанный опыт был повторен при помещении оболочки с раствором НРВ в 5 л емкость с водой с температурой 250С. При этом температура образца на протяжении 12 часов не превысила 37 0С, а его объем практически не изменился. В возрасте 24 часа образец НРВ представлял собой материал с твердостью мела, при этом изменений формы и объема образца не произошло. Это позволяет сделать вывод, что рост объема материала напрямую зависит от его температуры. При отводе тепла, развиваемого в процессе гидратации раствором, скорость реакции снижается, что приводит к замедлению, а при интенсивном охлаждении материала - прекращению его объемных изменений, а, следовательно, и давления саморасширения. Таким образом, можно сделать вывод, что не снижение температуры окружающей среды влияет на уменьшение величины развиваемого давления, а интенсивность отвода тепла выделяемого в процессе гидратации материалом. Объяснить это можно следующим образом, увеличение объема материала происходит за счет роста кристаллов гидроокиси кальция в процессе гидратации оксида кальция, при этом одновременно протекают несколько процессов, в частности изменение кристаллической решетки материала за счет непосредственно роста размеров и количества кристаллов, переплетение и взаимное внедрение кристаллов, и твердение материала. Снижение температуры материала в процессе гидратации приводит к замедлению скорости роста кристаллов гидроокиси кальция, скорость застывания материала при этом не меняется, что приводит к твердению раствора раньше, чем происходят его объемные изменения. Это является причиной снижения давления саморасширения при понижении температуры окружающей среды.

Для подтверждения выдвинутой гипотезы описанный выше опыт был повторен при помещении оболочки с раствором НРВ в 0,25 л емкость с водой с температурой 250С. Температурная характеристика работы материала представлена кривой 2 на рисунке 4.

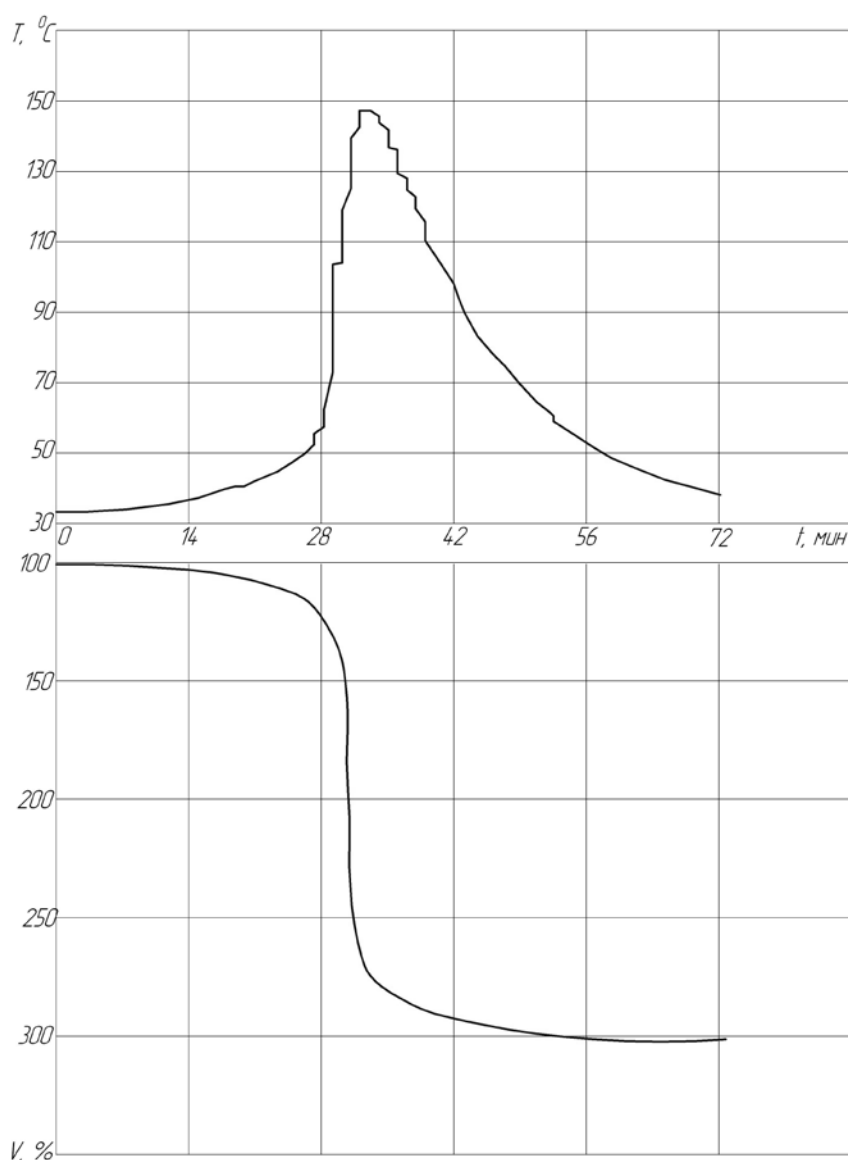


Рис. 3. Графики изменения объема (V) невзрывчатого разрушающего материала и его температуры (T) во времени (t)

Проведенный эксперимент доказал правильность сделанных предположений. Из рисунка 4 видно, что охлаждение материала приводит к замедлению процесса гидратации и снижению максимальной температуры материала, а, следовательно, приведет к снижению скорости роста и максимальной величины давления саморасширения.

Анализ полученных графиков показывает, что можно выделить четыре характерные стадии работы исследуемого материала. Первая стадия характерна пастообразным состоянием НРВ, при этом вода находится в растворе в адсорбированном состоянии, гидратация оксида кальция не происходит, а температура материала стремится к температуре окружающей среды.

Вторая стадия характеризуется переходом материала из пастообразного состояния в твердое, начинается переход воды из адсорбированного состояния в химически связанное, на этой стадии рост температуры во времени происходит плавно с постоянно повышающейся скоростью, что может быть объяснено началом протекания гидратации оксида кальция.

Третья стадия характеризуется резким скачкообразным ростом температуры во времени, что является следствием протекания активного периода гидратации материала.

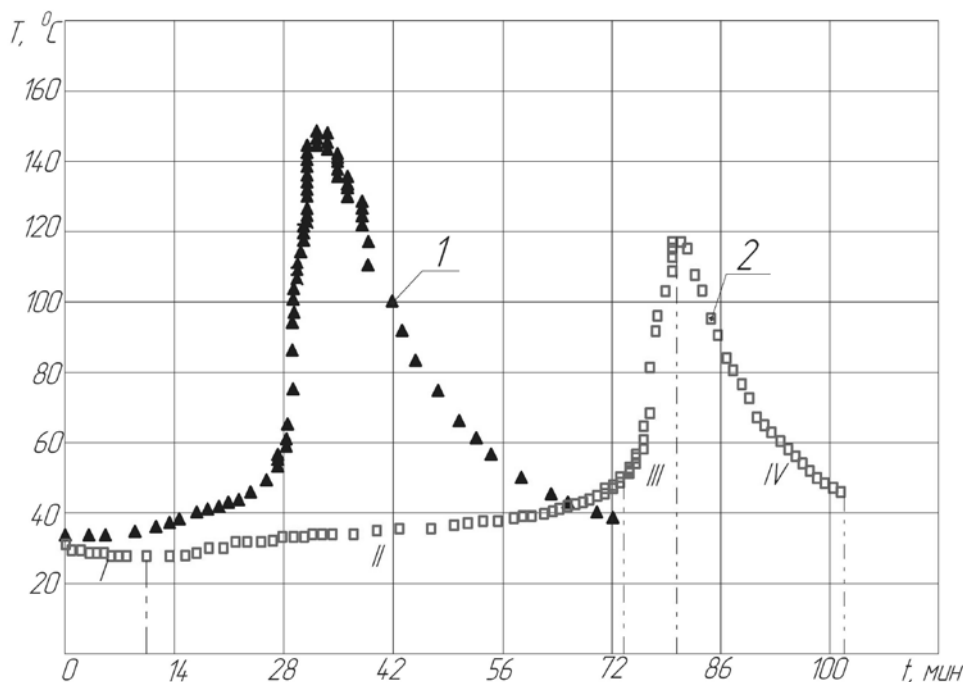


Рис. 4. Графики изменения температуры (Т) невязрывчатого разрушающего материала во времени (t) и характерные стадии (I, II, III, IV) работы НРВ

- 1 - при расположении оболочки с раствором НРВ на воздухе с температурой 250С,
2 - при помещении оболочки с раствором НРВ в 0,25 л емкость с водой с температурой 250С

Вода при этом находится в химически связанном состоянии, а материал представляет собой твердое тело. Фазовое состояние раствора на описанных стадиях работы НРВ, согласуется с исследованиями методом ядерно-магнитного резонанса [7].

С момента перехода материала из пластифицированного состояния в твердое (вторая и третья стадии работы НРВ), рост температуры (Т), а соответственно и давления саморасширения (Р) во времени (t), может быть описан экспоненциальной зависимостью вида $T = P = ae^{bt}$.

На четвертой стадии большая часть состава уже прореагировала и происходит снижение температуры материала сопровождающееся незначительным ростом объема имеющим затухающий характер.

С позиций проведенных исследований становится очевидно, что для повышения скорости роста давления саморасширения, и соответственно сокращения времени разрушения объектов необходимо повышать температуру НРВ. Наиболее простым способом является затворение раствора водой повышенной, относительно окружающей среды, температуры, поскольку равномерное нагревание порошка технологически более сложно. В промышленном использовании это может быть достигнуто путем нагревания воды перед затворением порошка, или при невозможности нагревания – доставкой воды к разрушаемому объекту в термосах.

Для изучения влияния начальной температуры приготавливаемого раствора на протекание реакции гидратации был проведен второй этап лабораторного моделирования. На первом этапе моделирования было доказано, что скорость изменения темпера-

туры материала в процессе его гидратации характеризует рост саморасширения, а соответственно и давления развиваемого им, во времени. Поэтому на втором этапе исследований производили фиксацию только температурных изменений материала. Схема эксперимента была изменена следующим образом. Приготовленный раствор НРВ-80, объемом 3 см³ помещали в пластиковую трубу, диаметром 2,5 см и длиной 8 см с одним запаянным концом, которая имитировала шпур. В стенке трубы было выполнено отверстие диаметром 3,5 мм, в которое устанавливали стержень электронного термометра. Общий вид эксперимента приведен на рисунке 5. Раствор НРВ приготавливали при изменении температуры воды в диапазоне от +2 до 950С. Начало фиксации температуры раствора производилось через 3-5 минут после затворения, что связано с технической стороной проведения эксперимента. Результаты исследований приведены на рисунке 6.

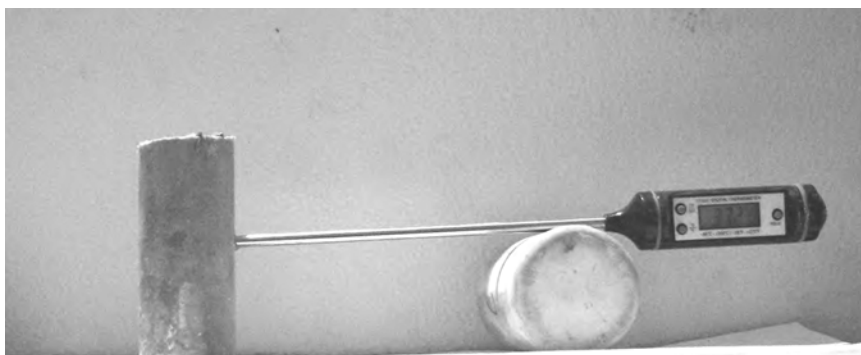


Рис. 5. Общий вид эксперимента 2 этапа исследований

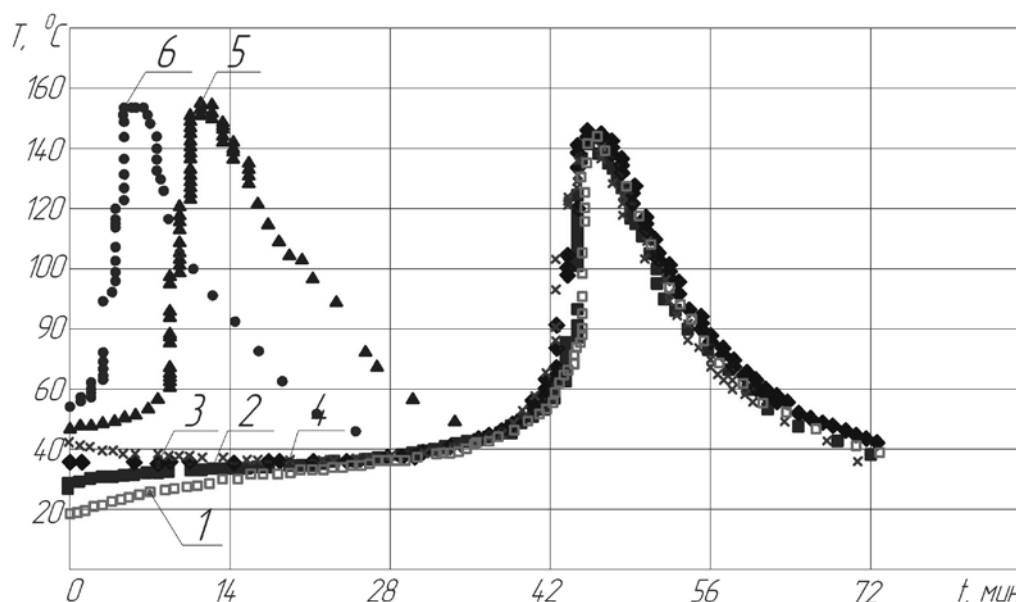


Рис. 6. Графики изменения температуры (Т) невзрывчатого разрушающего материала во времени (t) при начальной температуре воды при затворении порошка
1 - 20С, 2 - 80С, 3 – 30 0С, 4 – 500С, 5 - 700С, 6 - 950С

Анализ полученных графиков показывает, что повышение температуры раствора НРВ на первой стадии от 19 до 42,5 0С (температура воды при затворении 2-500С), практически не влияет на протекание процесса гидратации, что характеризуется наложением графиков на второй и третьей стадиях работы НРВ. Начальная температура либо повышается, либо снижается до отметки 35-370С, после чего материал работает одинаково. Повышение начальной температуры раствора до отметки 47,6 0С и выше приводит к протеканию сразу третьей стадии работы материала, начинается активная фаза реакции гидратации с одновременным переходом воды в химически связанное состояние, сопровождающееся резким ростом температуры. При этом наблюдается мгновенный выброс значительной части материала из шпура. Анализ графиков рис. 4, 6 позволяет сказать, что характерной точкой изменения режима работы НРВ является отметка в диапазоне 43-460С.

При достижении этой температуры наступает третья стадия работы материала, скорость протекания реакции во всех случаях одинаковая, кривые роста температуры после отметки 43-46 0С совпадают.

Таким образом, проведенные лабораторные исследования показывают несостоятельность сделанного предположения о возможности управления скоростью роста давления саморасширения путем затворения раствора подогретой водой. Так, повышение начальной температуры воды до от 2 до 50 0С практически не влияет на скорость реакции гидратации, материал выделяет тепло в одном режиме, а при повышении температуры воды выше 70 градусов приводит к настолько резкому росту скорости гидратации, что установить приготовленный раствор в шпур и сформировать заряд становится технологически невозможно.

Для изучения влияния температуры окружающей среды на протекание реакции гидратации был проведен третий этап лабораторного моделирования. Общая постановка эксперимента совпадала с предыдущим этапом исследований. Отличие заключалось в том, что через определенное время (8 мин) после приготовления раствора и помещения его в пластиковую трубку, трубка опускалась в емкость с водой подогретой до температуры 50, 70 и 90 0С. Температурная характеристика НРВ при описанном эксперименте представлена на рисунке 7.

Полученные зависимости позволяют сделать вывод, что температура окружающей среды оказывает существенное влияние на скорость перехода материала на вторую стадию работы и скорость протекания реакции гидратации на этой стадии. Так для проведенного опыта при температуре окружающей среды 900С в материал в течение минуты переходит к третьей стадии работы, а при температуре 500С в течение 17 минут, при этом начало протекания реакции гидратации совпадает со временем изменения температурного поля, то есть совпадает с отметкой 8 минут. В то время как при нахождении образца в исходном температурном поле (300С) вторая стадия начинается естественным образом лишь через 18 минут после затворения, а третья через 38 минут. При этом скорость протекания третьей и четвертой стадий работы материала совпадают для всех исследуемых случаев. Таким образом, очевидным становится тот факт, что изменением температуры окружающей среды можно повлиять на температуру материала, что позволяет изменить скорость наступления и протекания второй стадии работы НРВ.

Проведенные исследования показывают, что управлять процессом роста распорно-компрессионных характеристик невзрывчатых разрушающих материалов на основе оксида кальция можно путем изменения температурного режима материала на второй стадии его работы. Для предотвращения негативного эффекта снижения скорости роста и величины давления саморасширения исследуемых материалов следует исключить теплообменные процессы между стенками шпура и зарядом НРВ, что может быть достигнуто путем создания теплоизолирующей оболочки.

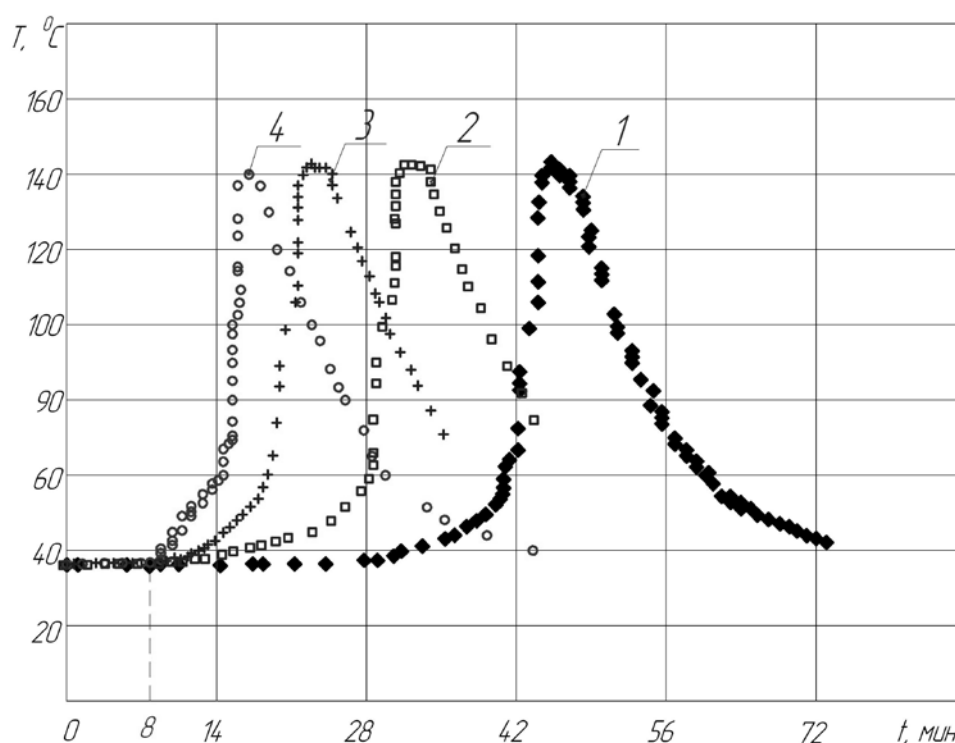


Рис. 7. Графики изменения температуры (T) невзрывчатого разрушающего материала во времени (t) при температуре окружающей среды
1 - 300С, 2 - 500С, 3 – 700С, 4 – 900С

Управление скоростью протекания реакции гидратации изменением температурного поля является достаточно эффективным, но не всегда удобным способом. Более практичным и простым является химический способ. Известно, что замедление процесса гидратации может быть достигнуто увеличением процентного содержания воды в растворе НРВ, однако при этом давление саморасширения развиваемое составом резко падает. Согласно инструкции по приготовлению материала НРВ-80 процентное содержание воды в растворе не должно превышать 30-34%. При этом рекомендуемое инструкцией содержание воды составляет 24-26% от общей массы состава. Для изучения изменения температурного режима при повышенном содержании воды было проведено два эксперимента, в которых процентное содержание воды составило 31% и 43% от общей массы состава. Так при повышении процентного содержания воды до 31% скорость протекания первой и второй стадии работы материала не изменилась, а скорость протекания третьей стадии снизилась на 33% (рис. 8). При этом максимально развиваемая температура также снизилась на 30%. Так как температура является сигнализатором протекания реакции гидратации, можно сделать вывод о соответственном снижении максимального давления саморасширения на 30%. При процентном содержании воды 43% материал не перешел на третью стадию работы, при этом объем его практически не изменился. Таким образом, подтверждены известные свойства материала резко снижать давления при увеличении процентного содержания воды в растворе НРВ, и доказано, что причиной этого является замедления скорости протекания реакции гидратации.

Анализ химической реакции взаимодействия порошка НРВ с водой позволил предложить способы управления ее скоростью. Так для повышения скорости гидратации предлагается добавлять в порошок НРВ гидрокарбонат натрия. Так как натрий более активный элемент чем кальций, то при реакции с водой он образует гидроксид и

выделяет тепло, при этом гидрокарбонат разлагается при нагревании с образованием углекислого газа, воды и карбонатов, таким образом, повышение температуры состава резко повышается скорость протекания реакции гидратации оксида кальция. Доступность и невысокая стоимость этого химического соединения позволяет сделать вывод о возможности промышленного использования предлагаемого способа повышения скорости гидратации и сделать вывод о возможности промышленного использования описанного способа повышения скорости гидратации НРВ. Для подтверждения предложенных рекомендаций было проведено два эксперимента, в которых в состав НРВ добавляли 10% и 15% по массе гидрокарбоната натрия. График роста скорости реакции гидратации для случая 10% добавления NaHCO_3 приведен на рис. 8. При 15% содержании указанного вещества в составе НРВ скорость роста температуры замерить не удалось, так как в процессе затворения водой при перемешивании раствор нагрелся и увеличился в объеме. Таким образом, была подтверждена возможность повышения скорости гидратации материала путем добавления NaHCO_3 , этот способ можно рекомендовать при работе НРВ-80 в условиях низких температур и под водой, чтобы компенсировать потери тепла выделяемого в процессе гидратации CaO .

С целью снижения скорости протекания реакции предлагается добавлять в состав соли кислот, например хлорида натрия. Добавление в раствор 10% по массе хлорида натрия приводит к замедлению протекания третьей стадии работы материала, то есть влияет на период активной фазы гидратации. При этом максимальная температура состава снижается на 6-9%, а время протекания третьей стадии работы материала увеличилось на 30-35% (рис. 8).

Анализ результатов исследования приведенных на рисунке 8 позволяет сделать вывод о перспективности выбранного направления управления скоростью работы невзрывчатых разрушающих материалов на основе оксида кальция химическим способом.

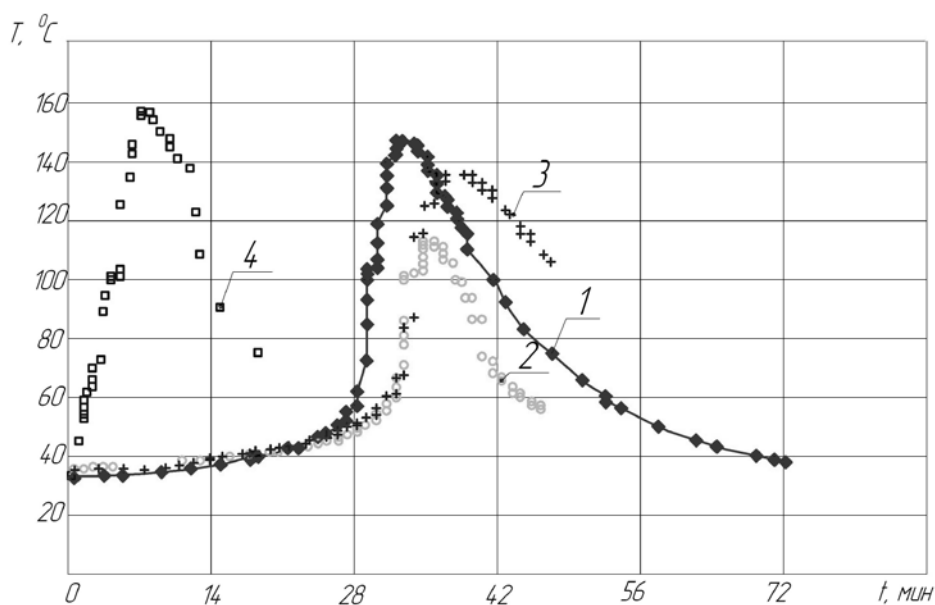


Рис. 8. Графики изменения температуры (T) невзрывчатого разрушающего материала во времени (t)

- 1 – при стандартном соотношении компонентов смеси,
- 2 – при увеличении содержания воды до 31%,
- 3 – при добавлении в состав 10% хлорида натрия ,
- 4 – при добавлении в состав 10% гидрокарбоната натрия

Таким образом, анализ проведенных исследований позволяет сделать следующие выводы.

Для повышения эффективности и обоснования возможности применения невзрывчатых разрушающих веществ, для решения различных задач необходимо использовать закономерности изменения распорно-компрессионных характеристик НРВ в различных температурных режимах, учитывая тот факт, что скорость роста давления саморасширения, и его абсолютная величина зависят от температуры материала.

В работе исследуемого материала можно выделить четыре характерные стадии. Первая стадия характерна пастообразным состоянием материала, при этом вода находится в растворе в адсорбированном состоянии и гидратация оксида кальция не происходит. Вторая стадия характеризуется переходом материала из пастообразного состояния в твердое, начинается переход воды из адсорбированного состояния в химически связанное, начало протекания гидратации оксида кальция. Третья стадия характеризуется резким скачкообразным ростом температуры во времени, что может быть объяснено протеканием активного периода гидратации материала. Вода при этом находится в химически связанном состоянии, а материал представляет собой твердое тело. На четвертой стадии большая часть состава уже прореагировала и происходит снижение температуры материала сопровождающееся незначительным ростом объема имеющем затухающий характер.

Управление скоростью роста давления саморасширения путем затворения раствора водой с температурой отличающейся от температуры окружающей среды не может принести существенного эффекта.

Управлять процессом роста распорно-компрессионных характеристик невзрывчатых разрушающих материалов на основе оксида кальция можно путем изменения температурного режима материала на второй стадии его работы. Для предотвращения негативного эффекта снижения скорости роста и величины давления саморасширения исследуемых материалов следует исключить теплообменные процессы между стенками шпура и зарядом НРВ, что может быть достигнуто путем создания теплоизолирующей оболочки.

Практичным и простым является химический способ управления скоростью протекания реакции гидратации. Так для снижения скорости протекания реакции предлагается добавлять в состав соли кислот, например хлорида натрия, а для повышения скорости гидратации - гидрокарбонат натрия.

Следует отметить, что полученные зависимости характеризуют качественную сторону процесса и строго соответствуют только принятой постановке задачи. Характер работы НРВ в условиях шпуровых зарядов зависит не только от температурного режима, но и от жесткости системы «породный массив-состав НРВ», диаметра шпура и соотношения геометрических размеров пластифицированной смеси.

Для получения более надежных количественных характеристик и зависимостей необходимо проведение дополнительных исследований с варьированием указанных условий в широком диапазоне, что и является предметом дальнейших исследований.

Бібліографічний список

1. Спосіб зміцнення гірських порід : пат. № 51574, МПК(2009) E21D 11/00 / М.М. Касьян, І.Г. Сахно, М.А. Овчаренко, О.А. Новіков, Ю.А. Петренко (Україна). – у 2010 00011; заявл.11.01.2010, опубл. 26.07.2010; Бюл. №14. – 5с.:ил.
2. Спосіб кріплення гірничих виробок : заявка на патент на винахід №а 2010 00705, / М.М. Касьян, І.Г. Сахно (Україна); заявл. 25.01.2010.
3. Невзбухова руйнуюча речовина. Технічні умови: ТУ У В.2.7-26.5-24478901-004:2007 – на заміну ТУ У БВ 2.7.00030937.089397. Без обмеження терміну дії. – Х.: Госстандарт. Харьковський центр стандартизації та аерології, 2007-14с.

4. Стан технології та обґрунтування умов руйнування суцільного середовища гірських порід і будівельних конструкцій / М.Р. Шевцов, С.О. Калякин, І.В. Купенко и др. // Проблеми гірського тиску. - Донецьк: ДонНТУ, 2009. - №17.- С. 226-249.

5. Декларацийний патент на винахід UA 59940 А; опубл. 15.09.2003., Бюл. №9. – 5с.

6. Авторское свидетельство СССР SU 1186595 А; опубл. 23.10.1985.

7. Фазовое состояние саморасширяющегося водного раствора и его разрушающее воздействие на шахтные образцы пород / В.И. Коровников, Г.П. Стариков, А.М. Морев и др. // Снижение травматизма при взрывных работах в угольных шахтах: сб. научн. тр. МакНИИ. - 1988. – С. 81-93.

Надійшла до редколегії 08.11.2010

М.М. Кас'ян, І.Г. Сахно, Я.О. Шуляк

Представлені результати лабораторних досліджень роботи невибухових руйнуючих речовин в різних температурних режимах, виявлені чинники, що впливають на швидкість росту тиску саморозширення і об'єму матеріала, намічені методи управління цими чинниками.

невибухові руйнівні речовини, саморозширення, гідратація, кристалізація, об'ємна деформація, компонентний склад

N. Kasyan, I. Sakhno, Y. Shulyak

The results of laboratory researches into inexplusive destroying substances at different temperature modes are presented, the factors influencing the growth rate of self-expansion pressure and material volume are described, and the methods of handling these factors are planned.

inexplusive destroying substances, self-expansion, hydratation, crystallization, volume deformation, component composition

© Касьян Н.Н., Сахно И.Г., Шуляк Я.О., 2010

УДК 614.8.086

В.В. КОЛЕСНИКОВА (аспирант)

Донецкий национальный технический университет

ОБ ИЗМЕНЕНИИ КОНСТРУКЦИИ ПРОТИВОТЕПЛООВОГО ЖИЛЕТА ГОРНОРАБОЧИХ И СПАСАТЕЛЕЙ

В статье описаны результаты эксперимента по исследованию теплоизоляционных свойств действующей конструкции противотеплового жилета методом тепловизионной диагностики. Предложена усовершенствованная конструкция противотепловой одежды горнорабочих и спасателей, позволяющая повысить ее охлаждающий ресурс.

средства индивидуальной противотепловой защиты, теплоизоляционные свойства, тепловизионная техника

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В настоящее время на 30 шахтах Донецкой и Луганской областей Украины ведется добыча угля на глубинах от 1000 до 1350 м. При значениях геотермического градиента 0,029-0,032°C/м, характерных для многих шахтных полей, температура горного массива на отрабатываемых глубоких горизонтах составляет 40-50 °C. Анализ практики горноспасательных работ в угольной промышленности Украины показывает, что более половины от их общего объема выполняется в экстремальных микроклиматических условиях, в зонах с повышенной температурой воздуха.

Пребывание горнорабочих и горноспасателей в течение рабочей смены в условиях нагревающего микроклимата может привести к перегреву организма и тепловым ударам. Это вызывает необходимость реализации эффективных мер борьбы с высокими температурами воздуха в выработках.

Анализ исследований и публикаций.

Основные способы и направления улучшения температурных условий в выработках выемочных участков на глубоких горизонтах действующих шахт, анализ которых приведен в работе [1], дают положительные результаты, однако на сегодняшний день важным и необходимым для дальнейшего развития является направление, связанное с выполнением комплекса исследований по разработке и внедрению индивидуальных средств противотепловой защиты для работающих в выработках с повышенной температурой рудничной атмосферы.

Данная статья написана на основе обобщения исследований, выполненных Донецким национальным техническим университетом, научно-исследовательским институтом горноспасательного дела и противопожарной защиты шахт НИИГД (Респиатор), институтом электрофизики и радиационных технологий НАН Украины (г.Харьков), научно-исследовательского института гигиены труда и профессиональных заболеваний (г.Харьков), а также Национальным университетом гражданской обороны Украины (г.Харьков).

Постановка задач исследований. Основная задача данной работы – исследование теплоизоляционных свойств действующей конструкции противотеплового жилета и разработка предложений по его усовершенствованию.

Изложение материалов и результаты. Жизнедеятельность человека сопровождается непрерывным выделением теплоты в окружающую среду. Ее количество зависит от степени физического напряжения в определенных климатических условиях.

С ростом температуры воздуха линейно увеличиваются частота пульса горнорабочих, расход энергии, коэффициент отдыха (время отдыха, выраженное в долях времени работы) и нелинейно быстро падает производительность труда (рис. 1).

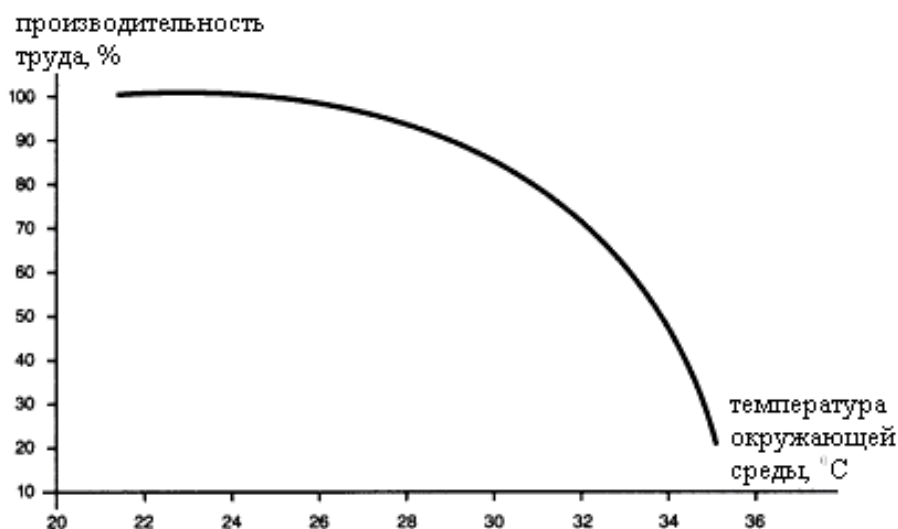


Рис.1. Диаграмма зависимости производительности труда от изменений температуры воздуха

При превышении максимально допустимых значений температуры воздуха в выработках [2] применяются специально разработанные мероприятия по ее снижению, а также профилактические меры для предупреждения тепловых поражений работающих в условиях нагревающего микроклимата.

Однако в некоторых горно-технических условиях возникают ситуации, когда снижение до нормы основных показателей микроклимата технически невозможно или экономически нецелесообразно. В таких случаях применяются противотепловые средства индивидуальной защиты (ПСИЗ).

Любая структурная схема ПСИЗ базируется на источниках энергии и холода, спецодежде и коммуникациях. Отвод тепла от тела человека осуществляется конвективным или кондуктивным способами. В первом случае тело под одеждой проветривается кондиционированным воздухом. Во втором – охлаждающие элементы противотепловой одежды соприкасаются с поверхностью тела человека. При этом имеет место и лучистый теплообмен. Нами рассматривался второй способ отвода тепла от тела человека.

За исходную модель ПСИЗ взят охлаждающий жилет горнорабочего (ОЖГ), разработанный НИИГД «Респиратор», который имеет цельную спинную часть и переднюю часть, состоящую из двух планок, которые соединяются между собой фиксаторами на липкой ленте (рис.2).

Исследование теплоизоляционных свойств противотеплового жилета проводилось методом тепловизионной диагностики с применением тепловизора, который имеет пространственное разрешение 1,3 мрад, температурную чувствительность 0.08°C ., диапазон длин волн 8.5–14 мкм, оснащен матрицей неохлаждаемых (320×240) FPA болометров на основе аморфного кремния. Интервал температур от -20°C до $+1500^{\circ}\text{C}$ разбит на пять поддиапазонов, что позволяет получать более точные результаты. Применение тепловизионной техники для диагностики и неразрушающего контроля промышленного оборудования и снаряжения получило широкое применение в мировой практике (3). Это связано с простотой применения тепловизоров, наглядностью полученных термограмм. Результаты можно оперативно обрабатывать и интерпретировать в реальных походных условиях.

В эксперименте оценивалась динамика изменения температуры на поверхности охлаждающего жилета. Эксперимент проводился при температуре окружающей среды + 450С.

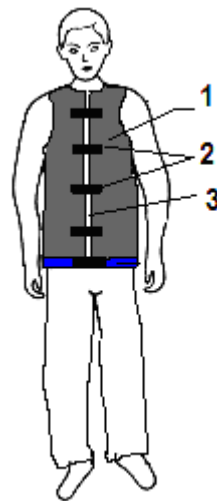


Рис. 2. Конструкция действующего противотеплового жилета

1 – передняя планка жилета, 2 – фиксирующие застёжки на липкой ленте, 3 – щель между передними планками

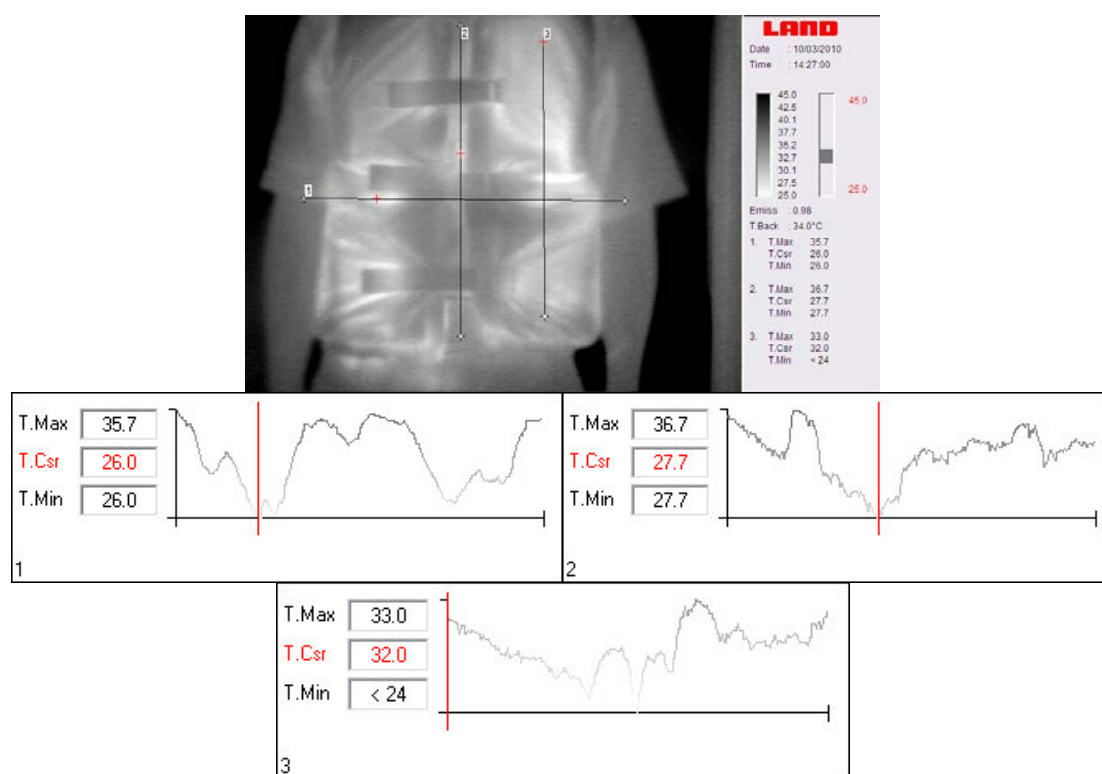
На рис. 3 показано распределение температур на поверхности противотеплового жилета со стороны груди (А) и спины (Б).

Из рис. 3А видно, что по оси 1 происходит резкое увеличение температуры в области передней планки жилета, что подтверждается и графиком изменения температуры по оси 2, чего не наблюдается на рис. 3Б (ось 1).

Результаты исследований показали, что средняя температура на поверхности лицевой части жилета оказалась на 2,1 0С выше, чем на спинной. Это дает основание задуматься над моделью жилета и изменить ее так, чтобы максимально увеличить область распространения пониженных температур в пододежном пространстве.

Конструкция, позволяющая добиться подобного эффекта, представлена на рис. 4. В ней фронтальная и спинальная части противотеплового жилета представляют собой цельные полотна, что позволяет избежать потери холода через щель, которая ранее образовывалась между планками передней части жилета. Задняя половина жилета имеет удлиненные боковые части, которые образуют захлест и предотвращают попадание тепла в пододежное пространство. Захлест фиксируется на передней планке жилета при помощи липучек, которые позволяют, во-первых, добиться плотного прилегания жилета к телу человека, а во-вторых, регулировать жилет по объему, делая более универсальным в применении. Кроме того, появляется возможность снабжения передней части жилета дополнительным рядом карманов для охлаждающих элементов в связи с увеличением площади передней планки, что также повысит охлаждающий ресурс данной конструкции.

А



Б

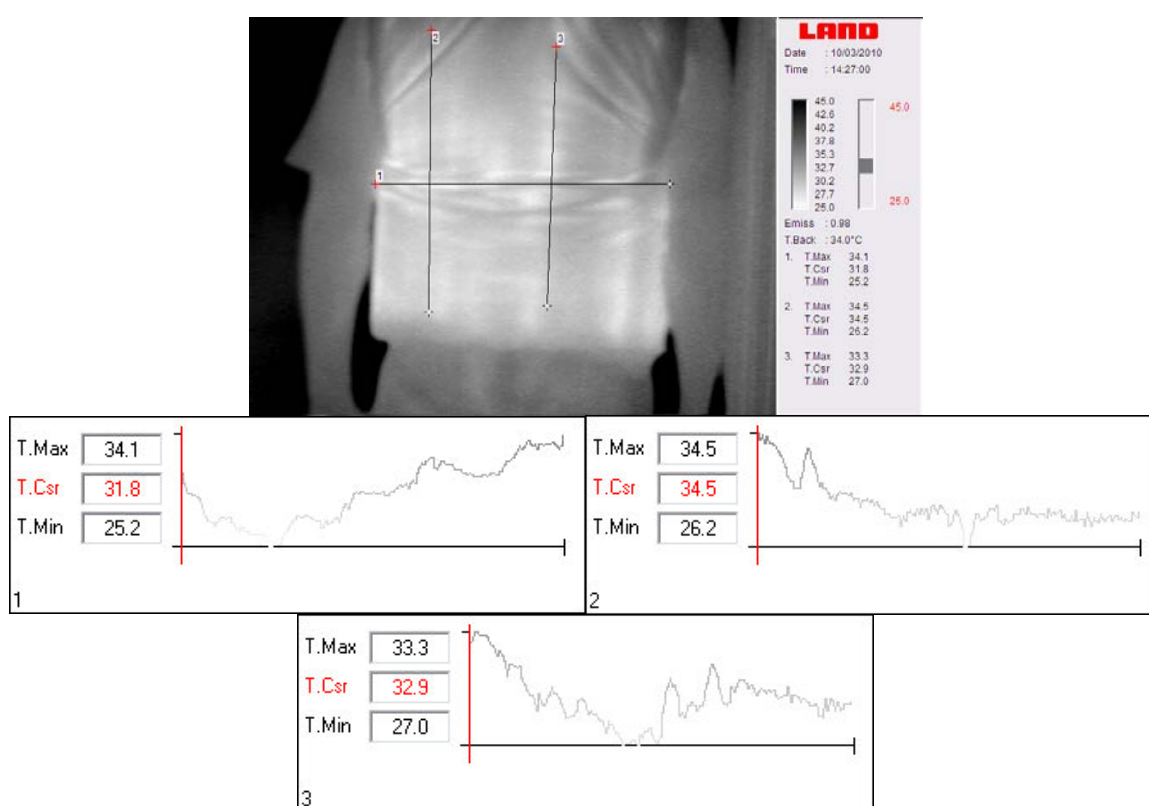


Рис. 3. Термограммы и распределение температур на поверхности противотеплового жилета с грудной (А) и спинной (Б) стороны

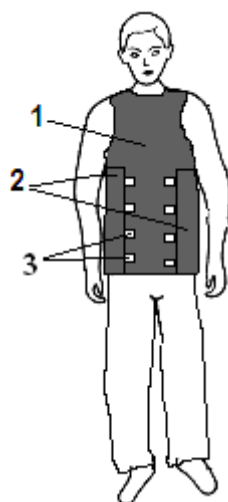


Рис. 4. Предлагаемая усовершенствованная конструкция противотеплового жилета
1 – цельная передняя часть жилета, 2 – удлиненные боковые части задней планки жилета, образующие захлест; 3 – фиксаторы-липучки

Выводы и направления дальнейших исследований. Изменение конструкции жилета вышеописанным образом позволит:

1) выровнять разницу средних температур фронтальной части жилета между зоной, которая закрыта полами жилета, и зоной между полами (зона застёжки), которая у действующей модели жилета составляет 10 % (в среднем 3 ... 3,50С).

2) снизить среднюю температуру фронтальной части жилета на 4 % (в среднем на 1,5...20С).

Библіографічний список

1. Способы и направления улучшения температурных условий в глубоких шахтах / Мартынов А.А., Малеев Н.В., Яковенко А.К. и др. // Уголь Украины. – 2010. - № 5.
2. Державні санітарні правила та норми. Підприємства вугільної промисловості: ДСП 3.3.1.095 – К., 2003.

Надійшла до редколегії 24.09.2010

В.В. Колеснікова

У статті описані результати експерименту з дослідження теплоізоляційних властивостей конструкції протитеплового жилету, що діє, методом тепловізійної діагностики. Запропонована вдосконалена конструкція протитеплового одягу гірників і рятувальників, що дозволяє підвищити її охолоджуючий ресурс.

засоби індивідуального протитеплового захисту, теплоізоляційні властивості, тепловізійна техніка

V.V. Kolesnikova

The paper provides experimental results of studying thermo-insulating properties of antithermal waist-coats by thermovision diagnostics method. An advanced design of antithermal clothes for miners and rescuers is offered.

means of individual antithermal protection, thermo-insulating properties, thermovision equipment

© Колесникова В.В., 2010

УДК 622.25

В.В. КОВАЛЕНКО (канд. техн. наук)

Национальный горный университет, г. Днепропетровск

КОМПЛЕКСНЫЙ ЭФФЕКТ УВЕЛИЧЕНИЯ ПРОЧНОСТИ БЕТОННОЙ СМЕСИ ПРИ МЕХАНОАКТИВАЦИИ ЦЕМЕНТА И ЗАПОЛНИТЕЛЯ

В статье рассмотрены вопросы по активации вяжущих веществ и заполнителя бетонной смеси механическим способом. Представлены результаты исследования по определению влияния степени диспергирования вяжущего и заполнителя на прочностные параметры бетонной смеси.

бетонная смесь, механоактивация, гидратация цемента

Активное использование передовых технологий в области механоактивации и тонкого измельчения строительных материалов является предпосылкой для разработки строительных материалов с более высокими эксплуатационными характеристиками.

Следует отметить основные факторы положительного влияния тонкодисперсного строительного материала (цементного клинкера, песка) на структуру и физико-механические характеристики цементных композиций:

- снижение общей пористости цементного камня в бетоне при увеличении объемной концентрации и дисперсности наполнителя;
- связывание гидроксида кальция $\text{Ca}(\text{OH})_2$ кристаллогидратной связки аморфным кремнеземом SiO_2 пуццолановых наполнителей, повышение пуццоланической активности наполнителя при его тонком измельчении;
- ускорение начальной стадии химического твердения цементных систем с частицами наполнителя, служащими центрами кристаллизации;
- образование кластеров “вяжущее-наполнитель” за счет высокой поверхностной энергии частиц наполнителя;
- упрочнение контактной зоны между цементным камнем и заполнителями в бетонах;
- снижение водопотребности бетонных смесей рядом наполнителей разной минералогической природы и дисперсности;
- упрочнение бетонов путем снижения дифференциальной пустотности исходной водовяжущей пасты в сторону меньших по размеру пустот при размещении гранул наполнителя между частицами цемента, что обуславливает формирование цементного камня с меньшими размерами капиллярных пор.

Для проведения испытаний по определению прочности образцов на механоактивированном вяжущем и заполнителе проведены работы по измельчению исходных строительных материалов в струйной мельнице лабораторного комплекса кафедры обогащения полезных ископаемых Национального горного университета.

Исследования по определению влияния степени диспергирования вяжущего и заполнителя на прочностные параметры бетонной смеси проводились на кафедре строительства и геомеханики Национального горного университета. В ходе проведения лабораторных испытаний определялся предел прочности на одноосное сжатие готовых бетонных образцов на основе смесей с различной степенью дисперсности исходных компонентов. Подбор составов смесей осуществлялся на основании анализа проведенных предварительных испытаний.

Исходными компонентами являлись портландцемент М400, речной песок средней крупности и техническая вода. Все образцы изготавливались из цементно-песчаного раствора состава 1:3.

На первом этапе были проведены испытания образцов бетона, приготовленного на песке и цементе марки М400.

После измельчения мелкого заполнителя и вяжущего в струйной мельнице крупность песка, а также класс цемента варьировались в диапазоне 3 – 6 мкм.

Следующим этапом проведения исследований являлся подбор состава и проведение испытаний образцов на механоактивированных компонентах.

После выдержки образцов в течение 28 дней были проведены испытания на одноосное сжатие. На основании полученных результатов построены зависимости изменения прочностей от исходных компонентов. При проведении экспериментов отмечено, что с увеличением удельной поверхности песка в 2...3 раза водопотребность смеси увеличивалась в 1,2...1,5 раз. Наблюдается отчетливое изменение пористой структуры бетона с содержанием микрокремнезема в сторону уменьшения числа капиллярных пор и увеличения числа более мелких гелевых пор. Повышение гидратации силиката кальция и снижение числа капиллярных пор обеспечивают две основные характеристики бетона с содержанием микрокремнезема – повышенную прочность и повышенную непроницаемость. Двойной эффект придает бетону большую устойчивость к физическим (истирание, эрозия и ударное разрушение) и химическим воздействиям (проникновение воды, сульфатов, хлоридов, органических веществ и кислот).

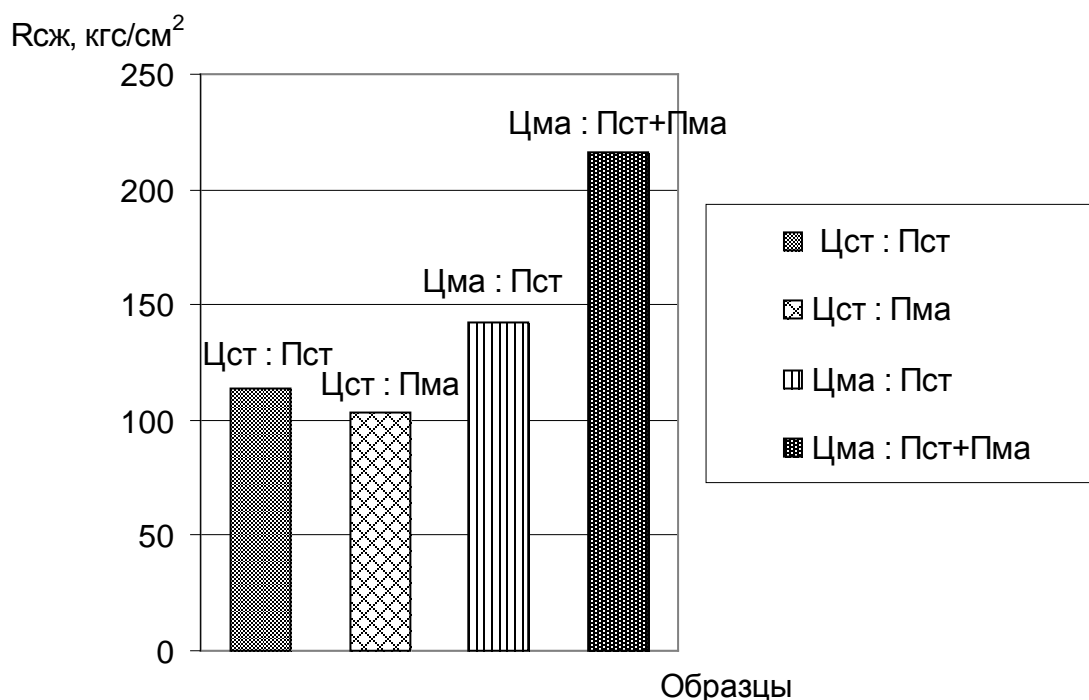


Рис. 1. Изменение прочности образцов на одноосное сжатие в зависимости от исходных компонентов (стандартных - „ст” и механоактивированных - „ма”) цемента и песка

Отсутствие крупного заполнителя в структуре бетонного образца приводит к отсутствию в созданной структуре активных центров кристаллизации. Т.е. структура характеризуется как полиморфологическая без четких центров кристаллизации. Наличие значительного количества дефектов в микроструктуре бетонного тела приводит к потере прочности бетона на макроуровне при нагрузках значительно меньших в сравнении с теми, которые действуют как разрушительные на образцы из стандартного цемента и песка. Заполнитель, таким образом, в измельченном состоянии перестает принимать на себя основные нагрузки, а напряжения, которые возникают в бетонном теле, становятся достаточными для разрушения связей, которые возникли в цементной матрице между компонентами созданной структуры геля.

В процессе гидратации цемент переходит из состояния золя в гель. Использование измельченного песка позволяет заполнить поры, которые образуются в бетоне при переходе цементного раствора из золя в гель.

В результате при использовании измельченного песка в количестве 30% от общей массы заполнителя достигается значительное уплотнение структуры бетонного тела, уменьшается размер капиллярных пор.

Значительное увеличение содержания в растворяющей смеси бетона измельченного песка или полный переход в качестве заполнителя на измельченный песок, неблагоприятно сказывается на прочностных параметрах образцов. Это связано с увеличением удельной поверхности песка, снижением активности цемента (происходит «разбавление» цементной матрицы) и увеличением пористости бетонного тела вследствие отсутствия или значительного снижения процентного содержания крупного заполнителя.

Анализируя результаты проведенных исследований, следует отметить значительную роль процессов механоактивации не только вяжущего, как главного элемента по формированию крепкой матрицы, но и механоактивированного заполнителя, который используется вместе со стандартным заполнителем, создавая более плотную структуру. Использование микрокремнезема в определенных объемах позволяет достичь уменьшения потерь цементного золя в процессе его твердения и перехода в состояние геля.

Использование в качестве заполнителя механоактивированного песка в количестве 30% позволило достичь увеличения прочности в бетонных образцах почти в 2 раза.

Систематический подход в выборе рационального состава исходных компонентов позволит усилить комплексный эффект от использования строительных смесей, полученных в процессе механоактивации.

Бібліографічний список

1. Горобец Л.Ж. Возможности повышения технологических свойств строительных материалов на основе тонкого измельчения минерального сырья / Л.Ж. Горобец, В.В. Коваленко, В.В. Гаевой // Збірник праць Міжнародної науково-технічної конференції «Форум гірників-2008». – Дніпропетровськ. – 2008. – С.187 - 192.

2. V. Kovalenko, L. Gorobets. Impact of mechanical activation of binding agent and filler on strength properties of concrete. // Scientific Bulletin of the National mining university. – The scientific and technical journal. - Dnipropetrovsk. - № 6, 2008. – P. 27-28.

Надійшла до редколегії 12.10.2010

В.В. Коваленко

У статті розглянуто питання щодо активації в'язучих речовин і заповнювача бетонної суміші механічним способом. Представлені результати дослідження з визначення впливу ступеня диспергування в'язучого і заповнювача на міцнісні параметри бетонної суміші.

бетонна суміш, механоактивація, гідратація цементу

V. Kovalenko

The paper considers the problems of binding materials and concrete mix aggregate activation by mechanical means. The results of studying the influence of the dispersion degree of binder and filler on the strength parameters of concrete mix are provided.

concrete mix, mechanical activation, hydration of cement

© Коваленко В.В., 2010

УДК 622.1:528

А.В. СТЯГУН (канд. техн. наук, доц.)

І.В. ФІЛАТОВА (доц.)

Г.С. СКЛЯРОВА (студентка)

Донецький національний технічний університет

ВИЗНАЧЕННЯ ЗОН ВПЛИВУ МАЛОАМПЛІТУДНИХ РОЗРИВНИХ ПОРУШЕНЬ ІЗ НОРМАЛЬНОЮ АМПЛІТУДОЮ ДО 10-15М В УМОВАХ ДОНЕЦЬКО – МАКІЇВСЬКОГО РЕГІОНУ

У статті наведені відомості про тектоніку Донецько-Макіївського вугленосного району. Описана методика визначення ширини зони впливу мілкоамплітудних розривних порушень на основі вивчення геолого-маркшейдерської документації, наведені результати інструментальних спостережень по визначенню зон впливу малоамплітудних розривних порушень.

При виїмці вугільних пластів у зонах впливу розривних геологічних порушень на шахтах Донбасу відбуваються раптові викиди вугілля, породи й газу, обвалення нависаючих масивів вугілля з виділенням газу, небезпечні обвалення порід покрівлі в очисних і підготовчих виробках, завали лав, що приводить до значного зниження техніко-економічних показників роботи вугільних шахт.

У зв'язку із цим, науково обгрунтоване визначення кордонів зон небезпечного впливу розривних геологічних порушень має велике практичне значення для підвищення безпеки й ефективності ведення гірничих робіт на шахтах Донбасу. У випадку заниження розмірів зон впливу геологічних порушень, істотно знижується безпека відпрацьовування вугільних шарів, у той час як завищені розміри зон геологічних порушень приводять до більших втрат вугілля.

Донецько-Макіївський район має деякі особливості розривних порушень.

1. Розвиток поперечних і діагональних розривів у лежачому крилі великих поздовжніх насувань. Такі розриви зустрічаються у піднасувних крилах шару й не зустрічаються на насунутих (лежачих) крилах. Ці розриви відрізняються майже вертикальним падінням.

2. Амплітуди їх загасають по мірі віддалення від насування. Прикладом можуть служити поперечні скидання в піднасувному крилі Французького насуву.

3. Насунуті крила звичайно не ускладнені додатковими розривами, але іноді в них розвивається своя система поздовжніх супутників головного насування у формі односпрямованих чешуй або сколів. Ці розриви не перетинають лінію основного насування й не переходять у піднасувне крило.

4. Накладання систем різних за віком пересічних розривних порушень (перетинання Французького, Калінінського й Першотравневого насувань – Мушкетовським). Перетинання розривних порушень явище надзвичайно рідке.

Малоамплітудні розривні деформації поділяються на п'ять груп:

- розриви переклинальних частин антиклінальних структур;
- розриви зводів антикліналей;
- розриви центральних частин синклінальних структур;
- розриви крутих крил складок;
- тріщини, що оперяють розриви.

З погляду прогнозування розривних порушень поза зв'язком зі складчастими структурами представляють розриви п'ятої групи, тому приведемо більше докладний опис цих розривів.

Розриви, що оперяють, генетично пов'язані з більшими насуваннями району й локалізуються звичайно в безпосередній близькості до них. Розриви, що оперяють, орі-

єнтовані паралельно основним насуванням або під деяким кутом до них (до $20-35^\circ$) і на певній відстані примикають до цих розривів. По морфологічних особливостях майже всі розриви, що оперяють, подібні основним диз'юнктивам, з якими вони генетично зв'язані. Насування, що оперяють, зустрічаються рівною мірою, як у лежачих, так і у висячих крилах основних диз'юнктивів. У лежачих крилах іноді зустрічаються насування зі зворотним падінням зміщувачів стосовно основних розривів. Іноді зустрічаються розриви, орієнтовані перпендикулярно до більших диз'юнктивів. У структурному відношенні це сброси й взброси. Слід зазначити, що найбільш інтенсивним розвитком розриви, що оперяють, користуються в місцях перетинання великих сводових і переклинальних частин антиклінальних структур, а також їхніх крутих крил. В інших випадках розриви, що оперяють, зустрічаються значно рідше.

До зон геологічних порушень, небезпечних для ведення гірничих робіт, відносяться ділянки вугільного шару, на якому зниження міцності й стійкості вугілля й бічних порід, збільшення їхньої тріщинуватості, генетично пов'язані з розривними або морфологічними порушеннями.

Зони небезпечного ведення гірничих робіт у геологічних порушень у переважній більшості випадків утворюються в результаті впливу на гірський масив тектонічних напруг і, в основному, просторово пов'язані з розривними.

У зв'язку із цим для раціонального й безпечного відпрацьовування тектонічно порушених ділянок вугільних шарів, необхідно знати ширину зон впливу розривних порушень.

Кордони зон впливу порушень, тобто відстані до порушень, встановлюються на основі спостережень і вимірів, проведених у гірничих виробках відповідно до вимог [1]. Границею зони впливу розривного порушення в гірничий виробці вважається точка, починаючи з якої простежується поява нової системи тріщин. У міру наближення до порушення збільшується кількість систем і інтенсивність тріщинуватості. Одночасно знижується міцність порід, що вміщують, і вугілля, що поблизу порушення починає, змінюється стрибкоподібно. Спільні впливи зазначених змін створюють умови, небезпечні для ведення гірничих робіт.

Тріщини, що утворюють природзривну зону, одержали найменування "стираючих" або особливих, чим підкреслюється їхній зв'язок з розривними порушеннями. Вони утворюються в умовах сильного тертя, коли в прилягаючим до розриву породах виникає деформація зрушення, що супроводжується як стиском, так і розтяганням. При цьому утворюються тріщини відриву й тріщини сколювання. Тріщини сколювання розділяються на дві системи: одна, найбільш розвинена, паралельна площини зміщувача й простежується на більшій відстані від зміщувача, інша нахилена до останнього у бік зсуву.

Тріщини відколу характеризуються поверхнями, що несуть на собі сліди переміщень - штрихи й борозни зсувів, дзеркала ковзань, подряпини, що вказують на напрям переміщення.

Виявлення цих тріщин і визначення їхнього орієнтування й лежить в основі прогнозування розривних порушень.

Спостереження за тріщинуватістю по ряду шахт Донецько-Макіївського району показали, що системи, що з'являються, кососікущих тріщин з елементами залягання близькими до елементів залягання порушення в міру наближення до порушення збільшуються, досягаючи безпосередньо біля порушення до дев'яти систем, що підтверджується даними роботи [2].

Для визначення впливу нормальної амплітуди зсуву крил пласта на фактичні розміри ціликів, що залишаються біля порушень, були зібрані гірничо-геологічні матеріали по 319 порушенням на шахтах "Донецьквугілля" і "Макіїввугілля". Вихідними даними служили плани гірничих виробок, гіпсометричні плани й геологічні замальовки.

За фактичний розмір цілика приймалася найкоротша відстань від лінії схрещення до зупиненого очисного вибою.

Розміри ціликів, що залишаються в неперехідних розривних порушеннях, приймаються рівними ширині зони небезпечного впливу порушень.

Слід зазначити, що розміри ціликів, що залишаються на шахтах у порушень не досить обґрунтовані.

На основі парної кореляції встановлений зв'язок між шириною ціликів L і нормальною амплітудою N зсуву (таблиця 1).

Таблиця 1.

Емпіричні залежності ширини цілини L від нормальної амплітуди розривного порушення N

Об'єднання	Рівняння зв'язку	Межі зміни N , м	Коефіцієнт кореляції, кореляційне відношення	Кількість даних по визначенню L
Донецьквугілля	$L = 8,1 + 1,75N$	0,05 – 15,0	0,39	187
Макіїввугілля	$L = 0,3 + 5,7N$	0,01 – 70,0	0,65	132

Аналіз шахтних спостережень за зсувом бічних порід у підготовчих виробках, не підданих впливу очисних робіт, показав, що найбільш інтенсивний зсув порід відбувається протягом перших двох місяців після встановлення кріплення. За цей період зазори між кріпленням і бічними породами ліквідуються й надалі кріплення підготовчих виробок працює в "режимі заданої інформації", тому що зсуву й деформації кріплення обумовлене зрушенням бічних порід.

У зв'язку із цим визначення ширини зони впливу порушень можна робити по зміні висоти й ширини виробки по реперах, установлених у металевому кріпленні. Виміру висоти h і ширини виробки проводилося між реперами сталеву рулеткою з точністю до 1 мм.

Оскільки розташування підготовчих виробок щодо лінії схрещення площини пласту і змішувача може бути довільним, то ширину зони впливу розривного порушення на плані гірських виробок визначалася по нормалі до лінії схрещення з вираження:

$$B = L \cdot \cos \alpha_H$$

де B – ширина зони впливу розривного порушення на плані в напрямку перпендикулярному лінії схрещення;

L – ширина зони впливу порушення по довжині виробки;

α_H – кут між нормаллю до лінії схрещення й напрямком виробки.

Аналіз гірничо-геологічних матеріалів по шахтах ВО "Донецьквугілля" і "Макіїввугілля", а також результати шахтних інструментальних спостережень на 10 спостережливих станціях дозволяють відзначити наступне:

Для глибоких шахт характерне зростання питомої ваги тектонічних розривних порушень, які зі збільшенням газообільності й схильності вугільних шарів до викидів вугілля й газу, а також зі слабкою стійкістю бічних порід значно погіршують гірничо-геологічні умови ведення очисних і підготовчих робіт.

Основний вплив на ведення підготовчих і очисних робіт виявляють малоамплітудні розривні порушення. На шахтах ВО "Донецьквугілля" в 82% випадках переходять порушення з нормальними амплітудами до 1,5 м і всього в 6% випадках з амплітудами понад 2,1 м.

Розміри ціликів, у розривних порушень змінюються в широких межах від 0 до 90 м і встановлюються на шахтах без достатнього обґрунтування, що приводить або до

більших втрат вугілля й витратам праці й засобів, або до зниження безпеки ведення гірничих робіт. У зв'язку із цим розробка науково-обґрунтованих рекомендацій з визначення ширини зони впливу розривних порушень має велике практичне значення для підвищення безпеки й ефективності ведення гірничих робіт на вугільних шахтах.

Шахтними інструментальними спостереженнями встановлено, що інтенсивність зміни висоти й ширини підготовчих виробок у зонах впливу розривних геологічних порушень в 1, 5-3 рази більше, ніж на ділянках виробок поза зонами впливу розривних порушень.

На глибинах 250-800 м при амплітудах зсувів від 0,7 до 4,5 м з кутами падіння площин сместителей від 420 до 880 ширина зони небезпечного впливу розривних порушень змінюється від 4,2 до 18 м.

Розроблена методика на основі шахтних вимірів зсувів бічних порід у зонах впливу розривних порушень призначена для прогнозування меж зон небезпечного впливу дрібноамплітудні розривних порушень із нормальною амплітудою зсуву крил, що не перевищує 10-15 м, на шахтах Донбасу, що відпрацьовують тектонічно порушені пологі вугільні шари. Методику рекомендується використовувати при розробці й складанні заходів щодо збільшення щільності кріплення в підготовчих і очисних виробках для запобігання обвалень порід і при визначенні розмірів ціликів, що залишаються в перехідних розривних порушень.

Висновки по статті:

1. Прогноз гірничо-геологічних умов відпрацьовування вугільних шарів можливий на основі комплексного вивчення й обробки геолого-маркшейдерської інформації.

Бібліографічний список

1. Единая методика прогнозирования горно-геологических условий разработки угольных пластов. ВНИМИ. – Л., 1982. – 30 с.
2. Букринский В. А. Изучение связи трещиноватости с тектоническими структурами горных пород / В. А. Букринский, А. В. Михайлова. – М.: МИИРГЭМ, 1963.

Надійшла до редколегії 12.11.2010

А.В. Стягун, И.В. Филатова, А.С.Склярова

В статье приведены сведения о тектонике Донецко-Макеевского угленосного района. Описана методика определения ширины зоны влияния мелкоамплитудных разрывных нарушений на основе изучения геолого-маркшейдерской документации. Приведены результаты инструментальных наблюдений по определению зон влияния малоамплитудных разрывных нарушений.

A. Styagun, I. Filatova, A. Sklyarova

This paper provides the information about the tectonics of Donetsk-Makeyevka coal district. The methods of defining the area affected by small-amplitude disjunctive faults on the basis of studying survey documentation are offered. The results of instrumental examination of the areas affected by small-amplitude disjunctive faults are provided.

© Стягун А.В., Філатова І.В., Склярова Г.С., 2010

УДК 621

А.Г.ТАТЬЯНЧЕНКО (д-р техн. наук, проф.)

Е.И.МАТУШКИНА (инженер)

Донецкий национальный технический университет

О НЕЛИНЕЙНОСТИ РАБОТЫ ГИБКИХ ЭЛЕМЕНТОВ СТРЕЛОВЫХ МЕТАЛЛОКОНСТРУКЦИЙ ГОРНЫХ МАШИН

Рассмотрен вопрос учета особенностей работы гибких элементов (вант) при составлении расчетных математических моделей комбинированных стреловых конструкций горных машин. Обоснована необходимость учета нелинейности работы гибких нитей при расчете вантовых систем классическими методами строительной механики.

стреловые конструкции, комбинированные системы, вантовые системы, ванты, гибкие элементы, геометрическая нелинейность, физическая нелинейность

Проблема и ее связь с научными или практическими исследованиями

Гибкие элементы (ванты) являются важными компонентами силовых металлоконструкций, позволяющие существенно снижать их металлоемкость. Такие металлоконструкции используются в горных машинах для открытых горных работ и содержат, стержневые элементы, работающие как на растяжение, так и на сжатие, и гибкие элементы, работающие только на растяжение. Поэтому развитие теории расчета и уточнение напряженно-деформированного состояния комбинированных стреловых металлоконструкций, содержащих гибкие элементы, является важной задачей современного машиностроения.

Анализ исследований и публикаций постановка задачи

С точки зрения строительной механики ванты представляют собой гибкие нити. Теория расчета напряженно-деформированного состояния гибких нитей при различных вариантах силового и теплового нагружения достаточно широко освещена в специальной литературе [1-3]. Поскольку гибкие нити по определению не могут испытывать сжатие, практическое применение этой теории для расчета комбинированных систем, содержащих стержневые элементы и ванты, традиционно предполагает исключение из работы тех вант, в которых в результате расчета возникают условные сжимающие усилия. Поскольку ванты, как правило, представляют собой витые стальные канаты, для предотвращения их «раскрытия» в них создаются усилия предварительного натяжения, превышающие возможные сжимающие усилия. Таким образом, подобный подход практически предусматривает замену вант стержнями и, поэтому, применительно к стреловым металлоконструкциям горных машин не всегда дает адекватные результаты. Поэтому в данной работе поставлена задача исследования особенностей работы вант в условиях предварительного натяжения и рабочего нагружения и определения возможностей учета их нелинейности в расчетных схемах силовых металлоконструкций горных машин.

Изложение материала и результаты

Анализ напряженного состояния при традиционном подходе показал, что условная замена гибких элементов стержнями в расчетных схемах во многом оправдана только в тех случаях, когда собственный вес гибких элементов (вант) пренебрежимо мал. Однако в случае с вантовыми и комбинированными силовыми металлоконструкциями горных машин, которые несут значительную внешнюю нагрузку, погонный вес вант может достигать 200 Н/м и более, что может оказать существенное влияние на напряженное состояние конструкции в процессе нагружения. Для оценки влияния собственного веса вант исследуем характер изменения напряженного состояния весомой и неве-

сомой гибкой нити в условиях, аналогичным условиям загрузки канатов вантовой системы при ее предварительном нагружении.

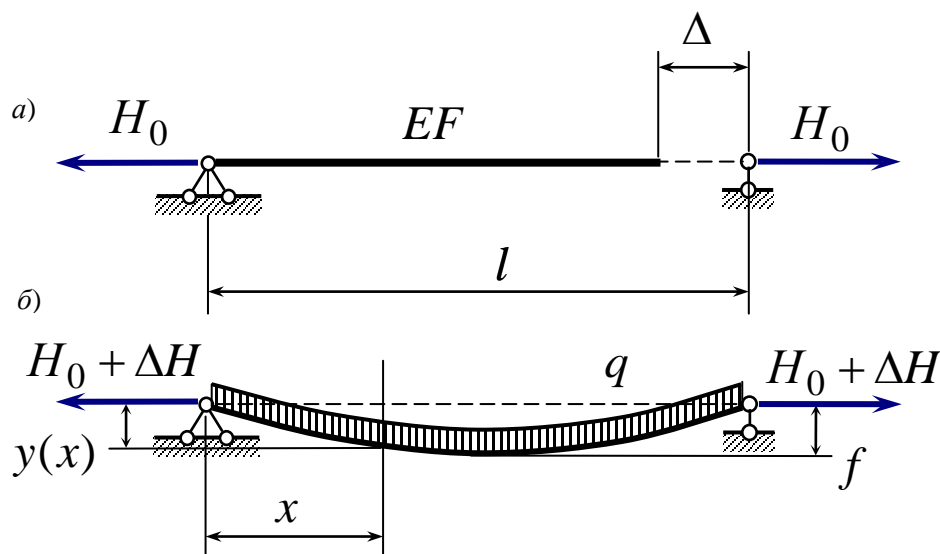


Рис.1. Напряженное состояние невесомой (а) и весомой (б) нити при предварительном натяжении

Технологически предварительное натяжение вант осуществляется при помощи гидравлических устройств, уменьшающих длину ванты. Поэтому в качестве эквивалентного внешнего воздействия на гибкую нить следует рассматривать смещение ее опорных точек. Для невесомой нити такое смещение опор Δ от первоначального положения, соответствующего незагруженному состоянию, согласно закона Гука будет прямо пропорционально изменению продольных усилий H_0 в элементе (рис. 1)

$$\Delta = \frac{H_0 l}{EF}.$$

Если же теперь «вернуть» нити собственный вес, то она провиснет по некоторой кривой и получит дополнительную деформацию Δ' и, следовательно, дополнительное продольное усилие ΔH (рис. 1). Величину Δ' легко найти как разность дуги S изогнутой оси и ее проекции l

$$\Delta' = S - l = \int_0^l dS - l = \int_0^l \sqrt{dx^2 + dy^2} - l = \int_0^l \left(1 + \frac{1}{2} \left(\frac{dy}{dx} \right)^2 \right) dx - l = \frac{1}{2} \int_0^l \left(\frac{dy}{dx} \right)^2 dx. \quad (1)$$

Значение dy/dx определяется дифференцированием уравнения изогнутой оси нити

$$y(x) = \frac{1}{H} \left(\frac{ql}{2} x - \frac{qx^2}{2} \right),$$

полученного из условия равновесия $M(x)=0$ (по определению гибкой нити) в произвольной точке с координатой x (рис. 1)

$$\frac{ql}{2}x - Hy(x) - \frac{qx^2}{2} = 0;$$

где

$$H = H_0 + \Delta H \quad (2)$$

– полное продольное усилие в гибкой нити. Тогда

$$\frac{dy}{dx} = \frac{1}{H} \left(\frac{ql}{2} - qx \right) \quad (3)$$

Подставляя (3) в (1), получим

$$\Delta' = \frac{1}{2H^2} \int_0^l \left(\frac{ql}{2} - qx \right)^2 dx = \frac{q^2 l^3}{24H^2}. \quad (4)$$

С другой стороны, считая, что $f \ll 1$ и, что материал нити подчиняется закону Гука, дополнительную деформацию Δ' можно представить виде

$$\Delta' = \frac{\Delta H l}{EF} \quad (5)$$

Приравнявая (4) и (5), получим

$$\frac{q^2 l^2}{24H^2} = \frac{\Delta H}{EF},$$

или, учитывая (2),

$$\Delta H^3 + 2H_0 \Delta H^2 + H_0^2 \Delta H = \frac{q^2 l^2 EF}{24} \quad (6)$$

Из кубического уравнения (6) видно, что величина дополнительного распора ΔH , вызванная действием собственного веса нити, не является постоянной величиной, а зависит от действующего в нити продольного усилия от внешней нагрузки, причем эта зависимость нелинейная. В частном случае при $H_0 = 0$, т.е. при отсутствии внешней нагрузки, дополнительный распор ΔH от действия собственного веса будет равен

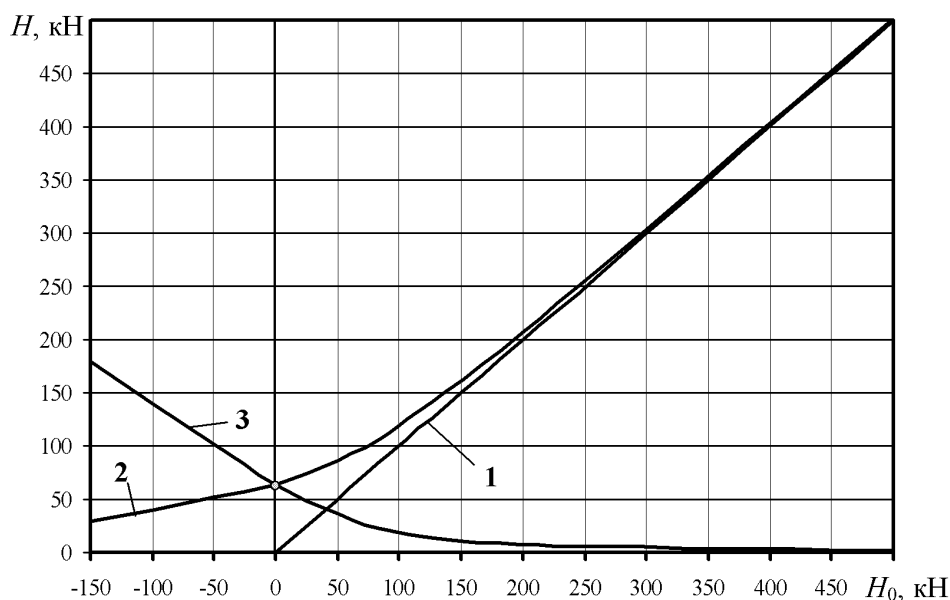
$$\Delta H = \sqrt[3]{q^2 l^2 EF / 24} \quad (7)$$

Таким образом, даже при отсутствии внешней нагрузки в гибких элементах будут возникать продольные растягивающие усилия за счет собственного веса, величина которых будет определяться зависимостью (7). Это заключение противоречит положенному в основу общепринятых методов расчета вантовых систем предположению о «раскрытии» канатов при нулевых и условно сжимающих нагрузках. В табл. 1 приведены значения полного усилия H для канатов вантовой системы отвальной стрелы отвалообразователя ОШ-1900 при различных значениях H_0 , полученные на основе зависимости (6), а на рис.2 – графики функций (6), (7) для одного из канатов.

Таблица 1.

Продольные усилия в канатах вантовой системы

Характеристики каната (гибкого элемента)		H ₀ , кН				
		-50	0	+50	+100	+200
l=26,1м F=19,88см ²	H	50,94	64,00	85,69	118,63	206,16
	ΔH	100,94	64,00	35,69	18,63	6,16
l=25,0м F=19,88 см ²	H	49,23	62,19	84,05	117,44	205,68
	ΔH	99,23	62,19	34,05	17,44	5,68
l=26,1м F=13,59 см ²	H	31,90	43,68	68,01	107,24	202,04
	ΔH	81,90	43,68	18,01	7,24	2,02
l=25,0м F=13,59см ²	H	30,77	42,44	67,02	106,71	201,87
	ΔH	80,77	42,44	17,02	6,71	1,87
l=26,1м F=8,19 см ²	H	16,13	25,81	55,57	101,68	200,42
	ΔH	66,13	25,81	5,57	1,68	0,42
l=25,0м F=8,19 см ²	H	15,52	25,08	55,18	101,53	200,39
	ΔH	65,52	25,08	5,18	1,53	0,39

Рис.2. Зависимость натяжения гибкой нити H от усилия предварительного натяжения H_0 (стальной канат $l=26$ м, $F=19,88$ см²):

1) невесомая нить; 2) весомая нить; 3) добавка от собственного веса

Из табл.1 и рис.2 видно, что даже при условно сжимающих нагрузках (что в реальных условиях соответствует смещению опор при кососимметричном нагружении или за счет предварительного натяжения) в гибких элементах остаются растягивающие усилия, вызванные натяжением от собственного веса. При увеличении H_0 величина ΔH постепенно уменьшается, стремясь к нулю. Зависимость $\Delta H=f(H_0)$ согласно (6), (7) имеет выраженный нелинейный характер. При этом природа этой нелинейности отличается от традиционно учитываемых в расчетных схемах геометрической и физической нелинейностей. Поэтому она требует дополнительной адаптации в классические методы исследования стержневых систем в строительной механике. Нетрудно убедиться в том, что учет в расчетных схемах при кососимметричном нагружении, вызывающем условные сжимающие усилия в вантах, дополнительных продольных усилий ΔH может

значительно увеличить расчетные значения внутренних усилий не только в гибких, но и в стержневых элементах системы, что может негативно сказаться на их несущей способности.

Выводы и направление дальнейших исследований

Проведенные исследования напряженно-деформированного состояния предварительно напряженного гибкого элемента показал, что :

- при малых стрелках прогиба за счет собственного веса в гибких элементах сохраняется растягивающие усилия, достаточные для предотвращения их «раскрытия»,
- величина дополнительного растягивающего усилия (распора) ΔH от собственного веса является нелинейной функцией от внешнего продольного усилия H и тем больше, чем меньше это усилие,
- учет дополнительного распора ΔH может существенно увеличить расчетные значения не только в гибких, но и стержневых элементах вантовых систем,
- природа нелинейности дополнительного распора ΔH отлична от классических физической и геометрической нелинейностей и требует дополнительной адаптации в расчетных схемах вантовых систем.

Библиографический список

1. Качурин В.К. Гибкие нити с малыми стрелками / В.К. Качурин. - М.: Гос. Изд. Технико-теоретической литературы, 1956. – 224 с.
2. Михайлов В.В. Предварительно напряженные комбинированные и вантовые конструкции / В.В. Михайлов. - К.: Издательство АСВ, 2002. – 256с.
3. Перельмутер А.В. Основы расчета вантовых стержневых систем / А.В. Перельмутер. - М.: Стройиздат, 1969. – 193с.

Надійшла до редколегії 06.09.2010

О.Г. Татьянченко, О.І. Матушкіна

Розглянуто питання урахування особливостей роботи гнучких елементів (вант) при складанні розрахункових математичних моделей комбінованих стрілових конструкцій гірничих машин. Обґрунтована необхідність урахування нелінійності гнучких елементів при розрахунку вантових систем класичними методами будівельної механіки.

стрілові конструкції, комбіновані системи, вантові системи, гнучкі елементи, геометрична нелінійність, фізична нелінійність

A.G. Tatyanchenko, E.I. Matushkina

A question of the calculation of the special features of the work of flexible elements (guys) with the composition of the design mathematical models of the combined crane operators of the constructions of mining machines is examined. The need for the calculation of the nonlinearity of the work of flexible fibers with the calculation of guy systems by the classical methods of structural mechanics is substantiated.

crane operators of construction, combined systems, guy systems, flexible elements, geometric non-linearity, physical nonlinearity

©Татьянченко А.Г., Матушкина Е.И., 2010

УДК 622.8

В.О. ТРОФИМОВ (канд. техн. наук, доц.)

М.В. ВЛАСЮК (магістрант)

Д.С. БІЛОУМЦЕВА (магістрант)

Донецький національний технічний університет

КОМП'ЮТЕРНЕ МОДЕЛЮВАННЯ КОМБІНОВАНОГО РЕЖИМУ ВЕНТИЛЯЦІЇ ШАХТИ

В статті розглядається сценарій комп'ютерного моделювання комбінованого аварійного режиму вентиляції шахти. Наведено особливості моделювання і визначення величини максимальної природної тяги в шахтних стволах.

комп'ютерне моделювання, аварійний вентиляційний режим, комбінований режим вентиляції шахти, сценарій комп'ютерного моделювання, природна тяга

Комбіновані режими вентиляції шахти передбачаються в планах ліквідації аварій на усіх шахтах України з декількома вентиляторами (два і більше). Цей аварійний режим вентиляції шахти необхідно використовувати у разі виникнення пожежі в самому вентиляторі головного провітрювання, в каналі вентилятора або в стволі поблизу вентилятора. Мета використання цього режиму вентиляції – запобігти потраплянню пожежних газів у виробки шахти після аварійної зупинки вентилятора головного провітрювання.

Комбінований режим вентиляції шахти передбачає зупинку аварійного вентилятора і реверсування усіх інших вентиляторів шахти. Тому, сценарій моделювання цього режиму вентиляції містить моделювання дії природної тяги в вентиляційних контурах з вертикальними і похилими виробками, реверсування усіх вентиляторних установок (окрім аварійної) і моделювання зупинки аварійного вентилятора.

Особливість моделювання планового комбінованого режиму вентиляції (перевірка ефективності цього режиму в умовах реальної шахти відбувається двічі на рік, одразу після перевірки загальношахтного реверсування вентиляції) залежить від пори року. Необхідно заздалегідь визначити **максимально можливі** величини позитивної (холодна пора року) і негативної (тепла пора року) природної тяги, яка може виникнути в контурах шахтних стволів. Інакше кажучи, при моделюванні аварійних режимів вентиляції необхідно враховувати максимально можливу дію природних факторів, а не таку яка виникає під час планової перевірки, чи діє під час депресійної зйомки. Так, наприклад, максимальна позитивна природна тяга в шахтних стволах може виникнути не взимку, а весною після відключення калориферів. Весною температура повітря на поверхні землі може коливатися від плюс 20-26°C вдень до мінус 3-5 вночі. Таким чином, планова перевірка ефективності реверсивного чи комбінованого режиму провітрювання шахти відбувається без врахування дії максимально можливої природної тяги. Це вказує на те, що питання моделювання шахтних аварійних вентиляційних режимів є актуальною практичною і науковою задачею.

Для зменшення похибки моделювання комбінованого режиму треба попередньо визначити опір зупиненої вентиляторної установки. Депресія зупиненої вентиляторної установки визначається як різниця статичного тиску між каналом вентилятора (точка на поверхні каналу перед колесом вентилятора) і поверхнею землі, а втрата повітря через зупинений вентилятор вимірюється в каналі цього вентилятора (виміри необхідно робити під час планової перевірки

комбінованого режиму провітрювання шахти). Необхідно також виміряти витрати повітря в тому стволі шахти, де зупинено вентилятор.

Загальний вигляд сценарію моделювання комбінованого режиму розглянемо на прикладі спрощеної схеми вентиляції шахти з двома вентиляторними установками (рис.1, ВГП № 1 і ВГП № 2).

Природна тяга (h_e) діє в трьох вентиляційних контурах: 3-12-13-14-2-3 (h_{e1}), 3-12-11-8-7-6-4-3 (h_{e2}), 11-10-9-8-11 (h_{e3}). Перший і другий контури відкриті, тобто замикаються через поверхню землі. Третій контур вміщує виробки уклінного поля.

Загальний сценарій моделювання комбінованого режиму вентиляції шахти може передбачати наступні дії (послідовність моделювання повинна передбачати послідовність дій у реальному житті – при пожежі необхідно спочатку забезпечити реверсування усіх вентиляторів крім аварійного, а потім зупинити аварійний вентилятор):

- моделювання дії природної тяги; моделювання відбувається введенням в гілки-ствол (гілка-ствол – це гілка комп'ютерної моделі шахтної вентиляційної мережі, яка моделює шахтний ствол) додаткової депресії; якщо напрямок дії природної тяги співпадає з напрямком дії вентилятора головного провітрювання, то додаткова депресія має знак плюс (+), в протилежному випадку (-); в контурі 3-12-13-14-2-3 природна тяга h_{e1} протидіє роботі вентилятора ВГП № 1 в реверсивному режимі (рис.2);

- моделювання реверсивного режиму роботи вентиляторної установки ВГП № 1 (1-14); моделювання реверсивного режиму відбувається згідно сценарію реверсування вентиляції шахти [1];

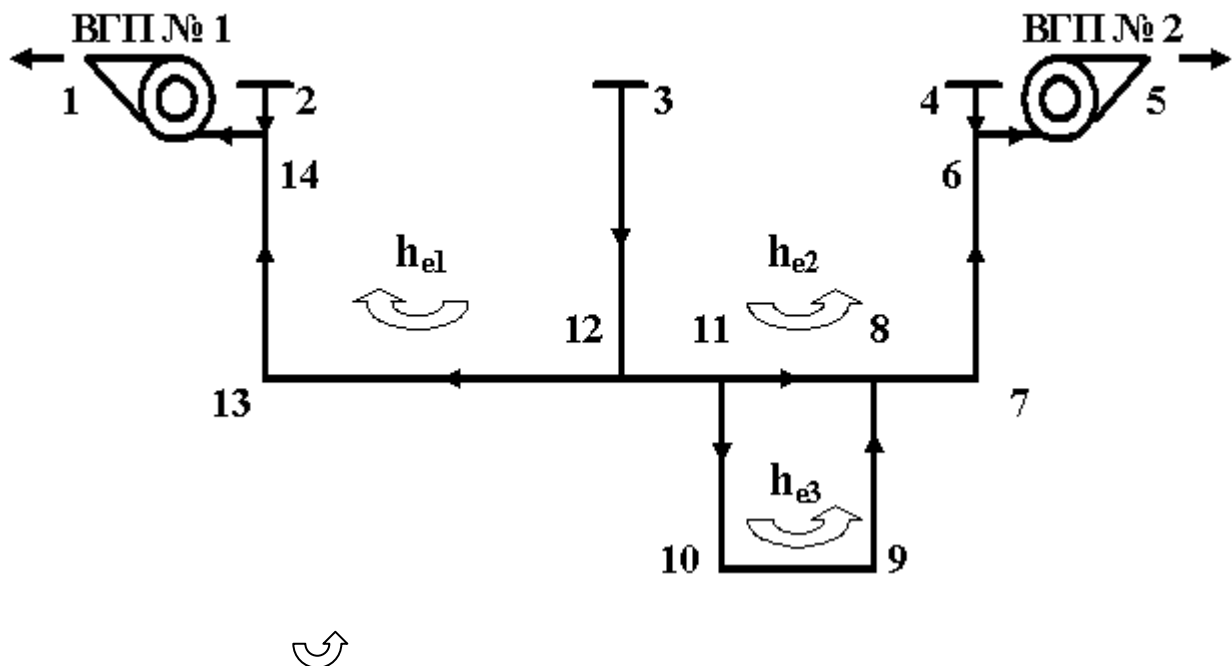


Рис. 1. Схема шахтної мережі з двома фланговими вентиляторними установками
– напрямок дії природної тяги в контурі

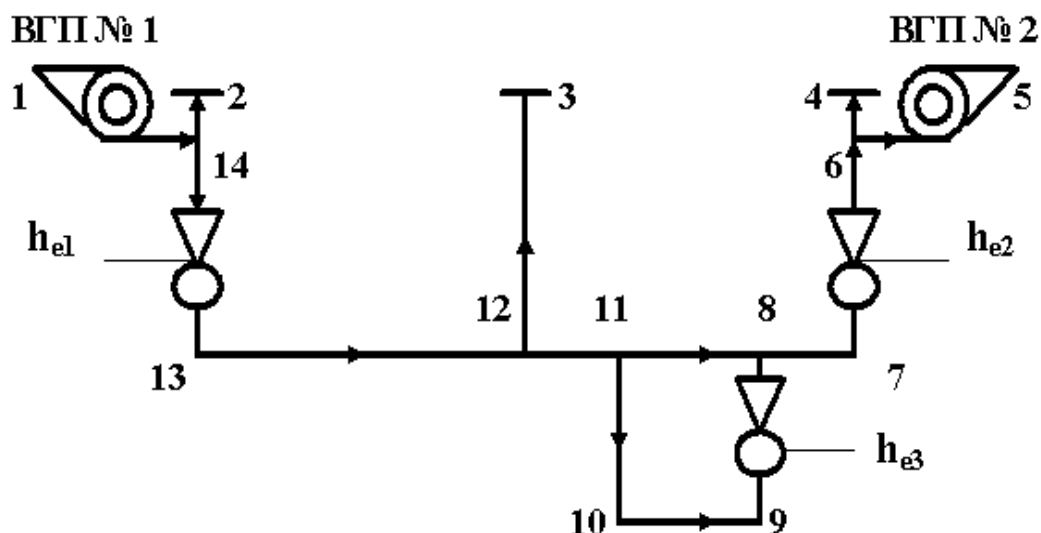


Рис. 2. Схема руху повітря в комбінованому режимі вентиляції шахти

⌘ – уявне джерело тяги, яке моделює дію природної тяги в комп'ютерній моделі шахтної вентиляційної мережі.

– моделювання зупинки вентилятора ВГП № 2; зупинка вентилятора моделюється виділенням додаткової депресії з гілки, яка моделює вентилятор (6-5);

– моделювання розподілу повітря після відтворення необхідних змін у комп'ютерній моделі шахтної вентиляційної мережі (після моделювання зупинки вентилятора необхідно змінити аеродинамічний опір гілки, яка моделює зупинений вентилятор і опір шляхів зовнішних підсмоктувань);

– аналіз результатів моделювання (комбінований аварійний режим вентиляції шахти вважається ефективним якщо по стволу 7-6 повітря йде знизу до гори).

Останній пункт сценарія потребує особливої уваги. Його виконання потребує фахових знань в питаннях взаємодії вентиляторів головного провітрювання і природної тяги в шахтній вентиляційній мережі [2]. Під час аналізу необхідно розглядати стійкість вентиляційних потоків у гілках-виробках де моделюється дія природної тяги. В разі порушення стійкості провітрювання (наприклад, повітря рухається в напрямку протилежному тому, що передбачається в плані ліквідації аварії) необхідно розробляти і передбачати в планах ліквідації аварій заходи, які запобігають порушенню правил безпеки.

Висновки

Розробка сценаріїв і методичного забезпечення для моделювання аварійних вентиляційних режимів є актуальною науковою задачею.

Моделювання загальношахтних аварійних вентиляційних режимів дозволяє врахувати максимальну дію природної тяги в шахтних стволах і передбачити можливі негативні наслідки її впливу на стійкість вентиляційних потоків у гірничих виробках.

Результати комп'ютерного моделювання аварійних вентиляційних режимів, передбачених в планах ліквідації аварій, дозволяють заздалегідь розробити заходи які підвищують безпеку шахтарів і гірничорятувальників в аварійних умовах.

Бібліографічний список

1. Трофимов В.О. Комп'ютерне моделювання аварійних вентиляційних режимів / В.О. Трофимов, Л.В. Незамова // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2010.- № 1. – С. 39-41.
2. Трофимов В.О. Аерологія шахтних вентиляційних мереж: монографія / Трофимов В.О., Булгаков Ю.Ф., Кавера О.Л., Харьковской М.В. – Донецьк: Норд-Прес, 2009. – 87с.

Надійшла до редколегії 12.10.2010

В.О. Трофимов, М.В. Власюк, Д.С. Белоумцева

В статье рассматривается сценарий компьютерного моделирования комбинированного аварийного режима вентиляции шахты. Приведены особенности моделирования и определения величины максимальной естественной тяги в шахтных стволах.

компьютерное моделирование, аварийный вентиляционный режим, комбинированный режим вентиляции шахты, сценарий компьютерного моделирования, естественная тяга

V. Trofimov, M. Vlasuk, D. Beloumzeva

The article discusses a simulation scenario of a combined emergency mode of shafts ventilation. The features of modeling and defining the maximum natural draft in mine shafts are described.

computer simulation, emergency ventilation mode, combined mode of shafts ventilation, simulation scenario, natural draft

© Трофимов В.О., Власюк М.В., Білоумцева Д.С., 2010

УДК 622.4: 622.8

В.О. ТРОФИМОВ (канд. техн. наук, доц.)

Л.В. НЕЗАМОВА (асистент)

Донецький національний технічний університет

МОДЕЛЮВАННЯ МІСЦЕВОГО РЕВЕРСУВАННЯ ВЕНТИЛЯЦІЇ

Моделювання аварійних вентиляційних режимів у вугільних шахтах відбувається за допомогою фахових комп'ютерних програм. Однак, досвід такого моделювання не узагальнено і кожен фахівець складає методику моделювання на свій розсуд. В статті розглядаються методичні засади комп'ютерного моделювання місцевого реверсування вентиляції.

аварійний вентиляційний режим, сценарій комп'ютерного моделювання, місцеве реверсування вентиляції

Аварійний вентиляційний режим (АВР) у вугільній шахті – це режим вентиляції шахти чи її частини в аварійних умовах. Теж саме можна сказати про усі підземні споруди – рудніки, метрополітени, автомобільні та зв'язнічні тоннелі. В усіх підземних спорудах треба передбачати вентиляційні режими на випадок виникнення аварії.

Всі аварійні режими вентиляції на вугільній шахті поділяються на загально шахтні і місцеві (локальні). До загально шахтних аварійних режимів відносять: реверсування (зміна напрямку руху повітря) вентиляції шахти, комбіновані режими вентиляції (зупинка одного вентилятора і перевод інших вентиляційних установок у режим реверсування вентиляції шахти), нульовий режим вентиляції (зупинка вентиляторів і вентиляція підземної споруди за рахунок дії природної тяги).

До місцевих режимів відносять наступні: підвищення чи зменшення витрат повітря в гірничих виробках, закорочування вентиляційних потоків (скорочення шляху руху повітря), місцеве реверсування вентиляційних потоків (зміна напрямку руху повітря в окремій виробці чи частині шахтної вентиляційної мережі), спеціальні режими вентиляції (режими вентиляції, які забезпечують чи прискорюють гасіння пожежі).

Комп'ютерне моделювання АВР повинно відбуватися за певним сценарієм [1] з урахуванням умов кожної шахти і досвіду ліквідації аварій [2].

Розглянемо особливості комп'ютерного моделювання на прикладі місцевого реверсування вентиляції.

Моделювання цього аварійного вентиляційного режиму має певні особливості. Це пов'язано з вимогами до фахового рівня користувача комп'ютерною програмою: він повинен вміти вирішувати завдання регулювання розподілу повітря в діагональних вентиляційних з'єднаннях. Перед тим як почати моделювання необхідно визначити: аварійна виробка діагональ [3] або ні? Якщо виробка є діагоналлю, то необхідно визначити за рахунок яких дій ми можемо змінити напрямку руху повітря в аварійній виробці (частині вентиляційної мережі). До таких дій належить підвищення і зменшення опору гірничих виробок, поєднаних з виробкою-діагоналлю. Отже, першим етапом моделювання є оцінка можливості зміни напрямку руху повітря за рахунок зменшення опору вентиляційних споруд. Іншими словами необхідно визначити чи призведе закорочування вентиляційних потоків до реверсування вентиляції в аварійній виробці або ні?

Опір шляхів закорочування слід визначати відповідно результатам шахтних експериментів [4]. Якщо цей опір попередньо не визначався, треба врахо-

увати два варіанти: аеродинамічний опір відчинених вентиляційних дверей може бути максимальним або мінімальним у відповідності до результатів експериментальних досліджень [4]. Моделювання розподілу повітря відбувається після заміни (зменшення) аеродинамічного опору відповідної гілки вентиляційної мережі. Якщо моделювання закорочування вентиляційного потоку призводить до опрокидування вентиляційного струменя у відповідній гілці-виробці, то одразу необхідно визначити резервний варіант закорочування. Тобто, треба визначити ще одну гілку-виробку (поняття «гілка-виробка» означає, що мова йде про модель гірничої виробки в комп'ютерній моделі шахтної вентиляційної мережі [3]) де зменшення аеродинамічного опору (відкривання вентиляційних дверей) призведе до зміни напрямку руху повітря в моделі аварійної виробки. Наявність резервного варіанту дозволяє підвищити надійність виконання аварійного вентиляційного режиму без зайвих витрат часу.

Наступний крок сценарія моделювання необхідно виконувати в тому випадку, якщо моделювання закорочування вентиляційного потоку не призводить до зміни напрямку руху повітря в моделі аварійної виробки. Цей крок полягає в підвищенні аеродинамічного опору гілки-виробки яка «лежить» десь у мережі до місця закорочування. Час пошуку і правильність визначення цієї виробки залежить від рівня фаху користувачів комп'ютерною програмою. Після її визначення необхідно знайти також і резервне місце підвищення опору. При визначенні гілок-виробок, опір яких слід підвищувати, треба враховувати наявність пожежних дверей або пожежних арок де можна швидко встановити переносну вентиляційну перемичку [4].

Згідно теоретичним засадам вентиляційних мереж [3], перші два кроки сценарію моделювання можна віднести до пошуку гілок «небезпечних» по зменшенню і підвищенню опору в діагональному з'єднанні гілок.

При моделюванні варіантів місцевого реверсування слід враховувати можливу небезпеку для гірничорятувальників. Наприклад, якщо пожежа виникла у похилій виробці, то після закорочування є небезпека опрокидування вентиляційного потоку тільки за рахунок дії теплової депресії пожежі. В цьому випадку можливе швидке потрапляння пожежних газів з високою температурою на шляхи закорочування і враження тих гірничорятувальників, які тільки-но відчинили вентиляційні двері. В таких випадках першим кроком сценарію є моделювання дії пожежі в похилій виробці, а наступні кроки слід визначати з урахуванням результатів моделювання теплової депресії пожежі. В тих випадках де є загроза швидкого потрапляння пожежних газів в місце знаходження гірничорятувальників слід передбачати підвищення опору шляху закорочування або використання резервної гілки-виробки де можливе зменшення опору. Можливий час руху пожежних газів до місця закорочування слід визначати з урахуванням дії максимальної теплової депресії пожежі. В реальних умовах послідовність відчинення вентиляційних дверей слід обирати такою, щоб шлях руху гірничорятувальників до безпечного місця був найкоротший.

У випадку пожежі різні варіанти моделювання місцевого реверсування вентиляції залежать від місця виникнення пожежі. Розглянемо можливі варіанти на прикладі звичайно діагонального з'єднання з однією гілкою-діагоналлю (рис. 1).

Припустимо, що пожежа виник в діагоналі 2-3 (1,2,3,4 – номері вузлів вентиляційного з'єднання; у вентиляційній мережі вузли моделюють місця з'єднання гірничих виробок сполуки). Якщо це горизонтальна виробка, то для моделювання місцевого реверсування може бути достатньо одного з

п'ятнадцяти варіантів зменшення і підвищення аеродинамічного опору гілок-виробок (R_{1-2} , R_{2-4} , R_{1-3} , R_{3-4}).

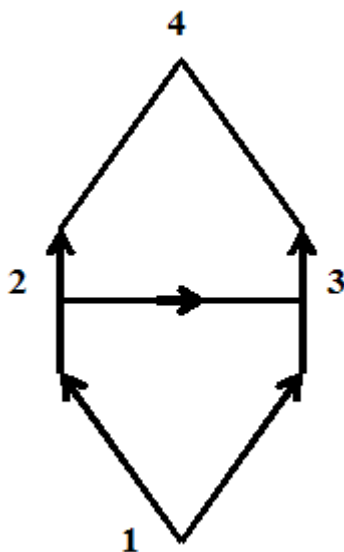


Рис.1. Схема вентиляційного з'єднання з однією діагоналлю

Користувач програми повинен врахувати особливості виробок які складають діагональне з'єднання і обирати найбільш безпечний, дієвий та простіший варіант виконання місцевого реверсування.

Можливість реалізації кожного варіанта моделювання місцевого реверсування в умовах шахти слід визначати враховуючи наявність у вентиляційній мережі «уявних» діагоналей. Інакше кажучи, в умовах реальної шахти можливі випадки коли забезпечити зменшення чи збільшення опору гірничої виробки неможливо (і в наслідок цього неможливо змінити напрямок руху повітря в гілці-діагоналі). Наприклад, не можна забезпечити великий опір виробки з встановленою переносною перемичкою якщо за кріпленням (по-периметру в місці встановлення переносної перемички) є пустий простір. Крім того, аеродинамічний опір однієї закритої пожежної двері в конвейерній виробці може скласти лише 0,3 Па с2/м6, а опір прорізів після відчинення вентиляційних дверей – 3,0 Па с2/м6. Таким чином, можна зробити висновок, що метою моделювання АВР є не тільки встановлення можливості зміни напрямку руху повітря в діагоналі, а і визначення вимог до аеродинамічного опору вентиляційних регуляторів, які будуть використовувати в аварійних умовах. Такі вимоги повинні визначатися в усіх випадках коли місцеві АВР передбачено в плані ліквідації аварій. Крім того, можливість зміни напрямку руху повітря повинна перевірятися в шахтних умовах.

В тих випадках, коли аварійна виробка похила, складність сценаріїв моделювання збільшується, бо треба враховувати дію теплової депресії пожежі. В сучасних програмних комплексах визначення величини теплової депресії пожежі і її моделювання відбувається автоматично. Треба тільки знайти аварійну виробку на екрані монітору і «клацнути» лівою кнопкою комп'ютерної миші по зображенню гілки-виробки на екрані монітору (попередньо треба знайти в піктографічному меню комп'ютерної програми кнопку «Моделювання пожежі» і натиснути її). В усіх варіантах моделювання головним є не тільки послідовність

дій користувача, тобто дотримування сценарію, а і аналіз наслідків моделювання які відбиваються на екрані комп'ютера.

Особливість моделювання місцевого реверсування при пожежі в похилій виробці полягає у визначенні загрози порушення стійкості вентиляційних потоків. Так, наприклад, якщо після зміни напрямку руху повітря в діагоналі напрямком дії теплової депресії пожежі (в вентиляційному контурі з декількох виробок виробок) співпадає з напрямком дії вентилятора головного провітрювання (при висхідному провітрюванні похилої виробки дія теплової депресії пожежі підвищує витрати повітря в аварійній виробці), то існує загроза перекидання вентиляційного потоку в виробках які підводять повітря до кінця похилої аварійної виробки. Наприклад (рис.2), дія теплової депресії пожежі в контурі 2-1-3 (після виникнення пожежі в похилій виробці 2-3 було проведено місцеве реверсування і напрямок руху повітря змінився на 3-2) може призвести до раптового перекидання вентиляційного потоку в гілці 1-2.

В цьому випадку може виникнути рециркуляція пожежних газів у вентиляційному контурі 2-1-3, що призведе до ускладнення умов ліквідації аварії.

Зовсім інші умови виникають якщо після місцевого реверсування вентиляційного потоку теплова депресія пожежі протидіє напрямку дії вентилятора. В цьому випадку дія вентилятора повинна забезпечити перекидання вентиляційного потоку в похилій виробці де повітря йде знизу до гори. Місцеве реверсування повинно змінити висхідне провітрювання на низхідне. В сценарії моделювання послідовність дій не має особливого значення. Тобто, можна спочатку моделювати дію пожежі, а потім вже місцеве реверсування, а можна і навпаки.

В реальних умовах можливий і інший варіант розвитку аварійної ситуації. На початковій стадії розвитку пожежі, коли її теплова депресія ще невелика, вентиляційний потік може змінити напрямок руху. Але з часом, величина теплової депресії може підвищитися, вентиляційний потік може поступово зупинитися і раптом змінити напрямок руху.

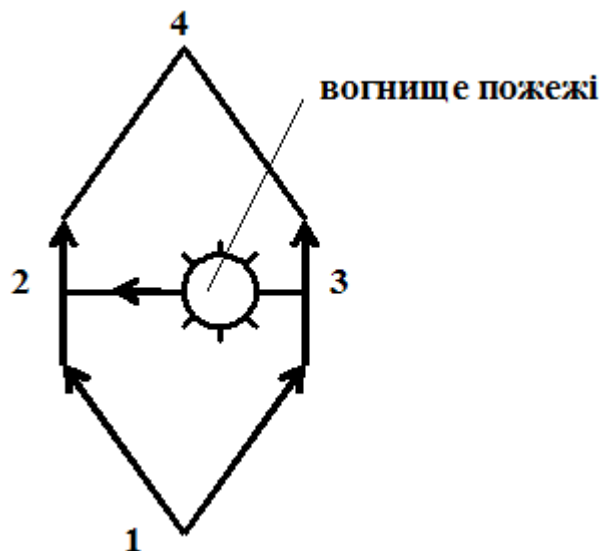


Рис.2. Схема вентиляційного з'єднання з пожежею

В усіх варіантах розвитку аварії де є загроза порушення стійкості вентиляції головне – це аналіз наслідків і, у випадку якщо зміна напрямку руху повітря у похилій виробці не відбувається, необхідно підсилювати дію місцевого ревер-

сування. Припустимо, що пожежа виникла в похилій виробці з висхідним потоком повітря (див. рис. 2) і треба утримати цей вентиляційний потік від перекидання після місцевого реверсування. Можливі дії по підсиленню місцевого реверсування (якщо реального підвищення опору гілок 2-4 і 1-3, а також зменшення опору гілок 1-2 і 3-4 не достатньо) пов'язані зі збільшенням загальних витрат повітря в діагональному з'єднанні. Для цього потрібно використовувати регулятори встановлені за межами цього вентиляційного з'єднання.

Вищенаведений аналіз можливих сценаріїв моделювання місцевого реверсування дозволяє розділити усі схожі сценарії на дві групи. В першій групі необхідно моделювати дії теплової депресії пожежі (пожежа у похилій виробці або пожежні гази можуть потрапити у похилу виробку), а другій – ні.

Сценарії можна поділити в залежності від складності виконання. Спочатку найбільш прості – зміна напрямку руху повітря тільки за рахунок зменшення опору вентиляційних споруд (10% усіх випадків). Далі середні по складності – зміна напрямку руху повітря відбувається тільки за рахунок збільшення опору гілок-виробок (закривання пожежних дверей, встановлення переносних перемичок чи закривання відкритих вентиляційних дверей). Складні – місцеве реверсування відбувається після зменшення і збільшення опору тих гілок-виробок, які «небезпечні» по зміні опору (з точки зору теорії стійкості вентиляційних потоків у діагональних з'єднаннях).

У загальному вигляді сценарій моделювання місцевого реверсування може набути такий вигляд:

- визначення місця реверсування в комп'ютерній моделі шахтної вентиляційної мережі (окрема гірничка виробка, частина гірничої виробки або частина вентиляційної мережі шахти);
- визначення вимог до місцевого реверсування (зміна напрямку руху вентиляційного потоку або забезпечення необхідного витоку повітря у зворотньому напрямку);
- визначення місць закорочування вентиляційного потоку (зменшення аеродинамічного опору гілок-виробок) і місць встановлення вентиляційних регуляторів (збільшення аеродинамічного опору гілок-виробок);
- визначення можливих варіантів моделювання (з урахуванням дії теплової депресії пожежі);
- визначення можливості підвищення і зменшення аеродинамічного опору гілок-виробок відповідно варіантам (в умовах шахти);
- моделювання варіантів місцевого реверсування;
- аналіз результатів розподілу повітря після різних варіантів моделювання (перевірка аеродинамічного опору регуляторів в умовах шахти, якщо місцеве реверсування передбачено в плані ліквідації аварій);
- визначення задовільного варіанта (варіантів) місцевого реверсування вентиляції.

Бібліографічний список

1. Трофимов В.О. Комп'ютерне моделювання аварійних вентиляційних режимів / В.О.Трофимов, Л.В. Незамова // Вісті Донецького гірничого інституту: Всеукраїнський науково-технічний журнал гірничого профілю. - 2010. - №1. – С.39-41.
2. Смоланов С.М. Основи гірничорятувальної справи: навчальний посібник / С.М. Смоланов, В.І. Голінько, Б.А. Грядущий. – Дніпропетровськ: Видавництво НГУ, 2002. – 267 с.
3. Трофимов В.О. Аерологія шахтних вентиляційних мереж / Трофимов В.О., Булгаков Ю.Ф., Кавера О.Л., Харьковий М.В. – Донецьк: Норд-Прес, 2009. – 87 с.

4. Болбат И.Е. Аварийные вентиляционные режимы в угольных шахтах / И.Е. Болбат, В.И. Лебедев, В.А. Трофимов. – М.: Недра, 1992. – 206 с.

Надійшла до редколегії 12.10.2010

В.О. Трофимов, Л.В. Незамова

Моделирование аварийных вентиляционных режимов в угольных шахтах осуществляется с помощью специальных компьютерных программ. Однако, опыт такого моделирования не обобщен и каждый специалист составляет методику моделирования по своему усмотрению. В статье рассматриваются методические основы компьютерного моделирования местного реверсирования вентиляции.

аварийный вентиляционный режим, сценарий компьютерного моделирования, местное реверсирование вентиляции

V. Trofimov, L. Nezamova

Simulation of emergency ventilation modes in coal mines is made using special computer programs. However, the experience of such modeling is not compiled and every specialist develops modeling techniques on his own. The article deals with methodological basis of computer simulation of local reverse ventilation.

emergency ventilation mode, scenario simulation, local reversal of ventilation

© Трофимов В.О., Незамова Л.В., 2010

УДК 622.235

О.О. ФРОЛОВ (канд. техн. наук)

Національний технічний університет України

«Київський політехнічний інститут»

ВИКОРИСТАННЯ КОЕФІЦІЄНТУ ІНТЕНСИВНОСТІ НАПРУЖЕНЬ ДЛЯ ОЦІНКИ ТРІЩИНУВАТОСТІ ГІРСЬКОГО МАСИВУ ПРИ РУНУВАННІ ЙОГО ВИБУХОМ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ

Запропоновано для оцінки тріщинуватості масиву гірських порід використовувати коефіцієнт інтенсивності напружень як основної характеристики тіла з тріщиною. Наведено алгоритм розрахунку об'єму руйнування тріщинуватих гірських порід з урахуванням коефіцієнту інтенсивності напружень. Отримані чисельні значення об'єму руйнувань в залежності від початкової тріщинуватості гірського масиву

напруження, тріщинуватість, коефіцієнт інтенсивності напружень, масив гірських порід, руйнування, вибух, свердловинний заряд

Актуальність. Розрахунок тіла на міцність нерозривно пов'язаний з визначенням його напруженого стану. Це необхідно не лише для знаходження небезпечної точки і компонент напруженого стану в ній, але і для встановлення міцності матеріала в цій точці, оскільки більшість критеріїв настання небезпечного стану мають вираз саме через компоненти напруженого стану. Для багатьох тіл і схем навантаження визначення напруженого стану в небезпечній точці зводиться до обчислення коефіцієнтів концентрації напружень. Ці коефіцієнти є відношенням максимального значення якої-небудь компоненти тензора напруження до відповідного номінального значення.

При наявності в тілі тріщини для встановлення закономірності її поширення і тим самим для оцінки міцності тіла також необхідне знання напруженого стану. Завдання визначення напруженого стану біля кінця тріщини відрізняється від звичайних завдань визначення концентрації напруження тим, що геометрично лінеаризована постановка крайових умов і фізично лінійна теорія пружності призводять до нескінченних напружень і нескінченних градієнтів напруження в кінці тонкого розрізу. При цьому поняття коефіцієнта концентрації напружень втрачає сенс. Для вирішення задач про тріщину не обов'язково знати детальні процеси, що проходять у досить малій околиці кінця розрізу [1, 2]. Досить знати характер і інтенсивність напруженого стану в області, що оточує кінець розрізу разом з малим об'ємом, де зосереджений механізм руйнування. Це означає відмову від використання коефіцієнта концентрації напружень на користь асимптотичного представлення напруженого стану в кінці розрізу.

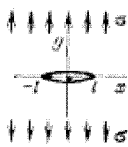
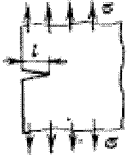
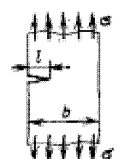
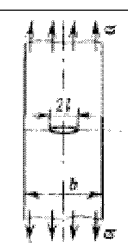
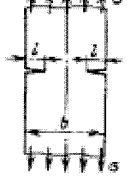
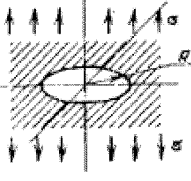
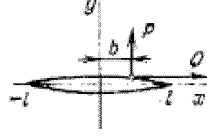
Таким чином, можна стверджувати, що процеси руйнування матеріалу визначаються інтенсивністю поля напружень, яке оточує кінець тріщини. Ця інтенсивність характеризується коефіцієнтом інтенсивності напружень K (КІН).

Вибір об'єкту досліджень. Враховуючи зростаючу потребу в оцінці міцності гірських порід з тріщинами, слід визнати, що складні методи математичної теорії тріщин мають бути доповнені прийомами обчислень, в яких занижена точність розрахунку виправдовується малою трудомісткістю, тобто оцінку міцності тріщинуватих гірських порід звести до рівня звичайних інженерних розрахунків. В цьому і полягає мета даної роботи.

Викладення матеріалу досліджень. В таблиці 1 наведені значення коефіцієнтів інтенсивності напружень для найбільш часто використовуваних схем навантаження [3].

Таблиця 1.

Коефіцієнти інтенсивності напружень

№ п/п	Форма зразка та схема навантаження матеріалу	Формула для визначення коефіцієнту інтенсивності напружень
1		$K = \sigma\sqrt{\pi l}$
2		$K = 1,12\sigma\sqrt{\pi l}$
3		$K = \sigma\sqrt{l}Y, Y = (1,99 - 0,41\lambda + 18,70\lambda^2 - 38,48\lambda^3 + 53,85\lambda^4)$ ($\lambda = l/b, \lambda \leq 0,7$)
4		$K = \sigma\sqrt{\pi l}Y,$ $Y = \sqrt{\frac{1}{\pi\lambda} \operatorname{tg} \pi l} \quad (\lambda \leq 0,7),$ $Y = (1,77 + 0,454\lambda - 2,04\lambda^2 + 21,6\lambda^3)/\sqrt{\pi} \quad (\lambda < 1),$ $Y = \sqrt{\sec \pi l} \quad (\lambda \leq 0,8)$
5		$K = \sigma\sqrt{l}Y,$ $Y = 1,98 + 0,72\lambda - 8,48\lambda^2 + 27,36\lambda^3,$ $Y = \sqrt{\frac{1}{\pi\lambda} (\operatorname{tg} \pi\lambda + 0,1 \sin \pi\lambda)}$
6		$K = 2\sigma\sqrt{\frac{R}{\pi}}$
7		$K_I = \frac{P}{2\sqrt{\pi l}} \sqrt{\frac{l+b}{l-b}} + \frac{Q}{2\sqrt{\pi l}} \frac{\chi-1}{\chi+1}$ $K_{II} = -\frac{P}{2\sqrt{\pi l}} \frac{\chi-1}{\chi+1} + \frac{Q}{2\sqrt{\pi l}} \sqrt{\frac{l+b}{l-b}}$

Аналіз табл. 1 показує, що якщо узагальнити розрахункові формули для коефіцієнтів інтенсивності напружень при наведених схемах навантаження, то усереднене значення K буде мати вигляд:

$$K = Y\sigma\sqrt{\pi l}, \quad (1)$$

де Y – геометричний коефіцієнт (змінюється в межах $1 \div 2$); l – довжина тріщини; σ – напруження розтягнення, яке виникає в масиві гірських порід.

Для розрахунку об'єму руйнування тріщинуватого масиву гірських порід застосуємо алгоритм і послідовність дій розрахунку об'єму руйнувань як і для руйнування суцільного середовища [4, 5]. Однак, для оцінки тріщинуватості масиву використовуємо параметри тріщинуватості, в основі яких закладений коефіцієнт інтенсивності напружень.

Припустимо, що в гірському масиві вже містяться рівномірно розподілені тріщини, які можна охарактеризувати тріщинуватістю, тобто середньою відстанню між тріщинами s . В загальному вигляді тріщинуватість гірського масиву можна виразити як:

$$s = \sqrt{\frac{1}{Nl}} \quad (2)$$

де N – кількість тріщин в одиниці об'єму гірського масиву.

З урахуванням (2) формула (1) буде мати вигляд

$$K = \frac{Y\sigma}{s} \sqrt{\frac{\pi}{N}}, \quad (3)$$

Введемо поняття порогового та критичного значень коефіцієнта інтенсивності напружень. Припустимо, що при $K < K_{\Pi}$ (пороговий КІН) тріщина в локальному об'ємі не росте, якщо $K_{\Pi} < K < K_{\text{кр}}$, то тріщина збільшується, якщо ж $K > K_{\text{кр}}$, то в даному об'ємі тріщина росте лавиноподібно (до ∞ довжини), тобто настає руйнування. Таким чином, зміну чисельних значень КІН в залежності від тріщинуватості можна представити графіком, представленим на рис. 1.

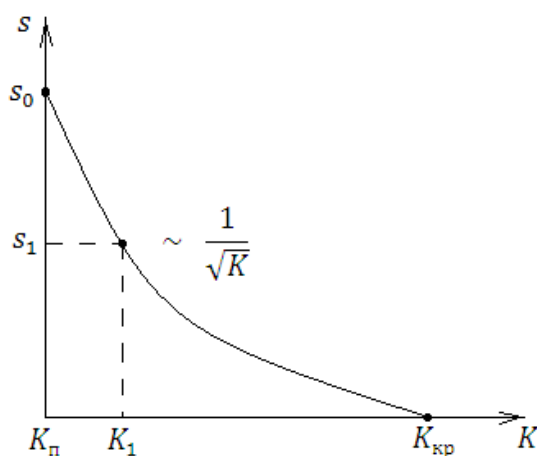


Рис. 1. Графік залежності між тріщинуватістю s та КІН K : s_0 – початкова тріщинуватість; K_1, s_1 – відповідно, поточні значення КІН та тріщинуватості

Припустимо, що тріщини розподілені в об'ємі гірської породи однорідно і орієнтовані ізотропно. Для проведення необхідних розрахунків необхідно усереднити розтягуючі напруження в локальному об'ємі за всіма напрямками, оскільки саме це напруження розтягнення підставляється в формулу для К:

$$\sigma_{cp} = \frac{\int_0^{2\pi} \sigma \cdot \cos^2 \varphi d\varphi}{2\pi} = \frac{1}{2} \quad (4)$$

Якщо ж напруження в даному об'ємі від'ємні (тобто це напруження стиснення), то вони порівнюються з критичним напруженням руйнування породи на стиснення.

Таким чином, в кожному локальному (розрахунковому) об'ємі реалізується наступна процедура:

якщо головні напруження $\sigma_1, \sigma_2 < 0$ (стиснення), то їх значення порівнюються з критичним напруженням руйнування породи на стиснення. Якщо $|\sigma_1| > |\sigma_{кр}|$ або/і $|\sigma_2| > |\sigma_{кр}|$, то порода в даному елементарному об'ємі зруйнована;

якщо $\sigma_1 > 0, \sigma_2 < 0$, то σ_2 порівнюється з $\sigma_{кр}$. Якщо $|\sigma_2| < |\sigma_{кр}|$, то порода зруйнована. Якщо ні, то σ_1 усереднюється за всіма напрямками (тобто $\sigma_{cp} = 1/2 \sigma_1$), потім по σ_{cp} розраховується К, і далі розрахунок робиться по К;

якщо $\sigma_1 > 0$ і $\sigma_2 > 0$, то вони усереднюються обидва, загальне $\sigma_{cp} = 1/2(\sigma_1 + \sigma_2)$, розраховується К, і далі як в п. 2.

Розрахунок об'єму руйнувань тріщинуватого масиву гірських порід було проведено для наступних умов: відстань між свердловинами – 5 м; довжина заряду – 15 м; діаметр свердловини – 200 мм; тип вибухової речовини (ВР) – грамоніт 79/21; щільність заряджання ВР – 950 кг/м^3 ; швидкість детонації ВР – 3600 м/с.

Підривання свердловинних зарядів відбувається в магнетитових кварцитах щільністю $\rho = 3100 \text{ кг/м}^3$. Критичне значення напруження руйнування на розтягнення – $1,8 \cdot 10^7 \text{ Па}$; критичне значення напруження руйнування на стиснення – $1,9 \cdot 10^8 \text{ Па}$; швидкість поширення поздовжніх хвиль у гірському масиві – 5300 м/с; модуль пружності – $8,3 \cdot 10^{10} \text{ Па}$; коефіцієнт Пуассона – 0,26; ступінь затухання хвиль напружень при розповсюдженні в гірському масиві – 1,35.

Вплив тріщинуватості досліджувався через зміну кількості тріщин на одиницю об'єму та початковою тріщинуватістю гірського масиву. Чисельні значення КІН були обрані на підставі літературних джерел по механіці руйнування і тому їх значення є орієнтовними. Результати наведених розрахунків наведено в таблиці 2.

Таблиця 2.

Результати розрахунків руйнування масиву гірських порід

Тріщинуватість, м	87	80	70	60	50	40	30	20	10	5	1	0,5	0,1
Кількість тріщин, шт	0,011	0,012	0,014	0,017	0,02	0,025	0,033	0,05	0,1	0,2	1	2	10
Об'єм руйнувань, м^3	1405	1444	1505	1582	1674	1783	1950	2206	2731	3324	4782	5285	5892

За результатами розрахунків побудована залежність значень об'єму руйнувань тріщинуватого гірського масиву від початкової тріщинуватості досліджуваного об'єму (рис. 2).

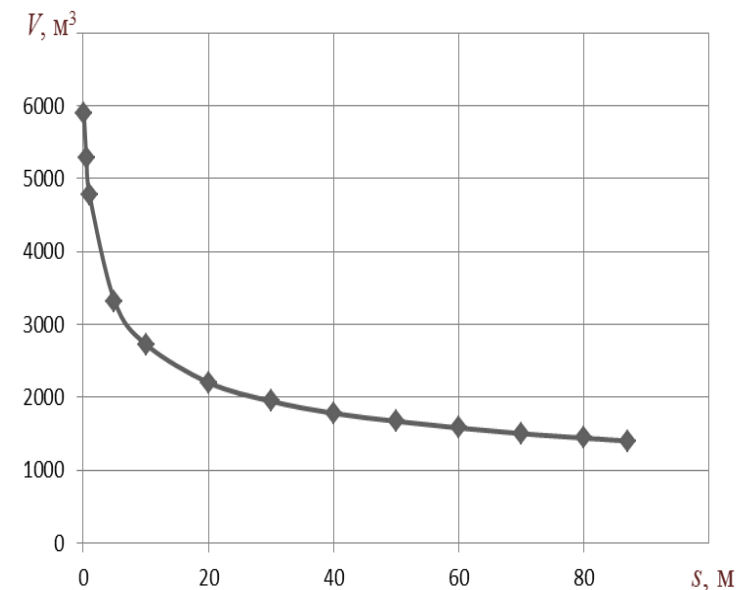


Рис. 2. Графік залежності об'єму (V) підірваної гірничої маси від початкової тріщинуватості (s) досліджуваного об'єму

Аналіз залежності показує, що зі зменшенням середньої відстані між природніми тріщинами (або збільшенням кількості тріщин на одиницю об'єму) об'єм руйнувань зростає по залежності, яка має вигляд:

$$V = -719,3 \ln s + 4512,4. \quad (5)$$

Висновки

1. Для оцінки тріщинуватості гірського масиву застосовано коефіцієнт інтенсивності напружень, як показника зростання тріщини при деякому прикладеному напруженні.

2. Отримані розрахункові значення об'єму руйнувань тріщинуватого гірського масиву при вибуху системи свердловинних зарядів для значень початкової тріщинуватості досліджуваного об'єму.

3. Отримані результати потребують детального аналізу та подальших досліджень для удосконалення методики розрахунку руйнувань тріщинуватих гірських масивів.

Бібліографічний список

1. Морозов Е.М. О соответствии между энергетическим критерием разрушения и математическим моделированием явлений деформаций в конце разрезв-трещин / Е.М. Морозов // ПММ. – 1970. - Т. 34. - № 4. - С. 768-776.
2. Морозов Е.М. Об одном обосновании критерия Ирвина на конце трещины / Е.М. Морозов, В.З. Партон // Инж. журнал. МТТ. – 1968. - № 6. - С. 147-152.
3. Партон В.З. Механика упругопластического разрушения / В.З. Партон, Е.М. Морозов. – М.: Наука, 1985. – 504с.

4. Фролов О.О. Теоретичні передумови розрахунку об'єму руйнування гірських порід під час вибуху систем подовжених зарядів / О.О. Фролов // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – 2008. – Вип. 16. – С. 13–16.

5. Фролов О.О. Дослідження параметрів зони руйнування при вибуху системи свердловинних зарядів / О.О. Фролов // Вісник Криворізького технічного університету. Зб. наук. праць. – 2009. – Вип. 23. – С. 186–189.

Надійшла до редколегії 08.04.2010

О. О. Фролов

Предложено для оценки трещиноватости массива горных пород использовать коэффициент интенсивности напряжений как основной характеристики тела с трещиной. Приведен алгоритм расчета объема разрушений трещиноватых горных пород с учетом коэффициента интенсивности напряжений. Получены численные значения объема разрушений в зависимости от начальной трещиноватости горного массива.

напряжение, трещиноватость, коэффициент интенсивности напряжений, массив горных пород, разрушение, взрыв, скважинный заряд

O. O. Frolov

Stress intensity ratio as a basic feature of a fractured body can be used to estimate rock mass fracturing. We offer a calculation algorithm for estimating fractured rock mass destruction taking into account stress intensity ratio. Numerical values of destruction are obtained depending on the initial rock mass fracturing.

stress, fracture, stress intensity factor, rock mass, destruction, explosion, deep-hole charge

© Фролов О.О., 2010

УДК 622.232

О.Е. ШАБАЕВ (канд. техн. наук, доц.)

А.К. СЕМЕНЧЕНКО (д-р техн. наук, проф.)

Н.В. ХИЦЕНКО (канд. техн. наук, доц.)

Е.Ю. СТЕПАНЕНКО (студент)

Донецкий национальный технический университет

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ РАБОЧЕГО ПРОЦЕССА ГОРНОЙ ВЫЕМОЧНОЙ МАШИНЫ КАК МЕХАТРОННОГО ОБЪЕКТА

Разработаны структурная схема и математическая модель рабочих процессов горной машины как мехатронного объекта. Выполнена классификация основных функционально-законченных элементов конструкции горной машины как мехатронного объекта и разработаны их математические модели. Разработанная модель может быть использована для оценки показателей технического уровня горной машины при ее проектировании на базе мехатронного подхода.

горная выемочная машина, рабочий процесс, мехатронный подход, математическая модель, функционально-законченный элемент

Проблема и ее связь с научными или практическими задачами. Среди проблем, стоящих перед угольной промышленностью и влияющих на добычу угля в отрасли, наиболее острой остается проблема ускорения темпов проведения подготовительных выработок, обеспечивающих необходимую и своевременную подготовку фронта очистных работ. По нашим оценкам [1], традиционный способ повышения производительности проходческой техники за счет повышения массы и энерговооруженности при неизменных структурно-компоновочных схемах и способах управления для обеспечения темпов проходки на уровне 40 м/сут требует установки привода исполнительного органа мощностью не менее 1500 кВт при массе комбайна более 200 т. Наиболее весомый фактор, приводящий к завышению установленной мощности привода – неучет системой управления целого ряда особенностей конструкции и процесса функционирования комбайна, что является допустимым при низких темпах проходки, однако неприемлемо в перспективе. Для обеспечения высоких темпов проходки при приемлемых уровнях металлоемкости и энерговооруженности комбайн должен проектироваться как мехатронная система с интеллектуальной системой управления [2].

Анализ исследований и публикаций. Мехатронный подход предполагает проектирование горной машины как единой системы, включающей тесно интегрированные механическую, электрическую, гидравлическую, электронную и информационную составляющие [2, 3]. При этом для оценки эффективности проектируемого комбайна необходимо развитие компьютерных методов анализа рабочих процессов горных машин как мехатронных систем. В соответствии с системным подходом, рабочий процесс горной машины может рассматриваться как совокупность взаимосвязанных рабочих процессов составляющих ее элементов, выделенных конструктивно и функционально – функционально законченных элементов (ФЗЭ) [4]. Для разработки математической модели рабочего процесса мехатронного объекта «горная выемочная машина» требуется разработка математических моделей входящих в ее состав ФЗЭ – мехатронных модулей. Известны разработки [5, 6] в области создания и изучения рабочих процессов отдельных мехатронных узлов и модулей очистных и проходческих комбайнов. Вместе с тем, вопросы систематизации математических моделей отдельных мехатронных ФЗЭ и их объединения в единую математическую модель не рассматривались. При этом ряд математических моделей мехатронных ФЗЭ требуют разработки.

Постановка задачи. Необходима разработка математической модели горной выемочной машины как мехатронного объекта на основе систематизации и разработки математических моделей отдельных мехатронных ФЗЭ.

Изложение материала и результаты. Горная машина как мехатронный объект представляет собой совокупность взаимосвязанных исполнительных механизмов и базовых корпусных элементов конструкции, изменяющих свое положение в пространстве под действием приводов ее силовых систем в результате компьютерного управления, обеспечивающего реализацию ее функций с максимальной эффективностью. Повышение эффективности работы машины обеспечивается путем адаптивной оптимизации ее рабочего процесса по критериям производительности, энергопотребления и надежности на основе текущей информации о состоянии силовых систем машины, данных о параметрах внешней среды и состоянии оборудования комплекса [7]. Исходя из этого положения, была разработана (см. рис.1) структурная схема горной машины как мехатронного объекта (ГМ как МО). Для реализации адаптивного интеллектуального управления рабочими процессами и адаптивного технического обслуживания в элементы конструкции машины встраиваются соответствующие датчики, позволяющие получать оперативную информацию об ее состоянии. Основными структурными единицами машины являются:

Пространственно перемещающаяся масса (ППМ) – это базовый корпусной элемент конструкции, который рассматривается как абсолютно жесткое тело, перемещающееся в пространстве и обладающее инерционными свойствами. Состояние ППМ описывается ее координатами и углами поворота в пространстве, скоростями движения, виброускорениями и напряжениями в ее конструкции.

Узел взаимодействия масс – это элемент конструкции машины, реализующий связь ППМ между собой, с внешней средой и с силовым приводом, в котором формируются нагрузки, определяющие пространственное движение ППМ. С учетом особенностей формирования нагрузок узлы взаимодействия масс подразделяются на узлы связи, узлы внутренних возмущений, узлы внешних возмущений, узлы внутренних и внешних возмущений.

Узел связи – это пассивный элемент конструкции машины, обладающий упруго-диссипативными свойствами, обеспечивающий соединение ППМ с целью ограничения их взаимных перемещений. Параметры узла связи не зависят от состояния силового привода. К узлам связи относятся шарниры, упоры, направляющие, амортизаторы и т.д. Состояние узла связи описывается формируемыми в нем нагрузками (реакциями), температурой, виброускорениями, взаимными перемещениями соединяемых ППМ.

Узел внутреннего возмущения – это активный элемент конструкции машины, способный генерировать силовые возмущения и обладающий упруго-диссипативными свойствами. Он связывает ППМ и элементы привода машины, и его параметры зависят от состояния привода. К узлам внутреннего возмущения относятся: гидроцилиндры, гидропатроны, направляющие с гидрозажимами, механические передачи с закреплением ведущего и ведомого элемента на разных ППМ, неуравновешенные вращающиеся и движущиеся массы. Состояние узла внутреннего возмущения описывается теми же величинами, что и для узла связи.

Узел внешнего возмущения – это пассивный элемент конструкции машины, обладающий упруго-диссипативными свойствами, осуществляющий взаимодействие ППМ с внешней средой. К узлам внешних возмущений относятся опорные элементы машин, при этом внешней средой является почва выработки для проходческого комбайна или конвейер для очистного комбайна. Состояние узла внешнего возмущения описывается формируемыми в нем нагрузками (реакциями), температурой, виброускорениями.

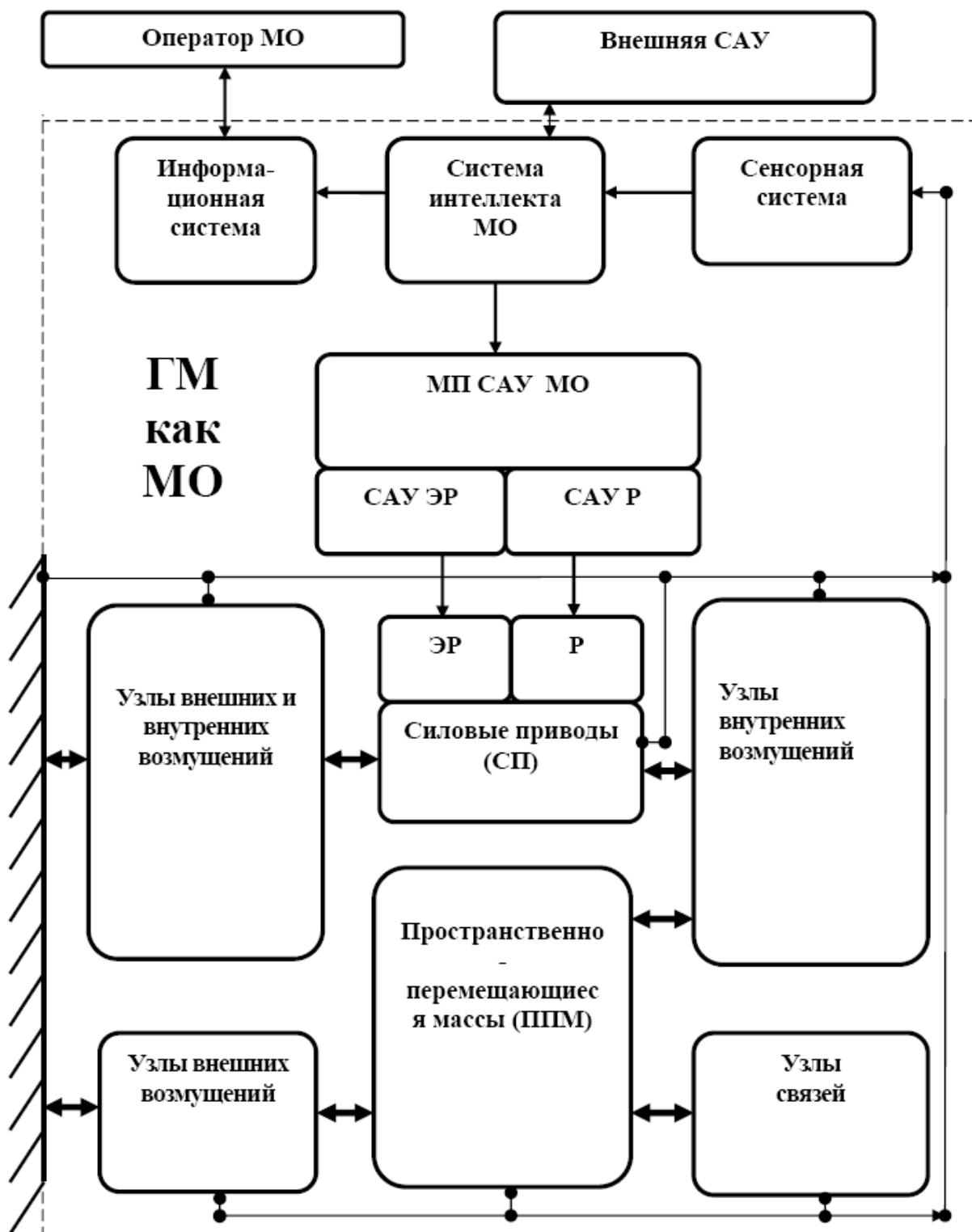


Рис. 1. Структура горной машины как мехатронного объекта (ГМ как МО)

Узел внутреннего и внешнего возмущений – это исполнительный механизм машины, генерирующий силовые возмущения, определяемые закономерностями его взаимодействия с внешней средой. Он связан с ППМ, элементами привода машины и внешней средой. Его параметры зависят от состояния привода и параметров внешней среды. К этим узлам можно отнести, например, движители систем подачи очистных комбайнов, режущий орган горной машины, приводное колесо, гидроопору и т.д. Состояние узла внутреннего и внешнего возмущений описывается формируемыми в нем нагрузками, температурой, виброускорениями, параметрами внешней среды.

Силовой привод (СП) – система, осуществляющая подачу энергии к узлам внутреннего возмущения и узлам внутреннего и внешнего возмущения для функционального перемещения исполнительных механизмов машины. Система привода включает механическую, гидравлическую и электрическую части в различных сочетаниях. Например, для проходческого комбайна система привода резания исполнительного органа электромеханическая (электродвигатель и редуктор), а система привода подачи исполнительного органа гидроэлектромеханическая (электродвигатель, насос и гидрораспределительная аппаратура). Состояние элементов силового привода характеризуется скоростными (угловая скорость, расход жидкости), силовыми (момент, напряжение в металлоконструкциях, давление), электрическими (напряжение, ток, мощность) параметрами, температурой, виброускорениями.

Регулятор силового привода (Р) – элемент силового привода, представляющий механическую, гидравлическую и электрическую части или другие сочетания этих и других частей привода, реализующий под воздействием МП САУ машины изменение регулируемого параметра силового привода. Например, привод изменения эксцентриситета гидронасоса, частотный преобразователь. В соответствии с мехатронным подходом с регулятором силового привода интегрирована микропроцессорная система автоматического управления регулятором силового привода (МП САУ Р), обеспечивающая отработку регулятором силового привода поступающих от МП САУ горной машины команд управления силовым приводом.

Энергораспределитель (ЭР) – элемент силового привода, представляющий механическую, гидравлическую и электрическую части или другие сочетания этих и других частей привода, реализующий под воздействием МП САУ машины включение/выключение подачи энергии к другим элементам силового привода машины, обеспечивая реализацию требуемых технологических операций (гидрораспределитель, муфты переключения передач и т.д.). С энергораспределителем ЭР интегрирована микропроцессорная система автоматического управления энергораспределителем силового привода (МП САУ ЭР). МП САУ ЭР обеспечивает отработку энергораспределителем ЭР поступающих от МП САУ горной машины команд управления силовым приводом, обеспечивающих реализацию полного цикла работы горной машины с учетом всех технологических операций, для выполнения которых она предназначена.

Система интеллекта горной машины (СИ) – программное обеспечение бортового компьютера для решения задачи многокритериальной оптимизации рабочего цикла горной машины по критериям производительности, энергопотребления и надежности ее работы с учетом ограничивающих факторов, а также прогнозирования отказов элементов на основе текущих данных о параметрах, характеризующих состояние элементов машины и свойства внешней среды, заданий, получаемых от оператора и внешней управляющей системы.

Информационная система предназначена для выдачи информации оператору о состоянии горной машины, прогнозируемых отказах и по обеспечению безопасности эксплуатации машины, а также для ввода заданий от оператора. В информационную систему входят устройства ввода-вывода: дисплеи, индикаторы, устройства сигнализации, управляющие консоли и т.п.

Микропроцессорная система автоматического управления (МП САУ) – электронная система, обеспечивающая функционирование системы интеллекта машины и ее связь с информационной системой и управляемыми устройствами привода (Р, ЭР). Ядром МП САУ является бортовой компьютер машины.

Сенсорная система – совокупность устройств преобразования сигналов датчиков, предназначенная для ввода в бортовой компьютер информации о параметрах, характеризующих состояние элементов мехатронного объекта и свойства внешней среды. Преобразование сигналов предусматривает их усиление, аналого-цифровое преобразование и фильтрацию. Датчики интегрированы в элементы силовых систем машины.

Системное представление машины является основой анализа и синтеза горной машины как мехатронного объекта и позволяет описать рабочий процесс ее функционирования с учетом основных особенностей:

- изменения в пространстве и времени структуры системы “управляемая машина - внешняя среда”;
- многомассовости и пространственности горной машины как объекта исследования и проектирования, а также пространственности перемещения и нагружения ее элементов;
- компьютерного управления, обеспечивающего повышение технического уровня машины на основе автоматизации интеллектуальной деятельности по ее управлению и технической диагностике.

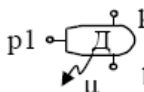
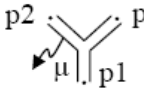
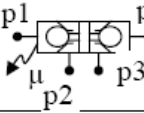

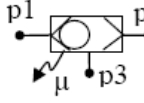
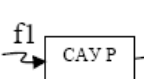
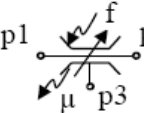

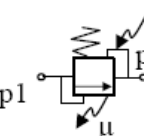
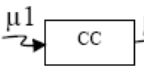
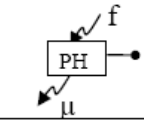
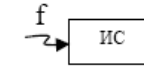
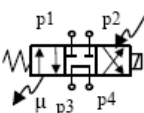
Для формализации рабочего процесса горной машины как МО при составлении математической модели ее функционирования принят принцип представления ГМ как совокупности элементов конструкции (ФЗЭ), входящих в состав системы “МО - внешняя среда” и отражающих структуру и параметры ГМ. Функционирование каждого ФЗЭ описывается частной математической моделью (ММ), при этом совокупность частных ММ и уравнений связи, отражающих взаимодействие элементов в соответствии со структурой ГМ, образует ММ рабочего процесса ГМ как МО. В табл.1 систематизированы основные ФЗЭ конструкции ГМ как МО.

При составлении ММ ППМ примем допущение, что рассматриваемый элемент конструкции является абсолютно жестким телом, на которое действует система сосредоточенных сил, приложенных в узлах взаимодействия с другими ППМ и внешней средой, а также собственный вес.

Таблица 1.
Основные функционально-законченные элементы конструкции горной машины как мехатронного объекта

Тип		Условное изображение*	Тип	Условное изображение*
1		2	3	4
Пространственно перемещающаяся масса (ППМ)			гидроцилиндр	
			гидропатрон	
			направляющая с гидрозажимами	
			ЗП в разных корпусах	
узлы взаимодействия		узел внешних возмущений	нерегулируемая опора	
узлы связи	сферический шарнир		режущий орган	
	цилиндрический шарнир		погрузочный орган	
	упор		двигатель СП	
		узел внутренних и внешних возмущений	гидроопоры	
			приводное колесо	
силовой привод				
элементы электропривода		элементы гидропривода		
асинхронный электродвигатель		гидронасос		
преобразователь частоты (регулятор силового привода)		гидромотор		
пускатель (энергораспределитель)		дроссель		
элементы трансмиссии				
маховик		предохранительный клапан		
упругий вал		обратный клапан		
редуктор		трубопровод		

Продолжение табл. 1.

1	2	3	4
дифференциал		тройник	
элементы системы управления		гидрозамок	
система автоматического управления энергораспределителем		клапан «ИЛИ»	
система автоматического управления регулятором силового привода		регулируемый дроссель (регулятор силового привода)	
система интеллекта		регулятор расхода (регулятор силового привода)	
сенсорная система		регулятор рабочего объема насоса (регулятор силового привода)	
информационная система		гидрораспределитель (энергораспределитель)	

* Условные обозначения: f – управляющее воздействие; μ – сигналы с датчиков; m – соединение с ППМ; c – связь с внешней средой; p – соединение с элементами силового привода.

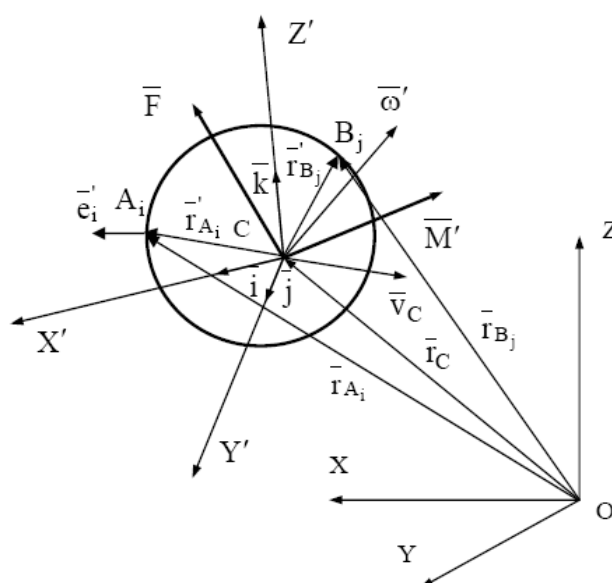


Рис. 2. Расчетная схема ФЗЭ «Пространственно перемещающаяся масса»

На расчетной схеме показаны (см. рис. 2):

OXYZ – неподвижная СК, жестко связанная с забоем;

CX'Y'Z' – СК, жестко связанная с ППМ, с началом координат в центре масс, оси которой направлены по главным осям инерции;

$\bar{i}, \bar{j}, \bar{k}$ – единичные векторы направления осей CX', CY' и CZ' в СК OXYZ;

$\bar{r}_C \{x_C, y_C, z_C\}$ – радиус-вектор центра масс ППМ в СК OXYZ;

$\bar{v}_C \{v_{CX}, v_{CY}, v_{CZ}\}$ – скорость центра масс ППМ в СК OXYZ;

$\bar{r}_{Ai} \{x_{Ai}, y_{Ai}, z_{Ai}\}$ – радиус-вектор установки i-того датчика измерения вибрации в

СК CX'Y'Z'; i – число датчиков измерения вибрации, $i = 1 \dots N_{ВД}$;

$\bar{r}_{Ai} \{x_{Ai}, y_{Ai}, z_{Ai}\}$ – радиус-вектор установки i-того датчика измерения вибрации в СК OXYZ;

$\bar{r}_{Bj} \{x_{Bj}, y_{Bj}, z_{Bj}\}$ – радиус-вектор установки j-того датчика положения типа GPS

навигатора в СК CX'Y'Z'; j – число датчиков типа GPS навигатора, $j = 1 \dots N_{ДП}$;

$\bar{r}_{Bj} \{x_{Bj}, y_{Bj}, z_{Bj}\}$ – радиус-вектор установки j-того датчика положения типа GPS навигатора в СК OXYZ;

$\bar{e}_i \{e'_{ix}, e'_{iy}, e'_{iz}\}$ – вектор виброускорений в точке установки i-того датчика измерения вибрации в СК CX'Y'Z';

$\bar{\omega}' \{\omega'_x, \omega'_y, \omega'_z\}$ – угловая скорость ППМ в СК CX'Y'Z';

$\bar{F} \{F_x, F_y, F_z\}$, $\bar{M}' \{M'_x, M'_y, M'_z\}$ – главный вектор и главный момент системы внешних сил, приложенных к ППМ в узлах взаимодействия; центр приведения – центр масс С, главный вектор задан в СК OXYZ, главный момент – в СК CX'Y'Z'.

Математическая модель ППМ имеет вид:

$$\left\{ \begin{array}{l} \ddot{\bar{r}}_C = \frac{\bar{F} + \bar{G}}{m}; \\ \dot{\bar{\omega}}' = \begin{pmatrix} \frac{M'_x - (J_z - J_y)\omega'_y\omega'_z}{J_x} \\ \frac{M'_y - (J_x - J_z)\omega'_z\omega'_x}{J_y} \\ \frac{M'_z - (J_y - J_x)\omega'_x\omega'_y}{J_z} \end{pmatrix}; \\ (\dot{C}') = \begin{pmatrix} i_y\omega'_z - i_z\omega'_y & j_y\omega'_z - j_z\omega'_y & k_y\omega'_z - k_z\omega'_y \\ i_z\omega'_x - i_x\omega'_z & j_z\omega'_x - j_x\omega'_z & k_z\omega'_x - k_x\omega'_z \\ i_x\omega'_y - i_y\omega'_z & j_x\omega'_y - j_y\omega'_x & k_x\omega'_y - k_y\omega'_x \end{pmatrix}; \\ \bar{r}_{Ai} = \bar{r}_C + (C')\bar{r}_{Ai}; \\ \bar{r}_{Bj} = \bar{r}_C + (C')\bar{r}_{Bj} + \bar{\Delta}_{ДП}; \\ v_i = e'_i \left[(C')^T \ddot{\bar{r}}_C + (\dot{C}')^T (\bar{\omega}' \times \bar{r}_{Ai}) + \dot{\bar{\omega}}' \times \bar{r}_{Ai} \right] \end{array} \right.$$

где m – масса ППМ;

\bar{G} – вес ППМ, заданный в СК OXYZ;

J_X, J_Y, J_Z – главные моменты инерции ППМ;

(C') – матрица направляющих косинусов СК $CX'YZ'$ в СК $OXYZ$.

Математическая модель ФЗЭ типа ППМ может быть записана в виде неявной вектор-функции:

$$\bar{f}_{ППМ}(\bar{X}; \bar{P}; \bar{Y}; \bar{\mu}) = 0,$$

где $\bar{X}\{\bar{F}, \bar{M}', \bar{G}\}$ – входной вектор; $\bar{P}\{m, J_X, J_Y, J_Z, \bar{r}'_{Ai}, \bar{e}_i, \bar{P}_{ВДi}, N_{ВД}, \bar{r}'_{Bj}, \bar{P}_{ДПi}, N_{ДП}\}$ – вектор параметров; $\bar{Y}\{\bar{r}_C, \bar{v}_C, \bar{\omega}', (C')\}$ – выходной вектор; $\bar{\mu}\{\bar{v}_i, \bar{r}_{Bj}\}$ – вектор сигналов с интегрированных датчиков состояния ППМ в текущий момент времени.

Аналогично были получены ММ остальных ФЗЭ, приведенных в табл.1. Данные ММ приведены ниже в интегрированном виде.

Математическая модель ФЗЭ типа узел взаимодействия масс запишется как:

$$\bar{f}_j(\bar{Y}_j, \bar{Y}'_j, \bar{C}_{cpj}, \bar{P}_{cpj}; \bar{P}_j; \bar{F}_j, \bar{X}'_j, \bar{\mu}_j) = 0,$$

где \bar{Y}_j – вектор, компонентами которого являются вектора состояний ППМ, контактирующих с j-м узлом взаимодействия масс; \bar{Y}'_j – вектор состояния элементов привода, которые контактируют с j-м узлом взаимодействия масс; \bar{C}_{cpj} – вектор параметров структуры внешней среды в зоне контакта с j-м узлом взаимодействия масс; \bar{P}_{cpj} – вектор параметров внешней среды в зоне контакта с j-м узлом взаимодействия масс; \bar{P}_j – вектор параметров j-го узла взаимодействия масс; \bar{F}_j – вектор нагрузок, формируемых в j-м узле в зонах его контакта с ППМ; \bar{X}'_j – вектор входных параметров для элементов привода, которые контактируют с j-м узлом взаимодействия масс; $\bar{\mu}_j$ – вектор сигналов с интегрированных датчиков состояния j-го узла взаимодействия масс в текущий момент времени.

Математические модели узлов взаимодействия масс запишутся:

- узел связи

$$\bar{f}_j(\bar{Y}_j; \bar{P}_j; \bar{F}_j; \bar{\mu}_j) = 0,$$

- узел внутренних возмущений

$$\bar{f}_j(\bar{Y}_j, \bar{Y}'_j; \bar{P}_j; \bar{F}_j, \bar{X}'_j, \bar{\mu}_j) = 0,$$

- узел внешних возмущений

$$\bar{f}_j(\bar{Y}_j, \bar{Y}'_j, \bar{C}_{cpj}, \bar{P}_{cpj}; \bar{P}_j; \bar{F}_j, \bar{X}'_j, \bar{\mu}_j) = 0,$$

- узел внутренних и внешних возмущений

$$\bar{f}_j(\bar{Y}_j, \bar{Y}'_j, \bar{C}_{cpj}, \bar{P}_{cpj}; \bar{P}_j; \bar{F}_j, \bar{X}'_j, \bar{\mu}_j) = 0,$$

(1)

Математическая модель 1-го ФЗЭ силового привода как вектор-функция может быть записана:

$$\bar{f}_1(\bar{X}_1, \bar{P}_1, \bar{Y}_1, \bar{\lambda}_1, \bar{\mu}_1) = 0,$$

где \bar{X}_1 - входной вектор, отражающий воздействие на 1-й ФЗЭ силового привода других связанных с ним ФЗЭ в текущий момент времени; \bar{P}_1 - вектор параметров 1-го элемента силового привода; \bar{Y}_1 - вектор состояния 1-го элемента силового привода в текущий момент времени, отражающий его воздействие на другие связанные с ним ФЗЭ; $\bar{\lambda}_1$ - вектор управляющих воздействий на 1-й элемент силового привода; $\bar{\mu}_1$ - вектор сигналов с интегрированных датчиков состояния 1-го ФЗЭ силового привода в текущий момент времени.

Для регуляторов силового привода и энергораспределителей ММ имеет вид (1), для остальных элементов силового привода:

$$\bar{f}_1(\bar{X}_1, \bar{P}_1, \bar{Y}_1, \bar{\mu}_1) = 0,$$

Математическая модель k-го ФЗЭ системы управления может быть представлена в виде:

$$\bar{Y}_k = \bar{f}_k(\bar{X}_k, \bar{P}_k),$$

где \bar{X}_k - входной вектор k-го ФЗЭ системы управления, компонентами которого в зависимости от типа элемента системы управления могут быть как управляющие воздействия $\bar{\lambda}_k$, так и сигналы с интегрированных датчиков состояния других ФЗЭ $\bar{\mu}_k$ в текущий момент времени; \bar{P}_k - вектор параметров k-го элемента системы управления, характеризующих его конструкцию и алгоритм функционирования; \bar{Y}_k - выходной вектор k-го элемента ФЗЭ системы управления, компонентами которого в зависимости от типа элемента могут быть как управляющие воздействия $\bar{\lambda}_k$, так и результаты обработки сигналов с датчиков состояния других ФЗЭ $\bar{\mu}_k$ в текущий момент времени.

Математическая модель рабочего процесса ГМ как МО запишется в виде совокупности ММ ФЗЭ, входящих в систему “машина - внешняя среда”:

$$\left\{ \begin{array}{ll} \bar{f}_i(\bar{X}_i, \bar{P}_i, \bar{Y}_i, \bar{\mu}_i) = 0, & i = \overline{1, N_i}; \\ \bar{f}_j(\bar{Y}_j, \bar{Y}'_j, \bar{C}_{срр}, \bar{P}_{срр}, \bar{P}_j, \bar{F}_j, \bar{X}_j, \bar{\mu}_j) = 0, & j = \overline{1, N_j}; \\ \bar{f}_l(\bar{X}_l, \bar{P}_l, \bar{Y}_l, \bar{\mu}_l) = 0, & l = \overline{1, N_l}; \\ \bar{Y}_k = \bar{f}_k(\bar{X}_k, \bar{P}_k), & k = \overline{1, N_k}; \\ \{\bar{Y}_{i0}, \bar{Y}_{j0}, \bar{Y}_{l0}, \bar{Y}_{k0}\}; \\ \bar{\varphi}(\bar{X}_i, \bar{Y}_i, \bar{\mu}_i, \bar{Y}_j, \bar{Y}'_j, \bar{F}_j, \bar{X}'_j, \bar{\mu}_j, \bar{X}_l, \bar{Y}_l, \bar{\mu}_l, \bar{X}_k, \bar{Y}_k) = 0, \end{array} \right.$$

где \bar{N}_i – число ФЗЭ типа ППМ; \bar{N}_j – число ФЗЭ типа узел взаимодействия масс; \bar{N}_1 – число ФЗЭ трансмиссии; \bar{N}_k – число ФЗЭ системы управления; $\{\bar{Y}_{i0}, \bar{Y}_{i0}, \bar{Y}_{10}, \bar{Y}_{k0}\}$ – вектор начальных условий – значений выходных параметров ФЗЭ в начальный момент времени; $\bar{\Phi}(\bar{X}_i, \bar{Y}_i, \bar{\mu}_i, \bar{Y}_j, \bar{Y}'_j, \bar{F}_j, \bar{X}'_j, \bar{\mu}_j, \bar{X}_1, \bar{Y}_1, \bar{\mu}_1, \bar{X}_k, \bar{Y}_k) = 0$ – вектор линейных алгебраических уравнений связи, описывающих особенности соединения ФЗЭ в единую систему.

Выводы и направление дальнейших исследований.

Разработаны структурная схема и математическая модель рабочих процессов горной машины как мехатронного объекта, представляющие собой совокупность разработанных моделей мехатронных функционально-законченных элементов типа пространственно перемещающаяся масса, узлов взаимодействия, элементов силового привода с соответствующими регуляторами и энерго-распределителями, а также подсистем интеллекта, информационной, и сенсорной. Математическая модель описывает установившиеся и переходные режимы функционирования машины с учетом структуры и параметров системы, пространственности, многомассовости машины и технологической схемы ее работы, а также изменений в пространстве и времени структуры этой системы под действием управляющих воздействий на машину.

Разработанная модель может быть использована для оценки таких показателей технического уровня горной машины как теоретическая производительность, ресурс, характеристики нагрузок в элементах конструкции машины, удельная энергоемкость рабочего процесса, а также специфические характеристики: для проходческих комбайнов – темпы проходки и параметры, характеризующие качество проходимой выработки; для очистных комбайнов – сортность угля и т.п. Таким образом, разработанная математическая модель может быть использована при проектировании горных машин на базе мехатронного подхода.

Библиографический список

1. Семенченко А.К. Перспективы развития проходческих комбайнов / А.К. Семенченко, О.Е. Шабаев, Д.А. Семенченко, Н.В. Хиценко // Горная техника 2006: каталог-справочник. – С-Пб: ООО «Славутич». – С. 8-15.
2. Семенченко А.К. Принципы создания проходческих комбайнов как мехатронных систем / А.К. Семенченко, О.Е. Шабаев, Д.А. Семенченко, Н.В. Хиценко // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Гірничо-електромеханічна. - 2006. - Вип. 113. - С. 238-243.
3. Стадник Н.И., Сергеев А.В., Кондрахин В.П. Мехатроника в угольном машиностроении / Н.И. Стадник, А.В. Сергеев, В.П. Кондрахин // Горное оборудование и электротехника. – 2007. - Вип. 4. – С.20-29.
4. Семенченко А.К. Теоретические основы анализа и синтеза горных машин и процесса их восстановления как динамических систем / А.К. Семенченко, В.М. Кравченко, О.Е. Шабаев. – Донецк: РВА ДонНТУ, 2002. – 302с.
5. Экспериментальные исследования тяговых характеристик электрогидрораспределителей / Н.И. Стадник, А.К. Семенченко, А.В. Мезников и др. // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Гірничо-електромеханічна. – 2007. - Вип. 14(127). - С.248-257.
6. Шабаев О.Е. Оценка эффективности проходческого комбайна с интеллектуальной системой «управление-подача» исполнительного органа / О.Е. Шабаев, А.К. Семенченко, Е.Ю. Степаненко, Н.В. Хиценко. - Вісті Донецького гірничого інституту. - 2009. - №1. – С. 207-218.

7. Шабает О.Е. Принципы интеллектуализации рабочих процессов мехатронной горной выемочной машины / О.Е. Шабает, А.К. Семенченко, Н.В. Хиценко // Вісті Донецького гірничого інституту. - 2009. - №1. – С. 207-213.

Надійшла до редколегії 23.10.2010

О.Є. Шабает, А.К. Семенченко, М.В. Хиценко, Э.Ю. Степаненко

Розроблено структурну схему і математичну модель робочих процесів гірничої машини як мехатронного об'єкту. Виконано класифікацію основних функціонально-закінчених елементів конструкції гірничої машини як мехатронного об'єкту і розроблено їх математичні моделі. Розроблена модель може бути використана для оцінки показників технічного рівня гірничої машини при її проектуванні на базі мехатронного підходу.

гірнича виїмкова машина, робочий процес, мехатронний підхід, функціонально-закінчений елемент

O. Shabaev, A. Semchenko, N. Khitsenko, E. Stepanenko

We have developed a structural chart and a mathematical model of the working procedure of a mining machine as a mechatronic object. Basic stand-alone elements of a mining machine design are classified and their mathematical models are developed. This model can be used to estimate the performance of mining machines in the process of designing on the basis of mechatronic approach.

mining machine, working procedure, mechatronic approach, mathematical model, stand-alone element

© Шабает О.Е., Семенченко А.К., Хиценко Н.В., Степаненко Е.Ю., 2010

УДК 622.281.74

А.Н. ШАШЕНКО (д-р техн. наук, проф.)

Р.Н. ТЕРЕЩУК (канд. техн. наук, доц.)

Национальный горный университет

А.В. МАРТОВИЦКИЙ (канд. техн. наук, генеральный директор ОАО «Павлоградуголь» ДТЭК)

ОЦЕНКА ЗОНЫ ВЛИЯНИЯ ОДИНОЧНОГО АНКЕРА НА ПРИКОНТУРНЫЙ МАССИВ

Приведены результаты математического моделирования выработки, расположенной в однородном породном массиве и закрепленной одиночным анкером. Определены зоны влияния одиночного анкера на приконтурный массив от длины анкера.

Введение. Крепление горных выработок и поддержание их в рабочем состоянии в период эксплуатации шахт является одним из основных производственных процессов при подземной добычи угля.

Поддержание горных выработок в надежном эксплуатационном состоянии имеет важное значение не только с точки зрения технологии подземной добычи угля, но и в экономическом отношении.

В последние годы все больше встает проблема поставок крепи на шахты Украины, обусловленная, в основном, высокой стоимостью металла и низкой платежеспособностью предприятий.

Вопросы успешного преодоления трудностей снабжения шахт металлокрепью, обеспечения устойчивости выработок, повышения безопасности ведения горных работ и быстрая подготовка новых выемочных полей могут быть решены путем использования более эффективных и металлосберегающих видов крепи, одним из которых является анкерная.

Как показывает анализ средств и способов повышения устойчивости выработок, наибольший эффект в сложившихся условиях дают мероприятия и крепи, направленные на сохранение целостности окружающего выработку массива и использование его несущей способности.

Исследование взаимодействия одиночного анкера, а тем более системы анкеров, с породным массивом аналитическими методами представляет очень непростую задачу. В этой связи основные параметры анкерной крепи можно определить путем математического моделирования.

Цель работы – определить размеры зоны влияния одиночного анкера различной длины на приконтурный массив.

Материалы и результаты исследований. Исследование влияния одиночного анкера на приконтурный массив выполнялось на основе изучения закономерностей изменения напряженно-деформированного состояния приконтурного массива пород и сводилось к определению ожидаемых смещений породного контура выработки.

Для решения поставленной задачи использовались численные методы механики деформируемого твердого тела. Они обладают наибольшей общностью при описании механических процессов в породных массивах и конструкциях, так как свободны от влияния частных факторов, отражающих специфику горнотехнической ситуации. Эти методы также позволяют исследовать механические процессы в более широком диапазоне, т.е. дают возможность не только качественно, но и количественно прогнозировать результаты проявления горного давления.

Методом конечных элементов моделировалась одиночная выработка прямоугольного сечения с линейными размерами: ширина – 6 м, высота – 3 м; расположенная в однородном массиве с физико-механические параметры: модуль упругости $E = 9000 \text{ МПа}$, коэффициент Пуассона $\mu = 0,33$, предел прочности на сжатие

$R_c = 25$ МПа, предел прочности на растяжение $R_p = 2,5$ МПа, плотность пород $\gamma = 2,5$ т/м³ на глубине 400 м, что соответствует горному давлению 10 МПа.

Решение выполнялось на основе нелинейной деформационной модели среды с использованием процедуры “переменных параметров упругости”, позволяющей итерационным путем отразить связь между напряжениями и деформациями согласно реальной диаграмме сжатия образца горной породы.

Для исследования определены 10 вариантов: 1 вариант – выработка без крепи (рис. 1, а); 2-10 варианты – выработка закреплена одиночным анкером, установленным в центральной части кровли (рис. 1, б). Во время выполнения моделирования в вариантах 2-10 изменялась длина анкера $l_a = 1 \dots 5$ м. Результаты исследований приведены на рис. 2-4.

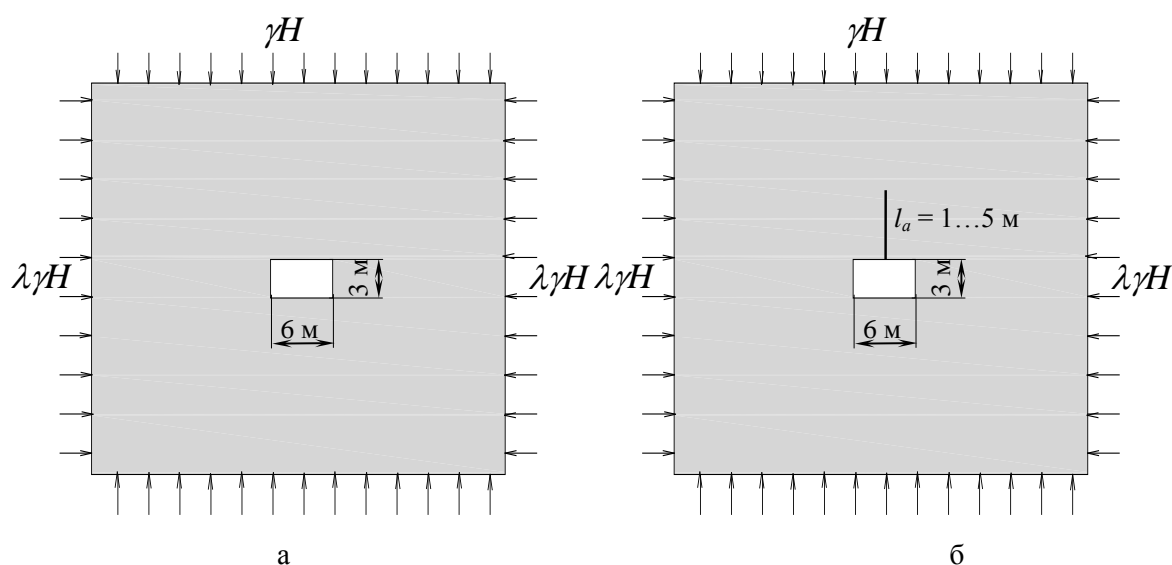


Рис. 1. Расчетные схемы

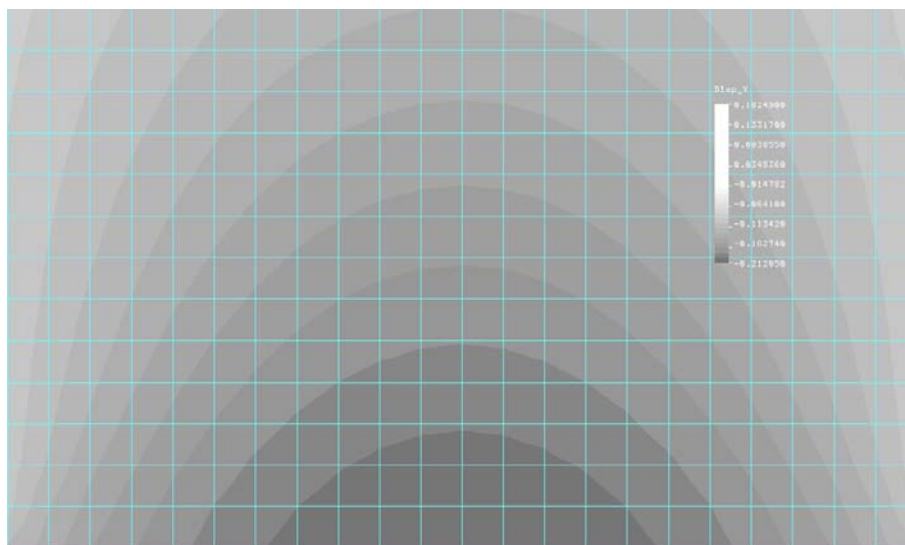


Рис. 2. Перемещения в кровле выработки вариант 1 (без крепи)

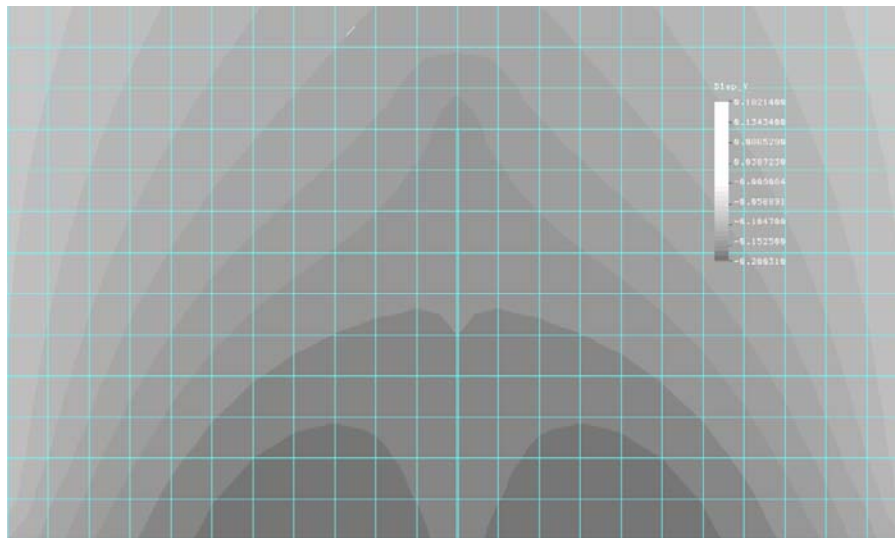


Рис. 3. Перемещения в кровле выработки вариант 4 ($la = 2,5$ м)

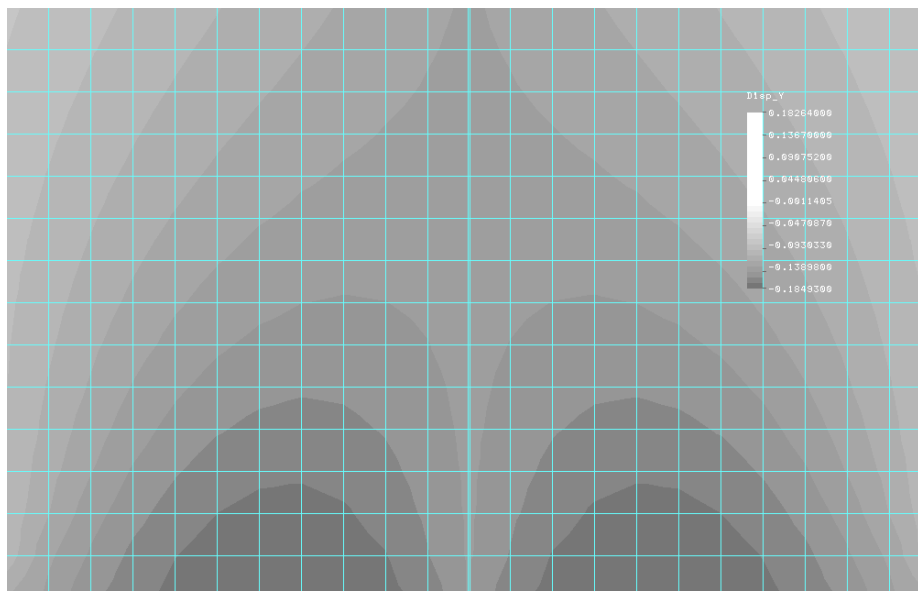


Рис. 4. Перемещения в кровле выработки вариант 6 ($la = 5$ м)

По результатам расчетов построена зависимость изменения величины зоны влияния ba одиночного анкера на приконтурный массив от длины анкера la рис. 5.

Сопоставляя полученные результаты (рис. 2-4) можно сделать следующие выводы:

- с установкой анкера, вокруг него образуется область непосредственно связанных с ним пород кровли выработки;
- перемещения в районе анкера на 5...20% меньше, чем максимальные на контуре;
- максимальные перемещения на контуре выработки уменьшаются с 21,2 см до 18,5 см с увеличением длины анкера от 0 до 5 м;
- зона максимальных перемещений разделяется на две части и смещается от центра к бокам выработки;

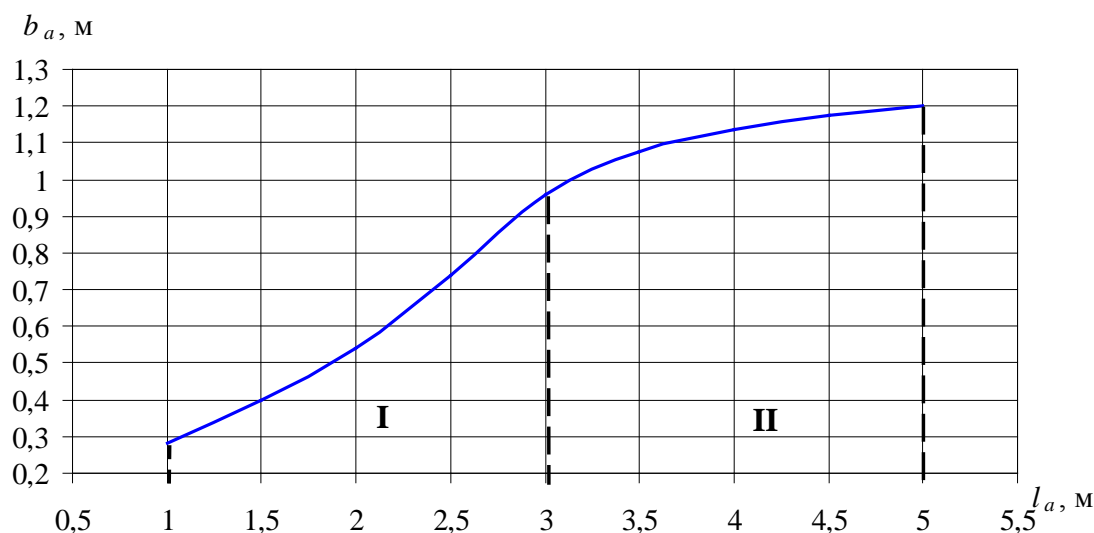


Рис. 5. Зависимость изменения величины зоны влияния одиночного анкера на приконтурный массив от длины анкера

- при изменении длины анкера l_a от 1 м до 5 м зона влияния одиночного анкера b_a увеличивается с 28 см до 120 см (рис. 5);
- основное влияние по уменьшению перемещений на контуре выработки оказывает анкер длиной 2,5-3,0 м, при этом реализуется 74% зоны влияния;
- увеличение зона влияния одиночного анкера при изменении длины анкера от 3 м до 5 м составило всего 26%.

Выводы. Зона влияния одиночного анкера, установленного в центральной части кровле выработки, которая расположена в однородном породном массиве, при изменении длины анкера 1...5 м составляет 28...120 см. В одиночной выработке с величиной полупролета 2,5 м рациональная длина анкера составляет 2,5-3,0 м. Это обстоятельство диктует необходимое условие для определения количества анкеров, устанавливаемых в кровле выработки: $N=l/b$, где l – длина сводовой части выработки при $l = 4-7$ м и зоне влияния $b = 0,9$ м число анкеров, вообще говоря, должно составлять 5-8 шт.

Дальнейшие исследования будут направлены на изучения влияния одиночного анкера на приконтурный массив при изменении глубины разработки, прочностных характеристик пород, формы поперечного сечения выработки.

Надійшла до редколегії 24.12.2010

А.М. Шашенко, Р.М. Терещук, А.В. Мартовицкий

Наведені результати математичного моделювання виробки, яка розташована в однорідному породному масиві та закріплена одиночним анкером. Визначені зони впливу одиночного анкера на приконтурний масив від довжини анкера.

A. Shashenko, R. Tereshuk, A. Martovitski

The results of mathematical modeling of a working located in a homogeneous rock mass and fixed with a single anchor are presented. Zones of the influence of a single anchor on the rock mass from length of the anchor are defined.

© Шашенко А.Н., Терещук Р.Н., Мартовицкий А.В., 2010

УДК 622.235.222:622.812.2

Н.Р. ШЕВЦОВ (д-р техн. наук, проф.)

С.А. КАЛЯКИН (канд. техн. наук, доц.)

И.В. КУПЕНКО (канд. техн. наук, доц.)

Донецкий национальный технический университет

СОВРЕМЕННЫЕ ПРИНЦИПЫ БЕЗОПАСНОГО ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ГАЗОНОСНЫХ МАССИВАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Предложена идеология взрывобезопасности взрывных работ на больших глубинах угольных шахт на основе принципов, учитывающих чрезвычайную опасность процесса генерации горючих газов углем, образования наночастиц угольной пыли и человеческий фактор. Даны параметры технологии, обеспечивающие предотвращение техническими средствами ошибочных действий людей, взрывов и пожаров на основе применения ВВ VI класса и гидровзрывания.

взрывные работы, гидровзрывание, взрывчатые вещества, горючие газы, угольная пыль, взрывобезопасность

Добыча угля в шахтах Донбасса сопряжена с опасностью ведения горных работ, обусловленной большой глубиной разработки пластов, газоносностью горного массива и наличием выбросов угля, породы и газа. Средняя глубина разработки угольных пластов превышает 725 м, а тринадцать шахт Донбасса добывают уголь на глубине 1000...1400 м. С увеличением глубины разработки возрастают температура вмещающих угольные пласты пород, газоносность горного массива и его выбороопасность. В настоящее время около 90% шахтопластов отнесены к газовым, 60% – к опасным по взрывам угольной пыли, 45% – к опасным по внезапным выбросам угля, породы и газа и 25% – к опасным по самовозгоранию угля.

Состояние и проблемы безопасности труда в угольных шахтах Украины даны в работах [1, 2].

С 2001 по 2009 гг. в угольных шахтах Украины произошли 14 взрывов газа и угольной пыли, 139 экзогенных и 46 эндогенных пожаров, 564 газодинамических явления (ГДЯ), 157 завалов и 7 затоплений действующих горных выработок. Общий смертельный травматизм в угольной промышленности Украины составил в среднем около 2,5 чел. на 1 млн. тонн добычи угля. Наиболее высокий социальный резонанс в обществе вызывают групповые несчастные случаи в угольных шахтах при авариях. Групповой травматизм шахтеров со смертельным исходом в связи с авариями при взрывах газа и пыли, газодинамических явлениях и пожарах составляет 28,2% от общего числа погибших в угольных шахтах. Экономический ущерб от последствий взрыва на угольной шахте может составлять десятки миллионов долларов, а в отдельных случаях взрывы и пожары приводят к полному разрушению выработок шахт и их закрытию.

В шахтах при разрушении газоносных горных массивов широко применяются взрывные работы и сотрясательное взрывание. С их помощью добывают около 10% угля и проводят 60% подготовительных горных выработок.

Для ведения взрывных работ разрешено применение только предохранительных взрывчатых веществ (ПВВ). Однако при их применении происходят взрывы метана и угольной пыли. При взрывных работах в шпурах происходят неконтролируемые обнажения зарядов и выгорания ПВВ. Основными источниками воспламенения МВС являются детонирующие (54%) и выгорающие (46%) заряды ПВВ; 20% воспламенения МВС произошло на выемочных участках; 50% - в тупиковых подготовительных выработках. Взрывание заряда ПВВ приводит к выделению большого количества метана. На больших глубинах дополнительно выделяются и другие горючие газы (водород, ацетилен, оксид углерода), которые переводят МВС в более взрывоопасное состояние. Это

значит, что при взрывных работах необходима надежная Взрывозащита, которая в настоящее время предопределяется профессионализмом и уровнем качества выполнения работ.

Анализ последних исследований показал, что взрывобезопасность производственных процессов, в т.ч. взрывных работ на технологических выемочных и подготовительных участках угольных шахт не соответствует стандартам по технике безопасности труда. Взрывобезопасность в угольных шахтах, опасных по газу и взрывам угольной пыли, обеспечивается взрывозащитой и организационно-техническими мероприятиями. Вместе с тем, возникновение аварий на угольных шахтах, как правило, связано с нарушением целого комплекса мероприятий по обеспечению взрывобезопасности, в результате чего происходит образование взрывоопасной среды, возникает источник ее воспламенения, а система взрывозащиты не способна ликвидировать взрыв. Во многом это связано с производственной деятельностью человека вследствие ошибочных действий, происходящих при высоком ритме работы в сложных условиях труда на большой глубине шахт и ненадежностью средств взрывозащиты. Установлено, что при авариях с групповыми несчастными случаями удельный вес ошибочных действий людей, приводящих к катастрофам, составлял более 90% по сравнению с другими факторами. Поэтому «человеческий фактор» играет ключевую роль в системе обеспечения безопасности работ в угольных шахтах. Принятая сегодня идеология безопасности труда в угольных шахтах, опасных по газу и пыли, базируется на администрировании и ужесточении мер воздействия на работающих в шахтах людей, вместо того, чтобы создавать технологии, обеспечивающие предотвращение техническими средствами ошибочных действий людей и возникновение аварийных ситуаций.

Целью работы является формирование идеологии безопасности взрывных работ в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, направленной на использование безопасных средств и способов производства взрывных работ, предотвращающих взрывы газа и угольной пыли в выработках.

Современная концепция взрывозащиты угольных шахт включает в себя систему технических, технологических и организационных мероприятий, выполняемых при ведении горных работ с целью полного исключения возможности возникновения воспламенения метана и угольной пыли или сведения к минимуму моральных и материальных потерь от вредных последствий взрывов. Она носит многоступенчатый характер и осуществляется путем выполнения мероприятий одновременно по двум техническим направлениям:

- предупреждение воспламенений (вспышек и взрывов) газопылевоздушных смесей;
- предотвращение распространения взрывов по сети горных выработок.

Основным является первое – профилактическое направление. Его реализацию первого направления рассмотрим на примере концепции предупреждения воспламенений при производстве взрывных работ в тупиковых горных выработках, проводимых смешанным забоем (рис. 1).

На приведенной блок-схеме представлены три группы мероприятий, обеспечивающих взрывопреупреждение газовой среды.

Все эти мероприятия технические, технологические и организационные средства на блок-схеме условно изображены в виде сплошных ограничительных линий взрывозащиты. Прием, мероприятия, эффективность действия которых зависит от «человеческого фактора» показаны перфорированными прерывистыми линиями – ненадежности взрывозащиты.



Рис. 1. Предупреждение воспламенений при ВР в подготовительных выработках со смешанным забоем

Первая группа – это мероприятия, призванные исключить образование в призабойном пространстве (в районе ведения взрывных работ) взрывоопасной среды горючими газами и взрывчатой угольной пылью за счет изменения концентрационных пределов взрываемости горючего в воздухе теплового взрыв неограниченного роста времени индукции.

Вторая группа – это мероприятия, призванные обеспечить безопасную технологию и технику производства взрывных работ и призваны исключить образование источников воспламенения с критическими параметрами для взрывоопасной среды.

Третья группа – это мероприятия, которые создают в призабойном пространстве предохранительную среду с целью исключения возможности возникновения взрыва при наличии взрывоопасной смеси и источников ее воспламенения.

Действующая концепция обеспечения взрывобезопасности разрушения горных пород при производстве взрывных работ базируется на профессионализме, исполнительном мастерстве человека и наличии дифференцированных по условия применения средств безопасности и способов взрывозащиты выработок.

Человек делает оценку состояния горного массива, газовыделения, выбросоопасности и вентиляции, на основании которой и действующих правил безопасности осуществляет выбор ВВ, способа взрывания шпуровых зарядов и средств взрывания; делает расчет параметров взрывных работ, забойки шпуров, предохранительной среды;

осуществляет мероприятия в выработке по взрывозащите и ее вентиляции: расчет вентиляции, параметров осланцевания угольной пыли и орошения (обмывки).

Выбор человеком ВВ, средств взрывания, забойки и параметров взрывных работ, предопределяет:

- правильность заряжания, взрывания, наличие забойки;
- соблюдение сетки шпуров, величины заряда на шпур, интервалы взрывания групп шпуровых зарядов ВВ, общее время короткозамедленного взрывания всего забойного комплекта шпуровых зарядов;
- выбор безопасных приемов взрывания и средств взрывозащиты для ликвидации ударных волн с опасными для МВС параметрами (ΔP), нагретых до высокой температуры газообразных продуктов взрыва и радикалов (T , CR), а также горящих частиц ВВ ($GЧ$), разлетающихся при взрыве с большой скоростью (ln , $Tч$) и пламени от выгорающего заряда ($Tч$, $tч$).

Таким образом, флегматизация взрывоопасной среды и исключение источников, способных вызвать ее воспламенение позволяет обеспечить безопасность взрывных работ и устанавливается безопасное состояние системы «человек-среда-техника» за счет исключительно действий человека.

Недостатки этого подхода: невысокая безопасность в части предотвращения воспламенений МВС и ПВС технических средств для производства взрывных работ, несовершенная технология производства взрывных работ и низкая надежность систем взрывозащиты вследствие невозможности прогноза человеком опасных ситуаций в разрушаемом горном массиве.

Поэтому современная стратегия обеспечения безопасного производства взрывных работ должна включать модернизацию технических средств для их производства и выбор безопасной технологии проведения взрывных работ.

Принципиальной особенностью предлагаемых технических решений является то, что они заложены непосредственно в технологию взрывных работ и поэтому эффективность их действия практически не зависит от «человеческого фактора» (нижняя часть блок-схемы). Действие каждого технического средства одновременно обеспечивает воздействие и на нейтрализацию источников воспламенения, и на снижение степени взрывоопасности газопылевоздушной среды.

Современная усовершенствованная концепция безопасного производства взрывных работ достигается применением высокопредохранительных ВВ (VI класс, водоустойчивый сплошной монозаряд, стыкующийся из отдельных патронов ВВ, устойчивых к выгоранию), контурного взрывания шпуровых зарядов ВВ, обратного инициирования, гидровзрывания. При этом масса шпурового заряда должна быть не больше предельного заряда ПВВ. Снижение степени взрывоопасности МВС и ПВС реализовано управляемым предупреждением взрывов горючих газов, которое достигается за счет насыщения горного массива водой и растворами ингибиторов, созданием при взрывании шпуровых зарядов ПВВ газодисперсной ингибированной системы, в которой ингибиторы доставляются продуктами взрыва ВВ в газовую среду из горючих газов и пыли. Совместное действие этих факторов обеспечивает взрывозащиту не зависимо от действий человека и возможности той или иной опасной ситуации в горном массиве, т.е. позволяет исключить негативное влияние «человеческого фактора» на безопасное состояние системы «человек-среда-техника».

Достоверность и обоснованность предложенных принципов показана на примере обеспечения безопасного производства взрывных работ в газоносных горных массивах угольных шахт. Известно, что метано-воздушная смесь (МВС) может воспламениться в трещинах массива, а пламя может распространяться по трещинам на большие расстояния в выработанное пространство и забой выработки. Учитывая это, было пред-

ложено использовать высокопредохранительные ВВ и их гидровзрывание для создания предохранительной среды в забое выработки и предотвращения воспламенения МВС в трещинах горного массива при производстве взрывных работ [3]. При гидровзрывании зарядов высокопредохранительных ВВ в горных породах заряд со всех сторон должен быть окружен водой или водным раствором соответствующей соли-ингибитора. Во время гидровзрывания заряда ВВ наряду с разрушением пород происходит импульсная закачка воды или водного раствора в пласт, его предварительное рыхление и дегазация. Одновременно в призабойной части выработки идет распыление воды, снижение образования угольной пыли и интенсивности ударных волн и создается предохранительная среда из тумана и пара с параметрами, обеспечивающими взрывозащиту в горной выработке. За счет энергии, передаваемой в массив ударными волнами, в нем образуется система трещин, которые заполняет и расширяет движущаяся потоком ударно-сжатая вода как рабочее тело процесса разрушения. При взрывании в угле образование трещин и разрушение структурных атомных связей в угольном веществе ведут к его дегазации и снятию напряженного состояния. Роль воды существенно возрастает при гидровзрывании на опасных угольных пластах в зонах метастабильного состояния, так как вода активно взаимодействует с образующимся метиленом. В связи, с чем полностью исключается вероятность возникновения процессов самовоспламенения горючих газов, образование взрывоопасного ацетилена и пирофорных наночастиц угольной пыли. Создание взрывозащиты в горной выработке при производстве взрывных работ обеспечивается использованием шпуровых зарядов ПВВ VI класса, которые при взрыве формируют в забое газодинамическую двухфазную ингибиторную среду, флегматизирующую горючие газы в трещинах массива и в забое выработки на время короткозамедленного взрывания [4]. В Украине с 1995 г. началось применение в особо опасных условиях угольных шахт высокопредохранительного, устойчивого к выгоранию угленита 10П (ПВВ VI класса). По настоящее время при применении угленита 10П в горных выработках не отмечено случаев воспламенения горючих газов, самовоспламенения угольной пыли, выгораний ПВВ. При взрывных работах угленитом 10П создается аэрозольная (в виде нано-частиц) ингибиторная система из NaCl , CaCl_2 и CaO . Причем, при взрыве 1 кг угленита 10П образуется 370 г ингибитора. В начальный момент времени призабойный участок выработки протяженностью 5...10 м, с высокой скоростью (1200...1300 м/с) заполняется продуктами взрыва с концентрацией ингибитора в них, равной 60...70 г/м³. В течение нормативного времени взрывания шпуровых зарядов (320 мс) концентрация ингибитора в смеси снижается, но все же остается выше флегматизирующей, равной 5,86 г/м³.

Предельный заряд для угленита 10П равен: в уголковой мортуре – 600 г, в канальной – 1,5 кг.

Устойчивость против выгорания (величина поджигающего состава) для угленита 10П равна 1,75 г (для сравнения для угленита 13П она равна 1,44 г, а Э-6 – 0,69 г). Объем применения угленита 10П постоянно увеличивается. За этот период времени использовано около 5000 т угленита 10П, а в 2009...2010 гг. потребность в нем возросла до 300...400 т. в год.

Опыт применения угленита 10П ($\Delta V = 120...130 \text{ см}^3$) показал, что при величии не шпурового заряда 1,5 кг эффективность разрушения эквивалентна 0,9 кг ВВ IV класса (Г-5) ($\Delta V = 270 \text{ см}^3$). Это указывает на все более широкое применение безопасной технологии БВР в особо опасных условиях угольных шахт.

Выводы

1. Установлено, что при авариях с групповыми несчастными случаями (взрывы, пожары, выбросы газа) основным фактором, приводящим к катастрофе, является чело-

веческий фактор в силу крайне неблагоприятного психофизиологического состояния человека при интенсивном труде на большой глубине шахт.

2. Разрушение угольного вещества взрывом приводит к генерации опасных горючих газов и образованию мелкодисперсной угольной пыли (наночастицы). Наличие в продуктах разложения угля ацетилена и образование пыли активного угля в виде наночастиц делают возможным самовоспламенение взрывоопасной смеси метана и пыли с воздухом.

3. Опасность горного производства на большой глубине угольных шахт можно ликвидировать только применением безопасных средств и способов разрушения угля и пород при проведении выработок и добыче угля.

4. На сегодняшний день принципы взрывобезопасности воплощены в технологию БВР при гидровзрывании и применении высокопредохранительных ВВ, создающих в выработке и трещинах массива предохранительную среду. Она обеспечивает предупреждение взрыва горючих газов и угольной пыли, взрывозащиту в забое выработки при короткозамедленном взрывании шпуровых зарядов автоматически за счет применения высокопредохранительного ВВ угленита 10П. При взрыве данного ВВ образуются ингибиторы, которые эффективно предотвращают воспламенение горючих газов и угольной пыли, создают предохранительную среду в забое выработки и прилегающих к ней трещинах горного массива.

Работа будет продолжена в направлении уточнения методики расчета паспорта БВР высокопредохранительными селективнотонизирующими ВВ в напряженном массиве.

Библіографічний список

1. Кашуба О.И. Анализ причин травматизма на шахтах Украины / О.И. Кашуба, Н.Б. Левкин, Е.А. Спиридонов, М.С. Ковчужный // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сб. научн. тр. МакНИИ. – Макеевка-Донбасс, 2008. – С. 172-177.
2. Румежак О.Н. Состояние и проблемы промышленной безопасности на горнодобывающих предприятиях Украины / О.Н. Румежак // Науковий весник НГУ. – 2010. - № 2. – С. 36-39.
3. Калякин С.А. Охрана труда как результат применения безопасных средств и способов разрушения горных пород / С.А. Калякин, Н.Р. Шевцов // Вести Донецкого горного института. – 2008. – Ч.1. - С. 76-83.
4. Калякин С.А. Взрывозащита горных выработок при взрывных работах / С.А. Калякин // Современные ресурсоэнергосберегающие технологии горного производства. – 2010. – Вып.1/2010(5). – С 142-148.

Надійшла до редколегії 17.09.2010

М.Р. Шевцов, С.О. Калякін, І.В. Купенко

Запропонована ідеологія вибухобезпеки підричних робіт на великих глибинах вугільних шахт на основі принципів, що враховують надзвичайну небезпеку процесу генерації горючих газів вугіллям, утворення наночастинок вугільного пилу і людський чинник. Приведені параметри технології, що забезпечують запобігання технічними засобами помилкових дій людей, вибухів і пожеж на основі застосування ВР VI класу та гідропідривання.

підричні роботи, гідропідривання, вибухові речовини, горючі гази, вугільний пил, вибухобезпека

M.R. Shevtsov, S.O. Kalyakin, I.V. Kupenko

An ideology of explosion blasting in deep coal mines based on the principles that take into account the extreme gravity of the generation of combustible gases with carbon, nanoparticles of coal dust formation and the human factor was suggested. There were given the parameters of technology, providing technical means to prevent erroneous actions of people, explosions and fires through the use of explosives of class VI and hydroexplosion.

blasting, hydroexplosion, explosive, fire gasses, coal dust, explosion safety

© Шевцов Н.Р., Калякин С.А., Купенко И.В., 2010

УДК 536.46

Л.Н. ШИМАН,
Е.Б. УСТИМЕНКО

Павлоградский химический завод

В.Д. ЧМИЛЬ

Институт экогигиены и токсикологии им. Л.И.Медведя, Киев

**ОБ УСЛОВИЯХ ОБРАЗОВАНИЯ ПОЛИХЛОРИРОВАННЫХ ДИОКСИНОВ В
ПРОДУКТАХ ВЗРЫВА ЭВВ ЕРА, СОДЕРЖАЩИХ ПЕРХЛОРАТ АММОНИЯ**

Показано, что при детонации эмульсионных взрывных веществ, которые содержат компоненты переработки твердого ракетного топлива, отсутствуют термодинамические и термохимические условия образования полихлорированного диоксина и хлористого водорода.

При переработке твердых ракетных топлив (ТРТ), извлекаемых гидромеханическим способом из ракетных двигателей, получают высокоэнергетические продукты, которые могут быть использованы в составах эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ).

Эмульсионные ВВ марки ЕРА-I, ЕРА-II и ЕРА-III, разработанные специалистами ГП «НПО «ПХЗ», содержат до 10% энергетические добавки веществ, полученных в результате переработки ТРТ. Учитывая то, что вещества конверсионной переработки ТРТ могут содержать небольшие остатки такого компонента ТРТ как перхлорат аммония (ПХА), возникла необходимость в оценке возможности образования полихлорированных диоксинов (ПХДД) при взрывании указанных марок ЭВВ «ЕРА».

Цель работы – оценка возможности образования полихлорированных диоксинов при взрывании ЭВВ марки ЕРА, в состав которых входят продукты переработки ТРТ.

Теоретические оценки показали, что такие вещества как ПХДД составляют большую группу полихлорированных органических соединений с близкой структурой и химическими свойствами. Структурно ПХДД (далее диоксины) являются трициклическими ароматическими соединениями, состоящими из двух бензольных колец, соединенных атомами кислорода, при этом до восьми атомов водорода могут быть заменены атомами хлора.

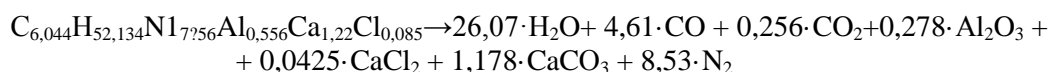
Общее количество возможных изомеров для диоксинов – 75. Эти соединения являются высокотоксичными и высокостабильными примесями некоторых пестицидов и промышленных химикатов, которые образуются при синтезе этих соединений. Кроме этого такие вещества могут образовываться в результате различных технологических процессов некоторых химических производств, деятельности металлургической и нефтеперерабатывающей промышленности, предприятий целлюлозно-бумажного производства, выхлопа газов при работе двигателей внутреннего сгорания, обеззараживания питьевой воды молекулярным хлором, сжигания растительных остатков обработанных пестицидами, сжигания мусора т.д. [1].

Наибольшую токсичность имеют 7 изомеров (конгеренов) диоксинов, в которых атомы хлора, как заместители атомов водорода, связаны с атомами углерода. При этом, наряду с другими положениями, такая как связь обязательно должна находиться в 2,3,7,8 – положениях бензольных колец. Самую наибольшую токсичность имеет 2,3,7,8-тетрахлордibenzo-п-диоксин (ПХДД). Это вещество даже в очень низких концентрациях резко снижает иммунитет человека к вирусным инфекциям и влияет на генетический аппарат. Аналогичную опасность представляют и другие полихлорированные дibenzo-п-диоксины, называемые в общем диоксинами. Токсичность 2,3,7,8 - ПХДД превышает токсичность цианидов, стрихнина и кураре [2,3]. ПХДД могут образовываться при температурах 500÷7500С в ходе реакций между органическими и хлор-

содержащими соединениями, выделяющими активный ион хлора в присутствии такого катализатора как медь.

В состав эмульсионных ВВ ЕРА-I, ЕРА-II и ЕРА-III входит органическое горючее – индустриальное масло и в качестве окислительной составляющей – нитраты аммония, кальция или натрия. Энергетические добавки продуктов переработки ТРТ – порошок алюминия, каучук и остатки ПХА, как правило, не превышают 10 %. При высокотемпературном разложении ЭВВ в процессе горения и взрыва активные ионы хлора не выделяются. ПХА при индивидуальном термическом разложении выделяет хлористый водород (HCl), однако в присутствии щелочных и щелочноземельных металлов и их окислов хлористый водород вступает с ними в реакции с образованием солей-хлоридов.

Использование в составе ЭВВ марки ЕРА меди и веществ, содержащих медь, которые являются катализаторами реакции органических веществ и активного хлор-иона, не допускается. Таким образом, наличие небольших остатков ПХА в энергетической добавке, вводимой в состав ЭВВ, не приведет к реакции ПХА с органической составляющей. Наличие в составе ЭВВ ЕРА таких компонентов как алюминий (в составе энергетической добавки) и нитрат кальция (или натрия) позволяет в первую очередь связывать хлор и хлор-ионы с кальцием, натрием или алюминием, при этом отсутствуют условия образования соединений хлора с углеводородом органической составляющей эмульсионного ВВ. Термохимическое уравнение взрывчатого превращения ЭВВ марки ЕРА-I (также ЕРА-II и ЕРА-III) с продуктами переработки ТРТ показывает, что в продуктах детонации таких ЭВВ отсутствуют не только диоксины, но также и хлористый водород.



Присутствующие в продуктах детонации оксиды алюминия и кальция, хлориды и карбонаты – вещества с низкой токсичностью, переходят в твердое состояние при температурах менее 1000°C, при этом процесс проходит в объеме взорванного массива без выделения их в атмосферу.

Температура взрыва ЭВВ составляют 2500-5000°C, давление превышает $6 \cdot 10^{10}$ Па; в зависимости от длины скважины время составляет 1...10 мс. В таких условиях полностью отсутствуют термодинамические и термохимические предпосылки для образования ПХДД. Известно, что при температурах более 1200-1300 °C ПХДД выгорают и этот предел рекомендуется для работы установок по термической ликвидации пестицидов и других хлорорганических веществ [4].

Таким образом, анализ рецептурного состава и условий взрывчатого превращения ЭВВ марки «ЕРА» показывает, что возможность образования ПХДД в продуктах детонации отсутствует.

Для подтверждения отсутствия возможности образования ПХДД при взрывании ЭВВ ЕРА с продуктами переработки ТРТ были проведены экспериментальные исследования по отбору проб продуктов детонации таких ЭВВ. Отбор проб проводился в лабораторных условиях при взрывании ЭВВ в специальной бомбе, табл. 1, и в условиях Новопавловского гранитного карьера во время производства массовых взрывов (взорвано 38,5 т ЭВВ), табл. 2.

При разработке методики определения ПХДД в составе продуктов детонации, образующихся при взрыве эмульсионных ВВ, были использованы следующие Стандартные Операционные Процедуры (СОП) Института экогигиены и токсикологии им. Л.И. Медведя: СОП №ОПГВ01, СОП №ППГВ02 и СОП №05.05.00.11. Методики СОП

№ОПГВ01 и СОП №ППГВ02 разработаны и апробированы в полном соответствии с методиками Агентства по охране окружающей среды США (US EPA) – Определение полихлорированных дибензо-п-диоксинов и полихлорированных дибензофуранов в газовых выбросах городских сжигателей отходов (Метод 23).

Как видно из полученных результатов (табл. 1 и 2) полихлорированные диоксины не обнаружены ни в газовой атмосфере камеры, ни в виде конденсата на ее стенках. Дополнительный анализ газообразных продуктов детонации и внутренней поверхности взрывной камеры на содержание хлористого водорода показал отсутствие этого вещества в анализируемых пробах.

Полихлорированные диоксины не обнаружены в воздухе на месте проведения взрывных работ. Это вещество не обнаружено в пробах, взятых на поверхности взорванного блока, на нижнем горизонте подошвы уступа и на верхнем горизонте над взорванным блоком. Дополнительные замеры и анализ проб на содержание хлористого водорода показали отсутствие его в атмосфере карьера. Следует отметить, что при проведении этого массового взрыва стояла безветренная, слабооблачная погода с температурой воздуха +10...+12°C.

Таблица 1.

Результаты замеров проб газовой среды из взрывной камеры после взрывания ЭВВ марки «ЕРА»

№	Наименование пробы	Результаты замеров	
		ПХДД	НСІ
1	Внутренняя поверхность бомбы до взрыва	нет	нет
2	Продукты детонации ЭВВ (ЭВВ не содержит продукты переработки ТРТ)	нет	нет
3	Продукты детонации ЭВВ ЕРА-I	нет	нет
4	Продукты детонации ЭВВ ЕРА-II	нет	нет
5	Продукты детонации ЭВВ ЕРА-III	нет	нет
6	Внутренняя поверхность бомбы после взрыва ЭВВ, содержащих продукты переработки ТРТ	нет	нет

Таблица 2.

Результаты замеров проб воздушной среды при массовом взрыве ЭВВ ЕРА на карьере

№	Наименование пробы	Результаты замеров	
		ПХДД	НСІ
1	Атмосферный воздух проба 1 (V=300 л – поверхность блока)	нет	нет
2	Атмосферный воздух проба 2 (V=200 л – подошва уступа)	нет	нет
3	Атмосферный воздух проба 3 (V=200 л – верхний горизонт над уступом)	нет	нет

Таким образом, результаты теоретических исследований показывают, а экспериментальная оценка подтверждает отсутствие образования полихлорированных диоксинов в продуктах детонации эмульсионных ВВ ЕРА, содержащих вещества конверсионной переработки ТРТ, в том числе перхлората аммония.

Теоретическая оценка и экспериментальные исследования показали также, что в продуктах детонации ЭВВ марки ЕРА не образуется и хлористый водород. Это свидетельствует о рецептурной и термохимической сбалансированности составов ЭВВ марки ЕРА с продуктами переработки ТРТ, исключающих образование в продуктах детонации вредных веществ.

Библіографічний список

1. Проданчук Н.Г. Химико-аналитические аспекты полихлорированных дибензо-пара-диоксинов и других стойких органических загрязнителей / Н.Г. Проданчук, В.Д. Чміль // Современные проблемы токсикологии. – 2006. – №1. – С. 4–14.
2. Donnelly I.D., Dupuy E.A., Mc Daniel D.D. et // Chlorinated dioxins and dibenzofurans in the total environment / Eds. L.H. Keith., C. Rapne, G. Choudhary. Stoneham. M.A.: Butterwozth. Publ., 1985. – 339 p.
3. Milligan M.S., Altwicker E.R. The relationship between de novo synthesis of polychlorinated dibenzo-p-dioxins and benzofurans and low temperature carbon gasification in fly ash // Chemicals Engeneering News. – 1993 – V.27. – P. 1595–1601.
4. Food and Agriculture Organization of the United Nations (FAO). Guidelines on Disposal of Bulk Quantities of Pesticides in Developing Countries. – Rome: FAO, 1986.

Надійшла до редколегії 12.10.2010

Л.М. Шиман, Є.Б. Устименко, В.Д. Чміль

Показано, що при детонації емульсійних вибухових речовин ЕРА, які містять компоненти переробки твердого ракетного палива, відсутні термодинамічні та термохімічні умови утворення поліхлорованого діоксину та хлористого водню.

L.N. Shiman, Ye.B. Ustimenko, V.D. Chmil

It is shown that in the process of detonation of emulsive explosives, which contain the components of solid propellant processing, there are no thermodynamic and thermochemical conditions for polychlorinated dioxine and hydrogen chloride formation.

© Шиман Л.Н., Устименко Е.Б., Чміль В.Д., 2010

УДК 622.81

В.А. СТУКАЛО (канд. техн. наук, проф.)

А.Ю. САЛЬКОВА (студентка)

Донецкий национальный технический университет

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ И СНИЖЕНИЕ ТРУДОЕМКОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ДОБАВКИ ИНЕРТНОЙ ПЫЛИ Д(%) К ОСЕВШЕЙ НА СТЕНКАХ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ ДЛЯ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ЕЕ УЧАСТИЯ ВО ВЗРЫВАХ МЕТАНА И УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ В ШАХТАХ

В статье дан анализ методов определения добавки инертной пыли к осевшей на стенках выработок угольной и предложен менее трудоемкий и более точный метод ее определения.

добавка, пыль, летучие, зольность, шахта, совершенствование, определение, пылеотложение, взрывы, трудоемкость, снижение

В соответствии с действующими Правилами безопасности добавка инертной пыли Д(%) к осевшей на стенках выработок угольной пыли для расчета нормы осланцевания N(%) определяется по номограмме. При использовании номограммы погрешность определения добавки инертной пыли Д(%) высока из-за масштаба, выбранного для изображения номограммы и нелинейного изменения величины добавки инертной пыли в зависимости от выхода летучих веществ. В связи с этим начальник участка ВТБ шахты при корректировке нормы осланцевания N(%) с учетом добавки инертной пыли Д(%), определяемой по номограмме, может допустить значительную погрешность и, следовательно, допустить ошибки при расчете расхода инертной пыли q(кг/м) для осланцевания выработок.

Норма осланцевания выработок определяется по формуле 1

$$N = \frac{A_{\phi}^d (100 - D)}{100} + D, \quad (1)$$

где: A_{ϕ}^d – содержание негорючих веществ, в пластовой пробе угля %, принимается по данным ОТК шахты;

Д – добавка инертной пыли %, определяется по номограмме.

Повысить точность определения добавок инертной пыли Д(%) возможно путем расчета ее величины. В книге научных работников МакНИИ «Предупреждение взрывов пыли в угольных шахтах/ Авт.: П.М. Петрухин, М.И. Нецепляев, В.Н. Качан, В.С. Сергеев, – М.: «Недра», 1974.– с.304) приведена формула для расчета величины добавки инертной пыли.

$$D = \frac{24,5 \cdot V^{daf} - 100}{0,24 \cdot V^{daf}} - 0,11 A^d \exp\left(\frac{28,8}{V^{daf}}\right), \quad (2)$$

где: V^{daf} – выход летучих веществ, %;

A^d – пластовая зольность угля, %.

В таблице 1 приведены значения коэффициентов а и b в зависимости от выхода летучих веществ, вычисленных по выражениям

$$a = \frac{24,5 \cdot V^{daf}}{0,24 \cdot V^{daf}}, \quad (3)$$

$$b = 0,11 \exp\left(\frac{28,8}{V^{daf}}\right), \quad (4)$$

Таблица 1.

Значения коэффициентов а и b в зависимости от выхода летучих веществ

Vdaf	a	b
1	2	3
15	74,31	0,75
16	76,04	0,67
17	77,57	0,58
18	78,94	0,54
19	80,15	0,5
20	81,25	0,46
21	82,24	0,43
22	83,14	0,41
23	83,97	0,38
24	84,72	0,37
25	85,42	0,35
26	86,06	0,33
27	86,65	0,32
28	87,20	0,31
29	87,72	0,30
30	88,19	0,29
31	88,64	0,28
32	89	0,27
33	89,46	0,26
34	89,83	0,25
35	90,18	0,25
36	90,51	0,24
37	90,82	0,239

В книге научных работников МакНИИ «Борьба со взрывами угольной пыли в шахтах»/ М.И. Нецепляев, А.И. Любимова, П.М. Петрухин и др. – М.: Недра, 1992. – 298 с./ приведена другая формула для расчета добавки инертной пыли.

$$\ln D = 2,81391 - 0,0140235V^{\text{daf}} + 0,6106978 \ln V^{\text{daf}} - 0,0037857A^{\text{d}} \quad (5)$$

Авторы этой книги получили эту зависимость на основе совокупности данных о взрываемости пыли углей 1770 разрабатываемых шахтопластов с выходом летучих веществ $V^{\text{daf}} \geq 15\%$ и зольности пыли от 0 до 30%. По результатам расчетов по выражению (5) ими была построена номограмма для определения добавки инертной пыли.

Учитывая, что расчеты по зависимости (5) для работников шахты затруднительны, а определение величин $D(\%)$ по номограмме не отличается высокой точностью, было рассмотрено соответствие расчетных зависимостей (2) и (5) номограмме, представленной в нормативном документе «Инструкция по предупреждению и локализации взрывов угольной пыли» [Сборник инструкций к Правилам безопасности в угольных шахтах. – К.: 2003].

Для определения соответствия были произведены расчеты при изменении величины выхода летучих веществ V^{daf} в пределах от 15 до 35% (через 1%) и зольности пыли A^{d} в пределах от 0 до 30%. Результаты расчетов величины $D(\%)$ представлены в таблицах 2 (по формуле 2) и 3 (по формуле 5).

Таблица 2.

Значение добавки инертной пыли Д(%) при V^{daf} (%) получаемые по формуле (2)

Ad, %	Значения добавки инертной пыли Д(%) при Vdaf(%) получаемые по формуле (2)																																		
	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35														
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22														
0	74,31	76,04	77,57	78,94	80,15	81,25	82,24	83,14	83,97	84,72	84,72	85,42	86,06	86,65	87,2	87,82	88,19	88,64	89	89,46	89,83														
1	73,56	75,37	76,99	78,4	79,65	80,79	81,81	82,73	83,59	84,35	84,35	85,07	85,73	86,33	86,89	87,42	87,9	88,36	88,73	89,2	89,58														
2	72,81	74,7	76,41	77,86	79,15	80,33	81,38	82,32	83,21	83,98	83,98	84,72	85,4	86,01	86,58	87,12	87,61	88,08	88,46	88,94	89,33														
3	72,06	74,03	75,83	77,32	78,65	79,87	80,95	81,91	82,83	83,61	83,61	84,37	85,07	85,69	86,27	86,82	87,32	87,8	88,19	88,68	89,08														
4	71,31	73,36	75,25	76,78	78,15	79,41	80,52	81,5	82,45	83,24	83,24	84,02	84,74	85,37	85,96	86,52	87,03	87,52	87,92	88,42	88,83														
5	70,56	72,69	74,67	76,24	77,65	78,95	80,09	81,09	82,07	82,87	82,87	83,67	84,41	85,05	85,65	86,22	86,74	87,24	87,65	88,16	88,58														
6	69,81	72,02	74,09	75,7	77,15	78,49	79,66	80,68	81,69	82,5	82,5	83,32	84,08	84,73	85,34	85,92	86,45	86,96	87,38	87,9	88,33														
7	69,06	71,35	73,51	75,16	76,65	78,03	79,23	80,27	81,31	82,13	82,13	82,97	83,75	84,41	85,03	85,62	86,16	86,68	87,11	87,64	88,08														
8	68,31	70,68	72,93	74,62	76,15	77,57	78,8	79,86	80,93	81,76	81,76	82,62	83,42	84,09	84,72	85,32	85,87	86,4	86,84	87,38	87,83														
9	67,56	70,01	72,35	74,08	75,65	77,11	78,37	79,45	80,55	81,39	82,27	83,09	83,77	84,41	85,02	85,58	86,12	86,57	87,12	87,58	79,93														
10	66,81	69,34	71,77	73,54	75,15	76,65	77,94	79,04	80,17	81,02	81,92	82,76	83,45	84,1	84,72	85,29	85,84	86,3	86,86	87,33	87,68														
11	66,06	68,67	71,19	73	74,65	76,19	77,51	78,63	79,79	80,65	81,57	82,43	83,13	83,79	84,42	85	85,56	86,03	86,6	87,08	87,43														
12	65,31	68	70,61	72,46	74,15	75,73	77,08	78,22	79,41	80,28	81,22	82,1	82,81	83,48	84,12	84,71	85,28	85,76	86,34	86,83	87,18														
13	64,56	67,33	70,03	71,92	73,65	75,27	76,65	77,81	79,03	79,91	80,87	81,77	82,49	83,17	83,82	84,42	85	85,49	86,08	86,58	86,93														
14	63,81	66,66	69,45	71,38	73,15	74,81	76,22	77,4	78,65	79,54	80,52	81,44	82,17	82,86	83,52	84,13	84,72	85,22	85,82	86,33	86,68														
15	63,06	65,99	68,87	70,84	72,65	74,35	75,79	76,99	78,27	79,17	80,17	81,11	81,85	82,55	83,22	83,84	84,44	84,95	85,56	86,08	86,43														
16	62,31	65,32	68,29	70,3	72,15	73,89	75,36	76,58	77,89	78,8	79,82	80,78	81,53	82,24	82,92	83,55	84,16	84,68	85,3	85,83	86,18														
17	61,56	64,65	67,71	69,76	71,65	73,43	74,93	76,17	77,51	78,43	79,47	80,45	81,21	81,93	82,62	83,26	83,88	84,41	85,04	85,58	85,93														
18	60,81	63,98	67,13	69,22	71,15	72,97	74,5	75,76	77,13	78,06	79,12	80,12	80,89	81,62	82,32	82,97	83,6	84,14	84,78	85,33	85,68														
19	60,06	63,31	66,55	68,68	70,65	72,51	74,07	75,35	76,75	77,69	78,77	79,79	80,57	81,31	82,02	82,68	83,32	83,87	84,52	85,08	85,43														
20	59,31	62,64	65,97	68,14	70,15	72,05	73,64	74,94	76,37	77,32	78,42	79,46	80,25	81	81,72	82,39	83,04	83,6	84,26	84,83	85,18														
21	58,56	61,97	65,39	67,6	69,65	71,59	73,21	74,53	75,99	76,95	78,07	79,13	79,93	80,69	81,42	82,1	82,76	83,33	84	84,58	84,93														
22	57,81	61,3	64,81	67,06	69,15	71,13	72,78	74,12	75,61	76,58	77,72	78,8	79,01	80,38	81,12	81,81	82,48	83,06	83,74	84,33	84,68														
23	57,06	60,63	64,23	66,52	68,65	70,67	72,35	73,71	75,23	76,21	77,37	78,47	79,29	80,07	80,82	81,52	82,2	82,79	83,48	84,08	84,43														
24	56,31	59,96	63,65	65,98	68,15	70,21	71,92	73,3	74,85	75,84	77,02	78,14	78,97	79,76	80,52	81,23	81,92	82,52	83,22	83,83	84,18														
25	55,56	59,25	63,07	65,44	67,65	69,75	71,49	72,89	74,47	75,47	76,67	77,81	78,65	79,45	80,22	80,94	81,64	82,25	82,96	83,58	83,93														
26	54,81	58,62	62,49	64,9	67,15	69,29	71,06	72,48	74,09	75,1	76,32	77,48	78,33	79,14	79,92	80,65	81,36	81,98	82,7	83,33	83,68														
27	54,06	57,95	61,91	64,36	66,65	68,83	70,63	72,07	73,71	74,73	75,97	77,15	78,01	78,83	79,62	80,36	81,08	81,71	82,44	83,08	83,43														
28	53,31	57,28	61,33	63,82	66,15	68,37	70,2	71,66	73,33	74,36	75,62	76,82	77,69	78,52	79,32	80,07	80,8	81,44	82,18	82,83	83,18														
29	52,56	56,61	60,75	63,28	65,65	67,91	69,77	71,25	72,95	73,99	75,27	76,49	77,37	78,21	79,02	79,78	80,52	81,17	81,92	82,58	82,93														
30	51,81	55,94	60,17	62,74	65,15	67,45	69,34	70,84	72,57	73,62	74,92	76,16	77,05	77,9	78,72	79,49	80,24	80,9	81,66	82,33	82,68														

Таблица 3.

Значение добавки инертной пыли Д(%) при V^{daf} получаемые по формуле (5)

	Значение добавки инертной пыли при Vdaf(%) получаемые по формуле (5)																																		
Ad,%	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35														
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22														
0	70,62	72,44	74,12	75,69	77,14	78,48	79,73	80,89	81,96	82,94	83,85	84,69	85,46	86,16	86,8	87,38	87,91	88,38	88,81	89,18	89,51														
1	70,36	72,16	73,84	75,4	76,85	78,19	79,43	80,58	81,65	82,63	83,54	84,37	85,14	85,83	86,47	87,05	87,58	88,05	88,47	88,84	89,17														
2	70,1	71,89	73,56	75,12	76,56	77,89	79,13	80,28	81,34	82,32	83,22	84,05	84,81	85,51	86,15	86,72	87,24	87,71	88,13	88,51	88,83														
3	69,82	71,62	73,29	74,83	76,27	77,6	78,83	79,98	81,03	82,01	82,91	83,73	84,49	85,19	85,82	86,39	86,91	87,38	87,8	88,17	88,49														
4	69,56	71,35	73,01	74,55	75,98	77,31	78,53	79,67	80,73	81,69	82,59	83,42	84,17	84,86	85,49	86,07	86,59	87,05	87,47	87,84	88,16														
5	69,3	71,08	72,73	74,27	75,69	77,01	78,24	79,37	80,42	81,39	82,28	83,1	83,85	84,54	85,17	85,74	86,26	86,72	87,14	87,46	87,83														
6	69,04	70,81	72,46	73,99	75,41	76,72	77,94	79,07	80,12	81,08	81,97	82,79	83,54	84,23	84,85	85,42	85,93	86,4	86,81	87,18	87,49														
7	68,77	70,54	72,19	73,71	75,12	76,43	77,65	78,77	79,81	80,77	81,66	82,47	83,22	83,91	84,53	85,09	85,61	86,07	86,48	86,85	87,17														
8	68,51	70,28	71,91	73,43	74,84	76,16	77,35	78,48	79,51	80,47	81,35	82,16	82,91	83,59	84,21	84,77	85,29	85,75	86,16	86,52	86,84														
9	68,26	70,01	71,64	73,15	74,56	75,86	77,06	78,18	79,21	80,17	81,04	81,85	82,59	83,27	83,89	84,46	84,96	85,45	85,82	86,19	86,51														
10	67,99	69,75	71,37	72,88	74,27	75,57	76,77	77,88	78,91	79,86	80,74	81,54	82,28	82,95	83,58	84,14	84,64	85,1	85,51	85,87	86,18														
11	67,74	69,48	71,1	72,6	73,99	75,28	76,48	77,59	78,61	79,56	80,43	81,23	81,97	82,65	83,26	83,82	84,32	84,77	85,18	85,54	85,86														
12	67,49	69,22	70,83	72,33	73,71	75	76,19	77,29	78,32	79,26	80,13	80,93	81,66	82,33	82,94	83,5	84	84,46	84,86	85,22	85,53														
13	67,23	68,96	70,56	72,05	73,43	74,72	76,9	77	78,02	78,96	79,83	80,62	81,35	82,02	82,63	83,19	83,69	84,14	84,54	84,88	85,21														
14	66,97	68,7	70,29	71,78	73,16	74,43	75,62	76,71	77,73	78,66	79,52	80,32	81,05	81,71	82,32	82,87	83,37	83,82	84,22	84,58	84,89														
15	66,72	68,44	70,03	71,51	72,88	74,15	75,33	76,42	77,43	78,37	79,22	80,01	80,74	81,4	82,01	82,56	83,06	83,5	83,9	84,25	84,56														
16	66,47	68,18	69,77	71,24	72,61	73,87	75,05	76,13	77,14	78,07	78,93	79,71	80,43	81,09	81,7	82,24	82,74	83,19	83,58	83,94	84,25														
17	66,22	67,92	69,5	70,97	72,33	73,59	74,76	75,85	76,85	77,77	78,63	79,41	80,13	80,79	81,39	81,94	82,43	82,87	83,27	83,62	83,93														
18	65,97	67,67	69,24	70,7	72,06	73,32	74,48	75,56	76,56	77,48	78,33	79,11	79,82	80,48	81,08	81,62	82,12	82,56	82,96	83,3	83,61														
19	65,72	67,41	68,98	70,43	71,79	73,04	74,19	75,27	76,27	77,18	78,03	78,81	79,53	80,18	80,78	81,32	81,81	82,25	82,64	82,99	83,29														
20	65,47	67,16	68,72	70,17	71,51	72,76	73,92	74,99	75,98	76,89	77,74	78,52	79,22	79,88	80,47	81,01	81,49	81,94	82,33	82,67	82,98														
21	65,22	66,9	68,46	69,9	71,24	72,49	73,64	74,71	75,69	76,61	77,45	78,22	78,93	79,57	80,17	80,7	81,19	81,63	82,02	82,36	82,67														
22	64,98	66,65	68,2	69,64	70,97	72,21	73,36	74,42	75,41	76,32	77,15	77,92	78,63	79,27	79,86	80,4	80,88	81,32	81,71	82,05	82,35														
23	64,73	66,39	67,94	69,38	70,71	71,94	73,08	74,14	75,12	76,03	76,86	77,63	78,33	78,97	79,56	80,09	80,58	81,01	81,4	81,74	82,04														
24	64,49	66,15	67,69	69,11	70,44	71,67	72,81	73,86	74,84	75,74	76,57	77,33	78,03	78,68	79,26	79,79	80,27	80,71	81,09	81,43	81,73														
25	64,24	65,89	67,43	68,85	70,17	71,4	72,53	73,58	74,56	75,45	76,28	77,04	77,74	78,38	78,96	79,49	79,97	80,4	80,78	81,12	81,42														
26	64	65,65	67,18	68,59	69,91	71,13	72,26	73,31	74,27	75,17	75,99	76,75	77,45	78,08	78,66	79,19	79,67	80,09	80,48	80,82	81,12														
27	63,76	65,4	66,92	68,33	69,64	70,86	71,99	73,03	73,99	74,88	75,71	76,46	77,15	77,79	78,37	78,89	79,37	79,79	80,18	80,51	80,81														
28	63,52	65,15	66,68	68,08	69,38	70,59	71,72	72,75	73,72	74,6	75,42	76,17	76,86	77,49	78,07	78,59	79,07	79,49	79,87	80,21	80,5														
29	63,28	64,91	66,42	67,81	69,12	70,33	71,44	72,48	73,44	74,32	75,13	75,88	76,57	77,2	77,77	78,29	78,76	79,19	79,57	79,91	80,2														
30	63,04	64,66	66,17	67,56	68,86	70,06	71,17	72,2	73,16	74,04	74,85	75,6	76,28	76,91	77,48	78	78,47	78,89	79,27	79,6	79,9														

В таблице 4 приведены значения величин добавок инертной пыли $D(\%)$, полученные при тщательном определении величин V^{daf} , A_d и D по аналогичной номограмме, но изображенной в более приемлемом масштабе.

Отклонение $\delta_d(\%)$ величин D_2 и D_3 подсчитанных соответственно по формулам (2) и (5) от значений, полученных по номограмме D_n (табл.4) определялось соответственно по формулам

$$\delta_{D_2} = \frac{D_2 - D_n}{D_n} \times 100 \quad (6)$$

$$\delta_{D_3} = \frac{D_3 - D_n}{D_n} \times 100 \quad (7)$$

Сравнивая таблицы (2) и (3) полученные по формулам (2) и (5) соответственно, с данными добавки инертной пыли $D(\%)$ при $V^{\text{daf}}(\%)$ по номограмме (таблица 4), мы видим, что формула (2) даёт большие погрешности в определении величины $D(\%)$, особенно при малых значениях V^{daf} 15-19%. Из-за высокой погрешности она не может использоваться для определения добавки инертной пыли.

Формула (5) (таблица 3) дает практически те же значения, что и по номограмме (таблица 4), однако ее сложно использовать из-за трудности расчета. На шахте для определения добавки инертной пыли используют номограмму. Вместо неё, мы предлагаем более простой табличный вариант определения добавки инертной пыли, по таблице 4, с выходом летучих веществ V^{daf} и зольностью A^d через 1%. Мы полагаем, что данная таблица облегчит работу сотрудникам участка ВТБ в определении добавки инертной пыли.

Надійшла до редколегії 11.10.2010

В.А. Стукало, А.Ю. Салькова

У статті дано аналіз методів визначення добавки інертного пилу до осілого на стінках виробок вугільного та запропоновано менш трудомісткий і більш точний метод її визначення.

добавка, пил, летючі, зольність, шахта, удосконалення, визначення, пиловідкладення, вибухи, трудомісткість, зниження

V.A. Stukalo, A.Y. Sal'kova

The article presents the analysis of the methods for determining the admixture of inert dust on the walls of coal workings and offers a less laborious and more accurate method of its determining.

addition, dust, volatile, ash-content, mine, perfection, determination, deposit of dust, explosions, labour intensiveness, decline

© Стукало В.А., Салькова А.Ю., 2010

Dr DANUTA SZWAJCA
Instytut Ekonomii I Informatyki
Wydział Organizacji i Zarządzania Politechniki Śląskiej

THE TOOLS OF BUILDING AND MEASUREMENT OF COMPANY REPUTATION

The article describes the use of different economical and organization tools for measurement and estimation of company reputation. Reputation is especially important for companies providing services, based on knowledge, e.g. research agencies, consultancy firms, banks, design offices, high schools, etc. Reputation may be defined as a functioning opinion about the business and its performance on the market, formed by various stakeholders that have ever had any contact with the business.

1. Reputation as an immaterial company asset

Reputation is a specific, immaterial company asset which existence is very often unnoticed or ignored by managers. This concludes from the fact that its impact is often fragile, imperceptible. In practice, good reputation is often undetected and unappreciated which, as if from the “shade”, supports company’s efforts, however, the consequences of losing it are visible and harmful in the following: share price loss, turnover decrease, clients leaving and so on. Businesses that are aware of the reputation significance undertake actions in order to build it, sustain and defend. Reputation is especially important for companies providing services, basing on knowledge, e.g. research agencies, consultancy firms, banks, design offices, high schools, etc. They offer specific products, called “credence goods” that are bought on the grounds of faith, which means on the grounds of reputation.

Reputation may be defined as a functioning opinion about the business and its performance on the market, formed by various stakeholders that have ever had any contact with the business or have heard of it.¹ The stakeholders are:

- customers and receivers,
- suppliers, intermediaries and contractors,
- investors and shareholders,
- workers, present and potential,
- mass-media,
- public administration,
- local communities.

Each of these groups, when creating opinion about a business, makes the assessment in the view of its own values hierarchy and its own interests and needs. Customers assess a company through its market activities, namely, the value of its products and services, price levels, promotion, personnel, etc. For suppliers, intermediaries and contractors the important factors are reliability in co-operation, honesty in keeping agreements, certainty about the development of both businesses, briefly – solid partnership. Investors and shareholders are interested in the possibility of gaining high and certain income, at a certain risk level. Workers assess the company as an employer, so in the view of work conditions, possibility of development and promotion, prestige and social status. Journalists and publicities – the

¹ Company reputation must be varied from its image. Image is something different from definition – it is a likeness, picture, portrait. Company image is the way in which it is perceived, by what features it is described; it is a set of images and associations with it. It may be said that it is easier to build image by the means of proper marketing activities: advertisement, public relations, elements of visual identification, however, gaining good reputation and fame involves proving reliability and honesty in all the activities and contacts with environment. See. D. Sz wajca, *Wizerunek i reputacja przedsiębiorstwa w procesie kreowania jego wartości*, [w:] *Zarządzanie przedsiębiorstwem*, (red.) E. Urbańczyk, Studia i prace Uniwersytetu Szczecińskiego nr 7, Szczecin 2008

representative of mass-media, observe and comment business' performance in the context of public interest and ethico-moral criteria. On the other hand, public administration (central and local government, offices, branch associations) perceive the business as the subject creating work places and obliged to fulfill its legal duties (i.e. paying taxes, fees, keeping standards, etc.). And lastly, local communities, represented by various social, cultural and sport organizations, political parties etc. expect facing the responsibility by the company not only in the economic area but also social (charity help, caring for environment, development of the region).

Thus reputation is a resultant of assessment concluding from different points of view. However, its background is created by some universal values, such as: reliability, honesty, trust, credibility – reputation is a subjective and collective assessment of the fact if the organization is credible and trust-worthy.² The credibility of a business is the level of trust given by specific, interested in it subjects, nevertheless, reputation is the result of the credibility, the consequence. The most important factor of credibility is honesty but the one of reputation – the feeling of safety that it brings.³

Although the value of reputation is hard to measure, it is the source of many calculable benefits for a company, such as:

- the increase of sales revenues due to rising customer's loyalty,
- lower costs of establishing co-operation with contractors resulting in better negotiating position,
- easier, wider and faster access to capital due to clients' trust,
- the possibility of employing better workers and lower costs of gaining them,
- bigger stability of performance.

In further perspective, good reputation results in the increase of company's market value which stems from not only the growth of its material assets due to investment, but above all from the increase of its immaterial assets. Reputation is a synthetic immaterial resource which the value of invisible business factors cumulates in, such as: name and image of a company, brands of products, loyalty of customers and contractors, knowledge and loyalty of workers, professionalism and honesty of managers, corporate culture, etc.

2. Model and tools of building reputation

Reputation cannot be built from day to day, nevertheless it may be lost in almost a moment. Therefore, to enable the company to use the reputation as a valuable, immaterial resource, it should be managed properly. The management of reputation is a process including conscious and planned creation, establishment and monitoring its condition and undertaking correcting or fixing activities in case there is unfavourable occurrence or crisis. Building reputation involves coordinated activities in all the activity areas of business, not only strictly economic ones. The way out is answering the following questions:

- 1) What type of a business does the company want to be?
- 2) How does it want to be perceived by the environment?
- 3) What values will the company be described by and in what way will its activities be expressed?

In other words: business must make self-identification, that is, set its *Corporate Identity (CI)*.

Corporate identity is created by all the elements that identify and differ it from all the others. This includes, above all, elements of visual identification, e.g. company name, logo, symbols, colours, architecture of buildings and so on, but also other factors connected with attitude and behaviour of other company members.

² Ch. J. Fombrun, C. B. M. van Riel, *The reputation landscape*. "Corporate Reputation Review" 1997, Vol. 1, nr 1-2, s. 10

³ W. Budzyński, *Wizerunek firmy. Kreowanie, zarządzanie, efekty*. Poltext, Warszawa 2003, s. 17

It is expressed by the following formula:⁴

$$CI = CB + CC + CD;$$

glossary:

CB (*Corporate Behaviour*) – existing norms of behaviour in a company,

CC (*Corporate Communications*) – the way in which the company communicates with its environment,

CD (*Corporate Design*) – visual identity.

Corporate identity is the answer to the question of who we are and one of its functions is to deliver the feeling of existence and belonging for individuals. It creates a symbolic but in the same time real relationship that allows company members to be recognized. Identity is the part of a concept of being unique and its equivalent in psychology is personality. Personality of a human is observed in three aspects: attitude and behaviour which stem from accepted system of values and believes, the way and forms of communication with other people and visual elements, that is the way of dressing up, haircut, make-up, etc.

E. Gray i J. Balmer, in their model of creating reputation and corporate image suggest to start all the activities from building strong identity using four tools: philosophy (mission), strategy, corporate culture and model (structure) of organization.⁵ Philosophy, also a mission proves the need of business existence and indicates values that it desires to create and represent. Strategy defines the main directions of business performance, its perspective aims and ways of competing in certain market sectors. The kind of strategy and the tools used decide about the level of customers expectance accomplishment and their satisfaction. Corporate culture is described by attitudes, believes and behaviours of workers, their approach to work, organization and each other. On the other hand, the business model indicates relations between individual divisions, the number of management levels, the progress of centralization, inner procedures and rules of acting. These tools, created properly, should differ the company from competitors.

The key factor in creating reputation is the proper communication with environment. This includes not only conscious and planned business activities in the means of visual identity system and formal communication (advertisement, PR activities, promotion, etc.) but also informal communication such as oral, unofficial message, information generated by media or competition.

Corporate reputation originates in the minds of units being in the area of business, that have anything to do with it – thus it originates in the environment. It is the market value supported by the created corporate image. It must be stressed that reputation (image also) is the result of impact created by the factors dependable from the business but also from some objective conditions that it has no influence on. This includes the reputation of the whole industry that the company operates in (e.g. steel industry may be perceived as environment unfriendly), fame of the country or region of origin (so called effect *made in...*), stereotypes regarding national features, etc. The essence of presented model is described in picture 1.

⁴ F. Bogner, *Das neue PR-Denken*. Ueberreuter Sachbuch, Wien 1990, s. 35

⁵ E. R. Grey, J. M. T. Balmer, *Managing Corporate Image and Reputation*, "Long Rang Planning" 1998, Vol. 31, nr 5

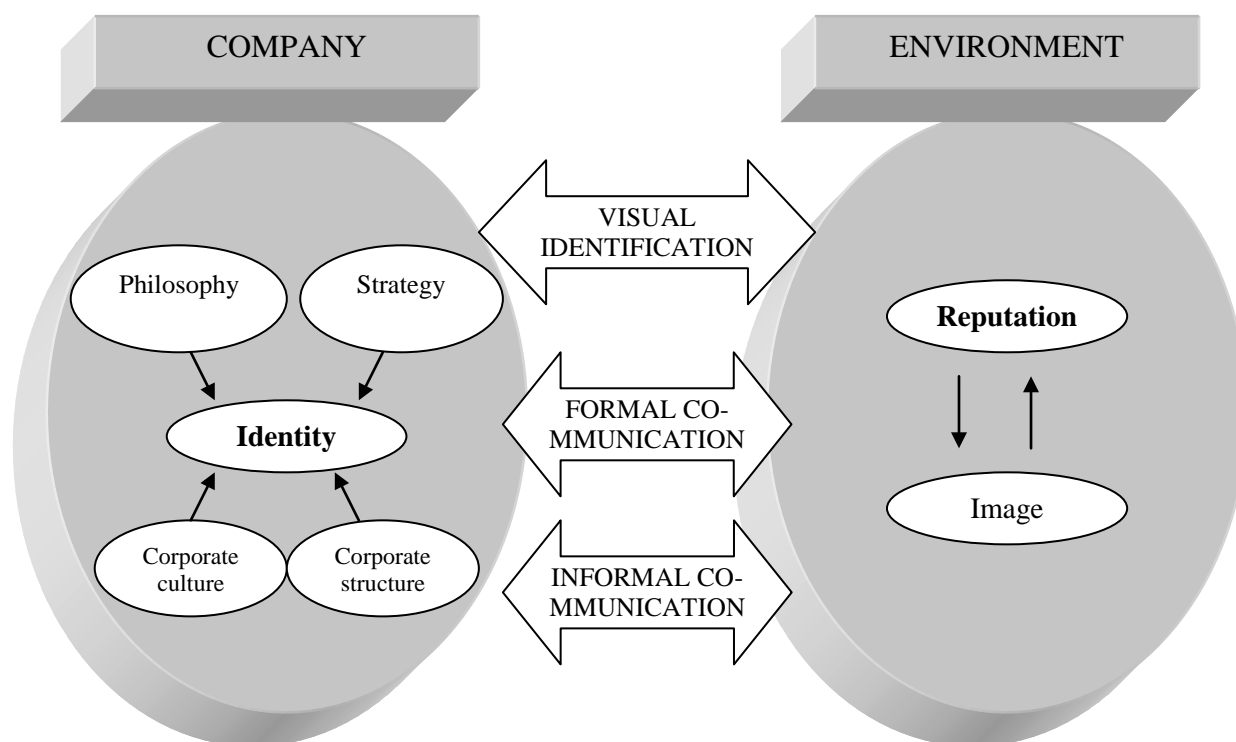


Figure 1. The model of building company reputation

Source: Own study

Building identity, and company reputation on its grounds, is a long-lasting and complex process demanding taking consistent activities in various dimensions. Complexity stems from the fact that reputation is the resultant of business performance assessment carried out by various “jury” groups that have different criteria in mind. Therefore, we come to certain types or parts of reputation, that is:

- 1) company reputation as the contractor (supplier) of goods and services – customers’ assessment, quality control institutions, consumer organizations,
- 2) company reputation as the subject of market performance – assessment by investors, shareholders and competitors,
- 3) company reputation as a partner in business – assessment by suppliers, intermediaries, contractors and venture partners,
- 4) company reputation as an employer – assessment by workers, trade unions,
- 5) company reputation as a social and legal entity – assessment by local communities, social units, media and public administration.

While choosing the strategy and tools of building reputation we must define which groups are the most important in the business point of view, who and what could help and who could harm reputation the most. It turns out that the most dangerous factors for company reputation are: critical assessment of products/services in media, questioning safety of products by customers and/or supervision organizations, unethical corporate behaviour revealed, progressing and lost court cases, financial crisis or lack of financial visibility.⁶

The tools of creating company reputation could be almost all the elements of marketing, financial, investment and personnel policy. They may be divided into three groups:⁷

⁶ A. Zarębska, *Reputacja – warunek powodzenia przedsiębiorstwa na rynku*, „Organizacja i Kierowanie” nr 2/2007

⁷ T. J. Kosnik, *Corporate Positioning: How to Assess – and Build – a Company’s Reputation*, Harvard Business School Press, Boston 1989, s. 1-12

- tools connected with traditional marketing and sales,
- tools connected with PR,
- tools beyond the marketing area.

There are kinds of tools of building reputation presented in table 1, with their indication on effectiveness in creating credibility of a company. As shown, the most effective tools of building company reputation in the area of traditional marketing and sales are: broadly defined customer service, level of services, technical support, and the least effective is a classic advertisement or direct mailing. The efficacy of instrument connected with PR depends on the character and performance of organizing events, press conferences, brevity and clearness of speeches, importance and prestige of press titles, which articles are published in, etc. However, the most effective tools of building business credibility are the ones coming from the outer area of traditional marketing and classic PR activities, that is: relations with investors, workers training and development, joint ventures with reliable and renowned partners, all the charity activities and competently carried out lobbying.

Table 1.

The tools of building reputation and their effectiveness

Group of tools	Types of tool	Effectiveness in building credibility
Connected with marketing and sales	Customer service, area of services, technical support	perfect
	Shows and fairs, direct sales, leaflets, telemarketing	satisfying
	Advertisement, direct mailing	weak
Connected with PR	Articles in professional press	depends on articles and magazines
	Membership in clubs and organizations	depends on organization
	Commercial associational performance	depends on association
	Speeches	depends on their quality
	Specific events	depends on event
Beyond marketing area	Charity activities (help for disabled, academic research, scholarships, art, health protection, natural environment, social help)	depends on customers' attitude towards such activities
	Workers training/ educational programs	perfect in a long time
	Relations with investors	critical factor for reputation
	Lobbying/government activities	very high risk if these activities are carried out incompetently
	Joint ventures	depends on partner's reputation
	Contacts with customers via e-mail	increases availability
	Contacts with customers via fax	shortens time but decreases the quality of contact
	Contacts with customers via Call center	shortens time but irritates some customers
	Contacts with customers via web pages	Makes problems demanding directs solutions face-to-face

Source: D. Szwajca, *Zarządzanie reputacją przedsiębiorstwa w aspekcie wzrostu jego wartości* [w:] *Nowoczesność przemysłu i usług. Relacje i wartość w strategiach zarządzania przedsiębiorstwami* (red.) J. Pyka, TNOiK, Katowice 2008

The starting point in choosing tools of building and sustaining reputation should be estimating current visibility and credibility of a company in environment. Research agencies deal with it most often. Visibility indicates how big the market extent of a company is (it may be big or small), credibility however, regards to reputation and it is assessed by the subjects that had various contacts with a business (it may be assessed as low or high). Taking these two criteria into account, the assessed business may be put in one of four situations shown in picture 2.

In situation „A”, when a company is hardly visible, unknown and not very credible, it should create a complex strategy of entering and building positive reputation. The worst one is situation „B”, when a company is broadly known, fairly visible but it has no credibility. It faces then a very hard job – fixing bad reputation. The solution program should include not only promotion actions but above all activities lowering real sources of a bad reputation in

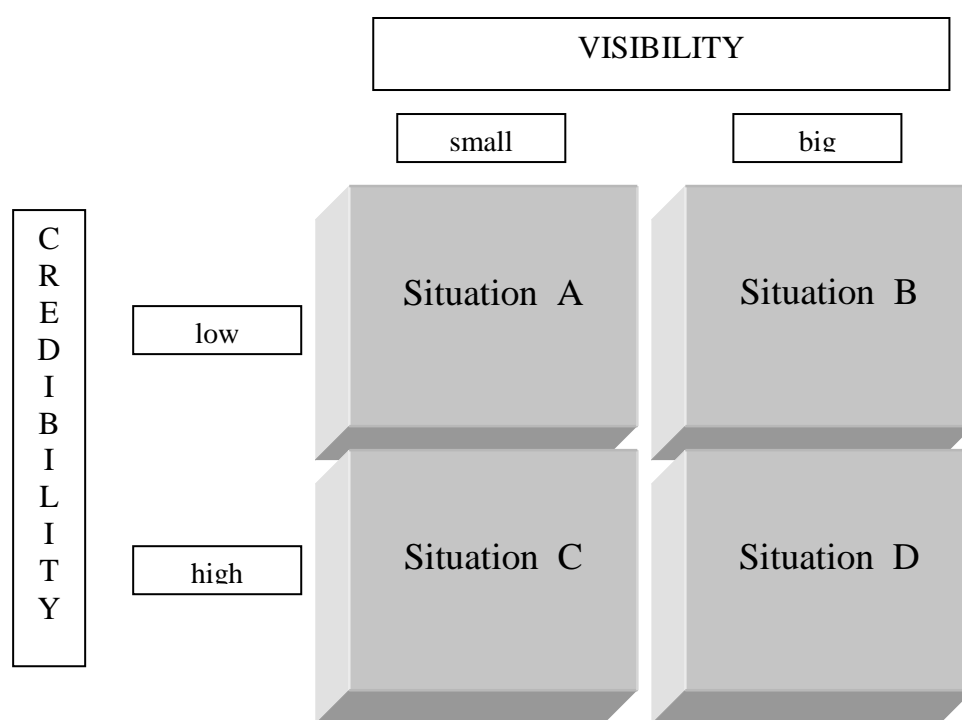


Figure 2. Situations of a company depending on the visibility and credibility level

Source: Own study

environment. In the case when a business is very credible but hardly visible (situation „C”), there are needed activities of promoting its performance, such as advertisement, PR activities *Publicity*. The best one is situation „D”, when a company is widely known and has high credibility. In this case it should concentrate on sustaining/reinforcing such position.

3. Concepts of measuring company reputation

Successful and effective reputation management requires measuring its level according to the assumption that one can only manage what is possible to be measured.

Although the measurement and assessment of company reputation because of its immaterial and elusive character is very difficult, many concepts in this area were created. The most known ones, complex methods of measuring the company reputation are suggested by popular business magazines and market research agencies.

The Fortune magazine has the longest traditions in researching reputation. Beginning from 1983, it conducts regular surveys (using mail or phone) among management staff and management specialists from different areas. Respondents are asked to evaluate companies in 8 following areas:

- 1) Innovation,
- 2) Quality Management,
- 3) Long-term Investment,
- 4) Social Responsibility,
- 5) People Management,
- 6) Quality of Products/Services,
- 7) Financial Soundness,
- 8) Use of Corporate Assets.

Each area is evaluated according to 11-point scale. After calculating the marks average, ORS (Overall Reputation Score) is achieved for a given firm. Fortune annually publishes a ranking of 500 best companies, evaluated in this way. Up to 1997 research applied only to American firms (*AMAC – America's Most Admired Companies*). From that year, research of international (global) firms was started, because of this ranking was renamed *GMAC (Global Most Admired Companies)*. Currently, the research includes 50 industries and 28 countries from the whole world. Surveys are conducted by a specialist consulting firm *Hay Group* on the sample of 5000 respondents. To the evaluated attributes, a ninth was added: Global Competitiveness.

The methods of reputation measurement are also designed by the management specialists. In 1998 Reputation Institute, together with research company Harris Interactive have worked out the instrument of reputation measurement which was called RQ - Reputation Quotient. This instrument includes 20 attributes in six following dimensions:⁸

- 1) Emotional Appeal – how much the company is liked, admired and respected,
- 2) Products and Services – perceptions of the quality, innovation, value, and reliability of the company's products and services,
- 3) Financial Performance – perceptions of firm's profitability, prospects and risk,
- 4) Vision and Leadership – how much the company demonstrates a clear vision and strong leadership,
- 5) Workplace Environment – perceptions of how well the company is managed, how it is to work for, and the quality of its employees,
- 6) Social Responsibility – perceptions of the company as a good citizen in its dealings with communities, employees, and the environment.

Starting from 1999, *Reputation Institute* and *Harris Interactive*, have been using this instrument for reputation assessment for over 200 companies from USA, Australia and other countries, carrying out phone interview or *on line* on the specimen of over million people.

⁸ Ch. J. Fombrun, C. B. M. Van Riel, *Fame and Fortune, How Successful Companies Build Winning Reputations*, FT Prentice Hall, Upper Saddle River, NJ 2004

4. Level of reputation and the company's results

Although it is very difficult to present the value of reputation in monetary units⁹, it is possible to point out a strong correlation between the variation in the reputation indicator and company's financial results. It is confirmed by results of many independent researches.

A group of professors from the University of New South Wales in Australia conducted the analysis of the reputation's influence on the profitability of 435 most admired firms, included in the Fortune magazine rating in years 1984 and 1995. The authors reached the conclusion that: (1) firms with stronger reputation are more able to maintain a high level of results of operational activity and (2) firms with better reputation are in a larger degree able to improve over time.¹⁰

Similar survey was conducted by Black, Carnes and Richardson, who assessed the correlation between the ratings of all of the most respected firms in terms of Fortune magazine in years 1983-1997, including their market and book value, as well as profitability. Results received showed that a 1-point difference is worth 500 millions in the market value difference.¹¹

Other authors¹² made a comparison analysis of 10 most respected firms, who had the same level of risk and the same level of return on effort, but different evaluations of their reputation according to the Fortune magazine. The achieved results allowed to conclude, that 60% difference in the reputation evaluation was an expression of 7% difference in market value. Because the value of an average company covered by the survey was 3 billion dollars, it meant that a 1-point difference in the reputation evaluation from 6 to 7 in a 10-point scale, would be worth additional 51,5 million dollars in market value difference.

The results of the quoted research, as well as many other similar surveys, suggest that there is a logically consistent relation between fame and fortune. Taking the numbers into consideration one might come to a conclusion that 10% improvement of reputation is worth between 1% and 5% of firm's market value.¹³

Measurable aspects of reputation are revealed not only when it is good, but especially when it is damaged. It is confirmed by the examples of many known businesses, who made grievous mistakes or well affected by serious crisis.

The most spectacular is an example of the American company in the energy industry – Enron, who has paid the highest price for losing reputation, because it went bankrupt. The company was founded in 1985 and shortly after became one of the leaders in the energy industry. In December 2000, Enron's shares were reaching the price of 90 dollars. At the end of 2001, after reports of financial scams, the share value decreased to few cents and the company was forced to declare bankruptcy. The scandal also affected the reputation of the auditor agency Arthur Anderson which was accused of participation in hiding debts and forging financial statements for Enron. The agency had to suspend some of its licenses for performing audits. Despite the later restoration of full permission, the Anderson firm didn't

⁹ F. Krawiec is suggesting that the value of the firm's reputation can be defined on the basis of how many potential people of interest would be willing to pay for the lease of the company's name. Estimating the value can be based on concession or license payments, which amounts from 8 to 14% of predicted sales. Another way is the estimation of the reputation value as an existing value of expected concession payments in a life period e.g. 20 years. See: F. Krawiec, *Kreowanie i zarządzanie reputacją firmy*, Difin, Warszawa 2009, s.53

¹⁰ Ch. J. Fombrun, B. M. C. Van Riel, op. cit.

¹¹ E. L. Black, T. A. Carnes, V. J. Richardson, *The Market Valuation of Corporate Reputation*, "Corporate Reputation Review", No.3, 2000, s.31-41

¹² R. K. Srivastava, T. H. McInish, R. A. Wood, A. J. Capraro, *The Value of Corporate Reputation: Evidence from the Equity Markets*, "Corporate Reputation Review", No.1, 1997, s.62-68

¹³ F. Krawiec, *Kreowanie i zarządzanie reputacją firmy*, Difin, Warszawa 2009, s.51

manage to rebuild its trust among clients to this very day, even though before the Enron scandal it was one of the biggest and most respected auditor agencies in the world.¹⁴

Another commonly known and described case, that happened to the well-respected firm Johnson&Johnson, which has been for a few years in the top ten on the Fortune magazine rating (in 2010 on 4th position, 'Fortune', March 22, 2010). The case was about the most profitable products of the company – a painkiller named Tylenol Extra-Strength. In 1982, a part of pills in Chicago was poisoned with a lethal dose of cyanide, which resulted in several deaths of people taking this medicine. Although the firm was claimed innocent and performed series of steps aimed at lessening the crisis (detailed analysis, withdrawing all products from sales, explanations and compensations), it has felt the results strongly. Immediately after the event its share of the painkiller market fell from 35,3% to 7% and the firm's market value by 14%.¹⁵

In 1994 a defect was discovered in the design of a Pentium processor – a leading product of the Intel Corporation (the chip had problems with performing simple mathematical calculations). Because of this the firm experienced not only loss in sales, but also the loss of market value by 15%. Motorola Corporation suffered a similar fate after a hypothesis was brought up by scientists concerning a possible influence of mobile phones on the development of brain cancer. In 1996 market value of Motorola decreased by 16%.

References

1. Black E., L., Carnes T.A., Richardson V.J., The Market Valuation of Corporate Reputation, "Corporate Reputation Review", No.3, 2000
2. Bogner F., Das neue PR-Denken. Ueberreuter Sachbuch, Wien 1990
3. Budzyński W., Wizerunek firmy. Kreowanie, zarządzanie, efekty. Poltext, Warszawa 2003
4. Chaney P.K., Philipich K.L., Shredded Reputation: The Cost of Audit Failure, Working Paper, Vanderbilt University, 2003
5. Fombrun Ch. J., Van Riel C.B.M., Fame and Fortune, How Successful Companies Build Winning Reputations, FT Prentice Hall, Upper Saddle River, NJ 2004
6. Fombrun Ch.J., Van Riel C.B.M., The reputation landscape. "Corporate Reputation Review" 1997, Vol. 1, nr 1-2
7. Grey E.R., Balmer J.M.T., Managing Corporate Image and Reputation, "Long Rang Planning" 1998, Vol. 31
8. Hartley R.F., Zarządzanie i marketing. Spektakularne sukcesy i porażki, Wyd. HELION, Gliwice 2004
9. Kosnik T.J., Corporate Positioning: How to Assess – and Build – a Company's Reputation, Harvard Business School Press, Boston 1989
10. Krawiec F., Kreowanie i zarządzanie reputacją firmy, Difin, Warszawa 2009
11. Srivastava R.K., McInish T.H., Wood R.A., Capraro A.J., The Value of Corporate Reputation: Evidence from the Equity Markets, "Corporate Reputation Review", No.1, 1997
12. Sz wajca D., Wizerunek i reputacja przedsiębiorstwa w procesie kreowania jego wartości, [w:] Zarządzanie przedsiębiorstwem, (red.) E. Urbańczyk, Studia i prace Uniwersytetu Szczecińskiego nr 7, Szczecin 2008
13. Sz wajca D., Zarządzanie reputacją przedsiębiorstwa w aspekcie wzrostu jego wartości [w:] Nowoczesność przemysłu i usług. Relacje i wartość w strategiach zarządzania przedsiębiorstwami (red.) J. Pyka, TNOiK, Katowice 2008
14. Zarębska A., Reputacja – warunek powodzenia przedsiębiorstwa na rynku, „Organizacja i Kierowanie” nr 2/2007

Надійшла до редколегії 26.11.2010

© Danuta Sz wajca, 2010

¹⁴ See. P. K. Chaney, K. L. Philipich, *Shredded Reputation: The Cost of Audit Failure*, Working Paper, Vanderbilt University, 2003 za: F. Krawiec, op. cit., s. 57

¹⁵ See. R. F. Hartley, *Zarządzanie i marketing. Spektakularne sukcesy i porażki*, Wyd. HELION, Gliwice 2004,

M. TUREK, A. MICHALAK.
Politechnika Śląska, Poland

THE RISK OF FINANCING A MINING COMPANY IN THE LIGHT OF RESEARCH SURVEYS

The paper describes the methods of assessment of the risks in financing in mining companies. These risks are risk of share issue, credit risk, risk of leasing, risk of privileged shareholders and other investors.

1. Identification of external and internal hazards generating the risk of financing

Analysis and assessment of the risk of financing in mining companies is currently not a problem solved in a complex way, both in theory and economic practice. Therefore, the present study undertakes to develop a methodology for solving this research problem.

At the first stage one identified the risk of financing and then decomposed it and divided it to the risk of financing for the capital recipient and provider¹. First of all, one identified the risk of financing borne by the mining company (capital recipient), in forms such as:

- 1- risk of share issue
- 2- credit risk
- 3- the risk of bonds issue
- 4- the risk of leasing
- 5- the risk of aid financing

and risks borne by the financing entity (capital provider), such as:

- 6- credit risk
- 7- the risk of guarantees and sureties
- 8- risk of loss of security
- 9- risk of own contribution
- 10- risk of privileged shareholders

In the present study one focused on the risk of financing affecting one or the other party to the process of financing. One ignored the risk of financing with common consequences for the capital provider and recipient in the form of the interest rate risk, currency risk, inflation risk, political and ecological risk, since these risk categories are the subject of a separate study².

The risk of financing is generated both by external (market) factors from the mining company's environment (in such a situation we deal with regular risk) and by internal factors from the mining company itself (in such a situation we deal with specific risk). Bearing this in mind, at the second stage of the examination process of the risk of financing one identified particular hazards affecting the types (varieties) of the risk of financing. These hazards are included in Table 1.

¹ A. Michalak: Finansowanie inwestycji w teorii i praktyce (Financing investments in theory and practice), Polish Scientific Publishers PWN, Warszawa 2007, pp. 100-103.

² For more information see: A. Michalak: The impact of financial resources concentration on the risk and cost of capital in the investment process. In: Zarządzanie kosztami podmiotów gospodarczych w okresie dekonjunktury (Management of the costs of business entities in the period of recession), collective work (ed.) W. Caputa and D. Szwejca. CEDEWU Publishing House, Warsaw 2009, pp. 249-251.

Table 1.

The impact of external (market) and internal factors on particular types of the risk of financing.

Item	Variety of the risk of financing	Type of hazards
1	risk of share issue	change of legal position and the significance of opinion of the previous owners, failure to adjust the procedure of public offer to the actual market offer, preventing the access of shares to public trading, court's refusal to register shares, failure to execute emission for reason of limitations imposed by legal regulations, failure to take up shares, etc.
2	credit risk	temporary suspension of the capital tranche transfer by the bank, delays in transferring subsequent tranches of the capital, bank's withdrawal from financing the mining company, etc.
3	risk of bonds issue	failure to execute emission for reason of limitations imposed by legal regulations, inadequate subscription of bonds, preventing the access of bonds to public trading, failure to adjust the procedure of public offer to the actual market offer
4	risk of leasing	bankruptcy of the leasing company with depriving the mining company (lessee) of the possibility to use lease objects (e.g. as a result of initiation of recovery proceedings by banks, bankruptcy of the leasing company and calling the mining company (lessee) to purchase the lease object
5	risk of aid financing	failure to acquire refinancing, delays in transferring subsequent tranches of the capital to the mining company (the EU funds, national subsidies, tax allowances, etc.)
6	credit risk	the threat that the mining company shall not return the capital, either in full or in part, along with agreed interest
7	risk of guarantees and sureties	the threat that the mining company will not repay its liabilities and the entity granting guarantees "will take over" its debts
8	risk of loss of security	the threat of loss or significant reduction in the value of securities offered by mining companies
9	risk of own contribution	the threat of significant reduction in the value of mining companies' shares
10	risk of privileged shareholders	default in meeting conditions provided to potential owners of privileged shares by the mining company

Source: prepared by the author

2. The structure of the research tool - a survey questionnaire

After identification of the type of hazards generating various forms of the risk of financing, one prepared a questionnaire in order to determine the intensity of particular types of the risk of financing borne by the capital recipient, that is the mining company, and the capital provider (the entity financing the mining company). Risk intensity is defined as the likelihood of a given type of risk. In the case of most of the specified types of the risk of financing the likelihood is difficult to measure, therefore, in order to determine their intensity, one used the survey questionnaire. Subsequent questions of the survey related to assessment of particular types of the risk of financing mining companies. The scale of assessments was 0 to 100%, where 0% meant no risk, and 100% - the certainty of hazard. Questions of the survey were worded as follows:

1. Please mark on the scale or write in the form of the percentage value Your opinion about the risk of share issue borne by the mining company (*change of legal position and the significance of opinion of the previous owners, failure to execute emission for reason of limitations imposed by legal regulations, failure to take up shares, court's refusal to register shares, preventing the access of shares to public trading, failure to adjust the procedure of public offer to the actual market offer, etc.*)
2. Please mark on the scale or write in the form of the percentage value Your opinion about the risk of bank credit borne by the mining company (*temporary suspension of the capital tranche transfer by the bank, delays in transferring subsequent tranches of the capital, bank's withdrawal from financing the mining company, etc.*)
3. Please mark on the scale or write in the form of the percentage value Your opinion about the risk of bonds issue by the mining company (*failure to execute emission for reason of limitations imposed by legal regulations, inadequate subscription of bonds, preventing the access of bonds to public trading, failure to adjust the procedure of public offer to the actual market offer*)
4. Please mark on the scale or write in the form of the percentage value Your opinion about the risk of leasing in the mining company (*bankruptcy of the leasing company with depriving the mining company (lessee) of the possibility to use lease objects (e.g. as a result of initiation of recovery proceedings by banks, bankruptcy of the leasing company and calling the mining company (lessee) to purchase the lease (object).*)
5. Please mark on the scale or write in the form of the percentage value Your opinion about the risk of aid financing (the EU funds, national subsidies, tax allowances, etc.) in the mining company (*failure to acquire refinancing, delays in transferring subsequent tranches of the capital*)
6. Please mark on the scale or write in the form of the percentage value Your opinion about credit risk of the entity financing the mining company (the threat that the mining company shall not return the capital, either in full or in part, along with agreed interest)
7. Please mark on the scale or write in the form of the percentage value Your opinion about the risk borne under guarantees and sureties granted to the mining company
8. Please mark on the scale or write in the form of the percentage value Your opinion about the risk of loss of securities presented by the mining company (the risk of loss or significant reduction in the value of securities offered by mining companies)
9. Please mark on the scale or write in the form of the percentage value Your opinion about the risk of the loss of value of own contributions of the shareholders of mining companies (the risk of significant reduction in the value of mining companies' shares)

10. Please mark on the scale or write in the form of the percentage value Your opinion about the risk of default in meeting conditions provided to potential owners of privileged shares by the mining company

The surveys were in the group of 32 experts from mining industry; these were the highest-rank employees of economic-financial divisions.

3. Determination of intensity of the risk of financing mining companies from the point of view of the capital recipient on the basis of surveys

Intensity of the risk of financing mining companies (capital recipients) has been examined in questions from 1 to 5. The first category in the survey of the financing risk borne by the capital recipient is **the risk of share issue** (change of legal position and the significance of opinion of the previous owners, failure to execute emission for reason of limitations imposed by legal regulations, failure to take up shares, court's refusal to register shares, preventing the access of shares to public trading, failure to adjust the procedure of public offer to the actual market offer, etc.). Respondents described their opinion on the likelihood of this risk in the mining company, assigning values from 0 to 100%. The answers are presented in chart 1. They were quite various, from 0 to 80%. On average however, the likelihood of hazards comprising the risk of share issue is 50.78%.

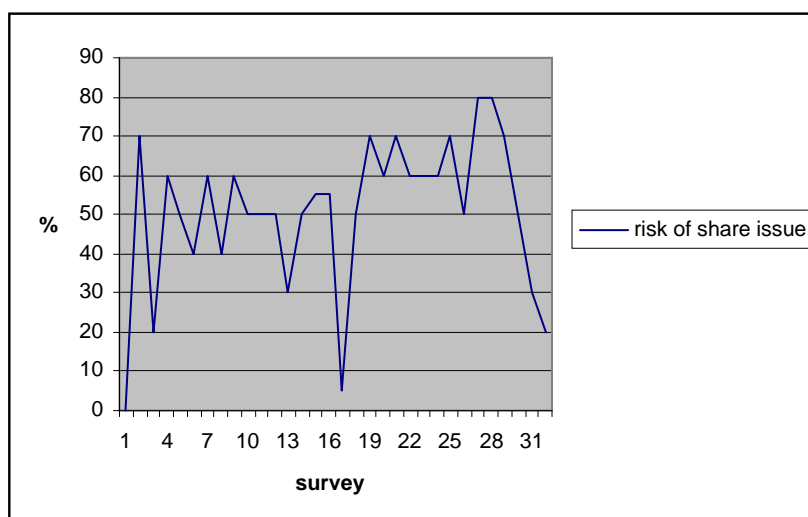


Chart 1. Intensity of the risk of share issue

Another variety of the risk of financing with consequences for the capital recipient (the mining company) is credit risk, understood as temporary suspension of the capital tranche transfer by the bank, delays in transferring subsequent tranches of the capital, bank's withdrawal from financing the mining company, etc. According to the questioned experts, the likelihood of this type hazards ranged from 0 to 70% (chart 2). In most cases however, the intensity of this kind of risk was recognized as lower than the risk of share issue. Average intensity of the bank credit risk amounts to 32.81%.

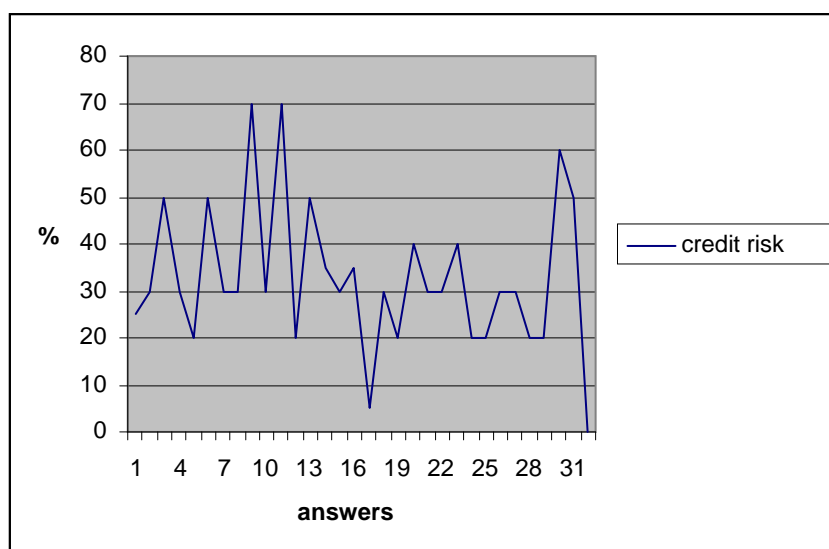


Chart 2. Intensity of the credit risk

In the third question respondents determined the intensity of the risk of bonds issue, indicating the likelihood of hazards such as: failure to execute emission for reason of limitations imposed by legal regulations, inadequate subscription of bonds, preventing the access of bonds to public trading, failure to adjust the procedure of public offer to the actual market offer. The answers are presented in chart 3. Average intensity of the risk of bonds issue is 49.06%.

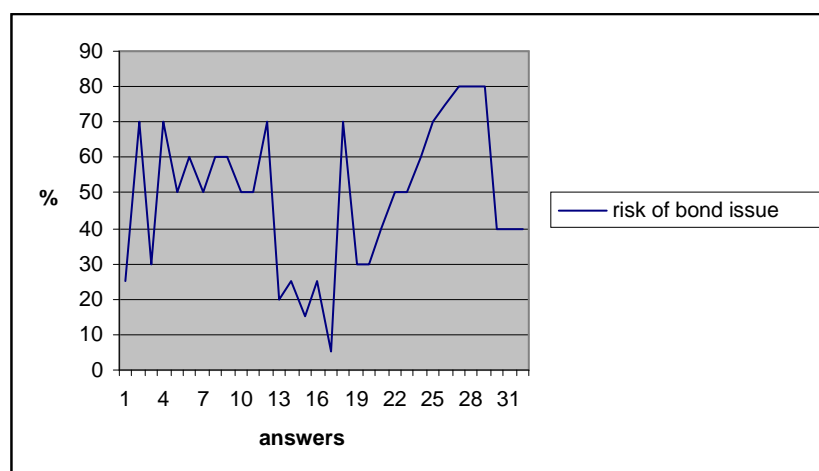


Chart 3. Intensity of bonds issue

Another variety of the risk of financing with consequences for the capital recipient is the risk of leasing. Experts concluded that the likelihood of hazards associated with this risk, such as: bankruptcy of the leasing company with depriving the mining company (lessee) of the possibility to use lease objects (e.g. as a result of initiation of recovery proceedings by banks, bankruptcy of the leasing company and calling the mining company (lessee) to purchase the lease object, is not high. Particular answers are presented in chart 4. The average of answers was 21.78%.

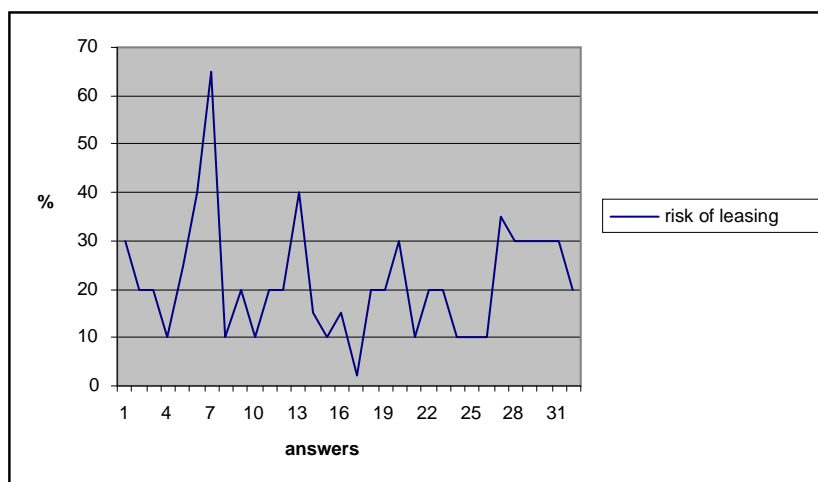


Chart 4. Intensity of the risk of leasing

The last of the listed categories of the risk of financing with consequences for the mining company is the risk of aid financing, understood as the risk failure to acquire refinancing, delays in transferring subsequent tranches of the capital, etc. The way of perceiving probability of this kind of risk by the surveyed experts is presented in chart 5. Average intensity of the risk of aid financing is 34.69%.

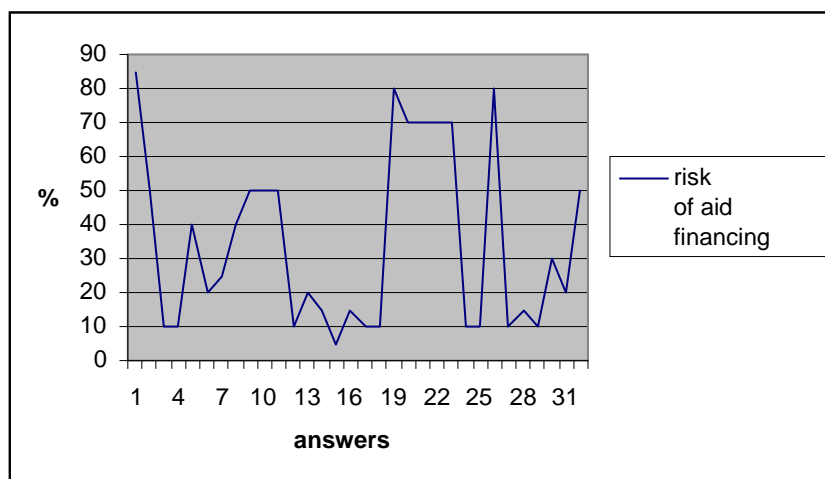


Chart 5. Intensity the risk of aid financing.

Specification of average intensity of particular types of the risk of financing borne by the mining company is presented in chart 6.

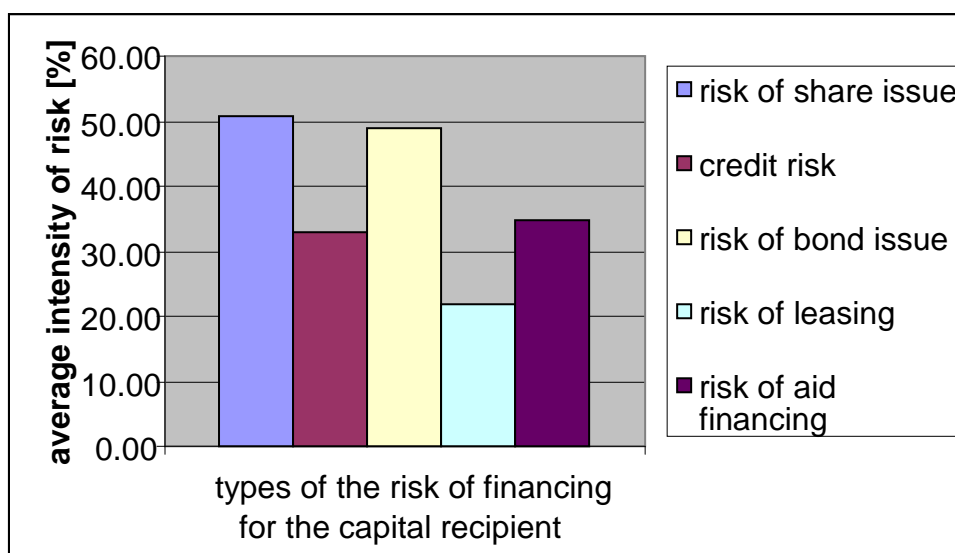


Chart 6. Average intensity of types of the risk of financing for the capital recipient

4. Determination of intensity of the risk of financing mining companies from the point of view of the capital provider on the basis of surveys

Among various risks of financing influencing capital providers one analyzed credit risk, risk of guarantees and sureties, risk of loss of security, risk of own contribution and risk of privileged shareholders. The questioned experts assessed these risk varieties in questions 6 to 10 of the survey questionnaire.

The first assessed element of the risk of financing is credit risk, that is the risk borne by the bank under the credit granted to the mining company. It is the risk that the mining company shall not return the capital, either in full or in part, along with agreed interest. Experts stated that this risk is relatively small as compared to the varieties of risk analyzed in the previous questions of the survey. The answers indicate that the likelihood of hazards associated with credit risk ranges from 0 to 30%. The answers are presented in chart 7. Average credit risk borne by the bank financing the mining company is 16.25%. This means that mining companies are perceived by experts as entities of high credit reliability, timely meeting their credit liabilities.

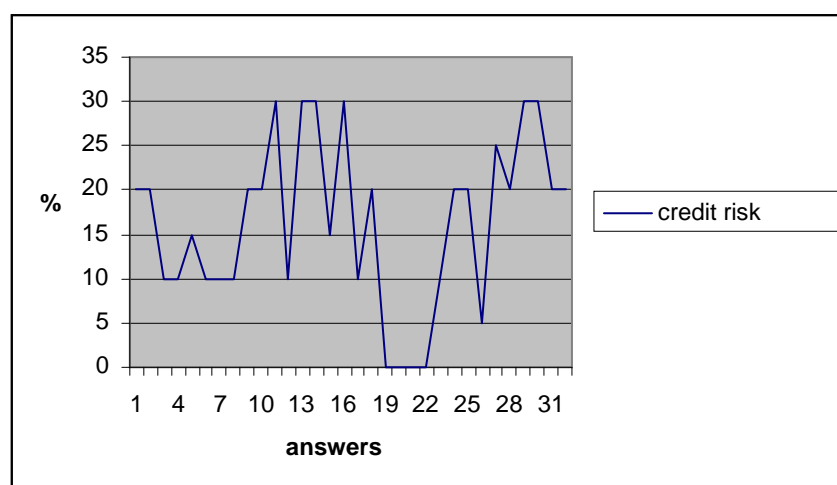


Chart 7. Credit risk intensity

A risk similar to credit risk is the risk borne under guarantees and sureties granted to the mining company. An entity granting such guarantees and sureties is a particular capital provider which undertakes the risk of repayment of the mining company's liabilities in the case of its lack of financial liquidity and inability to pay current credit liabilities. This variety of the risk of financing borne by capital providers were also not regarded by experts as serious hazard. Most answers range from 10 to 30% (chart 8). Average intensity of the risk of guarantees and sureties is 20.47%.

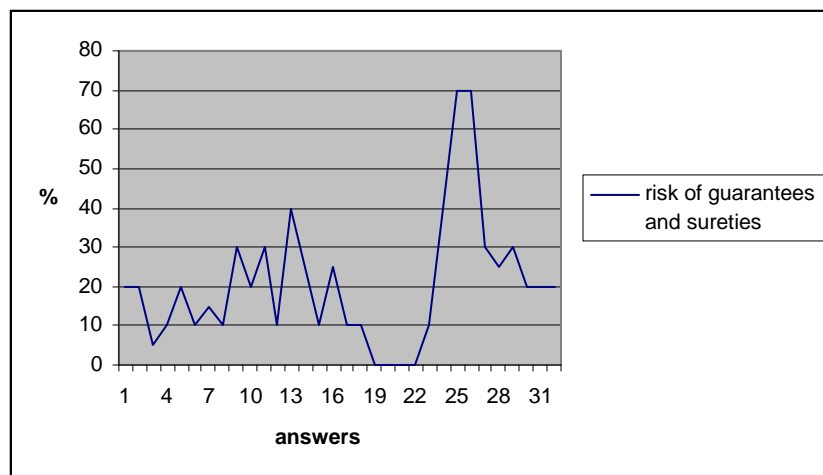


Chart 8. Intensity of the risk of guarantees and sureties

Another variety of the capital provider's risk is the risk of the loss of security. It is borne by the capital provider in the event when the value of securities offered by mining companies may be lost or significantly reduced. This risk was assessed similarly to the two previous ones. Average intensity of this risk was 23.97%. The answers are presented in chart 9.

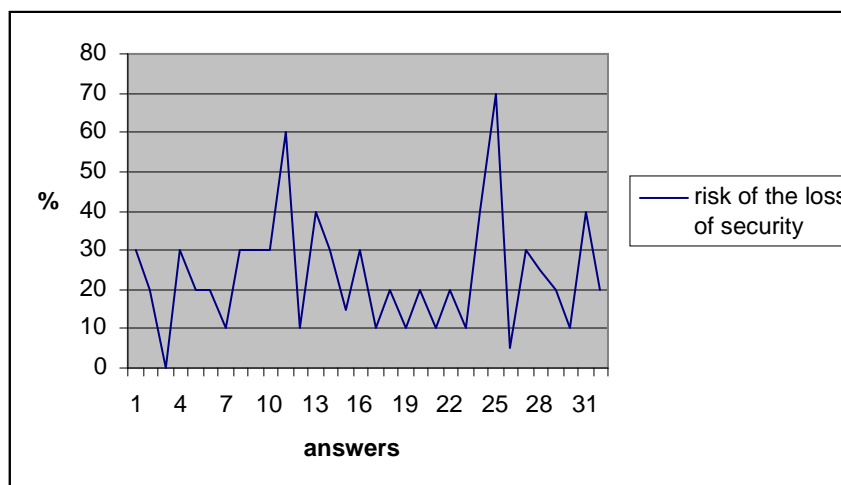


Chart 9. Intensity of the risk of loss of security

A specific type of capital providers are providers of equity. They finance operations of the mining company in exchange for taking up ordinary or privileged shares. The risk of equity providers was assessed by the surveyed experts as significantly higher than the risk borne by the providers of external capital. And so, the risk of loss of own contributions of the shareholders of mining companies, understood as the risk of significant reduction in the value

of shares of these companies was presented as 40.78% on average. Particular answers ranged from 10 to 75 %, which is presented in chart 10.

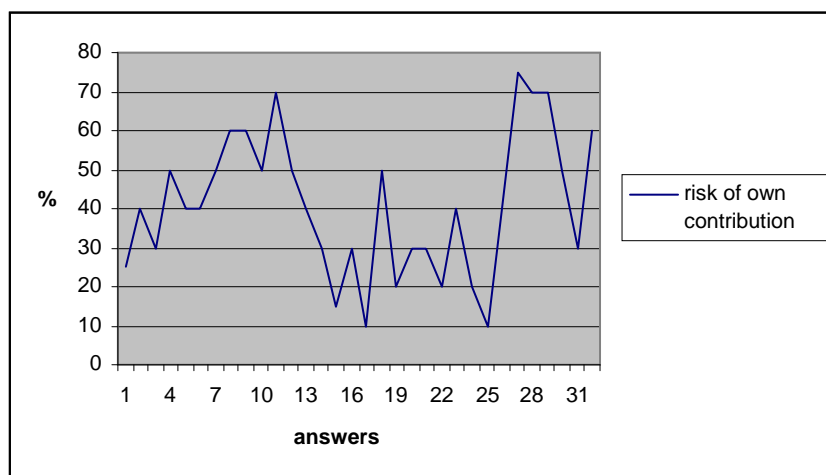


Chart 10. Intensity of the risk of own contribution

The risk of default in meeting conditions provided to potential owners of privileged shares by the mining company was assessed as slightly lower, at the average level of 34.69%. In this case the answers ranged from 0 to 70%; they are presented in chart 11.

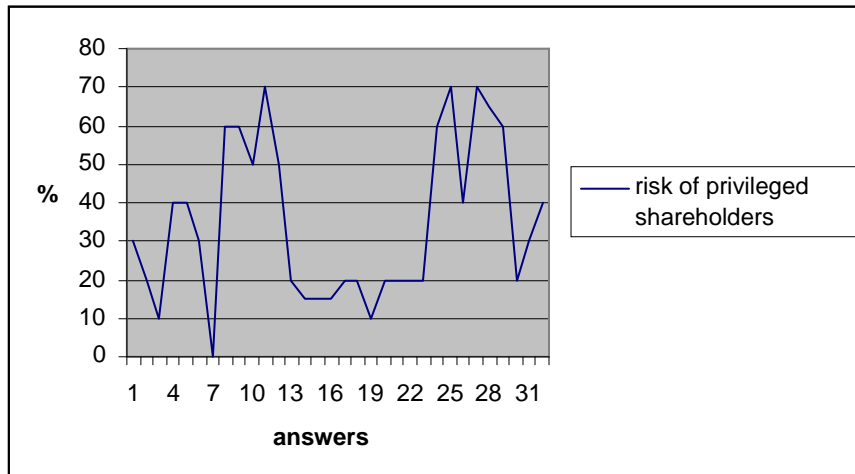


Chart 11. Intensity of the risk of privileged shareholders

Specification of average intensity of particular types of the risk of financing with consequences for the capital provider are presented in chart 12.

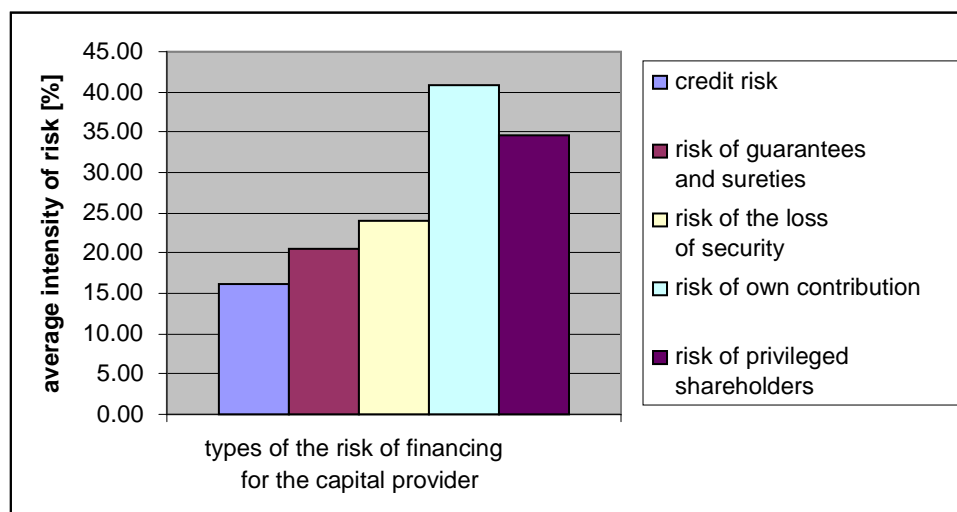


Chart 12. Average intensity of types of the risk of financing for the capital provider

5. Summary

To sum up the research, it should be stated that when assessing the risk of financing with consequences for the capital recipient (the mining company), experts stated that the most risky type of financing was financing with capital from shares issue and capital from bonds issue. The risk of share issue and the risk of bonds issue have the highest intensity. Observations show that financing from these sources is avoided in mining industry. In the opinion of experts, financing by means of leasing was characterized by the lowest level of risk. The risk of leasing has the lowest intensity. Intensity of the bank credit risk and the risk of aid financing is on a similar level.

When assessing the risk of financing with consequences for the entity financing the mining company (capital provider), experts recognized financing of the mining company as characterized by a relatively low level of risk with regard to external capital. Average risk borne by providers of such capital ranges from approximately 16 to 24%. Involvement of equity was recognized as more risky for capital providers. In this case, the average risk ranges from 35 to more than 40 %, depending on the type of shares.

Надійшла до редколегії 26.11.2010

© M. Turek, A. Michalak, 2010

MARIAN TUREK
IZABELA JONEK-KOWALSKA
Politechnika Śląska, Poland

STRATEGIES OF FINANCING IN THE POLISH HARD COAL MINING IN THE PERIOD 2003-2007

The notion of financial strategy is often identified with the strategy of financing. However, the strategy of financing, consisting in the selection of the sources of financing, should be perceived as a part of the financial strategy, since it is its important but not the only element. Hence, the strategy of financing is a narrower notion than the financial strategy, providing it with detail.

Introduction

In market economy companies have various possibilities of obtaining the sources of financing for their operations. Every form of financing is the source of capital, and its diversity determines the structure of capital. Creation of an optimal structure of capital is one of the basic goals of a company's financial policy. Aiming at finding an optimal structure of capital, companies choose various strategies of financing. The strategy of financing in a company plays a special role, by joining all functional areas of the company, since it accompanies all material processes that take place in the company.

The present article attempts to define the strategy of financing operations of the companies in the Polish hard coal mining industry in the period 2003-2007, on the basis of financial data of two coal companies. The first part defines methodological grounds for the conducted identification. Then, one refers to basic ratios defining the strategy of financing the operations. In the article's conclusion one identifies the effects of the strategies of financing selected by the examined company.

Strategies of financing companies – theoretical aspects

The notion of financial strategy is often identified with the strategy of financing. However, the strategy of financing, consisting in the selection of the sources of financing, should be perceived as a part of the financial strategy, since it is its important but not the only element. Hence, the strategy of financing is a narrower notion than the financial strategy, providing it with details¹.

One can distinguish three basic types of the strategy of financing operations:

1. **aggressive strategy**, also referred to as dynamic, risky, active, offensive, optimistic or development strategy,
2. **moderate strategy**, also referred to as a harmonious, balanced, flexible, mixed strategy,
3. **conservative strategy** also referred to as a preservative, soft, defensive, passive, pessimistic, survival strategy².

The first of the aforementioned strategies is based on the assumption that variable and fixed³ current assets, as well as a part of fixed assets, are financed with short-term external capitals. Other fixed assets are financed from permanent capital.

¹ See: A. Tokarski, Strategie finansowania działalności przedsiębiorstw produkcyjnych (Strategies of financing the operations of production companies), Publishing House Adam Marszałek, Toruń 2006, pp. 40-41.

² See: A. Tokarski, Strategie... (Strategies...), op. cit., p. 84.

³ Observation of companies indicates that the size of demand for current assets changes over time. It is generated by strong seasonal fluctuations of production and inventory. As a result, one can assume division of current assets into fixed ones, not undergoing changes, and variable ones in more intensive periods. See: Z. Dobosiewicz, Wprowadzenie do finansów i bankowości (Introduction to Finance and Banking), Polish Scientific Publishers PWN, Warszawa, 2005, p. 105.

Aggressive strategy aims at maximization of profits in relation to equities and accepts higher level of financial risk⁴. The level of financing current assets with short-term capital in this strategy is high, since short-term credits fully cover current assets and a part of fixed assets. In such a situation there is a negative level of net working capital, meaning low share of financing assets with permanent capitals.

In the aggressive strategy financial risk is high, since the share of short-term credits is significant. However, high share of current liabilities implies low costs of financing.

In connection with the above, in the aggressive strategy, due to a large share of short-term external capitals, there is a possibility to use a wide range of effects of financial leverage and tax cover. However, the result of high indebtedness is low financial liquidity, which may put the company's solvency at risk.

Aggressive strategy is also characterized by the return on equity, that is the rate of return on capital. In the case of the concerned strategy this profitability is high, which results from the fact that short-term credits are cheaper than long-term credits⁵.

The aggressive strategy gives a chance of higher profits, but, at the same time, it is a risky, hazardous strategy, negatively assessed by most creditors. In the case of reduction in proceeds from cash generating sales or as a result of even periodical difficulties in obtaining a credit⁶ or growth in its costs, a company may lose its ability to timely regulation of its liabilities⁷. This entails sharpening of payment tensions on the part of partners who lost trust to the company's financial reliability.

A company applying a moderate strategy finances fixed assets from permanent capitals, and all current assets from short-term sources. It is an intermediate strategy between the aggressive and the conservative strategies⁸.

The level of financing current assets with short-term capital, as compared to the aggressive strategy, is average. In the aggressive strategy, as is generally known, short-term liabilities cover also a part of fixed assets, in the moderate strategy they cover only the current assets. In such a situation the value of net working capital oscillates around zero.

This strategy is characterized by moderate financial risk associated with moderate short-term indebtedness and generates moderate financial costs. The use of financial leverage and tax cover is moderate, and financial liquidity is moderate. This strategy also entails moderate return on equity⁹.

Moderate strategy is relatively safe with regard to maintenance of current financial liquidity, however, a company applying it should have at its disposal flexible possibilities of obtaining short-term capitals¹⁰.

On the other hand, the conservative strategy envisages that permanent capital finances not only fixed assets, but also the fixed part of current assets. In such a situation, a company benefits from short-term liabilities only at the time of particularly high demand for capital. Conservative strategy is the opposite of aggressive strategy of financing operations.

⁴ See B. Kołosowska, A. Tokarski, M. Tokarski, E. Chojnacka, *Strategie finansowania działalności przedsiębiorstw* (Strategies of financing the operations of companies), Oficyna Ekonomiczna, 2006, p. 32 and 34.

⁵ See D. Krzemińska, *Finanse przedsiębiorstwa* (Corporate Finance), Publishing House of the Poznań School of Banking, Poznań, 2000, p. 102.

⁶ In practice such a strategy requires permanent refinancing of credits. Due to the fact that banks usually restrain from granting working capital facilities due to high risk, the result for a company is to use trade credits. See: W. Bień, *Ocena efektywności finansowej spółek kapitałowych* (Assessment of financial effectiveness of capital companies), Difin, Warsaw, 2005, p. 109.

⁷ See. W. Bień, *Zarządzanie...* (Management...), op. cit., p. 194.

⁸ See B. Kołosowska, A. Tokarski, M. Tokarski, E. Chojnacka, *Strategie...* (Strategies...), op. cit., p. 35.

⁹ See D. Krzemińska, *Finanse...* (Finance...), op. cit., p. 104

¹⁰ See B. Kołosowska, *Strategie...* (Strategies...), op. cit., p. 34 and 35.

The basic feature of the conservative strategy is a low level of financing current assets with short-term capital, since short-term credits cover current assets only partially. In such a situation there is a positive value of net working capital.

Another criterion determining conservative strategy is the financial risk. In this case it is low, since the share of short-term credits is low. However, due to a large share of long-term capital in financing the company, including bank credits, costs of financing are high. The use of financial leverage and tax cover is low, since the scope of using credits, including short-term credits, is narrow.

Narrow scope of using short-term credits results in the fact that financial liquidity is maintained at a high level. On the other hand, return on equity is low due to high share of expensive permanent capitals in current operations¹¹.

Conservative strategy is a safe strategy, it consolidates payment balance of a company and its financial stability, but at the same time high share of permanent capitals results in increased financial costs.

Methodological grounds of the strategy of financing identification

In the process of identifying the strategies of financing an extremely important thing are their basic characteristics. Table 1 presents underlying determinants of the previously described strategies of financing the company's operations.

Table 1.

Determinants of the strategies of financing the company's operations

Determinants	Aggressive strategy	Moderate strategy	Conservative strategy
Level of financing current assets with short-term capital	high	average	low
Level of net working capital	negative	zero	positive
Financial risk	high	moderate	low
Costs of financing	low	average	high
Effects of financial leverage and tax cover	high	moderate	low
Financial liquidity	low	average	high
Return on equity	high	moderate	low

Source: Own study on the basis of D. Krzezińska, *Finanse... (Finance ...)*, op. cit., pp. 101-104.

In the analysis and assessment of the type of pursued strategy of financing the company's operations one can also apply various financial ratios¹². Measures used in the process of assessing the strategy of financing are presented in Table 2.

¹¹ See D. Krzezińska, *Finanse... (Finance...)*, op. cit., p. 101.

¹² These ratios should be considered on the background of the industry where a company operates, since the types of strategies are often relative and it is difficult assign specific levels of ratios to them. For more information: *Finance management. Cele-Organizacja-Narzędzia (Objectives-Organization-Tools), Volume II, Materials from the International Scientific Conference in Kołobrzeg 31 May-2 June 2001, work by (ed.) D. Zarzecki, Accounting Development Foundation in Poland, Warsaw, p. 220.*

Table 2.

Financial ratios in the process of identifying the strategy of the company's financing

Ratio name	Value	Type of strategy
Level of financing of fixed assets with equity (balance sheet rule) equity/fixed assets	> 1	conservative
	≥ 1	moderate
	≤ 1	aggressive
Level of financing of fixed assets with permanent capital (financial rule) permanent capital/fixed assets	> 1	conservative
	≥ 1	moderate
	≤ 1	aggressive
Current liquidity ratio current assets/short-term liabilities	$>$ average value of the sectoral ratio	conservative
	$=$ average value of the sectoral ratio	moderate
	$<$ average value of the sectoral ratio	aggressive
Rapid liquidity ratio short-term investment + short-term receivables/short-term liabilities	$>$ average value of the sectoral ratio	conservative
	$=$ average value of the sectoral ratio	moderate
	$<$ average value of the sectoral ratio	aggressive
Return on equity ROE net profit/equity	$>$ average value of the sectoral ratio	aggressive
	$=$ average value of the sectoral ratio	moderate
	$<$ average value of the sectoral ratio	conservative
Net sales profitability net profit/net sales revenue	$>$ average value of the sectoral ratio	aggressive
	$=$ average value of the sectoral ratio	moderate
	$<$ average value of the sectoral ratio	conservative
	average	moderate
	low	conservative

Source: Own study on the basis of B. Kołosowska, A. Tokarski, M. Tokarski, E. Chojnacka, *Strategie... (Strategies...)*, op. cit., pp. 42-45.

According to what has been stated above, identification and assessment of the strategies of financing the company's operations takes place in three basic areas:

- rules of financing,
- financial liquidity,
- profitability.

On the basis of the above ratios the article further defines the strategies of financing of two Polish coal companies in the period 2003-2007. One also undertakes to assess the use of these strategies.

Parameterization of the strategies of financing of Polish coal companies in the period 2004-2008

In the first part of the research process, on the basis of financial statements as well as internal documents of two selected coal companies, one verified compliance with the basic rules of financing assets. First, one defined the level of financing fixed assets from equities. The results of this stage are included in Table 3.

Table 3.

Level of financing fixed assets from equity in the period 2003-2007

Company	2003	2004	2005	2006	2007
1	0.71	0.54	0.51	0.46	0.42
2	0.05	0.15	0.21	0.17	0.18

Source: prepared by the author.

According to the data contained in Table 3, both of the examined coal companies failed to comply with the golden balance sheet rule, which means that fixed assets were not fully covered in equity. In the first examined company this coverage was, however, substantially higher and ranged from 42 to 71%, with a clear decreasing trend in the examined period. The second of the companies covered fixed assets in approximately 5-21%, which should be considered as a very low level, variable in time.

Table 4 presents the extent of compliance with the financial rule in the examined mining companies.

Table 4.

Level of financing of fixed assets with permanent capital in the period 2003-2007

Company	2003	2004	2005	2006	2007
1	0.73	0.55	0.52	0.47	0.43
2	0.34	0.38	0.40	0.34	0.31

Source: prepared by the author.

The financial rule was not observed in the surveyed coal companies either. In the first one the scope of financing fixed assets from permanent capitals was slightly higher than the level of financing with equities, which resulted from the low share of long-term liabilities in the sources of financing operations. In the second of the examined companies the level of security of long-term property in long-term capitals increased and stabilized in the range of 31-40%.

As already mentioned at the beginning, the second stage of the strategy of financing identification includes measurement of current and quick liquidity in the examined mining companies. Current liquidity ratios in the period 2003-2007 are included in Table 5.

Table 5.

Current liquidity ratios in the period 2003-2007

Company	2003	2004	2005	2006	2007
1	0.71	0.76	0.70	0.71	0.55
2	0.62	0.55	0.50	0.40	0.46

Source: prepared by the author.

According to the data contained in Table 5 the first company does not have current financial liquidity throughout the whole examined period. The ratios have values below the adopted standards. Nonetheless, it is worth emphasizing that in the period 2003-2006 the situation with regard to current liquidity is stable and the company able to settle

approximately 70-76% of current liabilities from current assets. Clear breakdown of current liquidity however, took place in 2007, when current liquidity ratio was 0.55.

At this point it is worth emphasizing that in domestic and foreign analyses the value of current liquidity ratio for mining industry was approx. 1.5.¹³ In the light of the above, it can be concluded that current liquidity of the examined company is significantly lower than the industry's average. Nonetheless, one can notice that the provided value refers to the overall mining operations and not only to hard coal mining, where the value of current liquidity ratios is usually lower than the one specified.

Such low ratio results from relatively low share of current assets in the company's property and the high share of current liabilities in the sources of financing (Table 6).

Table 6.

The share of current assets in total assets and of current liabilities in total liabilities in company no. 1 in the period 2003-2007

Item	2003	2004	2005	2006	2007
Current assets	24.86%	25.95%	20.74%	21.31%	18.18%
Current liabilities	35.10%	34.03%	29.83%	29.85%	33.22%

Source: prepared by the author.

According to what has been stated above, current liquidity ratios in the period 2003-2006 are maintained at a similar stable level in the first company, as a result of systematic decrease in the share of current liabilities in total liabilities as well as of current assets in total assets. In 2007 deterioration of current liquidity is caused by sudden growth in the share of current liabilities and further decreasing tendency of current assets.

In the second of the examined companies current financial liquidity is much below the bottom value of the standard throughout the whole period, and to 2006 it shows a systematic decreasing tendency. Slight improvement in the ratio takes place no sooner than in 2007. Therefore, in the examined period the company does not have the ability to settle current liabilities from current assets in the light of the adopted standards. Even if we consider the unique character of the industry, systematic reduction over time in the ability to cover current liabilities is alarming. In 2006 it is the lowest in the examined period, and allows only to settle 40% of current liabilities from current assets.¹⁴

Such a low value of the ratio results, like in company no. 1, from relatively low share of current assets in the company's assets as well as the high share of current liabilities in the sources of financing (Table 7).

Table 7.

The share of current assets in total assets as well as of current liabilities in total liabilities in company no. 2 in the years 2003-2007

Item	2003	2004	2005	2006	2007
Current assets	23.58%	19.98%	16.02%	14.13%	18.90%
Current liabilities	38.02%	36.01%	31.85%	35.15%	40.68%

Source: prepared by the author.

After determining current liquidity one measured quick liquidity. The results of are included in Table 8.

¹³ See E.F. Brigham, J.H. Huston, *Fundamentals of Financial Management*, PWE, Warsaw 2005, p. 131 and B. Pomykalska P. Pomykalski, *Analiza finansowa przedsiębiorstwa* (Financial analysis of a company), Polish Scientific Publishers PWN, Warsaw 2007, p. 75.

¹⁴ For more information: M. Turek, I. Jonek-Kowalska, *Ocena płynności finansowej jako kryterium podejmowania decyzji zarządczych w przedsiębiorstwach górniczych* (Assessment of financial liquidity as a criterion for making management decisions in mining companies), [in:] *School of Underground Mining 2009*, Mineral and Energy Economy Research Institute of the Polish Academy of Sciences, *Symposja i konferencje* (Symposia and Conferences) no. 74, Cracow 2009, pp. 115-125.

Table 8.

Current liquidity ratios in the period 2003-2007

Company	2003	2004	2005	2006	2007
1	0.61	0.70	0.62	0.59	0.44
2	0.45	0.40	0.30	0.21	0.29

Source: prepared by the author.

In the first of the companies the tendency regarding quick liquidity is close to current liquidity. Throughout the whole examined period the company does not maintain quick liquidity. It is worth mentioning that the average for mining industry is approx. 0.9,¹⁵ therefore, the examined company does not meet also this slightly lowered value for the industry (calculated, however, for the whole mining industry and not only for hard coal mining).

As a supplement to the above relations, Table 9 presents the share of inventory and prepayments correcting current assets in quick liquidity in total assets for the first of the examined companies. Table 9 presents also the share of short-term receivables in the balance sheet total.

Table 9.

The share of inventory, prepayments and short-term receivables in total assets in company no. 1 in the period 2003-2007

Item	2003	2004	2005	2006	2007
<i>Inventory</i>	3.31%	1.94%	2.21%	3.09%	3.24%
<i>RMcz (prepayments)</i>	0.06%	0.05%	0.04%	0.58%	0.31%
<i>Short-term receivables</i>	15.01 %	12.47%	11.64%	10.98 %	10.48%

Source: prepared by the author.

The level of inventory oscillates between 2 to 3%. Reduction in this level takes place in 2004 and 2005. In other periods inventory amounts to more than 3% of the value of total assets. Their level can therefore be considered as low and stabilized. Prepayments beyond the year 2006 do not exceed 0.5%, therefore, their effect on the shaping of liquidity is not significant. In turn, the level of short-term receivables in the examined period is systematically going down from 15 to 10.5% in 2007. Its value should be considered as low.

In the second of the examined companies quick liquidity ratios are similar to current liquidity ratios – they significantly differ from the adopted general standard and show a decreasing tendency. In the audited period, the examined company is able to settle from 21% (2006) to 45% (2003) of current liabilities from the most liquid assets. Systematic decreasing tendency of these ratios also proves the company's disadvantage, which confirms gradual deterioration of the situation with regard to quick liquidity.

As a supplement to the above relations, Table 10 presents the share of inventory and prepayments correcting current assets in quick liquidity in total assets as well as the level of short-term receivables in the examined period.

Table 10.

The share of inventory and prepayments in total assets in
company no. 2 in the years 2003-2007

Item	2003	2004	2005	2006	2007
<i>Inventory</i>	3.67%	2.65%	3.68%	3.71%	3.18%
<i>RMcz (prepayments)</i>	2.90%	2.97%	2.76%	3.19%	3.81%
<i>Short-term receivables</i>	12.25%	8.05%	7.27%	5.90%	6.14%

Source: prepared by the author.

¹⁵ Ibidem, p. 75.

Stabilized level of inventory, as well as a slightly growing tendency in prepayments, made quick liquidity ratios shape in a way similar to current liquidity ratios. Low and stable level of inventory suggests that the company has no problems with sales and has a developed inventory management strategy. A relatively small share of short-term receivables in the balance sheet total proves quite restrictive credit policy in respect of recipients.

The last parameter concerning identification of the strategy of financing operations are profitability ratios of equities and sales. These indicators for the examined coal companies are presented in Table 11.

Table 11.

Profitability ratios of equities and sales in the period 2003-2007

Company	Indicator	2003	2004	2005	2006	2007
1	Return on equity	96.92%	12.01 %	7.11%	8.91%	1.83%
	Sale profitability	52.15%	4.55%	2.71%	3.22%	0.68%
2	Return on equity	-153.47%	34.34%	13.41%	-6.41%	0.77%
	Sale profitability	-9.41%	5.07%	2.96%	-1.16%	0.14%

Source: prepared by the author.

According to the data contained in Table 11, profitability of the first examined company is systematically deteriorating over time. The lowest values can be observed in 2007. The observed changes are mainly associated with reduction in the operating profit and net profit.

It is also worth pointing out that the year 2003 is characterized by very high level of the examined profitability. The reason for such high values of profitability ratios is execution of other operating revenues in the amount of 1 160 404 007.29 PLN in 2003. These revenue significantly contributed to the level of earned operational profit and net profit. Therefore, for the purpose of comparison, Table 12 presents values of profitability ratios for the first of the examined companies in 2003, calculated on the basis of sales profit.

Table 12.

Profitability ratios on the basis of sales profit for company no. 1 in 2003

Indicator	Value
Sale profitability	4.86%
Return on equity	9.03%

Source: prepared by the author.

After limiting the value of profit to the level of sales, the profitability lowers significantly and is close to the values pursued in subsequent years. Therefore, a high level of profitability in 2003 was incidental, associated with obtaining other high operating revenues.

In the second of the examined companies sales profitability was subject to strong fluctuations. Highest sales profit margins were pursued by the company in 2004 and 2005. At that time Polish zloty of net sales revenue generated 5 and 3 gr. of net profit, respectively. Due to negative financial result, sales profitability was lowest in 2003 and 2006. At that time each Polish zloty of sales revenue brought 9 and 1 one gr. loss, respectively.

Profitability changes with the greatest amplitude of fluctuations related to profitability of equities. In 2004 Polish zloty in equity brought 34 gr. profit, while in 2003 as much as 1.53 gr. loss.

The fact of clear instability with regard to effectiveness of the company's operations is worth considering. The examined ratios are characterized by high variability over time and the lack of clear, uniform tendency of changes.

It is also worth adding that calculated profitability values are below the average for mining industry, which is approx. 4-5% for sales profitability, while for the profitability of equities it is approximately 12%.¹⁶

Identification and assessment of the strategies of financing in the examined coal companies in the period 2003-2007 – summary

After calculating basic parameters defining the strategies of financing, one aggregated the results. Final results are included in Table 13.

Table 13

Identification of the strategies of financing in the period 2003-2007

Index name	Company	2003	2004	2005	2006	2007
Level of financing of fixed assets with equity	1	A	A	A	A	A
	2	A	A	A	A	A
Level of financing of fixed assets with permanent capital	1	A	A	A	A	A
	2	A	A	A	A	A
Current liquidity ratio	1	A	A	A	A	A
	2	A	A	A	A	A
Quick liquidity ratio	1	A	A	A	A	A
	2	A	A	A	A	A
Return on equity ROE	1	K	K	K	K	K
	2	K	K	K	K	K
Net sales profitability	1	K	K	K	K	K
	2	K	K	K	K	K

A – aggressive strategy.

Source: prepared by the author.

According to the data contained in Table 13, both coal companies applied throughout the whole examined period the aggressive strategy of financing operations with regard to the rules of financing and financial liquidity. None of the companies met the rules of financing. Financial liquidity, both current and quick, shaped at a very low level. Effectiveness of use of equities, as well as sales profitability, were also lower than the industry ratios, which, in turn, suggests applying of the conservative strategy.

The first of the examined companies in each of the identified areas implemented definitely better values of ratios. This was clearly reflected by financial results. As a matter of fact, profitability of equities and sales is decreasing over time, however, it remains positive

¹⁶ See E.F. Brigham, J.H. Huston, Fundamentals of Financial Management, PWE, Warsaw 2005, p. 131, and B. Pomykalska P. Pomykalski, Analiza finansowa przedsiębiorstwa (Financial analysis of a company), Polish Scientific Publishers PWN, Warsaw 2007, p. 75.

and stabilized. It is also worth emphasizing that worse financial results of company no. 1 strictly correspond to the deteriorating structure of financing as well as current and quick liquidity. One can therefore state that systematic increasing in the share external capitals in the sources of financing is not good for the company, and the strategy from the period 2003-2004 can be considered as optimal.

The second examined company is characterized by a definitely lower level of financing fixed assets from equities and permanent capitals. It also shows very low current and quick liquidity. It is also worth emphasizing that the examined parameters are strongly fluctuating over time. It is reflected by financial results. Profitability of equities and sales is changing very strongly over time, and has negative values in two of the examined periods. The adopted strategy is thus very risky and does not bring the expected results in the form of increased profitability of equities. The company does not use the effect of financial leverage. The best period for the company are the years 2003-2004, where the share of equity and permanent capital in financing assets is highest.

References

1. Bień W., Ocena efektywności finansowej spółek kapitałowych (Assessment of Financial Effectiveness of Capital Companies), Difin, Warsaw 2005.
2. Brigham E.F, Huston J.H, Podstawy zarządzania finansami (Fundamentals of Financial Management), PWE, Warsaw 2005.
3. Dobosiewicz Z., Wprowadzenie do finansów i bankowości (Introduction to Finance and Banking), Polish Scientific Publishers PWN, Warszawa 2005.
4. Kołosowska B., Tokarski A., Tokarski M., Chojnicka E., Strategie finansowania działalności przedsiębiorstw (Strategies of financing the companies' operations), Oficyna Ekonomiczna, 2006.
5. Krzemińska D., Finanse przedsiębiorstwa (Corporate Finance), Publishing House of the Poznań School of Banking, Poznań 2000.
6. Pomykańska B., Pomykański P., Analiza finansowa przedsiębiorstwa (Financial Analysis of a Company), Polish Scientific Publishers PWN, Warsaw 2007.
7. Tokarski A., Strategie finansowania działalności przedsiębiorstw produkcyjnych (Strategies of Financing the Operations of Production Companies), Publishing House Adam Marszałek, Toruń 2006.
8. Turek M., Jonek-Kowalska I., Ocena płynności finansowej jako kryterium podejmowania decyzji zarządczych w przedsiębiorstwach górniczych (Assessment of Financial Liquidity as a Criterion for Making Management Decisions in Mining Companies), [in:] School of Underground Mining 2009, Mineral and Energy Economy Research Institute of the Polish Academy of Sciences, Sympozja i konferencje (Symposia and Conferences) no. 74, Cracow 2009.
9. Zarządzanie finansami. Cele-Organizacja-Narzędzia (Finance Management. Objectives-Organization-Tools), Volume II, Materials from the international scientific conference in Kołobrzeg 31 May-2 June 2001, work by (ed.) D. Zarzecki, Accounting Development Foundation in Poland, Warsaw.

Надійшла до редколегії 26.11.2010

Маріан Турек, Ізабела Йонек-Ковальска

В статті висвітлюються аспекти розвитку та використання сучасних стратегій фінансування в галузі видобуття кам'яного вугілля в Польщі. Описані деталі вибору джерел фінансування, теоретичний та практичний досвід впровадження різних стратегій протягом останніх років після закінчення реструктуризації польської вугільної промисловости.

© *Marian Turek, Izabela Jonek-Kowalska, 2010*

DARIA MAKIEJEWA-ROMANOWSKA
Politechnika Doniecka

POLITYKA EKOLOGICZNA POLSKI W UJĘCIU WYKORZYSTANIA ODNOWIAWYCH ŹRÓDEŁ ENERGII.

Стаття підготовлена по матеріалах стажування у Польщі, висвітлює сучасні проблеми охорони навколишнього середовища в Польщі, аналізує постанови Уряду Польщі, щодо першочергових природоохоронних заходів, і знайомить з особливостями Державної Природоохоронної Політики країни під кутом всесвітньої тенденції зрівноваженого розвитку та широкого впровадження відновлювальних джерел енергетики з залученням спеціальних інвестицій Європейського Союзу.

"Myśl globalnie, działaj lokalnie" – jest nowym hasłem polityki ekologicznej Państwa w latach 2009-2012. Dokument, który jednogłośnie przyjęła Rada Ministrów, „Polityka ekologiczna Państwa w latach 2009-2012, z perspektywą do roku 2016”, koncentruje się przede wszystkim na działaniach, które mają służyć poprawie jakości środowiska, hamowaniu niekorzystnych zmian klimatycznych oraz ochronie zasobów naturalnych.

Zgodnie z Konstytucją Rzeczypospolitej Polskiej z roku 1997, Państwo zapewnia ochronę środowiska, kierując się zasadą zrównoważonego rozwoju (art. 5), ustala także, że ochrona środowiska jest obowiązkiem między innymi władz publicznych, które poprzez swą politykę powinny zapewnić bezpieczeństwo ekologiczne współczesnemu i przyszłym pokoleniom (art. 74). Więc, w celu realizacji założeń podjętych w polityce ekologicznej państwa, władze samorządowe przygotowują odpowiednio wojewódzkie, powiatowe i gminne programy ochrony środowiska [1].

Polska weźmie udział w pracach nad pakietem klimatyczno-energetycznym. Ważną kwestią będzie wprowadzenie w życie zapisów dyrektyw unijnych w sprawie jakości powietrza (z zastosowaniem programów naprawczych dla terenów, które nie spełniają standardów określonych przez UE).

Rzeczpospolita musi zaradzić niełatwym zadaniom, które są związane z ochroną atmosfery i przeciwdziałaniu zmianom klimatu. W najbliższym czasie jeszcze ważniejsze stanie się racjonalne gospodarowanie zasobami naturalnymi (zwłaszcza wodą) oraz bardziej racjonalne korzystanie z zasobów geologicznych, a także poprawa gospodarki odpadami (w szczególności komunalnymi).

Szczególną uwagę poświęcono rozwojowi odnawialnych źródeł energii i szybkiej modernizacji przemysłu energetycznego, oraz lasom: zalesieniu i zadrzewianiu tak zwanych korytarzy ekologicznych (łączących kompleksy leśne), które mają ogromne znaczenie dla zachowania różnorodności biologicznej fauny i flory.

W polityce ekologicznej założona jest również realizacja inwestycji infrastrukturalnych (autostrady, kolektory kanalizacyjne, linie energetyczne itp.).

Można zaznaczyć inne działania, które wymienia polityka: bezpieczeństwo ekologiczne, w tym opracowanie oceny ryzyka powodziowego, ochrona gleb, rekultywacja terenów zdegradowanych, ochrona przed hałasem.

Jak zaznacza Ministerstwo Środowiska Rzeczypospolitej - „Priorytetem dla resortu środowiska jest efektywne wykorzystywanie pieniędzy z Unii Europejskiej na wyposażenie kolejnych aglomeracji w oczyszczalnie ścieków i systemy wodno-kanalizacyjne, a także nowoczesną gospodarkę odpadami”.

Należy zaznaczyć, że Państwo opiera się w swej polityce ekologicznej na normach Unii Europejskiej w zakresie ochrony środowiska, które są efektem wieloletnich prac i obejmują szereg kwestii. Polityka ekologiczna – świadoma i celowa działalność państwa (lub grupy państw), która polega na racjonalnym korzystaniu z zasobów i walorów środowiska

przyrodniczego, jego właściwej ochronie i umiejętnym kształtowaniu, na podstawie zdobytej przez ludzkość wiedzy teoretycznej i praktycznej [3].

W Polsce przyjęto Politykę Ekologiczną Państwa, zawartą w uchwale Sejmu RP z dnia 8 maja 2003 r. (M.P. z 2003 r. Nr 33, poz. 433). Polska polityka ekologiczna państwa jest realizowana zgodnie z zasadami: praworządności, likwidacji zanieczyszczeń u źródła, uspołecznienia, wykorzystania mechanizmu rynkowego, zasadą „zanieczyszczający płaci” i regionalizacją [6].

Kluczową zasadą polityki ekologicznej jest zasada zrównoważonego rozwoju, strategii osiągania godnego życia w ramach tego, co jest fizycznie i biologicznie możliwe. Podstawą zrównoważonego rozwoju jest integracja działań politycznych, gospodarczych i społecznych z zachowaniem równowagi przyrodniczej, a jego celem jest zagwarantowanie możliwości zaspokajania podstawowych potrzeb oraz poprawa jakości życia poszczególnych społeczności, zarówno współczesnego, jak i przyszłych pokoleń. Zasada zrównoważonego rozwoju ujęta jest w Konstytucji RP i w dokumentach Unii Europejskiej [4].

Strategia zrównoważonego rozwoju jest popierana przez liczne organizacje pozarządowe Państwa: Instytut na Rzecz Ekorozwoju, Społeczny Instytut Ekologiczny, który jest częścią Polskiej Zielonej Sieci, Stowarzyszenie Zielone Mazowsze, Klub Publicystów Ochrony Środowiska itd [2].

Polityka Polski podkreśla znaczenie edukacji poprzez podnoszenie świadomości ekologicznej społeczeństwa [3]. Edukacja na rzecz zrównoważonego rozwoju ma prowadzić do respektowania godności ludzkiej, poszanowania różnorodności, ochrony środowiska naturalnego i zasobów naszej planety, a jej wdrażanie ma służyć zmianie zachowań na takie, które będą tworzyć bardziej zrównoważoną przyszłość, polegającą na: integralności przyrodniczej, żywotności gospodarczej i aktywności społecznej dla potrzeb obecnego pokolenia i przyszłych pokoleń.

Bibliografia

1. K.Górka, B.Poskrobko, W.Radecki, Ochrona środowiska. Problemy społeczne, ekonomiczne i prawne, PWE, Warszawa 1998 r.
2. Gumkowska M., Herbst J., „Polski sektor pozarządowy 2008: najważniejsze pytania – podstawowe fakty”, Stowarzyszenie Klon/Jawor, Warszawa 2008 r.
3. <http://www.ine-isd.org.pl/>
4. <http://www.sie.org.pl/>
5. http://www.ekos.org.pl/about_us.html
6. http://pl.wikipedia.org/wiki/Polityka_ekologiczna

Надійшла до редколегії 26.11.2010

© *Daria Makiejewa-Romanowska, 2010*

УДК 622.794

О.А.КРУТЬ (канд. техн. наук)

Україна, Донецьк, НВО «Хаймек»

В.С.БІЛЕЦЬКИЙ (д-р техн. наук)

П.В.СЕРГЄЄВ (д-р техн. наук)

Донецький національний технічний університет

АНАЛІЗ ЕНЕРГЕТИЧНОГО СТАНУ МІНЕРАЛЬНОЇ ЧАСТИНИ ВОДОВУГІЛЬНОЇ СУСПЕНЗІЇ З ПОЗИЦІЙ ТЕОРІЇ ДЛФО

У статті із застосуванням теорії ДЛФО подано аналіз енергетичного стану мінеральної частини висококонцентрованих водовугільних суспензій, що дозволяє пояснити природу явищ, які мають місце при зміні крупності і поверхневого потенціалу мінеральної складової суспензій.

мінеральна суспензія, тиксотропія, крупність, поверхневий потенціал.

Однією з перспективних вугільно-енергетичних технологій є використання в якості палива висококонцентрованих водовугільних суспензій (ВВВС), зокрема виготовлених на основі вугільних шламів. Вона, по-перше, дозволяє одержувати стійке транспортбельне паливо, яке може спалюватись в топках котлів без попереднього зневоднення. По-друге, ця технологія відрізняється суттєво більшою екологічною чистотою, можливістю утилізації зольних відходів збагачення вугілля [1, 2].

Висококонцентрована водовугільна суспензія являє собою складний об'єкт, який характеризується багатьма фізико-хімічними факторами, що визначають її агрегативну і седиментаційну стійкість та реологічні властивості. Високу стабільність і текучість суспензій обумовлюють їх тиксотропні властивості. Зокрема, в умовах турбулентних потоків обернена тиксотропна відновлюваність забезпечується, згідно теорії ДЛФО, коагуляцією дисперсної твердої фази суспензії у положенні так званої “другої потенційної ями” на кривих “сумарна енергія взаємодії (E_c) – відстань між частинками (h)” [3-5]. Теоретичні основи тиксотропних рідинних систем базуються на основних положеннях колоїдної хімії, розроблених в роботах [3, 4, 6, 7]. У попередній нашій роботі виконано аналіз енергетичного стану вугільної фази суспензії з позиції теорії ДЛФО [8]. Разом з тим, участь у створенні зазначеної тиксотропної структури суспензії мінеральної компоненти не розкрита. Особливо велике значення це має для ВВВС створених на основі зольних вугільних шламів. Деякі роботи у цьому напрямку виконані В.Самойліком, але вони мають в основному емпіричний характер без достатнього теоретичного обґрунтування [9].

Метою цієї роботи є оцінка впливу на тиксотропні властивості висококонцентрованих водних суспензій зольних вугільних шламів їх мінеральної складової з позицій сучасної теорії стійкості ліофобних колоїдів (теорії ДЛФО).

За даними [9] мінеральна складова енергетичного вугілля Донбасу, що може бути використане для приготування ВВВС, в основному представлена монтморилонітом, каолінітом, гідрослюдаю та кварцом.

Основними факторами, які визначають поведінку мінеральної частинки у коагульованій структурі є: крупність частинки, гідрофільно-гідрофобний баланс поверхні частинок, загальний та електрокінетичний потенціал цієї поверхні, параметри подвійного електричного шару (ПЕШ) на твердій поверхні. Характеристики коагульованої тиксотропної системи в цілому визначаються “глибиною” E_{m2} та координатою h_{m2} другої енергетичної ями (рис. 1) [4].

Зауважимо, що у ВВВС як тиксотропної структури, можна виділити декілька видів контактних взаємодій: „вугільне зерно – вугільне зерно”, „мінеральне зерно – мінеральне зерно”, „вугільне зерно – мінеральне зерно”. Відповідні ланцюжки і просто-

рові структури цих зерен можуть утворювати локальні характерні зони в тиксотропній структурі ВВВС. Зони представлені тільки контактними взаємодіями типу „вугільне зерно – вугільне зерно розглянуті нами в роботі [8]. У цій роботі ми розглянемо випадок контактних взаємодій типу „мінеральне зерно – мінеральне зерно”.

Сумарна енергія E_c взаємодії двох сферичних частинок у рідині, згідно теорії ДЛФО, має дві складові – йонно-електростатичну E_e та молекулярну дисперсійну (Вандер-Ваальсову) E_d :

$$E_c(h) = 2\pi \cdot \varepsilon_o \cdot \varepsilon \cdot r \cdot \varphi^2 \cdot \delta \cdot l_n [1 + \exp(-\chi \cdot h)] - \frac{A_r}{12h}, \quad (1)$$

де ε_o – абсолютна діелектрична проникність води ($\varepsilon_o = 7,26 \times 10^{-10}$ Ф/м); r – радіус сферичних вугільних частинок, м; φ_o – потенціал дифузної частини подвійного електричного шару (ПЕШ) на поверхні вугільних частинок, В; χ – зворотний дебайвський радіус, $\chi = 1/\lambda$, де λ – протяжність (довжина) дифузного шару ПЕШ (для більшості випадків $\chi = 1 \times 10^{-8}$ м⁻¹); h – відстань між частинками твердої фази у суспензії; A – константа Гамакера, Дж

Як вже було зазначено раніше [8], існування другої енергетичної ями кривої $E_c(h)$ обумовлюється тим, що крива $E_d(h)$ убуває за степенним законом, а $E_e(h)$ – за експоненціальним, тобто остання убуває швидше ніж $E_d(h)$ (див. рис. 1).

Розглянемо вплив зазначених вище факторів на характер кривої $E_c(h)$. Для цього задамося вихідними параметрами рівняння (1).

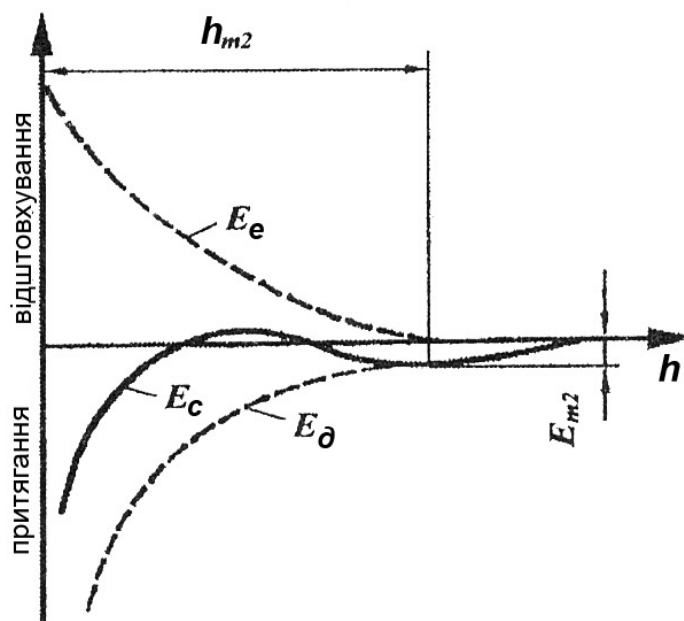


Рис.1 Криві потенційної енергії взаємодії двох частинок в залежності від відстані між ними.

Область варіювання крупності (d) мінеральних частинок прийнята 1-10 мкм, що відповідає реальному діапазону крупності мінеральної компоненти ВВВС [1, 2] і одночасно відповідає крупності грубодисперсних об'єктів колоїдної хімії [5]. Область зміни загального потенціалу поверхні мінеральних частинок за [10, 11] прийнято 40-200 мВ. Значення константи Гамакера (A_r) для гідрофільної мінеральної поверхні за [11] можна прийняти в межах $(0,2-2,0) \cdot 10^{-19}$ Дж.

Зворотний дебаївський радіус χ (обернете значення товщини дифузного шару δ) згідно [12] не залежить від густини поверхневого заряду і потенціалу поверхні зерна, а є лише функцією заряду йонів ПЕШ і їх концентрації. Товщина дифузного шару ПЕШ для мінеральних зерен у воді за даними [12] знаходиться в межах $\delta = 1-1000$ нм. Відповідно зворотний дебаївський радіус χ варіює в межах $109-106$ м⁻¹.

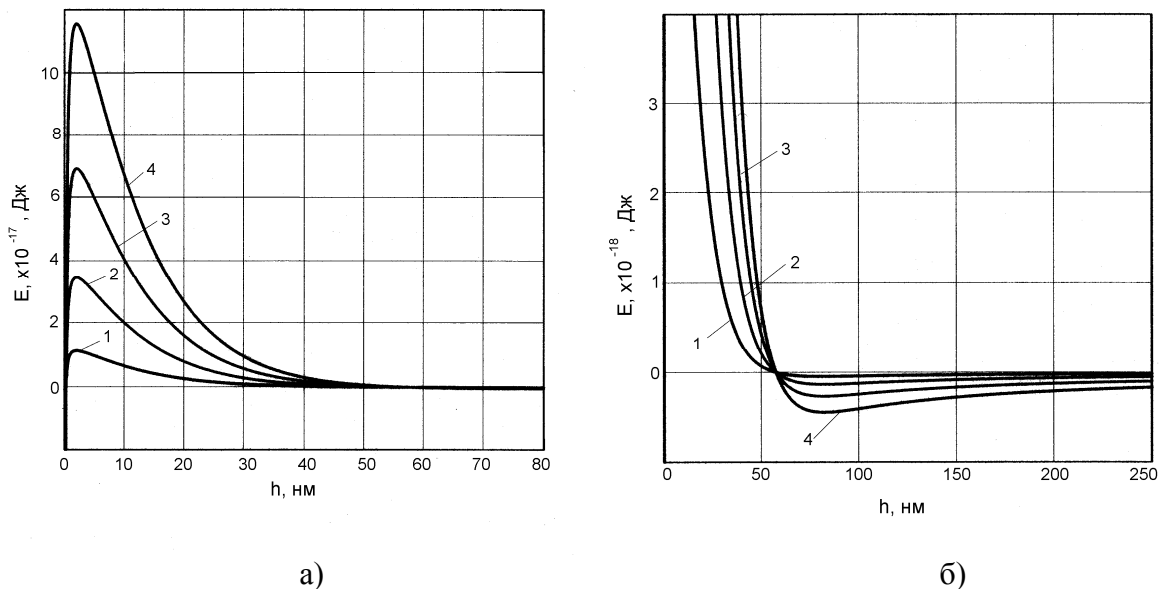


Рис.2. Аналітичні залежності $E_c(h)$ при крупності мінеральних частинок:

1 – 1 мкм; 2 – 3 мкм; 3 – 6 мкм; 4 – 10 мкм;

а – загально-оглядовий масштаб кривих;

б – деталізований відносно осі E_c .

На рис. 2 подані криві $E_c(h)$ для різних крупностей вугільних частинок, одержані за допомогою програми MathCAD при потенціалі $\phi = 100$ мВ і константі Гамакера $A_g = 1 \cdot 10^{-19}$ Дж.

Як видно, зі збільшенням крупності мінеральних зерен збільшується енергетичний бар'єр відштовхування і одночасно зростає глибина “другої потенціальної ями”. Перше відмічене явище – збільшення енергетичного бар'єру відштовхування – обумовлює зростання агрегативної стійкості, так

як цей бар'єр перешкоджає потраплянню і незворотній коагуляції частинок в “першій потенціальній ямі”.

Друге явище – збільшення глибини “другої потенціальної ями” – сприяє зростанню стабільності тиксотропної структури мінеральної суспензії. Чим більша “глибина” цієї потенціальної ями, тим більша енергія взаємодії між частинками в обернених коагуляційних структурах і тим більша стійкість суспензії мінеральних частинок.

Треба зазначити, що відмічені закономірності аналогічні встановленим нами для вугільних частинок [13], тобто вони мають універсальний характер для всієї твердої фази ВВВС. Разом з тим, в реальних умовах, внаслідок меншої крупності мінеральних зерен і меншого значення константи Гамакера, яка віддзеркалює фізико-хімічні властивості твердої поверхні речовини, висота енергетичного бар'єру відштовхування мінеральних частинок суттєво менша, ніж для вугільних зерен ВВВС (від декількох разів до 10) [13]. Це обумовлює їх більшу схильність до незворотної коагуляції у першому енергетичному мінімумі.

На рис. 3 подані криві $E_c(h)$ при зміні сумарного потенціалу поверхні мінеральних частинок в межах 50-200 мВ при крупності зерен $d_z = 5$ мкм і константі Гамакера $A_g = 1 \cdot 10^{-19}$ Дж.

Аналіз одержаних кривих показує, що збільшення потенціалу мінеральної поверхні приводить до появи і збільшення енергетичного бар'єру відштовхування. Цей бар'єр, так само як і для вугільних зерен [13], з'являється при $\phi \approx 50$ мВ. При $\phi < 50$ мВ мінеральна суспензія агрегативно нестійка. Її зерна під дією дисперсійних Ван-дер-Ваальсових взаємодій незворотно коагулюють між собою і мінеральна суспензія розшаровується. При $\phi > 50$ мВ спостерігається два характерних ефекти. По-перше, суттєво зростає висота енергетичного бар'єру відштовхування, що відповідно збільшує агрегативну стійкість мінеральної суспензії. По-друге, координата другої енергетичної ями h_{m2} зміщується вправо. Це призводить до збільшення відстані між мінеральними частинками, які фіксуються у другій потенційній ямі тиксотропної структури. Наслідком цього є збільшення для мінеральної компоненти з відносно великим поверхневим потенціалом частки води в складі суспензії (і відповідно зменшення концентрації в ній твердої фази).

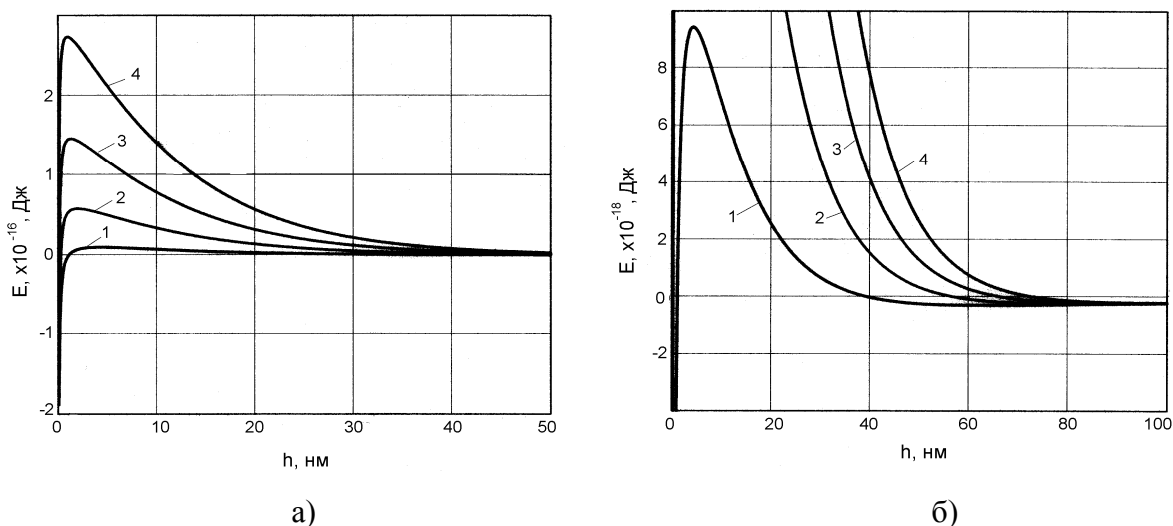


Рис. 3. Аналітичні залежності $E_c(h)$ при зміні потенціалу поверхні мінеральних частинок в межах 50-200 мВ:

– 50 мВ; 2 – 100 мВ; 3 – 150 мВ; 4 – 200 мВ.

а – загально-оглядовий масштаб кривих;

б – деталізований відносно осі E_c .

Одержані дані показують, що тенденції поведінки кривих $E_c(h)$ при зміні сумарного потенціалу поверхні мінеральних і вугільних частинок однакові. Для прийнятих реальних умов ВВВС у випадку мінеральних частинок висота енергетичного бар'єру відштовхування у порівнянні з вугільними зернами при рівних значеннях потенціалу поверхні зменшується приблизно на порядок. Тобто, ще раз підтверджується, що мінеральна суспензія більш схильна до незворотної коагуляції в першому енергетичному мінімумі.

Розглянемо тепер вплив на енергетичний стан мінеральної суспензії природи частинок, які її складають. Відмінність у речовинному складі мінеральної компоненти суспензії у теорії ДЛФО оцінюється константою Гамакера.

Як відомо [4] чим сильніше взаємодіє мінеральна фаза з водою, тим менше константа Гамакера A_g . А це означає, що сили притягання між частинками суспензії змен-

шуються. Тобто зростання значення константи A_r відповідає збільшенню гідрофобних властивостей мінеральної поверхні.

Одержані нами аналітичні криві $E_c(h)$ при зміні A_r у діапазоні $(0,2-2,0) \cdot 10^{-19}$ Дж а також $d_3 = 5$ мкм, $\phi = 100$ мВ підтверджують цю тезу і показують, що збільшення гідрофобних властивостей мінеральних частинок приводить до деякого зменшення висоти енергетичного бар'єру відштовхування і, відповідно, зменшення агрегативної стійкості мінеральної суспензії.

Як видно з рис. 4 б, збільшення константи Гамакера супроводжується зростанням глибини другого енергетичного мінімуму, тобто зростання імовірності та міцності фіксації мінеральних частинок суспензії у другому потенційному мінімумі.

Таким чином, спостерігаються дві протилежні тенденції впливу природи мінеральної речовини на характеристики суспензії. З одного боку при зростанні A_r знижується агрегативна стійкість суспензії до незворотної коагуляції, а з іншого – зростають тиксотропні властивості мінеральної суспензії (утворення просторової „сітки” мінеральних зерен, фіксованих у другій потенційній ямі).

Зауважимо, що друга тенденція переважає над першою, а саме при одних і тих же умовах збільшення глибини другої потенційної ями складає близько 10 раз, а зменшення висоти потенційного бар'єру відштовхування – тільки 1,5 рази.

Відмічена суттєва різниця у поведінці мінеральних зерен різної природи у другій потенційній ямі підтверджується даними емпіричних досліджень [9]. Тобто речовинний склад мінеральної компоненти ВВВС є окремим фактором впливу на тиксотропні характеристики водовугільної суспензії.

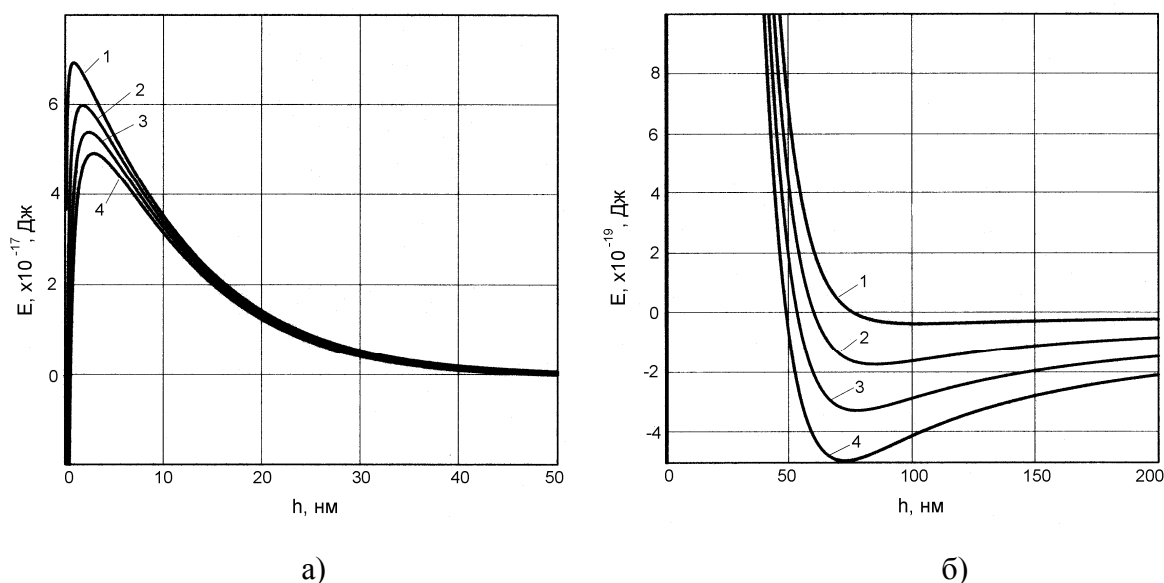


Рис. 4. Аналітичні залежності $E_c(h)$ при зміні константи Гамакера для мінеральних частинок:

1 - $A_r = 0,2 \cdot 10^{-19}$ Дж; 2 - $A_r = 0,8 \cdot 10^{-19}$ Дж; 3 - $A_r = 1,4 \cdot 10^{-19}$ Дж; 4 - $A_r = 2,0 \cdot 10^{-19}$ Дж.

а – загально-оглядовий масштаб кривих;

б – деталізований відносно осі E_c .

Висновки:

Застосування теорії ДЛФО для аналізу енергетичного стану твердої фази висококонцентрованих водовугільних суспензій, зокрема її мінеральної складової, дозволяє пояснити природу явищ, які мають місце при зміні речовинного складу, крупності, і поверхневого потенціалу частинок суспензії.

Як показує виконаний аналіз одержаних нами енергетичних кривих $E_s(h)$, при відносно малих поверхневих потенціалах мінеральних і вугільних частинок ($\phi < 50$ мВ) суспензія агрегативно нестійка.

Збільшення крупності частинок грубодисперсних колоїдних систем, а також їх потенціалу в області $\phi > 50$ мВ приводить до збільшення агрегативної стійкості суспензій.

Для твердої фази суспензії з поверхневим потенціалом $\phi > 50$ мВ спостерігається збільшення відстані між частинками при їх фіксації у “другий потенціальний ямі” енергетичних кривих $E_s(h)$, що обумовлює збільшення частки води в складі суспензії.

Зростання гідрофобності поверхні твердої фази приводить до деякого зменшення агрегативної стійкості суспензії.

Виявлена суттєва різниця у поведінці мінеральних зерен різної природи у другій потенційній ямі пояснює відомий емпіричний факт впливу речовинного складу мінеральної компоненти ВВВС на тиксотропні характеристики водовугільної суспензії.

У подальших дослідженнях необхідно розглянути закономірності взаємодії у висококонцентрованої водовугільної суспензії частинок різної природи – вугільних та мінеральних.

Бібліографічний список

1. Делягин Г.Н. Водугольные суспензии – новый вид энергетического топлива // Строительство трубопроводов. – 1989. – № 8. – С.9-12.
2. Круть О.А. Водовугільне паливо. – К.: Наукова думка, 2002. – 172 с.
3. Урьев Н.Б. Физико-химические основы технологии дисперсных систем и материалов. М.: Химия, 1988. – 256 с.
4. Фролов Ю.Г. Курс коллоидной химии. Поверхностные и дисперсные системы. – М.: Химия, 1988. – 464 с.
5. Урьев Н.Б. Высококонцентрированные дисперсные системы. М.: Химия, 1980. – 320 с.
6. Сфремов И.Ф. Периодические коллоидные структуры. Ленинград: Химия, 1971. – 192 с.
7. Дерягин Б.В. Теория устойчивости коллоидов и тонких пленок. – М.: Наука, 1986. – 206 с.
8. Круть О.А., Білецький В.С., Сергєєв П.В. Аналіз енергетичного стану твердої фази водовугільної суспензії з позицій теорії ДЛФО // Збагачення корисних копалин. № 25-26 (66-67). 2006. – С. 14-20.
9. Исследование влияния содержания минеральных примесей на реологические свойства водугольных суспензий / А.Т. Елишевич, Н.Г. Корженевская, В.Г. Самойлик, С.Л. Хилько // Химия твердого топлива. – 1988. - №5. – с. 130-133.
10. Зубкова Ю.Н. Исследование электрокинетических свойств ископаемых углей // Химия твердого топлива. – 1973. - № 4. – С.16-19.
11. Байченко А.А. Научные основы и интенсивная технология очистки шламовых вод углеобогатления. Дис. на поиск. уч. степ. докт. техн. наук. Кемерово. – 1987. – 478 с.
12. Фридрихсберг Д.А. Курс коллоидной химии. Ленинград: Химия. – 1984. – 368 с.
13. Круть О.А., Білецький В.С., Сергєєв П.В. Аналіз енергетичного стану твердої фази водовугільної суспензії з позицій теорії ДЛФО // Збагачення корисних копалин. - № 24 (65). – 2006. С. 14-19.

Надійшла до редколегії 12.12.2010

О.А.Круть, В.С.Билецкий, П.В.Сергеев

В статье с применением теории ДЛФО представлен анализ энергетического состояния минеральной части высококонцентрированных водугольных суспензий, что позволяет объяснить природу явлений, которые имеют место при изменении крупности и поверхностного потенциала минеральной компоненты суспензии.

минеральная суспензия, тиксотропия, крупность, поверхностный потенциал.

O.A.Krut, V.S.Bilezkiy, P.V.Sergeev

In the article with the use of theory of DLFO the analysis of the power state of mineral part of high concentrated coal-water slurries is given, that allows to explain nature of the phenomena which take place at a change a largeness and superficial potential of mineral components of suspension.

mineral suspension, thixotropy, particle size, superficial potential.

© Круть О.А., Билецкий В.С., Сергеев П.В., 2010

УДК 622. 258

С.В. БОРЩЕВСКИЙ (д-р техн. наук, проф.)

Д.Т. ТОРУБАЛКО (магистрант)

Донецкий национальный технический университет

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ГЕРМЕТИЗАЦИИ СТЫКОВ МЕЖДУ ЗАХОДКАМИ МОНОЛИТНОЙ БЕТОННОЙ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ

Выполнен анализ причин нарушения гидростойкости бетонной крепи вертикальных стволов шахт. Анализ показал, что основным фактором, влияющими на объемы водоприток в ствол, является неплотность в стыках между заходками. Предложена методика исследования расширяющихся свойств бетонной смеси для герметизации стыков между заходками.

заходка, совмещенная схема, монолитная бетонная крепь, водоприток, фильтрация, расширяющийся цемент

Развитие горнодобывающей отрасли предусматривает освоения новых месторождений и реконструкцию действующего шахтного фонда, что неотъемлемым образом связано с сооружением и углубкой вертикальных стволов, которые являются наиболее сложными техническими сооружениями горнодобывающих предприятий, как с точки зрения их строительства, так и с точки зрения эксплуатации.

Преобладающее большинство вертикальных стволов закреплено монолитным быстротвердеющим бетоном, который обеспечивает высокие технико-экономические показатели при их сооружении (90% от общего объема).

Развитие техники и технологии сооружения шахтных стволов происходит в непосредственной связи с применяемыми видами крепи. Вид крепи и способ её возведения в значительной степени обуславливают и общую технологическую схему сооружения стволов [1].

Как показывает анализ состояния крепи, на современном этапе развития горнодобывающей отрасли, монолитная бетонная крепь стволов не полностью отвечает возросшим требованиям и условиям её работы.

Отсутствие водонепроницаемости и коррозионной стойкости бетонной крепи, способности воспринять возросшее горное давление, гидростатический и динамический напоры подземных вод, вызывает необходимость капитального ремонта многих стволов шахт и увеличения затрат на откачку остаточного водопритока при их эксплуатации.

Фильтрация воды через крепь приводит к растворению и выносу из состава бетона цементного камня. Омывая бетон, вода растворяет гидрат окиси кальция, который выделяется при твердении цемента, и выносит его из бетона, снижая его прочность. Одновременно увеличивается пористость и водопроницаемость бетонной крепи [2].

Крепь должна отвечать возросшим требованиям, не только как грузонесущая ограждающая конструкция, но и как гидроизоляционный материал.

С увеличением глубины возрастает количество пересекаемых водоносных горизонтов.

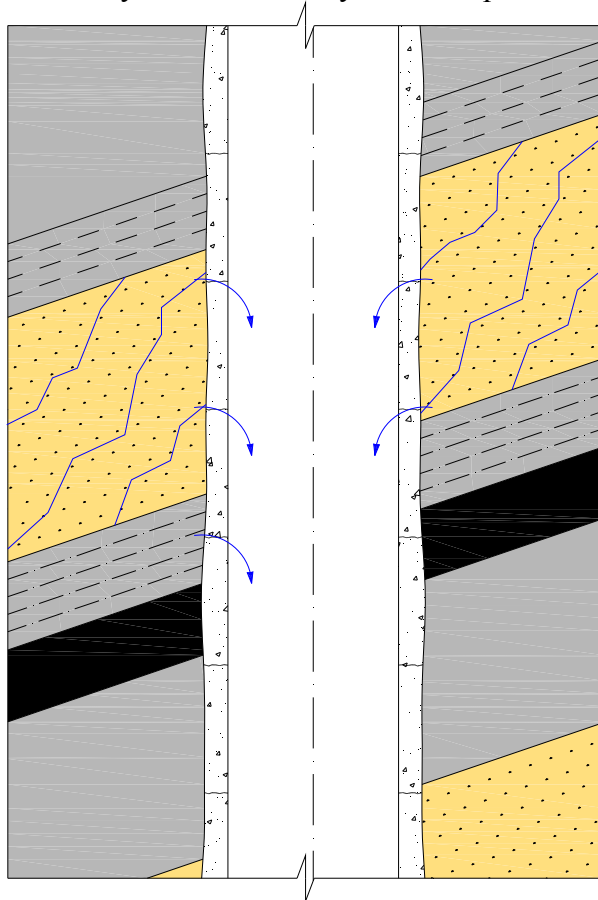


Рис.1. Разрез по стволу в месте пересечения водоносного горизонта

Более половины всех стволов Донбасса имеют остаточные водопритоки в ствол более $10 \text{ м}^3/\text{ч}$. Проблема частично решается с применением последующего тампонажа, что требует дополнительных затрат и не всегда даёт положительный эффект.

Исследования показывают, что фильтрация воды в основном происходит не через основную поверхность бетонной крепи, а через отдельные трещины, технологические швы бетонирования и прилегающие к ним зоны, составляющие 6% от высоты заходки бетонирования, применяемой при совмещённой схеме производства работ [3].

Совмещённая схема проходки предусматривает образование таких зон каждые 2-4 метра, что влечёт за собой разрывы сплошности бетонной крепи, рост водопритоков, коррозии и как следствие в дальнейшем ремонта крепи, снижения безопасных условий её эксплуатации.

Причина кроется в развитии усадочных явлений в процессе твердения бетонной смеси новой заходки,

низкой адгезии к уже затвердевшему бетону, неполном заполнении стыков между заходками монолитной бетонной крепи.

Одним из направлений решения вышеприведенных проблем является применение бетонов на основе расширяющихся в процессе гидратации вяжущих веществ. Это позволит создать высокопрочную, водонепроницаемую монолитную бетонную крепь, в которой учтена стыковка старого бетона с новым, при выполнении работ по возведению, увеличить стойкость бетонной крепи к водопритокам, коррозии, горному давлению.

При применении расширяющегося цемента сила расширения вызывает распор, содействующий срастиванию старого бетона с новым. К явлениям химического характера, таким образом, присоединяются и физические. Прочность и непроницаемость шва на расширяющемся цементе должны быть поэтому выше, чем на обычном усадочном [3].

Проанализировав разработанные отечественными и зарубежными учёными цементы, способные к расширению и производимые в нашей стране были выбраны для исследований: водонепроницаемый расширяющийся цемент (ВРЦ), предложенный В. В. Михайловым [4], гипсоглиноземистый расширяющийся цемент (ГОСТ 11052-64), расширяющийся портландцемент (РПЦ), разработанный И. В. Кравченко [5] и гидро-

изоляционный цемент (ГИР-1, ГИР-1МП), разработанный ГП «Харьковский исследовательский цементный завод».

Данные цементы в данное время применяются для создания самонапряжённых железобетонных конструкций, заделки стыков сборных бетонных и железобетонных конструкций, омоноличивания и усиления конструкций, герметизации швов тюбингов и раструбов, производстве безусадочных водонепроницаемых бетонов и растворов.

Водонепроницаемый расширяющийся цемент (ВРЦ) представляет собой быстросхватывающее и быстротвердеющее гидравлическое вяжущее вещество, получаемое путем совместного помола и тщательного смешивания в шаровой мельнице измельченных глиноземистого цемента (70-76%), гипса (20-22%) и высокоосновного гидроалюмината кальция (10-11%).

Отличительной особенностью данного вида вяжущего является его быстрое схватывание и твердение. Через трое суток изделия на основе ВРЦ должны иметь предел прочности при сжатии не менее 300 кгс/см² (30 МПа), а через 28 суток – 500 кгс/см² (50 МПа). Через сутки после начала твердения изделия должны быть абсолютно водонепроницаемы при давлении до 6 атм.

Исследования показали, что начало схватывания цементного теста на основе водонепроницаемого расширяющегося цемента происходит уже через 4 минуты после затворения его водой. Через 10 минут происходит окончание схватывания. Наибольшее расширение ВРЦ показывает при твердении во влажных условиях. Величина расширения изделий на основе данного вида цемента в течение первых суток составляет 0,2-1,0%. Замедление схватывания ВРЦ в 5-8 раз достигается при добавлении СДБ, буры, уксусной и виннокаменной кислоты.

Гипсоглиноземистый расширяющийся цемент - это вяжущее гидравлическое быстротвердеющее вещество, которое получают при совместном помоле высокоглиноземистых шлаков и гипса, либо смешением этих заранее измельченных компонентов. Требования ГОСТ 11052-64 определяют, что начало схватывания цементной массы должно наступить не раньше 20 мин., а конец - не позже 4 часов с момента затворения водой. Расширение образцов гипсоглиноземистого цемента осуществляется только в воде, если цемент твердеет на воздухе - он становится безусадочным.

По прочности расширяющийся цемент подразделяют на марки 400, 500 и 600. Начало схватывания этих видов цемента происходит не ранее 30 мин, а конец завершается к 12 часам после затворения. Расширение цемента за сутки составляет от 0,15 до 1,0%.

РПЦ является гидравлическим вяжущим веществом, получаемым совместным тонким измельчением еле дующих компонентов (в масс. %) — портландцементного клинкера (58—65%), высокоглиноземистого шлака (5 — 7%), двуводного гипса (7 — 10%), доменного гранулированного шлака или другой активной минеральной добавки (20 — 28%). Количество ангидрида серной кислоты в цементе должно быть не меньше 3,3% и не больше 5%. сумма оксидов кальция и натрия не должна превышать 1%.

Линейное расширение призм размером 40X40X160 мм, изготовленных из чистого цементного теста нормальной густоты, должно быть при водном твердении через сутки не менее 0,15 %, через 28 сут, — в пределах 0,2—2,0%; при комбинированном режиме — через 1 сут не менее 0,15 и через 28 сут — не менее 0,05 %. Его прочность при сжатии через 1 сут—19, 7 сут — 51, 28—70, 1 год — 65, 5 лет — 73 МПа.

Наиболее благоприятным режимом для РПЦ является твердение в воде. Бетонные образцы с расходом РПЦ 400 кг/м³ при В/Д=0,5, твердеющие в воздушно-влажных условиях, через сутки выдерживают гидравлическое давление воды до 0,4 МПа, через 3 сут — до 1,1 МПа и через 7 сут — до 1,6 МПа. Морозостойкость РПЦ марки 400 достаточно высока. Бетон, содержащий 450 кг/м³ РПЦ при В/Д=0,5, выдерживает 300 циклов

попеременного замораживания и оттаивания в пресной воде при снижении прочности всего лишь на 14—15%.

Расширение бетонов на этих цементах зависит от показателя их расширения (на образцах из теста) и содержания вяжущего в бетоне. Приблизительно можно считать, что свободное расширение бетона при содержании в нем цемента $250\text{—}300\text{ кг/м}^3$ составляет 0,1 показателя для образцов из теста; при содержании цемента 400 кг/м^3 оно равно 0,2; при содержании цемента 600 кг/м^3 — 0,45. Для получения эффекта увеличения исходного объема бетона на требуемую величину в начальный период твердения (1—10 сут) в указанные цементы вводят в необходимом количестве расширяющиеся добавки.

Дальнейшие исследования этой темы будут направлены на получение зависимостей характеристик прочности холодных стыков от объема расширяющейся бетонной смеси, водонепроницаемости технологического шва, совершенствование технологического процесса возведения монолитной крепи, разработку оптимальной технологии герметизации швов между заходками и, как следствие, уменьшение притока воды в ствол и улучшение условий труда проходчиков.

На данном этапе изготовлена лабораторная установка - стенд для определения объёмного расширения бетонной смеси в процессе гидратации (рис.1), состоящий из емкости с герметичной крышкой, в которой имеется стеклянная трубка со шкалой по-

зволяющая измерять объем вытесняемой из емкости жидкости.

С помощью данной установки в дальнейшем будут проведены необходимые лабораторные исследования, которые позволят определить оптимальный состав бетонной смеси, а также объем смеси, необходимый для надёжного подпора и герметизации технологического шва между заходками. Также будут проанализированы напряжения, возникающие в районе стыка, для различных условий, изучены особенности возведения расширяющейся монолитной крепи, вымывания цементного молока, исследованы притоки воды через швы, учтена геометрия стыка между заходками.

Выполнение поставленных задач поможет увеличить прочность монолитной бетонной крепи в районе стыка между заходками, уменьшит процесс вывалообразования, приведёт к уменьшению притока воды в выработку и увеличит срок эксплуатации вертикального ствола.



Рис.2. Установка для определения объёмного расширения бетонной смеси

Бibliографический список

1. Булычёв Н.С. Крепь вертикальных стволов шахт / Н.С. Булычёв, Х.И. Абрамсон. - М.: Недра, 1978. - С. 13—22.
2. Казакевич Э.В. Крепление вертикальных стволов шахт монолитным бетоном / Э.В. Казакевич. - М., 1970. - С. 32—33.
3. Шилин А.А. Повышение гидроизоляционных свойств монолитной бетонной крепи стволов шахт: автореф. дисс.канд.техн.наук / А.А. Шилин. - М., 1976.
4. Михайлов В.В. Расширяющийся и напрягающий цементы и самонапряжённые железобетонные конструкции / В.В. Михайлов, С.Л. Литвер. - М.: Стройиздат, 1974.
5. Кравченко И.В. Расширяющиеся цементы / И.В. Кравченко. - М., 1963.

Надійшла до редколегії 08.04.2010

С.В. Борщевський, Д.Т. Торубалко

Виконано аналіз причин порушення гідростійкості бетонного кріплення вертикальних стволів шахт. Аналіз показав, що основним чинником, що впливає на обсяги водопритоків в ствід, є нещільність в стиках між заходками. Запропоновано методику дослідження властивостей бетонної суміші, яка розширюється для герметизації стиків між заходками.

заходка, суміщена схема, монолітне бетонне кріплення, водоприпливи, фільтрація, розширюючий цемент

S.V. Borshevskiy, D.T. Torubalko

We have analyzed the causes of vertical mine shafts concrete lining hydro-stability disturbance. The analysis has shown that the main factor influencing the volume of water in shafts is the looseness in the joints between the parts of concrete. The technique the studying the properties of concrete mixture for sealing the joints is offered.

parts of concrete, combined scheme, monolithic concrete lining, water flow, filtration, expanding cement

© *Борщевский С.В., Торубалко Д.Т., 2010*

Вниманию авторов

Основной текст статьи (согласно требованиям ВАК Украины) должен быть разбит на подразделы и содержать следующие необходимые элементы:

— постановка задачи в общем виде и её связь с важными научными или практическими проблемами (5-10 строк)

— анализ последних достижений и публикаций, связанных с решением данного вопроса, выделение нерешённой части общей проблемы, которой посвящена данная статья (обычно 1/3 страницы);

— формулировку целей работы (постановку задачи);— изложение основного материала исследования с обоснованием полученных научных результатов (5-10 строк);

- изложение собственно материалов исследования (5-6 страниц машинописного текста через 2 интервала)

— выводы по работе и коротко перспективы дальнейших исследований в данном направлении;

— список литературы.

Текст рукописи следует готовить на компьютере в редакторе "Microsoft Word"; шрифт - "Times New Roman", размер 14 пт; интервал - 1,0; все поля - 30 мм; отступ первой строки абзаца - 1 см.

Формулы готовят в редакторе формул "MsEquation". Размеры мелкого индекса и мелкого символа в "MsEquation" -не менее 10 пт.

Иллюстрации и таблицы включают непосредственно в текст статьи. **Не желательным является расположение таблиц на странице с альбомной ориентацией.** В качестве иллюстраций могут использоваться черно-белые фотографии в формате *.jpg (оттенки серого 8 разрядов), отсканированные рисунки в форматах *.bmp, *.jpg, диаграммы и графики, выполненные в "Microsoft Graph".

Не допускается включение в текст статьи графических объектов "MathCad", "MathLab" и других пакетов прикладных программ, а также таблиц и диаграмм, выполненных в "MS Excel".

Рукопись должна начинаться с индекса УДК, расположенного в левом верхнем углу первой страницы без абзацного отступа (можно определить на сайте tea-code.com/online/udc).

Ниже располагают выровненные по левому краю страницы и набранные курсивным шрифтом фамилии и инициалы авторов с указанием научной степени, ученого звания, занимаемой должности, организации и страны.

Далее следуют: название работы, набранное без абзацного отступа заглавными буквами полужирным шрифтом и расположенное по центру страницы; краткая (не более 10 строк) аннотация, набранная с абзацного отступа курсивным шрифтом

Ниже располагают основной текст статьи, разбитый на подразделы. Заголовки подразделов набирают без абзацного отступа жирным шрифтом (размер 14 пт) и располагают по центру страницы.

Все таблицы, рисунки и основные формулы, приведенные в тексте статьи, должны быть пронумерованы.

Порядковый номер формулы обозначается арабскими цифрами в круглых скобках около правого поля страницы. Названия таблиц и рисунков (включая экспликации) набирают курсивным шрифтом ("Times New Roman", размер 14 пт) и выравнивают по центру страницы.

Названия и экспликации по ширине не должны выходить за пределы рисунков или таблиц.

Заголовки таблиц должны состоять минимум из двух строк и быть набраны курсивным шрифтом. В первой строке, выровненной по правому краю страницы, после слова Таблица<Таблица> указывают ее номер, во второй строке, выровненной по центру страницы, располагают ее название.

Все структурные элементы статьи (УДК, список авторов, название, аннотация, подразделы статьи, выводы и список литературы) отделяются друг от друга пустой строкой.

Список авторов, название, аннотация, ключевые слова приводятся на русском, украинском и английском языках.

Ответственность за содержание статей несут авторы.

Статья вместе с заявкой на публикацию и рецензией принимается только в к.9.112 ДонНТУ.

Для контактов с редакцией указать номера телефонов, электронную почту.

Наукове видання

**Вісті Донецького гірничого інституту
Всеукраїнський науково-технічний журнал
гірничого профілю (мовою оригіналу)**

2'2010

Відповідальний за випуск *С. В. Подкопаєв*

Редактор *А. В. Зиль*

Технічний редактор *Г. А. Федоренко*

Комп'ютерна верстка *А. В. Петренко*

Підписано до друку 21.12.2010. Формат 60×84 ¹/₈. Папір офсетний. Друк різнографічний.
Ум. друк. арк. 37. Обл. вид. арк. 26,5. Тираж 100 прим.

Надруковано:
ДВНЗ «ДонНТУ»
83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, 9-й учбовий корпус