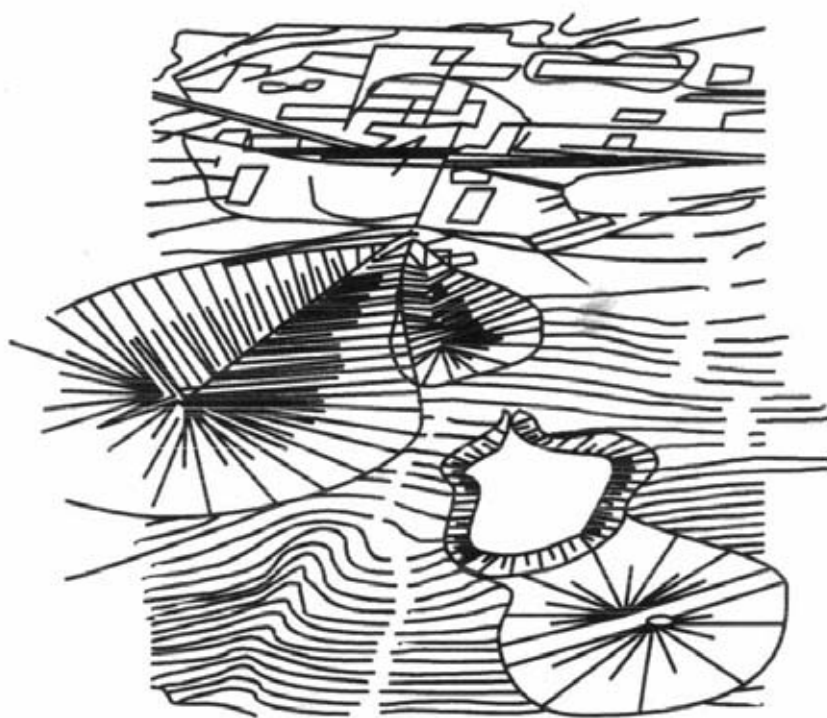


ВІСТІ

ДОНЕЦЬКОГО ПІРИЧНОГО ІНСТИТУТУ



2'2005

ВСЕУКРАЇНСЬКИЙ НАУКОВО-ТЕХНІЧНИЙ ЖУРНАЛ ПІРИЧНОГО ПРОФІЛЮ

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ВІСТІ

ДОНЕЦЬКОГО ГІРНИЧОГО ІНСТИТУТУ

Всеукраїнський науково-технічний

журнал гірничого профілю

Виходить 2 рази на рік

Засновано у 1995 році

2'2005

ДОНЕЦЬК
ДонНТУ — 2005

УДК 622
И 33

И 33 Вісті Донецького гірничого інституту: Всеукраїнський науково-технічний журнал гірничого профілю / Гол. ред. Александров С.М. — Донецьк: ДонНТУ, 2005. — 182 с.

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

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

Засновник — Донецький національний технічний університет (ДонНТУ)

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

Редакційна колегія: С.М.Александров (головний редактор), Ю.Ф.Булгаков (зам. головного редактора), В.В.Назимко (зам. головного редактора), С.В.Подкопась, М.І.Бугара, С.С.Гребьонкін, С.Г.Могильний, В.І.Ніколін, С.В. Янко.

Адреса редакційної колегії: Україна, 83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, ДонНТУ, 9-й учбовий корпус, Гірничий інститут. Тел.: (0622) 90-46-27

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

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру видавців, виготівників і розповсюджувачів видавничої продукції: серія ДК №1630 від 24.12.2003 р.

© *Донецький національний технічний університет, 2005*

УДК 622.273

ПИЛЮГИН В.И. (ДонНТУ)

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В ПЛИКАТИВНО НАРУШЕННЫХ ОСАДОЧНЫХ МАССИВАХ

В статье приведены особенности и закономерности влияния рельефа залегания угольных пластов на условия их отработки, которые можно рассматривать как геомеханические основы ведения горных работ в пликративно нарушенных осадочных массивах.

Примерно 70% общей площади угленосных отложений Донбасса характеризуется достаточно выраженной пликративной нарушенностью, которая проявляется в виде различного рода складок, флексур и локальных изменений рельефа залегания угольных пластов на участках между крупными разрывными геологическими нарушениями. На территории этой площади административно располагаются примерно 80% разрабатываемых в настоящее время шахтных полей, которые обеспечивают не менее 65% общей добычи угля в отрасли.

Практика ведения горных работ в пликративно нарушенных зонах убедительно доказала, что поведение горного массива в них существенно отличается от обычного. Это выражается в увеличении величины конвергенции контура подготовительных выработок, частых обрушениях кровли в лавах, росте количества газодинамических явлений. В результате существенно снижаются эффективность и безопасность добычи, что требует разработки эффективных и малозатратных методов (систем) прогнозирования условий разработки. Детальный анализ отраслевых нормативных документов [1–3] и других литературных источников показал, что в настоящее время эта проблема не решена.

Целью исследований является разработка геомеханических основ оценки и прогнозирования распределения действующего в нетронутом горном массиве природного силового поля для предупреждения и уменьшения вредных проявлений горного давления при отработке пологих угольных пластов.

Для достижения поставленной цели на первом этапе необходимо на основе результатов известных исследований, обоснованных допущений, предположений и упрощений сформулировать качественный механизм образования пликративной нарушенности вмещающего горного массива. Этот механизм позво-

лит в первом приближении охарактеризовать процессы, происходившие в толще при тектонических подвижках и деформациях, а, следовательно, он может служить рабочей гипотезой для объяснения неравномерностей формирования природного силового поля, действующего в пликративно нарушенном горном массиве.

Общеизвестно, что складчатость в Донбассе в основном сформировалась после процесса осадконакопления, которое происходило преимущественно на плоских горизонтальных или слабонаклонных поверхностях [4]. В пользу такого предположения говорит тот факт, что мощности основных рабочих пластов и их спутников весьма выдержанны по площади месторождения. Эта особенность залегания прослеживается не только на уровне шахтных полей, но и в пределах целых геолого-промышленных районов, занимающих по площади сотни и тысячи квадратных километров. Так, мощность пласта m_3 , разрабатываемого примерно десятком глубоких угольных шахт, в южной части Донецко-Макеевского района (шахта им. А.В.Абакумова) составляет 1,15–1,35 м. В поле шахты им. А.Ф.Засядько, которая расположена примерно на расстоянии 25 км севернее, мощность этого пласта достигает 1,45–1,7 м. Такие же пределы изменения мощности пласта m_3 наблюдаются на шахтах крутого падения в г.Горловка (40 км на северо-восток от г.Донецка) и в г.Макеевка (15 км на запад от г.Донецка). Аналогичные выводы можно сделать и относительно других «хлебных» угольных пластов: h_7 , h_{10} , k_8 , l_1 , l_4 , l_7 , n_1 и т.д. Весьма выдержанными являются также многие породные слои, в частности, маркирующие известняки.

Если бы осадконакопление происходило на неровной поверхности, существенно отличающейся по форме от плоскости, то мощности пластов и вмещающих пород существенно

изменялись бы на достаточно небольших по площади участках. Отсюда можно сделать очень важный для последующих рассуждений вывод: складчатость или пликативная дислоцированность угленосного массива Донбасса является результатом сложных, многоэтапных

тектонических движений земной коры. В связи с этим ее можно рассматривать как своеобразную «тектоническую память» массива или как его реакцию на процесс собственного длительного формирования и использовать при прогнозировании условий отработки.

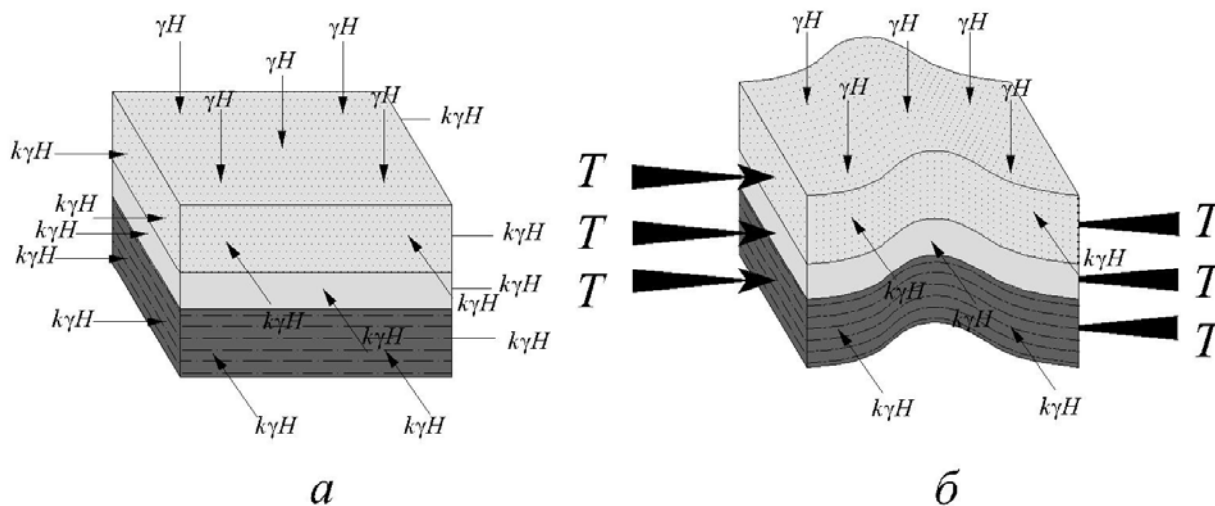


Рис. 1. Схема формирования складки под действием тектонических процессов: *а* — массив в состоянии объемного гравитационного сжатия; *б* — прогиб массива под действием тектонических сил

На рис. 1. изображена упрощенная схема формирования антиклинальной складки в горном массиве под действием горизонтального (тектонического) сжатия. Очевидно, что этот процесс сопровождается существенным изменением (перераспределением) действующих на тот момент напряжений объемного гравитационного сжатия. Для формирования складки их значения должны значительно превышать прочностные характеристики и сопротивляемость деформациям изгиба породного массива. В результате в нем могут происходить процессы разрушения, пластические деформации без нарушения сплошности и другие виды различных изменений. Большая часть этих тектонических деформаций является необратимыми, а значит, они навсегда изменяют термодинамическое состояние массива. Отсюда вытекает еще один важный вывод: пликативная нарушенность, ее форма и интенсивность во многом предопределяют силовое поле нетронутого горными работами массива, а, следовательно, и уровень проявлений горного давления в выработках при последующей разработке.

Таким образом, идея исследований заключается в использовании изменения формы и

кривизны рельефа залегания угольных пластов, отражающих последствия действовавших в массиве тектонических процессов, для оценки и прогнозирования его природного силового поля и ожидаемых проявлений горного давления при ведении горных работ.

Из цели и идеи вытекает основная методология исследований. Ее сущность состоит в следующем:

1. На первом этапе необходимо как можно точнее построить рельеф залегания отработываемого угольного пласта [5] на отработанных участках и спрогнозировать его в зонах, где в ближайшее время горные работы будут осуществляться. Это процедура детально описана в монографии [6].

2. Далее в пределах рассматриваемого шахтного поля выделяются участки с различной формой залегания: выпуклой, вогнутой или седлообразной [7]. Это позволит оценить степень влияния рельефа залегания пласта на геомеханические проявления и его потенциальную опасность с точки зрения газодинамических проявлений в выработках [8]. Для более детального анализа и прогнозирования необходимо строить карты распределения глав-

ных кривизн или их геометрической суммы по площади рассматриваемых шахтных полей.

3. На третьем этапе определяются взаимосвязи формы и кривизны рельефа залегания пласта с величинами проявлений горного давления в подготовительных и очистных выработках (конвергенция контура и относительная площадь обрушений кровли), а также с месторасположением потенциально выбросоопасных зон. Это осуществляется путем наложения на карту рельефа залегания пласта (или карту его кривизны) информации о вредных геомеханических и газодинамических проявлений горного давления на ранее отработанных участках [9].

Имея зависимости, полученные на предыдущем этапе исследований и карту рельефа залегания, можно с высокой достоверностью прогнозировать геомеханические и газодинамические проявления в горных выработках на участках, которые будут обрабатываться в ближайшем будущем.

Для обоснования геомеханических основ обработки пликативно нарушенных угольных пластов по новой специальной технологии [10] были созданы электронные планы горных выработок 20-ти глубоких шахт Донбасса (40 шахтопластов). Общеизвестно, что план горных выработок представляет собой графический документ, отражающий опыт ведения горных работ конкретной шахтой в условиях конкретного пласта. С другой стороны, эти планы содержат точную информацию об эксплуатационной доразведке рельефа залегания шахтопласта в виде координат и отметок пунктов маркшейдерских сетей в ранее проведенных и действующих подготовительных выработках. Все это позволяет рассматривать планы горных выработок как достаточно информативные и точные базы данных для решения поставленных задач. Необходимо отметить, что информация о различных (геомеханических и газодинамических) проявлениях горного давления, отраженная на этих планах, обладает высокой степенью достоверности, и в этом смысле может приравняться к результатам шахтных натурных исследований. Применительно к этим шахтопластам была реализована описанная ранее методология. В результате были сформулированы следующие основные положения, необходимые для эффективной и безопасной обработки пликативно нарушенных пологих угольных пластов:

1. Изменение формы и кривизны рельефа залегания угольных пластов в первом приближении отражает распределение силового поля напряжений и тектонической нарушенности нетронутого горного массива. В работе [11] обосновано, что складчатый массив можно представить как совокупность переслаивающихся породных плит. При этом уравнения связи напряжений и деформаций при их изгибе имеют следующий вид:

$$\begin{aligned}\sigma_x &= \frac{Eh}{1-\mu^2}(K_1 + \mu K_2), \\ \sigma_y &= \frac{Eh}{1-\mu^2}(K_2 + \mu K_1),\end{aligned}\quad (1)$$

где K_1 и K_2 — приращения значений кривизны поверхности пласта $z=z(x,y)$ в двух взаимноперпендикулярных главных нормальных сечениях.

Достоверность связи главных кривизн рельефа залегания пласта с величинами напряжений действующего силового поля определяли путем сравнения расчетных значений напряжений с данными натурных измерений в условиях пласта 1₁ шахты им. А.Ф.Засядько [12]. По выполненным 25 замерам установлены следующие средние величины основных компонент действующих напряжений: по направлению практически параллельному (азимут 180–190°) падению пласта $\sigma_y = 50,7$ МПа; по простиранию $\sigma_x = 20,1$ МПа; примерно субвертикально земной поверхности $\sigma_z = 28,0$ МПа. Имея модель рельефа залегания пласта, вычисленные значения главных кривизн $K_1=0$ км⁻¹ и $K_2=0,2$ км⁻¹ в месте производства замеров, расчетные значения напряжений в плоскости пласта определяли по формулам (1). При этом установлено, что направления расчетных напряжений согласуются с направлениями экспериментальных, величины их достаточно близки к полученным в натуре. Так, по компоненте σ_y рассогласование составляет 31%, по σ_x — 21,5%, разница ($\sigma_y - \sigma_x$) всего 9%. Важным положительным моментом является то, что расчетные величины напряжений оказались несколько больше экспериментальных, а не наоборот. Такое соотношение отражает процесс их релаксации, который обязательно име-

ет место в реальном горном массиве, но не учитывается в упругих аналитических решениях. Таким образом, применительно к познанию сложного состояния вмещающего массива такое рассогласование дает основание считать, что существует достаточно удовлетворительная связь между изменениями уровней кривизны рельефа залегания пласта и, соответственно, напряжениями пород в силовом поле нетронутого массива.

2. Наиболее опасным с точки зрения действия на массив и проводимые в нем выработки является седлообразное залегание пласта и вмещающих пород, характеризующееся действием разнонаправленных напряжений в плоскости напластования. Ведение горных работ в таких зонах, как правило, сопровождается частыми (групповыми) газодинамическими проявлениями и низкой устойчивостью пород в очистных и подготовительных выработках. Наименее опасной является вогнутая форма пликативной нарушенности, которая характеризуется повышенными сжимающими горизонтальными напряжениями. Выпуклые участки занимают в этом смысле промежуточное положение. Полное отсутствие пликативной нарушенности, характерное

для плоских участков шахтных полей, наблюдается в Донбассе довольно редко и предопределяет при прочих равных условиях самые благоприятные и минимальные по величине проявления горного давления.

3. **Уровень и величины геомеханических проявлений в подготовительных и очистных выработках прямо пропорциональны геометрической сумме главных кривизн рельефа залегания в рассматриваемой зоне пликативно нарушенного массива.** Такой вид связи, в первую очередь, характерен для двух основных показателей устойчивости вмещающих пород в выработках: вертикальной конвергенции их контура (подготовительные выработки) и относительной площади обрушения кровли (очистные забои). В качестве иллюстрации этого положения на рис. 2, а приведены экспериментально полученные графики зависимости прироста вертикальной конвергенции от кривизны для 10-го западного конвейерного штрека пласта l_1 шахты им. А.Ф.Засядько. На рис. 2, б приведены аналогичные зависимости для относительной площади обрушения кровли в очистных забоях этого же шахтопласта.

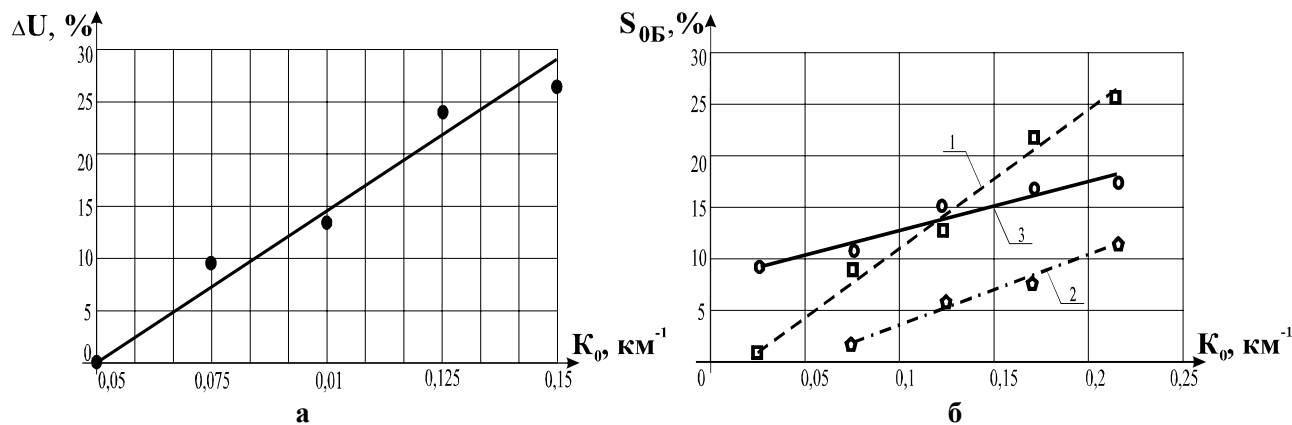


Рис. 2. Графики зависимостей прироста вертикальной конвергенции от кривизны (а) и относительной площади обрушений от кривизны (б) для условий пласта l_1 шахты им. А.Ф.Засядько: 1 — зона выпуклого рельефа; 2 — зона вогнутого рельефа; 3 — седлообразная зона

4. Экспериментально установлено, что зональность газодинамических проявлений при ведении горных работ в пликативно нарушенных массивах приурочена к участкам шахтопластов, имеющих высокие значения кривизны рельефа залегания. Эта особенность характерна для всех трех возможных видов рельефа залегания с учетом ранее

описанной степени их опасности. Критические (опасные) значения кривизны K_0 можно определить экспериментально путем наложения на ее карту зон проявления выбросов в пределах отработанных участков шахтных полей [9]. Плоские участки ($K_0=0$ км⁻¹), расположенные вне зон ПГД от ранее оставленных целиков на смежных пластах, и за пределами воздействия

разрывных нарушений сдвигового типа, в плане ГДЯ практически не опасны.

Выводы. Приведенные особенности и закономерности можно рассматривать как геомеханические основы ведения горных работ в пликвативно нарушенных осадочных массивах. Их необходимо учитывать при составлении

проектов отработки шахтных полей (участков шахтных полей), их экономической оценки, разработки отраслевых нормативных инструкций по охране и поддержанию подготовительных выработок, управлению кровлей и отработке угольных пластов, склонных к внезапным выбросам.

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. **Указания** по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. — Л.: ВНИМИ, 1985. — 222 с.
3. **Управление** кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35°. — Д.: ДонУГИ, 2002. — 142 с.
4. **Попов В.С.** Тектоника Донецкого бассейна // Геология месторождений угля и горючих сланцев СССР. — М.: Недра, 1976. — С. 307–311.
5. **Пилогин В.И.** Эволюция термина: от «рельефа» к «рельефу залегания» // Вісті Донецького гірничого інституту. — Донецьк, 2004. — № 2. — С. 129–131.
6. **Прогнозирование** геомеханических условий отработки пологих угольных пластов / Под общ. ред. В.И.Пилогина. — Донецьк: ДонНТУ, 2004. — 145 с.
7. **Зборщик М.П., Пилогин В.И.** Рельеф залягання пологістих вугільних пластів та його вплив на геомеханічні та газодинамічні прояви при розробці. — Донецьк: ДонНТУ, 2005. — 221 с.
8. **Зборщик М.П., Пилогин В.И.** Прогноз уровня природного силового поля во вмещающем массиве при отработке пликвативно нарушенных пологих пластов // Уголь Украины, 2005. — № 9. — С. 7–10.
9. **Зборщик М.П., Пилогин В.И., Ефремов И.А.** Влияние рельефа залегания пологих угольных пластов на геомеханические и газодинамические проявления при разработке. — Донецьк: ДонНТУ, 2005. — 256 с.
10. **Пилогин В.И.** Удосконалення системи введення геолого-маркшейдерської графічної інформації при розробці електронних планів гірничих виробок // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: „гірничо-геологічна”. Випуск 96, 2005. — С. 152–157.
11. **Кочин А.Е.** Прогнозирование геомеханических условий отработки пологих угольных пластов на основе рельефа их залегания. Автореф. дис. канд. техн. наук, Днепропетровск, 2005. — 20 с.
12. **Кулинич В.С., Перепелица В.П., Ефремов И.А.** и др. Результаты определения величины и направления главных напряжений в углепородном массиве пласта I₁ шахты им. А.Ф. Засядько методом локального гидравлического разрыва // Геотехническая механика: Науч.-техн. сб. — Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2003. — №44. — С. 156–164.

© Пилогин В.И., 2005

УДК 622.4(035)

ЕЩЕНКО С.А. (ГПО «АРТЕМСОЛЬ»)

ОСОБЕННОСТИ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СИСТЕМ СОЛЯНЫХ РУДНИКОВ ГПО «АРТЕМСОЛЬ»

Произведен анализ особенностей вентиляционных сетей соляных рудников при добыче соли машинным способом.

Из пяти промышленных пластов в настоящее время добыча каменной соли в ГПО «Артемсоль» ведется на двух пластах — Брянцевский (средняя мощность 42 м) и Подбрянцевский (средняя мощность 32 м). Угол падения пластов 2-5°, глубина разработки до 200 м. Размеры шахтных полей рудников до 2 км по простиранию с площадью до 200 тыс. м².

В настоящий момент добыча соли осуществляется на рудниках №1-3, №4, №7 и им. Володарского.

Все шахтные поля вскрыты центрально-сдвоенными вертикальными стволами, расстояние между которыми 35-55 м.

Указанный способ вскрытия предполагает центральную схему проветривания рудников по способу всасывания.

Характерной особенностью центральной схемы проветривания является движение свежих и исходящих струй в противоположных направлениях (противоточная схема). Если эти струи соединить, что имеет место на соляных рудниках, выработками (панельными, разрезными выработками камер, скважинами и др.), то они образуют параллельное соединение, характеризующееся устойчивостью и надежностью проветривания, а также сравнительной легкостью регулирования воздушными потоками.

Так как расстояние между главным и вспомогательным стволами незначительно, они обслуживаются одной системой околоствольных выработок.

Стволы имеют сопряжения с главными транспортными (у подошвы пласта) и вентиляционными (у потолочины пласта) штреками непосредственно или через дополнительные околоствольные выработки.

На транспортном горизонте главный транспортный штрек имеет связь с воздухоподающим стволом, на верхнем вентиляционном штреке — с воздуховыдающим стволом. Таким образом, основные свежая и исходящая

струи рудников имеют разновысотные отметки, что повышает надежность вентиляции, так как исключается их пересечение.

Поверхностные вентиляторы главного проветривания расположены у скиповых стволов.

Соляные рудники проветриваются ВПП осевого типа, создающие повышенную шумность, а жилые массивы находятся в непосредственной близости.

На эффективность функционирования вентиляционной системы соляных рудников влияют следующие их особенности:

1. **Технология послыйной отработки камерных запасов соли** горизонтальными слоями от потолочины к подошве камеры предопределяет изменение во времени поперечного сечения выемочных слоев и объемов отработанных камерных пространств над ними.

Так, при комбайновой добыче площадь сечения выемочного слоя изменяется от 10 до 44 м² при применении комбайна «Урал 10 КСА» и от 20 до 60 м² (ширина камер около 17 м) при использовании комбайна «Урал 20 КСА».

Отработанные камерные пространства над слоями по мере выемки камерных запасов соли увеличиваются по поперечной площади от 44 до 600 м², а объем их — от 22 тыс. м³ до 1 млн. м³ (длина камеры 1 км).

При таких больших поперечных сечениях и объемах очистных пространств не могут быть обеспечены по всему сечению камеры требуемые по ПБ минимальные скорости движения воздуха 0,15 м·с⁻¹. В связи с этим Госгортехнадзором СССР еще в 1975г. снято это требование. Минимальная скорость движения воздуха должна соблюдаться только на выемочном слое.

Большие поперечные сечения и объемы очистных пространств обуславливают даже весьма низкие скорости движения воздуха в очистных забоях благоприятные условия для

разжижения вредных веществ и дыхания рабочих.

2. Подвигание очистных забоев (с учетом полного поперечного сечения камеры) не превышает 150 м/год, что обуславливает весьма малое изменение депрессии в камерах за год. В связи с малым подвиганием очистных забоев суммарная длина пути движения свежей и исходящей вентиляционных струй воздуха не превышает 6 км и в течение года практически не изменяется.

Для сравнения можно отметить, что на угольных шахтах общая длина пути движения воздуха может превышать десятки километров.

3. Малое, незначительно изменяющееся со временем, аэродинамическое сопротивление горных выработок. На соляных рудниках горные выработки сохраняются долго (более 100 лет) в устойчивом состоянии за счет физико-механических свойств соли, оставления предохранительных целиков (до 30 м), научно-обоснованных параметров камерной системы разработки. Обнажения горных выработок имеют малую шероховатость, так как оформляются при их проходке комбайнами, крепление, как правило, отсутствует.

4. Отсутствие пересечений свежей и исходящей струй воздуха. Рудники имеют разновысотные уровни подачи основных потоков свежего по клетевым стволам и выдачи исходящей струи по скиповым стволам в разностию горизонтов до 35 м, что практически исключает закорачивание струй. Междуствольные сбойки надежно изолированы. В сетях выемочных участков отсутствуют пересечения свежей и исходящей струй воздуха, поэтому на соляных рудниках нет таких сложных сооружений, как кроссинги и т.п.

5. Особенности регулирования воздушными потоками. Положительные особенности, повышающие устойчивость проветривания рудника:

— выемочные участки находятся сравнительно близко от стволов (не более 1,5 км), поэтому регулирующие вентиляционные со-

оружения находятся вблизи выемочных участков;

— малое число вентиляционных сооружений;

— вентиляционные сооружения со шлюзами расположены, в основном, в околоствольных дворах.

— К отрицательной особенности относится возможное наличие диагональных соединений, например, междуканальных сбоек, что затрудняет воздухораспределение потоков воздуха.

6. Другие особенности.

Абсолютные отметки устьев воздухоподающего и воздуховыдающего стволов для каждого рудника отличаются незначительно (0–1,5 м). Поэтому при оценке естественной тяги этой разницей можно пренебречь.

Соляные рудники ГПО «Артемсоль» относятся к категории рудников средней глубины (около 200 м). При таких глубинах направление естественной тяги изменяется в зависимости от температурных условий на земной поверхности в течение года, достигая максимальных положительных значений в холодное время года.

Рудники Артемовского месторождения по условиям их размещения на поверхности (рельефа), глубины стволов, их расположения относительно площади шахтного поля, поперечных сечений и т.п. с точки зрения условий проветривания подземных горных выработок могут считаться равноценными, то есть показатели (параметры) проветривания, полученные на одном руднике, могут с достаточной степенью точности применены и на других рудниках.

Месторождение негазоопасно ни по одному из вредных и взрывоопасных газов.

Температура рудничного воздуха в очистных забоях и на исходящей струе постоянная в течение всех сезонов года (14–17 °С).

По результатам воздушно-депресссионных съемок соляные рудники отнесены к категории легко проветриваемых, общее сопротивление не более $10 \text{ Па} \cdot \text{с}^3 \cdot \text{м}^{-8}$.

© Ещенко С.А., 2005

УДК 622.245.12

УЛИТИН Г.М., ЦАРЕНКО С.Н. (ДонНТУ)

РАСЧЕТ ОБСАДНОЙ КОЛОННЫ, КАК ЦИЛИНДРИЧЕСКОЙ ОБОЛОЧКИ, ПО ПОЛУБЕЗМОМЕНТНОЙ ТЕОРИИ

Проведены исследования напряженно-деформированного состояния обсадной колонны во время спуска, при различных схемах приложения внешней нагрузки. Даны рекомендации по выбору размера бандажса крепежного окна.

В последнее время, на угольных шахтах Донецкого бассейна, для проветривания горных выработок используются скважины большого диаметра (1,6-5 м). Крепятся такие скважины обсадными колоннами с толщиной стенки 10-14 мм, а затрубное пространство заполняется цементным раствором. При проектировании таких колонн возникает актуальная проблема их материалоемкости. Для того, чтобы разрешить эту проблему необходимо провести исследование напряженно-деформированного состояния обсадной колонны с учетом технологических особенностей.

В монографии [1] приведены результаты экспериментальных исследований нагрузок, возникающих при спуске обсадной колонны, но не был учтен локальный характер их воздействия на напряженно-деформированное состояние колонны. В работе [2] отмечается,

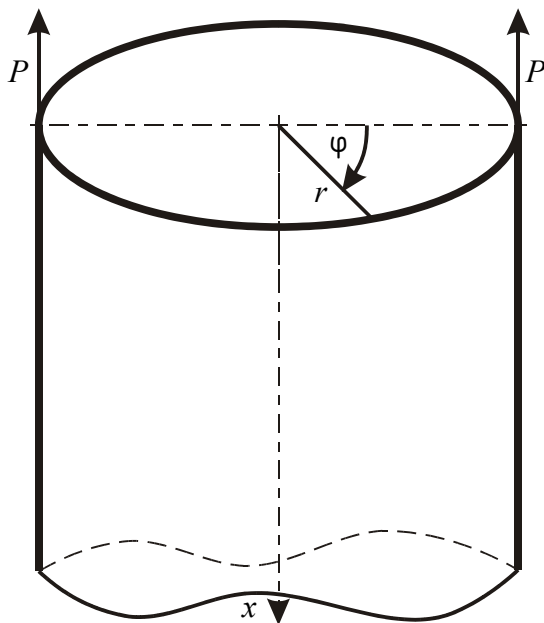


Рис. 1. Расчетная модель обсадной колонны

что из-за недостатка проведенных теоретических исследований обсадных труб большого диаметра на практике применяются завышенные коэффициенты запаса прочности, что приводит к неоправданному расходу металла.

Для проведения монтажных работ в секциях обсадной колонны прорезают крепежные окна. При воздействии на окна реакций от подъемного приспособления, вызванных весом колонны, возможна значительная деформация трубы, в окрестностях окна, а так же разрушение материала колонны, что может привести к поломкам и авариям в процессе спуска. Для определения опасной зоны необходимо провести расчет напряженно-деформированного состояния колонны при ее спуске, при этом динамическими эффектами можно пренебречь, так как скорость спуска незначительна.

Условия, при которых происходит посадка или подъем из ствола скважины обсадной колонны, соответствуют полубезмоментной теории расчета оболочек [3].

В качестве модели обсадной колонны рассмотрим полубесконечную цилиндрическую оболочку с радиусом срединной поверхности — r , на верхнем торце которой приложены две симметричные силы P — реакции натяжения канатов талевого системы (рис. 1). Эти силы уравновешены весом колонны. Такая модель, в определенной степени, является упрощенной, так как в действительности силы P приложены на некотором расстоянии от верхнего торца. Выбор модели полубезмоментной теории оболочки обоснован тем, что при любых компоновках колонны выполняется условие $l > 2,5r\sqrt{\frac{r}{h}}$ [4], где l и h соответственно

длина и толщина стенок оболочки. В этом случае расчетная схема для исследования напряженно-деформированного состояния оболочки

приводит к разрешающему уравнению относительно окружного перемещения v [4]

$$\frac{\partial^4 v}{\partial x^4} + \frac{h^2}{12r^6} \Omega \Omega(v) = 0, \quad (1)$$

где $\Omega = \frac{\partial^4}{\partial \varphi^4} + \frac{\partial^2}{\partial \varphi^2}$ — оператор Власова,

φ — полярный угол, x — осевая координата.

При такой постановке нагрузка и деформации оболочки симметричны относительно плоскости $\varphi=0$ и тогда решение уравнения (1) следует искать в виде ряда по синусам, так как при симметричной деформации v является не-

четной функцией. Для решения уравнения (1) нужно задать граничные условия на верхнем торце оболочки при $x=0$:

$$S=0; T_x=q(\varphi), \quad (2)$$

где S, T_x — соответственно сдвигающее и нормальное усилия, и условия затухания при $x \rightarrow \infty$.

В зависимости от геометрии крепежного окна в колонне и подъемного приспособления, возможны различные схемы распределения нагрузки (рис. 2).

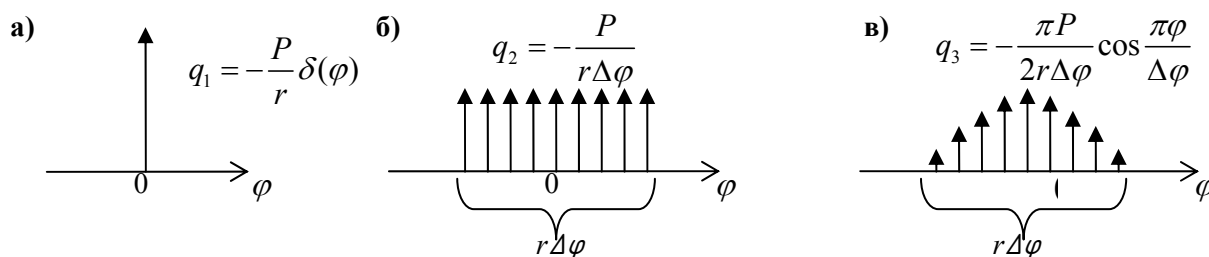


Рис. 2. Схемы приложения нагрузок к верхнему торцу оболочки

а) –сосредоточенная; б) – равно распределенная; в) – распределенная по косинусу, где $\Delta\varphi$ - угол раствора крепежного окна

Эти нагрузки разложим в ряд Фурье по косинусам, соответственно для первого, второго и третьего случаев:

1-й случай:

$$q_1(\varphi) = -\frac{P}{r} \delta(\varphi) - \frac{P}{r} \delta(\varphi - \pi),$$

где $\frac{1}{r} \delta(\varphi)$ — функция дельта-Дирака в полярной системе координат.

Находим члены ряда Фурье a_0, a_n :

$$a_0 = \frac{1}{\pi} \int_0^{2\pi} \left(-\frac{P}{r} \delta(\varphi) - \frac{P}{r} \delta(\varphi - \pi) \right) d\varphi = -\frac{2P}{\pi r},$$

$$a_n = \frac{1}{\pi} \int_0^{2\pi} \left(-\frac{P}{r} \delta(\varphi) - \frac{P}{r} \delta(\varphi - \pi) \right) \cos n\varphi d\varphi = -\frac{P}{\pi r} \frac{P}{\pi r} \cos n\pi.$$

Тогда

$$q_1(\varphi) = -\frac{P}{\pi r} - \frac{2P}{\pi r} \sum_{n=1}^{\infty} \cos 2n\varphi \quad (3).$$

Ряд (3) представляет собой ряд для обобщенной функции.

2-й случай:

$$q_2(\varphi) = \begin{cases} -\frac{P}{\Delta\varphi r}, & 2\pi - \frac{\Delta\varphi}{2} \leq \varphi \leq \frac{\Delta\varphi}{2}; \\ 0, & \frac{\Delta\varphi}{2} < \varphi < \pi - \frac{\Delta\varphi}{2}; \\ -\frac{P}{\Delta\varphi r}, & \pi - \frac{\Delta\varphi}{2} \leq \varphi \leq \pi + \frac{\Delta\varphi}{2}; \\ 0, & \pi + \frac{\Delta\varphi}{2} < \varphi < 2\pi - \frac{\Delta\varphi}{2}; \end{cases}$$

Разложение этой функции в ряд Фурье имеет вид:

$$q_2(\varphi) = -\frac{P}{\pi r} - \frac{2P}{\pi r \Delta\varphi} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{\sin(n\Delta\varphi)}{n} \cos 2n\varphi \quad (4).$$

3-й случай:

$$q_3(\varphi) = \begin{cases} -\frac{\pi P}{2\Delta\varphi r} \cos\left(\frac{\pi\varphi}{\Delta\varphi}\right), -\frac{\Delta\varphi}{2} \leq \varphi \leq \frac{\Delta\varphi}{2}; \\ 0, \frac{\Delta\varphi}{2} < \varphi < \pi - \frac{\Delta\varphi}{2}; \\ -\frac{\pi P}{2\Delta\varphi r} \cos\left(\frac{\pi\varphi}{\Delta\varphi}\right), \pi - \frac{\Delta\varphi}{2} \leq \varphi \leq \pi + \frac{\Delta\varphi}{2}; \\ 0, \pi + \frac{\Delta\varphi}{2} < \varphi < 2\pi - \frac{\Delta\varphi}{2}; \end{cases}$$

Аналогично данную нагрузку разложим в ряд Фурье

$$q_3(\varphi) = -\frac{P}{\pi r} - \frac{2P\pi}{r} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{\cos(n\Delta\varphi)}{(\pi^2 - 4n^2\Delta\varphi^2)} \cos 2n\varphi. \quad (5)$$

Первый член в формулах (3-5) соответствует усредненному усилию, вызванному весом колонны, а второй соответствует самоуравновешенной нагрузке. Тогда граничные условия (2) примут вид

$$S(0, \varphi) = 0; \quad T_x(0, \varphi) = q(\varphi), \quad (6)$$

где $q(\varphi)$ — самоуравновешенная нагрузка.

При таком подходе для исследования напряженно-деформированного состояния оболочки нужно учесть усилие T_x , обусловленное весом колонны, которое можно определить из решения осесимметричной задачи цилиндрической оболочки. Однако усилия, вызванные весом колонны, будут незначительными.

Решение уравнения (1) ищем в виде:

$$S^{(1-3)}(0, \varphi) = -r^2 Eh \sum_{k=1}^{\infty} \frac{(2\alpha_k^3 A_k + 2\alpha_k^3 B_k)}{k^2} \sin k\varphi = 0; \quad (11)$$

$$T_x^{(1)}(0, \varphi) = -r Eh \sum_{k=1}^{\infty} \frac{2\alpha_k^2 A_k}{k} \cos k\varphi = -\frac{2P}{\pi r} \sum_{n=1}^{\infty} \cos 2n\varphi; \quad (12)$$

$$T_x^{(2)}(0, \varphi) = -r Eh \sum_{k=1}^{\infty} \frac{2\alpha_k^2 A_k}{k} \cos k\varphi = -\frac{2P}{\pi r \Delta\varphi} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{\sin(n\Delta\varphi)}{n} \cos 2n\varphi; \quad (13)$$

$$T_x^{(3)}(0, \varphi) = -r Eh \sum_{k=1}^{\infty} \frac{2\alpha_k^2 A_k}{k} \cos k\varphi = -\frac{2P\pi}{r} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{\cos(n\Delta\varphi)}{(\pi^2 - 4n^2\Delta\varphi^2)} \cos 2n\varphi. \quad (14)$$

Из условия (11) следует $A_k = -B_k$. Из условий (12-14) получаем $B_{2n-1} = 0$

$$v(x, \varphi) = \sum_{k=1}^{\infty} f_k(x) \sin k\varphi. \quad (7)$$

Подставляя разложение (7) в уравнение (1) и приравнявая коэффициенты при $\sin k\varphi$, получаем

$$\frac{d^4 f_k}{dx^4} + \frac{h^2 k^4}{12r^6} (k^2 - 1)^2 f_k = 0. \quad (8)$$

Если обозначить $\alpha_k = \frac{k}{r} \sqrt{\frac{(k^2 - 1)^2 h^2}{48r^2}}$, то решение уравнения (8) с учетом затухания примет вид

$$f_k(x) = e^{-\alpha_k x} (A_k \sin \alpha_k x + B_k \cos \alpha_k x). \quad (9)$$

Коэффициенты A_k и B_k определим из граничных условий (6) с учетом известных формул [2]

$$\begin{aligned} T_x &= -r Eh \int \frac{\partial^2 v}{\partial x^2} d\varphi; \quad S = -r \int \frac{\partial T_x}{\partial x} d\varphi; \\ M_t &= -\frac{EJ}{r^2} \left(\frac{\partial v}{\partial \varphi} + \frac{\partial^3 v}{\partial \varphi^3} \right), \quad \text{где } J = \frac{h^3}{12}; \quad (10) \\ Q_t &= \frac{\partial M_t}{r \partial \varphi}; \quad T_t = -\frac{\partial Q_t}{\partial \varphi} \end{aligned}$$

Подставляя выражение (7) с учетом формулы (9) в граничные условия, для всех трех случаев соответственно получаем:

$$B_{2n}^{(1)} = -\frac{2nP}{\pi r^2 Eh \alpha_{2n}^2}; \quad B_{2n}^{(2)} = -\frac{2P \sin(n\Delta\varphi)}{\pi r^2 Eh \alpha_{2n}^2 \Delta\varphi};$$

$B_{2n}^{(3)} = -\frac{2P\pi n \cos(n\Delta\varphi)}{r^2 E h \alpha_{2n}^2 (\pi^2 - 4n^2 \Delta\varphi^2)}$ и тогда на основании формул (7), (9) и (10) определяем

усилия соответственно для рассматриваемых схем.

Из формул (10) находим усилия:

— осевое усилие:

$$T_x^{(1)}(x, \varphi) = -\frac{2P}{\pi r} \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\alpha_{2n}x} (\cos \alpha_{2n}x + \sin \alpha_{2n}x) \cos 2n\varphi, \quad (15)$$

$$T_x^{(2)}(x, \varphi) = -\frac{2P}{\pi r \Delta\varphi} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} \sin(n\Delta\varphi)}{n} (\cos \alpha_{2n}x + \sin \alpha_{2n}x) \cos 2n\varphi, \quad (16)$$

$$T_x^{(3)}(x, \varphi) = -\frac{2P\pi}{r} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} \cos(n\Delta\varphi)}{\pi^2 - 4n^2 \Delta\varphi^2} (\cos \alpha_{2n}x + \sin \alpha_{2n}x) \cos 2n\varphi, \quad (17)$$

— сдвигающее усилие

$$S^{(1)}(x, \varphi) = \frac{2P}{\pi} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} \alpha_{2n}}{n} \sin \alpha_{2n}x \sin 2n\varphi, \quad (18)$$

$$S^{(2)}(x, \varphi) = \frac{2P}{\pi \Delta\varphi} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} \sin(n\Delta\varphi) \alpha_{2n}}{n^2} \sin \alpha_{2n}x \sin 2n\varphi, \quad (19)$$

$$S^{(3)}(x, \varphi) = 2P\pi \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} \cos(n\Delta\varphi) \alpha_{2n}}{n(\pi^2 - 4n^2 \Delta\varphi^2)} \sin \alpha_{2n}x \sin 2n\varphi, \quad (20)$$

— изгибающий момент

$$M_t^{(1)}(x, \varphi) = -\frac{Ph^2}{3\pi r^4} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} n^2 (1 - 4n^2)}{\alpha_{2n}^2} (\sin \alpha_{2n}x - \cos \alpha_{2n}x) \cos 2n\varphi, \quad (21)$$

$$M_t^{(2)}(x, \varphi) = -\frac{Ph^2}{3\pi r^4 \Delta\varphi} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} \sin(n\Delta\varphi) n (1 - 4n^2)}{\alpha_{2n}^2} (\sin \alpha_{2n}x - \cos \alpha_{2n}x) \cos 2n\varphi, \quad (22)$$

$$M_t^{(3)}(x, \varphi) = -\frac{P\pi h^2}{3r^4} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} \cos(n\Delta\varphi) n^2 (1 - 4n^2)}{\alpha_{2n}^2 (\pi^2 - 4n^2 \Delta\varphi^2)} (\sin \alpha_{2n}x - \cos \alpha_{2n}x) \cos 2n\varphi, \quad (23)$$

— окружное усилие

$$T_t^{(1)}(x, \varphi) = -\frac{4Ph^2}{3\pi r^5} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} n^4 (1 - 4n^2)}{\alpha_{2n}^2} (\sin \alpha_{2n}x - \cos \alpha_{2n}x) \cos 2n\varphi, \quad (24)$$

$$T_t^{(2)}(x, \varphi) = -\frac{4Ph^2}{3\pi r^5 \Delta\varphi} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} \sin(n\Delta\varphi) n^3 (1 - 4n^2)}{\alpha_{2n}^2} (\sin \alpha_{2n}x - \cos \alpha_{2n}x) \cos 2n\varphi, \quad (25)$$

$$T_i^{(3)}(x, \varphi) = -\frac{4P\pi h^2}{3r^5} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{e^{-\alpha_{2n}x} \cos(n\Delta\varphi) n^4 (1-4n^2)}{\alpha_{2n}^2 (\pi^2 - 4n^2 \Delta\varphi^2)} (\sin \alpha_{2n}x - \cos \alpha_{2n}x) \cos 2n\varphi, \quad (26)$$

Напряжения определим по известным формулам:

$$\sigma_x = \frac{T_x}{h}; \quad \sigma_t = \frac{T_t}{h} \pm \frac{M_t}{h^2/6}; \quad \tau_{xt} = \frac{S}{h}. \quad (27)$$

В качестве примера рассмотрим обсадную колонну, применяемую для обсаживания стволов $\varnothing 4$ м. Колонна имеет следующие геометрические параметры: толщина стенки — $h=16$ мм; диаметр срединной поверхности — $d_{cp} \approx \varnothing 4000$ мм; ширина крепежного

окна — $b=200$ мм, т.е. $\Delta\varphi = \frac{2b}{d_{cp}} = 0,1$. Для ее

спуска используют буровую установку с грузоподъемностью 160 т, таким образом, с учетом возможных компоновок колонны расчетную нагрузку принимаем $P=800$ кН.

Из анализа формул 18-20, следует, что осевые напряжения σ_x будут принимать максимальные значения в сечении $\varphi = 0$.

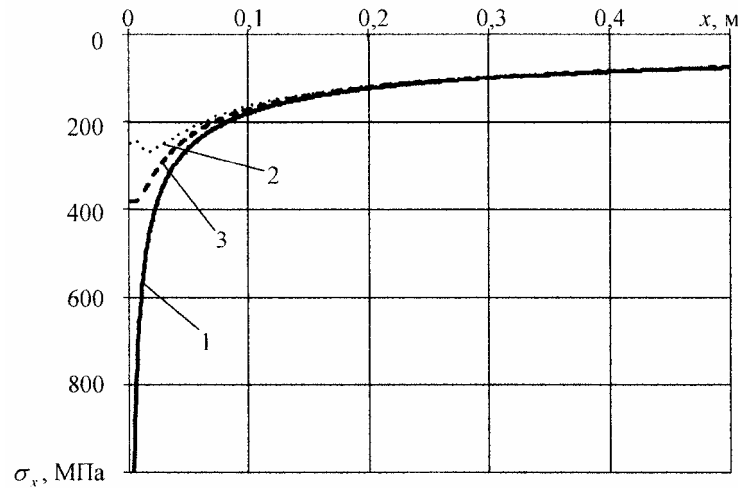


Рис. 3. Осевые напряжения для трех рассматриваемых случаев

На рис. 3 показано изменение максимальных осевых напряжений в зависимости от осевой координаты x .

Аналогично из формул 24-29 следует, что окружные напряжения σ_t так же будут иметь максимальные значения в сечении $\varphi = 0$.

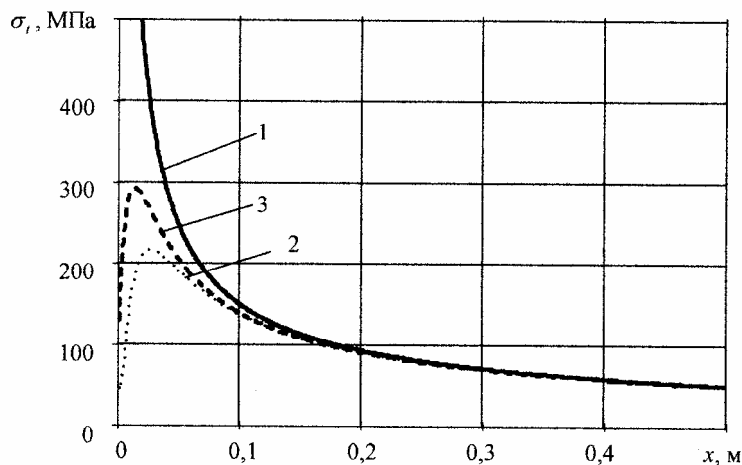


Рис. 4. Окружные напряжения для трех рассматриваемых случаев

На рис. 4 показано изменение максимальных окружных напряжений в зависимости от

осевой координаты x .

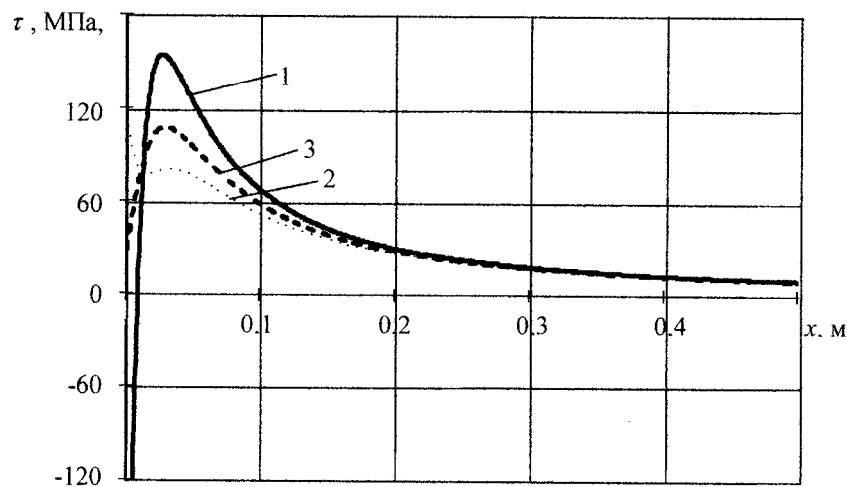


Рис. 5. Максимальные касательные напряжения для трех рассматриваемых случаев

Так как аналитически определить экстремум для рядов 18-20 затруднительно, то значение угла сечения φ , в котором τ принимают максимальные значения, было определено из соответствующего графика $\tau(\varphi, x)$, построенного в изолиниях. Из этого следует $\varphi = 0,054$.

На рис. 5 показано изменение максимальных касательных напряжений в зависимости от осевой координаты x .

На основании проведенных исследований получаем, что участок, на котором проявляется влияние характера действующей нагрузки незначителен и составляет порядка 20 см. Та-

ким образом, наложив жесткий бандаж соответствующего размера, можно избежать значительных локальных напряжений. Форму крепежного окна можно выбрать произвольно гладкой формы, чтобы избежать значительной концентрации напряжений по углам. Поэтому для дальнейших расчетов можно использовать модель сосредоточенной силы.

Расчеты так же показали, что поперечные размеры крепежного окна незначительно оказывают влияния на напряженно-деформированное состояние колонны для зон $x \geq 20$ см.

Библиографический список

1. Саркисов Г.М. Расчет бурильных и обсадных колонн. — М.: Недра, 1971. — 208 с.
2. Добровольский Г.Б., Казикаев Д.М., Петриченко В.П. Крепление скважин большого диаметра. — М.: Недра, 1988. — 238 с.
3. Власов В.З. Общая теория оболочек и ее приложения в технике. — М.: Гостехиздат, 1949. — 784 с.
4. Бояршинов С.В. Основы строительной механики машин. — М.: Машиностроение, 1973. — 456 с.

© Улитин Г.М., Царенко С.Н., 2005

УДК 622.45

ТРОФИМОВ В.А. (ДонНТУ)

СИММЕТРИЯ ДИАГОНАЛЬНОГО СОЕДИНЕНИЯ

В статье рассматривается возможность точного аналитического расчета аэродинамического сопротивления диагонального соединения из пяти ветвей и особенности трансформации таких вентиляционных соединений.

Анализ особенностей определения аэродинамического сопротивления диагонального соединения [1], состоящего из пяти ветвей, показал, что в некоторых случаях существует возможность точного аналитического расчета этой величины по величинам сопротивлений отдельных ветвей.

Рассмотрим условия такого решения (рис.1). Допустим, что диагональное соединение состоит из двух элементарных вентиляционных контуров.

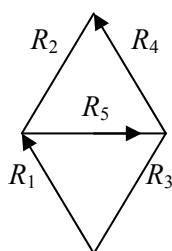


Рис.1. Схема диагонального соединения

Для них можно записать следующие уравнения

$$R_3 Q_3^2 = R_1(Q_2 + Q_5)^2 + R_5 Q_5^2, \quad (1)$$

$$R_2 Q_2^2 = R_4(Q_3 + Q_5)^2 + R_5 Q_5^2, \quad (2)$$

где R_1, R_2, R_3, R_4, R_5 — аэродинамические сопротивления ветвей составляющих вентиляционное соединение; Q_1, Q_2, Q_3, Q_4, Q_5 — расходы воздуха в ветвях диагонального соединения.

Разделим все члены этих уравнений на Q_5^2 и примем условие, что $Q_3/Q_5 = Q_2/Q_5 = X$. Это означает также, что $R_2 = R_3$, а $R_1 = R_4$. Тогда величина X будет равна

$$X = \frac{R_1 + \sqrt{R_1(R_3 - R_5) + R_3 R_5}}{R_3 - R_1}. \quad (3)$$

Аэродинамическое сопротивление всего диагонального соединения можно определить,

используя величины сопротивлений любой пары ветвей — R_1 и R_2 или R_3 и R_4

$$R = \frac{R_1(1 + X)^2 + R_2}{\left(2 + \frac{1}{X}\right)^2}. \quad (4)$$

Понятие аэродинамической симметрии в данном случае означает парное равенство сопротивлений для определяющих ветвей диагонального соединения — $R_1 = R_4$ и $R_2 = R_3$.

Вышеописанную закономерность (3,4) можно считать частным случаем, однако существует и общая закономерность, характеризующая аэродинамическую симметрию любого диагонального соединения. Она проявляется в том, что диагональное соединение можно трансформировать, как минимум, еще в одно соединение с таким же сопротивлением (рис.2).

Так, если известны сопротивления всех ветвей диагонального соединения (см. рис.1), то, соответственно, новые сопротивления ветвей диагонального соединения (R_a, R_b, R_c, R_e)

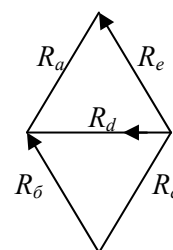


Рис.2. Схема движения воздуха в диагональном соединении

определяются из следующих соотношений (сопротивление ветви-диагонали не изменяется):

$$R_a = \frac{x}{1 + \frac{1}{m}}, \quad (5)$$

$$R_b = x \left(1 - \frac{1}{1 + \frac{1}{m}} \right), \quad (6)$$

$$R_c = \frac{y}{1 + \frac{1}{n}}, \quad (7)$$

$$R_e = y \left(1 - \frac{1}{1 + \frac{1}{n}} \right), \quad (8)$$

где x — сумма сопротивлений ветвей R_1 и R_2 , m — отношение сопротивлений R_4 к R_3 ; y — сумма сопротивлений ветвей R_3 и R_4 ; n — отношение сопротивлений R_2 к R_1 .

Таким образом, одно и то же диагональное соединение имеет, как минимум, два набора сопротивлений для четырех определяющих

ветвей (при неизменном сопротивлении ветви-диагонали), при котором общее сопротивление диагонального соединения остается неизменным. Одним из признаков этого является то, что сумма сопротивлений ветвей диагонального соединения до трансформации и после нее, не изменяется

$$R_1 + R_2 + R_3 + R_4 = R_a + R_b + R_c + R_e. \quad (9)$$

Все вышеприведенное позволяет считать, что использование известных закономерностей, описывающих распределение воздуха в параллельных соединениях, позволяет формировать диагональные соединения с заранее заданными аэродинамическими параметрами. Другими словами, задаваясь величиной сопротивления всего диагонального соединения можно формировать необходимое соотношение расходов воздуха (газа или жидкости) в его отдельных ветвях.

Библиографический список

1. **Скочинский А.А., Комаров В.Б.** Рудничная вентиляция. — М.: Углетехиздат, 1951. — 563 с.

© Трофимов В.А., 2005

УДК 622.831: 537.86

КИРИЛЛОВ А.К., ПОЛЯКОВ П.И. (Институт физики горных процессов НАН Украины)

МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОРИСТОСТИ ИСКОПАЕМЫХ УГЛЕЙ

Рассматриваются особенности распределения пор по размерам, позволяющие ввести критерии выбросоопасности угольных пластов. Особое внимание обращается на метод малоуглового рентгеновского рассеяния и метод определения пористости одноосной деформацией.

Безопасность условий производства в угольной промышленности в значительной степени зависит от проблемы давно исследуемой, но не получившей окончательного решения — сосуществование газонасыщенных несплошных сред в реальных условиях горного давления. Применяемые противовыбросные мероприятия основаны на эмпирических закономерностях и не могут обеспечить высокую вероятность снижения выбросов метана и угля. Большую роль в процессах развязывания и

реализации выбросов играет пористость углей. Как можно заключить из работ и монографий, в зависимости от стадии метаморфизма открытая и закрытая пористость углей составляет от 5 до 30% [1, 9].

Используемые в физике твердого тела методы исследования адсорбции (десорбции) пористых сред позволяют определить распределение пор по размерам. Для теории объемного заполнения пор адсорбентом справедливо распределение Вейбула

$$f(r) = \frac{r^n}{\eta^n} \exp\left\langle -\left(\frac{r}{r_0}\right)^n \right\rangle, \quad (1)$$

где η и n — параметры распределения, причем n — необязательно целое число, или логарифмически нормальное распределение для размеров пор.

Применяемые методы изучения адсорбции и десорбции позволяют определить энергию адсорбции жидкостей и газов на поверхности пор, удельную поверхность и объем пор. Чем меньше размеры пор, тем более несимметричными получают распределения вида (1) пор по размерам ($n=3,4$) и тем больше значения энергетического параметра в уравнении Дубинина-Астахова [2], определяющего изотерму адсорбции. Реально в пористой структуре углей можно выделить две и более систем пор, имеющих распределение по размерам вида (1).

В отличие от метода Дубинина-Астахова в теории малоуглового рентгеновского МУРР и нейтронного МУНР рассеяния получается степенная зависимость

$$f'(r) = A \cdot r^{-B}, \quad (2)$$

где A и B — постоянные. Для ряда углей из малоуглового рассеяния получены значения $B=3,5 \div 4,8$ [3].

Отличие распределений (1) от нормального указывает на то, что для адсорбции и дифференциальной молярной работы адсорбции [4] не всегда применима формула Аррениуса, основанная на статистике Больцмана. Для выражения (2) это означает неравновесность процессов формирования объектов (в данном случае размеров пор), что позволяет анализировать распределение пор с точки зрения теории фрактальных структур. Подобный анализ проводился ранее, исходя из опытов по десорбции метана и углекислого газа [5].

Показатель B в распределении $P(r) \sim r^{-B}$ связан с показателем x в распределении рассеяния рентгеновских лучей для импульсов $k = 4\pi\lambda^{-1} \sin(\theta/2)$ $I(k) \propto k^{-x}$ следующим равенством $x = 7 - B$. Показатель x характеризует фрактальность поверхности. При рассеянии на трехмерных объектах $x = 6 - D$, где D — фрактальная размерность поверхности. Классический случай $D = 2$ соответствует гладкой поверхности или ($D=4$) рассеянию на объектах с фрактальной массой при изучении по-

ристости [6]. Последнее означает, что объект можно рассматривать по аналогии со случайным агрегатом первичных коллоидных частиц.

Для углей, изученных в [3], имеем следующие значения показателей (табл.1).

1	2	3	4	5	6
B	3	3,5	4,0	4,8	5
x	4	3,5	3,0	2,2	2
D	2	2,5	3,0	3,8	4

Табл. 1. Связь показателей распределений размеров пор (B), МУРР (x) и фрактальной размерности (D)

Для сравнения приведены значения показателей фрактальной размерности для предельных случаев: рассеяния от гладкой поверхности (столбец 2) и от структур с фрактальной массой (столбец 6).

Распределение пор по размерам связано с т.н. хаусдорфовой размерностью d_f соотношением $B=2d_f-1$, которое позволяет определить индекс связности, φ . Для выражения (2) это означает, $\varphi = 2(d_f-1)$. В указанном выше интервале параметра B имеем $2,26 < d_f < 2,9$. Отличие связности от нуля указывает на фрактальный характер распределения пор в объеме угля и наличие закрытых пор, не связанных с поверхностью [7].

Зная распределение пор по размерам, можно найти их распределение по объемам. Для сферической формы пор имеем:

$$p(V) = \frac{A}{4\pi} \sqrt[3]{\frac{4\pi}{3}} \left(V \frac{B+2}{3} \right)^{-1}. \quad (3)$$

Полная пористость может быть получена из двух равенств:

$$\theta = \frac{V_p}{V} = \bar{n}_p \cdot \bar{V}_p,$$

где V_p , V — объем пор и тела соответственно, \bar{n}_p — среднее число пор в единице объема, \bar{V}_p — средний объем поры, которую можно получить из выражения

$$\bar{V}_p = \int_0^{\infty} V p(V) dV = \frac{A'}{4\pi \left(1 - \frac{B+2}{3}\right)} V^{2 - \frac{B+3}{2}}.$$

Из равенства следует, что $B \neq 1$ и $B > 1$, чтобы избежать расходящуюся при $r \rightarrow 0$. Всегда имеются ограничения на размеры пор $r_{min} < r < r_{max} < R$, где R — размер образца угля.

В реальных пористых средах средний объем пор можно вычислить согласно

$$\bar{V}_p = \int_{r_{min}}^{r_{max}} V f(r) dr.$$

Возможны два предельных случая: если $B > 4$, то

$$\bar{V}_p = \frac{4\pi A'}{3(B-4)} r_{min}^{-(B-4)};$$

и средний объем пор определяется в основном микропорами.

Если $B < 4$, то

$$\bar{V}_p = \frac{4\pi A'}{3(B-4)} r_{max}^{(B-4)},$$

и средний объем пор определяется макропористой структурой, т.к. $r_{max} \gg r_{min}$. Критическим является значение $B=4$.

Связь между структурной d_f и динамической δ_f и хаусдорфовыми размерностями: $d_f + \delta_f = 4$, позволила связать структурные характеристики пористости и спектры мощности временных процессов $Sp(f) \sim f^{-\varpi}$ [7], f — частота (Гц) (см. табл. 2).

Табл. 2. Связь структурных и динамических параметров

B	d_f	δ_f	ϖ
3,0	2,0	2,0	1,0
3,52	2,26	1,74	1,52
3,66	2,33	1,67	5/3
4,0	2,0	1,5	2,0
4,8	2,9	1,1	2,8

Так, показатель $B = 4$ соответствует $\varpi = 2$ (гауссов случайный процесс), а $B = 3 - \varpi = 1$ (фликкер-шум). Последний случай соответствует СОК, самоорганизованной критичности, неравновесному состоянию динамической системы. Для промежуточного случая, однородной изотропной турбулентности, $\varpi = 5/3$ и $B = 3,66$.

Распределение (2) для размера пор позволяет перейти к распределению по энергиям $\Psi(E)$, воспользуясь правилом для плотности вероятности:

$$\Psi(E) dE = P(r) dr. \quad (4)$$

В теории однородной изотропной турбулентности энергия вихрей масштаба r связана с их кинетической энергией E соотношением $E \sim r^{2/3}$. Тогда согласно (4)

$\Psi(E) \sim E^{-\eta} \sim E^{-\left(\frac{3B-1}{2}\right)}$. Для примера $\eta = 6,7$ при $B=4,8$. Различие распределений пор по энергии в напряженном состоянии угольных пластах и после их разгрузки может характеризовать энергию газа, запасенного поровой системой угля.

Т.о. обычно экспериментально определенная одним из методов [1,2,9] полная пористость ископаемых углей может быть выражена через распределение пор по размерам. Информация о показателе B , найденном из МУРР, является дополнительным критерием выбороопасности угольных пластов и нарушенности образцов угля, используемых для прогноза выбросов метана и угля производстве.

При снятии напряжений горного массива при вскрытии угольного пласта или добыче угля происходит перераспределение размеров пор в сторону увеличения их эффективного объема. Действительно, согласно [10], при изменении давления на величину $\Delta P = 20 \text{ МПа}$ объем макропор изменяется в 27 раз, в то время как для микропор — в 2-3 раза, а для пор размерами 1,25÷7,5 нм практически не меняется.

Обсуждение. Неопределенность в обосновании состояния пористости заключается в невозможности ее оценки в реальных условиях сосуществования газонасыщенных ископаемых углей и горного давления. Хорошо известно, что «закрытая», а точнее, все виды пористости в природных условиях горного давления, есть следствие совокупности множества факторов, как утверждают авторы [10]. Любые изменения в горном давлении, значительно и неравномерно видоизменяют размеры и конфигурацию исследуемых полостей (пористости), что указывает на относительность любых методов регистрации выделенной пористости. И, как следствие, любые методы, используе-

мые для определения кажущейся плотности и пористости не дают истинных их значений.

Использование в работе [9] разрушающих методов контроля изменения плотности (объема) ископаемых углей под давлением, показало характерные особенности изменения исследуемой зависимости относительного изменения плотности от давления, ее ступенчатость на различных стадиях деформации. Давления нагрузки в эксперименте (до 1,2 ГПа) значительно превышают пределы оценок физико-

механических свойств данных образцов, что приводит к значительным увеличениям плотности исходной структуры. Данный метод позволяет решать вопрос об установлении механизмов деформации и разрушения [8], а также связать положения ступенчатости с вопросом выделения состояний поровой структуры угольного вещества на каждом этапе деформации, и, главное, оценки возможного количественного присутствия в ней газа.

Библиографический список

1. Алексеев А.Д., Синолицкий В. В., Василенко Т.А. и др.//Закрытые поры ископаемых углей. ФТПРПИ. — 1992. — №2. — С.99-106.
2. Кадлец О. О вычислении распределения объема микропор по их размерам на основе данных по адсорбции паров//Адсорбция и пористость. — М.: Наука, 1976. — С. 241-249.
3. Rodlinsky A.P. et al.//Application of SAXS and SANS in evaluation of porosity, pore size distribution and surface area of coal//Int. J. Coal Geology, 2004.— V. 59. — Iss. 3-4. — P. 245-271.
4. Грег С., Синг С. Адсорбция, удельная поверхность, пористость. — М.: Мир, 1984. — 407 с.
5. Алексеев А.Д., Синолицкий В.В., Василенко Т.А. и др. Фрактальная структура ископаемых углей//Тез. докл. Межд. симп. по пробл. прикладной геологии, горной науки и производства. С.-Петербург, 1993.— С.106-110.
6. Фракталы в физике. Под ред. Л. Пьетронеро, Э. Тозатти. — М.: Мир, 1988. — 732с
7. Зеленый А.М., Милованов А.В.//Фрактальная топология и странная кинетика: от теории перколяции к проблемам космической электродинамики.//УФН, 2004.— т. 174.— № 8.— С.809-852.
8. Акимов Г.Я., Бейгельзимер Я.Е., Чайка Э.В. Особенности уплотнения агрегированных керамических порошков при изостатическом прессовании//ФТВД, 2003. — Т. 13. — № 4. — С. 93-99.
9. Василенко Т.А., Поляков П.И., Слюсарев В. В. Исследование физико-механических свойств углей при гидростатическом обжати и квазигидростатическом разрушении//ФТВД, 2000. — № 3. — С.54-68.
10. Мальшев Ю.Н., Трубецкой К.Н., Айруни А.Т. Фундаментально-прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов. — М.: Изд. Академии горных наук, 2000. — 519 с.

© Кириллов А.К., Поляков П.И., 2005

УДК 622.817

БОКИЙ Б.В. (АП «Шахта им.А.Ф.Засядько»)

ОПЫТ ИЗОЛИРОВАННОГО ОТВОДА МЕТАНА ИЗ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА ПО НЕКОНТРОЛИРУЕМОЙ ВЫРАБОТКЕ

В статье дается описание условий, при которых может быть достигнута высокая эффективность дегазации при помощи отвода метано-воздушной смеси по неподдерживаемой выработке. Одним из основных условий является усиление крепи вентиляционной выработки и жесткие околострековые полосы из железобетонных блоков.

Метан, выделяющийся в выработки выемочных участков, является важным фактором, ограничивающим производительность современных выемочных комплексов на газоносных пластах. Основным источником метана являются сближенные угольные пласты и

вмещающие породы, через которые выделяется до 90% общего дебита метана на выемочном участке.

Для достижения максимальной нагрузки на очистной забой необходимо исключить огра-

ничающее влияние на нее метановыделения из выработанного пространства.

В условиях пласта l_1 этого можно достичь применением отвода части метана по неподдерживаемой выработке и дегазационных скважин.

Основные горно-геологические и эксплуатационные параметры, характеризующие поле пласта l_1 шахты им. А.Ф. Засядько представлены в табл.1.

Табл. 1. Основные параметры выемочного поля

Параметры	Обозначение	Показатели	Примечание
Вынимаемая мощность пласта, м	m_v	2,0	
Длина очистного забоя, м	$l_{оч}$	260	
Длина выемочного поля, м	l_n	1500	
Метаноносность угля, м ³ /т с.б.м.	X	22	
Плановая добыча, т/сут	$A_{пл}$	3000	
Минимальная площадь сечения очистной выработки, м ²	S_{min}	4,5	
Допустимая скорость воздуха в очистной выработке, м/с	V_{max}	6,0	По разрешению Госнадзорхрантруда
Общий дебит метана на участке при плановой добыче, м ³ /мин	$I_{уч}$	90	
В том числе:			
из разрабатываемого пласта в лаву	$I_{оч}$	8,0 (8,9%)	
в выработанное пространство из боковых пород	$I_{в.п}$	82,0 (91,1%)	

Непосредственная кровля пласта l_1 представлена легко обрушающимся алевролитом мощностью 28 м. Основная кровля — песчаник мощностью 22 м.

Почва — алевролит мощностью 4,5 м и песчаник мощностью 22 м. Охрану вентиляционного штрека обеспечивали двумя рядами тумб из железобетонных плит и рядом клетей из шпального бруса.

На первом этапе работы лавы применяли прямоточную схему проветривания с подсвечиванием исходящей вентиляционной струи (2-В). Необходимый по газовому фактору расход воздуха в вентиляционном штреке равен:

$$Q_{в.ш} = 100 I_{уч} \cdot k_n (1 - d_{кр} \cdot k_{д.кр}), \quad (1)$$

где $k_n = 1,03$ — коэффициент неравномерности выделения метана [1]; $k_{д.кр} = 0,7$ — коэффициент эффективности дегазации кровли скважинами [2], $d_{кр} = 0,8$ — доля в газовом балансе участка газовыделения из кровли.

$$Q_{в.ш} = 100 \cdot 90 \cdot 1,03 (1 - 0,8 \cdot 0,7) = 408 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Расход воздуха в конвейерном штреке:

$$Q_{к.ш} = 100 \cdot I_{оч} \cdot k_{н.о} \cdot k_{ут.в}, \quad (2)$$

где $k_{н.о} = 1,45$ — коэффициент неравномерности дебита метана в очистной выработке; $k_{ут.в} = 1,5$ — коэффициент утечек воздуха в выработанном пространстве.

$$Q_{к.ш} = 100 \cdot 8 \cdot 1,45 \cdot 1,5 = 1740 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Расход воздуха в подсвечивающей струе — 2340 м³/мин. При такой схеме проветривания необходимо поддерживать вентиляционный штрек позади очистного забоя с площадью поперечного сечения не менее 11,4 м². Выполнить это требование при глубине расположения выработки 1200 м чрезвычайно трудно. Кроме этого, при среднем содержании метана в выработанном пространстве 5,4% оно быстро увеличивалось с удалением от очистного забоя, и в вентиляционном штреке вдоль стенки,

примыкающей к выработанному пространству, формировался слой взрывоопасной газовой смеси.

Эти недостатки схемы 2-В не позволили применить ее на всей длине выемочного поля. После отхода лавы от монтажной камеры на 600 м вынуждены были перейти на комбинированную схему проветривания с двумя исходными струями. Предварительный расчет

изменений площади поперечного сечения вентиляционного штрека за очистным забоем при безремонтном его содержании [3] позволил определить (табл.2, рис.1), что при отходе лавы от монтажной камеры на 1500 м поперечное сечение уменьшится до 1,4 м² и аэродинамическое сопротивление достигнет 4 кд.

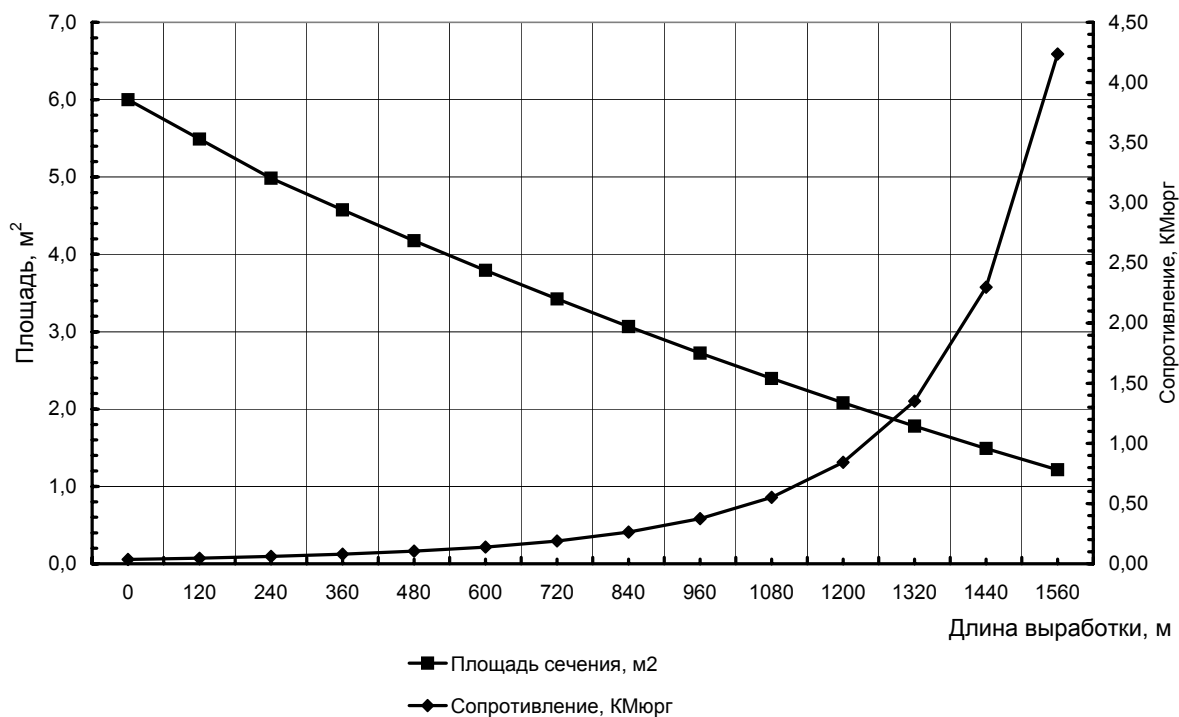


Рис. 1. Зависимость площади сечения и аэродинамического сопротивления неконтролируемой выработки от ее длины

Табл. 2. Исходные данные для расчета сечения неконтролируемой выработки

Наименование параметров	Количество
Вынимаемая мощность пласта, м	2,0
Прочность пород, МПа	
кровли	90
почвы	60
боков	15
Коэффициент ослабления пород	0,6
Средняя приведенная прочность пород, МПа	3,6
Коэффициент податливости крепи	0,15
Коэффициент усиления крепи	1,3
Начальная площадь сечения, м ²	6,0
Глубина выработки, м	1200
Скорость подвигания забоя, м/мес.	120

При депрессии выработки 100 даПа расход воздуха в ней будет не более:

$$Q = 60 \sqrt{\frac{h}{R}} = 60 \sqrt{\frac{100}{4}} = 300 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

При таком расходе воздуха выработка может быть эффективно использована только для изолированного отвода газа из выработанного пространства. Для этого на выходе ее построили смесительную камеру, а со стороны забоя закрыли переносной перемычкой (рис.2).

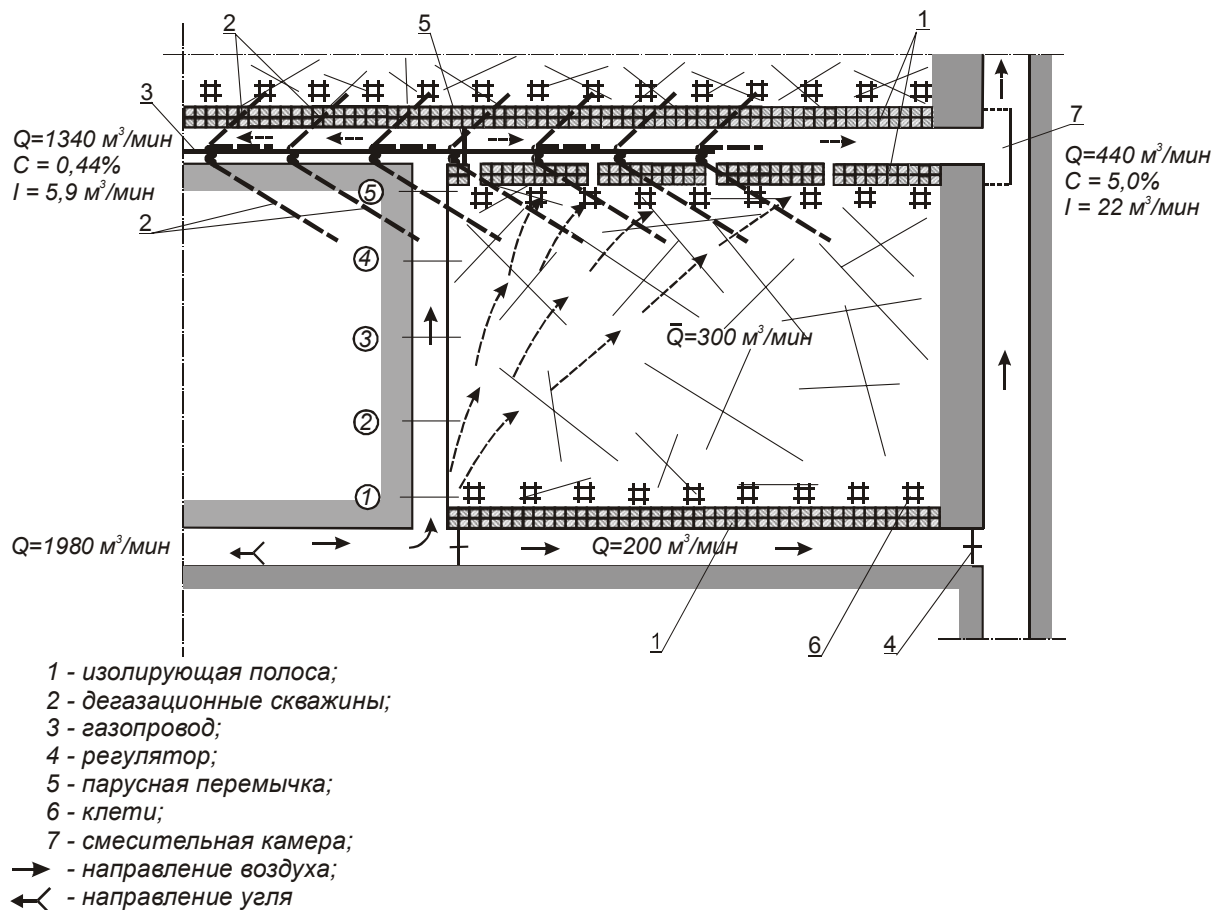


Рис. 2. Схема проветривания лавы с отводом метана из выработанного пространства за счет общешахтной депрессии

Дегазация кровли обеспечивалась скважинами, пробуренными навстречу очистному забою, остающимися присоединенными к газопроводу после прохода забоя под их устьями. Эффективность скважин и принятой схемы проветривания в значительной мере зависят от состояния вентиляционного штрека, остающегося за очистным забоем. Чтобы сохранить площадь сечения штрека, достаточную для отвода воздуха, проходящего через выработанное пространство, производили ремонт его впереди очистного забоя. При этом восстанавливали площадь сечения до 6 м² и усиливали крепь металлическим ремонтными, установленными на лежанках.

Эффективность принятого способа дегазации и схемы проветривания оценивали по результатам периодических (не реже двух раз в месяц) измерений расход воздуха и содержания метана в четырех пунктах по длине очистного забоя, в исходящей струе участка, на выходе газоотводящей выработки и в дегазационном газопроводе. Кроме этого, измеряли потери давления на перемычках в конвейерном штреке (см.рис.1), которые характеризуют депрессию выработанного пространства, так как сумма их примерно равна разности давлений между входом в очистную выработку и выходом из газоотводящей.

Результаты показывают (табл.3), что по мере увеличения длины газоотводящей выра-

ботки от 600 до 1500 м расход воздуха, поступающего в лаву, сократился с 2040 до 1770 м³/мин, а в исходящей струе увеличился с 1150 до 1470 м³/мин. Расходы воздуха в выработанном пространстве и в газоотводящей выработке уменьшились, но депрессия возрастала за счет увеличения аэродинамического со-

противления неподдерживаемой части вентиляционного штрека. При этом в газоотводящей выработке расход уменьшался быстрее, чем сокращались утечки, тем не менее при завершении очистных работ данный расход воздуха превышал утечки через выработанное пространство.

Табл. 3. Распределение воздуха на выемочном участке с отводом газа по неконтролируемой выработке

Длина газоотводящей выработки	Расход воздуха, м ³ /мин					Депрессия участка, даПа
	В поступающей струе	В исходящей к центру струе	В газоотводящей выработке	В очистной выработке	Утечки в выработанном пространстве	
600	2040	1150	890	1680	360	107,5
712	1950	1150	830	1600	350	108
800	1930	1130	800	1600	330	108
920	1900	1200	700	1600	300	114
980	1900	1230	670	1590	310	120
1050	1940	1230	710	1590	350	129
1100	1940	1250	700	1580	360	129
1146	1900	1200	700	1600	300	134
1200	1850	1240	610	1540	310	136
1250	1850	1270	580	1540	310	138
1300	1780	1200	580	1480	300	140
1400	1780	1340	440	1480	300	140
1500	1770	1470	300	1475	295	144

Благодаря этому весь метан, выделяющийся из выработанного пространства, и часть входящего из очистной выработки, отводился

по неконтролируемому штреку во фланговый уклон (табл.4). Содержание метана в действующих выработках не превышало норму.

Табл. 4. Результаты измерений в очистной выработке

№ пунктов (см.рис.2)	Расстояние от конвейерного штрека, м	Расход воздуха, м ³ /мин	Содержание метана, %	Дебит метана, м ³ /мин
1	15	1530	0,1	1,5
2	75	1410	0,1	1,4
3	135	1280	0,2	2,6
4	190	1290	0,3	3,9
5	250	1210	0,4	5,0

Результаты измерений дебитов метана показывают (табл.5), что дегазационными скважинами каптируется 51% всего метана, выделяющегося на участке. Если учесть, что метановыделение из кровли составляет 80%, то эффективность скважин по отношению к дегазуемому источнику (63,8%) практически равна эффективности скважин, пробуренных позади забоя [2]. Объясняется это большим количеством одновременно работающих скважин (из одного пункта бурили три скважины (см.рис.2) и хорошей охраной их устьев.

зирваемому источнику (63,8%) практически равна эффективности скважин, пробуренных позади забоя [2]. Объясняется это большим количеством одновременно работающих скважин (из одного пункта бурили три скважины (см.рис.2) и хорошей охраной их устьев.

Табл. 5. Эффективность дегазации и изолированного отвода метана

Длина газоотводящей выработки, м	Добыча угля, т/сут	Дебит метана, м ³ /мин			
		в газопроводе	в газоотводящей выработке	в исходящей вентиляционной струе	всего на участке
600	2500	29,8	46,2	6,0	82,0
712	3340	50,0	37,9	7,6	95,5
800	3070	36,0	49,6	5,5	91,1
920	3252	52,2	37,4	5,2	95,2
980	2970	37,3	43,3	7,4	88,0
1050	2940	53,1	28,3	6,6	88,0
1100	3200	45,4	43,0	5,6	94,0
1140	2000	40,0	24,5	6,5	71,0
1200	3150	52,9	32,8	7,8	93,5
1300	3150	51,0	35,2	6,1	92,3
1400	2200	47,6	21,8	5,9	75,3
1500	2000	31,0	28,0	5,0	64,0
Средние	2814	43,8	35,7	6,3	85,8

Дебит метана, отводимого по неконтролируемой выработке, изменялся в широких пределах в зависимости от эффективности скважин. С увеличением ее приток метана в выработанное пространство уменьшался, но во всех случаях обеспечивался отвод всего выделившегося метана.

Описанный пример показывает, что изолированный отвод газа из выработанного пространства по неконтролируемой выработке может осуществляться за счет депрессии главного вентилятора при следующих условиях:

— наличии устойчивых окружающих пород;

— восстановлении поперечного сечения вентиляционной выработки перед очистным забоем до площади не менее 6 м²;

— усилении крепи выработки за очистным забоем ремонтными и клетями;

— охране выработки с обеих сторон жесткой крепью (тумбы из БЖБТ, литые полосы из быстротвердеющих растворов).

Методика расчета смещения пород в выработке с безремонтным содержанием [3] позволяет с достаточной для практики точностью прогнозировать изменение ее поперечного сечения по мере удаления очистного забоя.

Библиографический список

1. **Руководство** по проектированию вентиляции угольных шахт. — Киев: Основа, 1994. — 311с.
2. **Дегазация** угольных шахт, Требования к способам и схемы дегазации. СОУ 10.1.00174088.001. — Макеевка, МакНИИ, 2004. — 161с.
3. **Указания** по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. — Л.: ВНИМИ, 1986 — 221с.

© Бокий Б.В., 2005

УДК 622.45:533.6

ЕЩЕНКО С.А. (ГПО «АРТЕМСОЛЬ»)

АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ПОВЕРХНОСТНЫХ ГЛАВНЫХ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ УСТАНОВОК СОЛЯНЫХ РУДНИКОВ ГПО «АРТЕМСОЛЬ» И ИХ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СИСТЕМ

Приведена методика определения эффективности работы ГВУ и осуществлен анализ фактического состояния проветривания рудников ГПО «Артемсоль»

Эффективность работы ГВУ можно оценить критерием минимума расхода электроэнергии. Основная идея методики оценки заключается в определении общего показателя КПД ГВУ, показывающего технико-экономический уровень вентиляционной системы рудника в целом с учетом КПД воздухоподающего канала, КПД поверхностной части вентиляторной установки и КПД подземной вентиляционной сети при их сравнении с принятыми нормативными значениями.

В таком случае общий показатель КПД ГВУ (η_y) представляется в виде

$$\eta_y = \eta_v \cdot \eta_{пр} \cdot \eta_k \cdot \eta_c, \quad (1)$$

где $\eta_v, \eta_{пр}, \eta_k, \eta_c$ — соответственно КПД вентилятора, его привода, вентиляционного канала и шахтной вентиляционной сети.

η_v определяется по формуле

$$\eta_v = \frac{Q_n \cdot P_{cm}}{1000 \cdot N_g}, \quad (2)$$

где Q_n — подача вентилятора, м³/с; P_{cm} — статическое давление вентилятора, Па; N_g — мощность на валу вентилятора, кВт, которую можно определить по формуле

$$N_g = N_c \cdot \eta_{пр}, \quad (3)$$

где N_c — мощность, потребляемая двигателем из сети, кВт; $\eta_{пр}$ — КПД привода, принимаемый по паспортным данным.

Тогда

$$\eta_v = \frac{Q_n \cdot P_{cm}}{1000 \cdot N_c \cdot \eta_{пр}}. \quad (4)$$

КПД воздухоподающего канала можно определить по формуле

$$\eta_k = \frac{\rho \cdot v_k^2 \cdot Q_{ш}^3}{2h_k \cdot Q_n^3}, \quad (5)$$

где ρ — плотность воздуха, кг/м³; v_k — скорость воздушной струи в главном канале, м/с; $Q_{ш}$ — количество воздуха, выдаваемое из шахты, м³/с; h_k — депрессия главного канала, Па.

КПД шахтной вентиляционной сети можно рассчитать по формуле

$$\eta_c = (1 - \Delta Q_c \cdot \Delta Q_n^{-1}) \cdot (1 - \Delta h_c \cdot h_c^{-1}), \quad (6)$$

где ΔQ_c и ΔQ_n — соответственно потери воздуха в сети горных выработок (внутришахтные утечки) и потери воздуха общешахтные, м³/с; Δh_c — потери депрессии в вентиляционной сети (статическая депрессия сети горных выработок); Па; h_c — полная депрессия вентиляционной сети, Па.

КПД поверхностного комплекса вентиляторной установки, учитывающий все виды потерь (электромагнитные, механические, гидравлические и объемные) в вентиляторе, приводе и воздухоподводящем канале определяется по формуле (1) с учетом (2), (4), (5).

Нормативное значение этого показателя определяется из допустимого значения $\eta_{вн} = 0,6$, паспортного значения $\eta_{пр}$, нормативного значения КПД $\eta_{к.н.}$ и η_c , полученного по результатам воздушно-депрессионной съемки конкретного рудника, то есть

$$\eta_{уп.н} = 0,6 \cdot \eta_{пр} \cdot \eta_{к.н.} \cdot \eta_c. \quad (7)$$

Нормативное значение $\eta_{к.н.}$ определяется исходя из допустимых потерь в канале — $Q_c/Q_n = 0,9$, допустимой потери депрессии в канале вентилятора $\Delta h_k = 0,1 \cdot \Delta h_c$ и равномерной структуры потока в сечении канала

$$\eta_{к.н} = \frac{3,64 \cdot \rho \cdot v_k^2}{h_{ш}}, \quad (8)$$

где $h_{ш}$ — депрессия рудника, Па.

Все приведенные формулы содержат параметр — депрессия как отдельных элементов вентиляционной системы, так и рудника в целом, который является одним из основных показателей совершенства проветривания горных выработок.

При оценке эксплуатационной экономичности ГВУ на основе удельного расхода мощности, потребляемой приводом установки, принят показатель, учитывающий практически все виды потерь: гидравлические, объемные и механические во всех элементах ГВУ и определяется по формуле

$$q_{ш} = \frac{N_c}{Q_{ш}}, \text{ кВт}\cdot\text{с}/\text{м}^3. \quad (9)$$

Этот показатель сравнивается с нормативным значением, определяемым исходя из допустимого значения $\eta_{вн} = 0,6$ и допустимого уровня объемных потерь в поверхностной части ГВУ $Q_c/Q_n = 0,9$ по формуле

$$q_{ш.н} = \frac{0,0018 \cdot P_{см}}{\eta_{пр}}, \frac{\text{кВт}\cdot\text{с}}{\text{м}^3}. \quad (10)$$

По отклонению фактического значения удельной мощности $q_{ш}$ от нормативного $q_{ш.н}$

$$\Delta q_{ш} = q_{ш} - q_{ш.н}$$

определяется перерасход (или экономия) электроэнергии вентиляторной установки

$$W_r = \Delta q_{ш} \cdot Q_{ш} \cdot T, \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{год}, \quad (11)$$

где T — время работы вентилятора в течение года, час.

При необходимости перерасход (экономия) электроэнергии может быть оценена в денежном выражении

$$C = C_c \cdot W_r, \text{ грн.}, \quad (12)$$

где C_c — стоимость одного кВт·ч электроэнергии по данным энергосистем, грн.

Данные по оценке эксплуатационной эффективности ГВУ соляных рудников приведены в табл. 1 на основании расчетов по вышеприведенной методике и воздушно-депресссионных съемок.

Табл. 1. Результаты оценки эксплуатационной эффективности ГВУ соляных рудников

Рудник	Тип ВГП	Общее сопротивление вент. сети, кПа	Стат. давление ВГП, Па	Депрессия, Па			КПД элементов вентиляционной системы соляных рудников							
				Общей вент. сети	Сети подземных выработок	Главного канала	$\eta_{пр}$	$\eta_{в}$	$\eta_{к}$	$\eta_{к.н}$ (норм.)	$\eta_{с}$	$\eta_{уп}$	$\eta_{уп.н}$ (норм.)	$\eta_{у}$
ГПО «Артемсоль»														
№1	ВОКД-1,8	9,8	981	460,6	166,6	303,8	0,905	0,58	0,089	0,555	0,348	0,047	0,300	0,0164
№3	ВОД-40	3,1	1300	980,4	607,6	352,8	0,940	0,65	0,051	0,213	0,206	0,031	0,120	0,0064
№4	ВЦД-47,5	2,5	2352	1313,2	970,2	362,4	0,945	0,37	0,179	0,465	0,270	0,062	0,264	0,0167
№7	ВОКД-2,4	8,9	2000	1150,5	509,6	640,9	0,935	0,45	0,094	0,530	0,375	0,039	0,297	0,0146
им. Володарского	ВОКД-2,4	9,2	2000	1058,4	862,4	196,0	0,935	0,50	0,355	0,848	0,289	0,166	0,544	0,0480

Из табл. 1 следует, что общее сопротивление вентиляционной системы рудников ГПО «Артемсоль» колеблется в пределах 2,5-9,8 Па·с³·м⁻⁸.

Депрессия общей вентиляционной сети рудников находится в пределах 461-1313 Па. Минимальная депрессия отмечена на руднике №1 (объединенный №1,3, пласт Брянцевский) — 460,6 Па, на остальных рудниках она

колеблется в пределах 980-1313 Па, т.е. отличается не более, чем на 37%. Депрессия сети подземных выработок составляет 167-970 Па. Потери депрессия в подземных горных выработках от общей депрессии составили: на руднике №1 — 36%, №3 — 63%, №4 — 74%. №7 — 44%, им. Володарского — 81%.

Эти показатели должны быть оценены с учетом потери депрессии в главном воздухоподающем канале, которые составили (от общей депрессии вентиляционной сети): на руднике №1 — 66%, №3 — 37%, №4 — 28%. №7 — 56%, им. Володарского — 18%.

Из приведенной оценки распределения депрессии видно, что узким местом в проветривании рудников являются вентиляционные каналы, где теряется большая часть общей депрессии рудника (56-66%).

Как было показано выше, комплексными показателями совершенства ГВУ являются КПД установки в целом и отдельных ее элементов как поверхностной, так и подземной частей.

Из табл. 1 видно, что КПД привода ВГП находится в пределах 0,905-0,945 и не оказывает существенного влияния на общий КПД ГВУ. Статический КПД вентиляторов колеблется от 0,37 до 0,65, причем самый низкий КПД отмечается на руднике №4, а самый вы-

сокий — на руднике №3. Наиболее существенное влияние на общий КПД ГВУ оказывает уровень КПД вентиляционного канала, который на соляных рудниках объединения «Артемсоль» на порядок ниже КПД других элементов системы. Из табл. 1 видно, что значительно ниже КПД привода, вентилятора и шахтной сети и в 2,4-6,2 раза меньше нормативного значения.

КПД шахтной вентиляционной сети рудников сравнительно высок, что говорит о ее удовлетворительном состоянии и сравнительно небольших резервах по повышению эффективности эксплуатации ГВУ за счет совершенствования элементов этой сети. Резервы улучшения КПД вентиляционной сети не превышают 10-12%.

КПД поверхностных комплексов значительно (в 3,0-7,8 раза) ниже нормативных значений. При этом существенное влияние на этот показатель оказал КПД вентиляционных каналов.

В табл. 2 на основе данных по КПД элементов вентиляционной системы приведены результаты расчета перерасхода (экономии) электроэнергии по соляным рудникам в течение года при условии непрерывной работы ГВУ (согласно § ЕПВ) в течение суток и 250 рабочих дней в году.

Табл. 2 Оценка перерасхода (+) или экономии электроэнергии на проветривание соляных рудников

Номер рудника	$Q_{ш},$ м ³ /с	$N_c,$ кВт	$q_{ш},$ кВт·с/м ³	$q_{ш.н.},$ кВт·с/м ³	$\Delta q_{ш},$ кВт·с/м ³	$W_r,$ кВт·ч/год
№1	49,8	100	2,00	1,95	+0,05	+17032
№3	143,8	350	2,43	2,49	-0,06	-47454
№4	202,2	1482	7,33	4,48	+2,85	+3456407
№7	90,3	480	5,32	3,85	+1,47	+794249
им. Володарского	93,2	480	5,15	3,85	+1,30	+697697
Итого	579,3	2892	22,23	16,62		+4917931

Из табл. 2 видно, что в ГПО «Артемсоль», кроме рудника №3, все рудники работают в режиме перерасхода электроэнергии. Общий перерасход электроэнергии в сравнении с нормативным составляет около 5 млн. кВт·ч в год. Из общей суммы перерасхода 70% составляет доля электроэнергии на руднике №4.

Основной причиной перерасхода электроэнергии на проветривание рудника №4 является работа ВГП вне зоны промышленного использования и связанной с этим несоответствием характеристик вентилятора и сети рудни-

ка. На объекты проветривания поступает завышенное количество воздуха (134-170%) в сравнении с необходимым.

По данным ВДС оценим общий расход электроэнергии на проветривание рудников по ГПО «Артемсоль»:

$$W = Q_{ш} \cdot q_{ш} \cdot 24 \cdot 250 =$$

$$= 579,3 \cdot 22 \cdot 24 \cdot 250 \approx 77 \text{ млн. кВт·ч/год.}$$

Таким образом, при соблюдении требований ЕПВ о непрерывной работе ГВУ и не-

сколько ограниченном календарном времени работы рудников (250 суток) общий расход электроэнергии на их проветривание составляет в Украине около 5 млн. кВт·ч/год, что является значительным резервом возможной экономии электроэнергии.

Выводы:

1. **Артемовское месторождение каменной соли является самым крупным месторождением** как в Украине, так и на территории других стран СНГ и Европы.

По геологическим, инженерно-геологическим и гидрогеологическим условиям месторождение весьма благоприятно для разработки. Из пяти пластов каменной соли продуктивной толщи в настоящее время находятся в отработке два пласта Брянцевский и Подбрянцевский. Пласты почти горизонтальные, углы падения до 5°, выдержаны по мощности, негазоносны и необводнены.

Брянцевский пласт наиболее мощный (средняя полезная мощность 40,87 м), характеризуется высоким качеством соли и наибольшей выдержанностью ее сортности по всем основным компонентам. Пласт разрабатывается четырьмя рудниками ГПО «Артемсоль»: объединенным №1,3, им. Володарского, №4 и №7.

Подбрянцевский пласт самый нижний в продуктивной толще свиты пластов, имеет среднюю мощность 28,49 м. Характеризуется наименьшей выдержанностью сортности соли по компонентам. Разрабатывается одним объединенным рудником №1,3.

2. **Артемовское месторождение разрабатывается более 100 лет.**

Применяется исключительно камерная система разработки с оставлением ленточных неизвлекаемых междукамерных целиков. Основная схема подготовки шахтного поля — панельная. Параметром системы разработки: ширина камер 16-17 м, длина 500-1200 м, высота по Брянцевскому пласту до 36 м, по Подбрянцевскому до 24 м, ширина междукамерных целиков до 34 м, ширина панелей 100-180 м.

основная технология добычи соли — машинная комбайновыми комплексами в составе проходческо-очистного комбайна типа «Урал 20 КСА» или «Урал 10 КСА», бункер-перегрузателя БП-3А и самоходного вагона

5BC-15M. Транспортирование соли до стволов ленточными конвейерами.

Общим признаком для всех применяемых разновидностей технологических схем добычи соли является отработка камерных запасов соли горизонтальными слоями в нисходящем порядке от потолочины к подошве камеры.

3. **На соляных рудниках применяется центральная схема проветривания** с противоточным движением свежей и исходящей струй воздуха, что определяется способом вскрытия месторождения вертикальными центрально-сдвоенными или центрально-отнесенными стволами. Используется всасывающий способ проветривания с расположением ВГП на поверхности стволов.

Согласно информационным источникам проветривания рудников при центральных схемах достигается применением обратного порядка отработки шахтного поля и подземных ВГП.

4. **Эффективность функционирования вентиляционных систем определяется особенностями**, основные из которых для условий рудников ГПО «Артемсоль» следующие:

— средняя глубина залегания пластов (100-500 м), при которой направление естественной тяги изменяется в течение года в зависимости от температурных условий на земной поверхности;

— отсутствие выделений взрывоопасных или вредных газов;

— все рудники ГПО «Артемсоль» находятся в примерно одинаковых условиях размещения и вскрытия по абсолютным отметкам устьев стволов, их глубине, расположении стволов относительно площади шахтного поля, размеров площади сечения стволов и т.п.;

— технология послойной отработки камерных запасов при больших мощностях пластов соли предопределяет наличие постоянно увеличивающихся площадей отработанных пространств на выемочном слое (до 600 м²) и их объемов (до 1 млн. м³);

— малое годовое подвигание очистных забоев — не более 150 м с учетом полного поперечного сечения камеры, что обуславливает весьма малое изменение депрессии в камерах за год;

— малое, незначительно изменяющееся со временем, аэродинамическое сопротивление горных выработок;

— отсутствие пересечений свежей и исходящей струй воздуха с разновысотными уровнями подачи и выдачи их основных потоков;

— близкое расположение выемочных участков от стволов, малое число вентиляционных сооружений, расположение их со шлюзами в основном в околоствольных дворах;

— температура рудничного воздуха в очистных забоях и на исходящей струе постоянная в течение года, обычно 14-17 °С.

5. Анализ эффективности эксплуатации ГВУ и вентиляционных систем рудников ГПО «Артемсоль» по критерию перерасхода или экономии электроэнергии показал:

— общее сопротивление вентиляционной сети рудников невелико и составляет 2,5-9,8 Па·с²·м⁻⁸, что обусловлено большим сечением горных выработок, отсутствием их крепления, низкой шероховатостью обнажений выработок, пройденных комбайнами;

— депрессия общей вентиляционной сети рудников находится в пределах 461-1313 Па, причем узким местом в вентиляционной сети являются вентиляционные каналы, где теряет-

ся большая часть общей депрессии (до 55-66%);

— КПД подземной вентиляционной сети сравнительно высок (0,21-0,38), что свидетельствует о небольших резервах по повышению эффективности эксплуатации ГВУ: КПД поверхностных комплексов значительно (в 3,0-7,8 раза) ниже нормативных значений из-за очень низкого КПД вентиляционных каналов;

— всего по рудникам на подачу около 580 м³/с воздуха потребляется из сети до 2,9 тыс. кВт электроэнергии; удельный расход мощности на проветривание колеблется обычно в пределах 2-5,3 кВт·с/м³ и только по руднику №4 он превышает 7 кВт·с/м³;

— все ГВУ рудников, кроме рудника №1,3 (проветривание выработок Подбрянцевского пласта) работают в режиме перерасхода электроэнергии; общий перерасход в сравнении с нормативным составляет 5 млн. кВт·ч.

© Ещенко С.А., 2005

УДК 622.807.4

ЧИСТЮХИН В.В., МУХАМЕТЗЯНОВ Р.Г. (ДонНТУ)

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГИДРООБЕСПЫЛИВАНИЯ

Приведены результаты теоретических исследований оценки влияния степени заполнения порового пространства угля растворами поверхностно-активных веществ при увлажнении на эффективность захвата пылинки каплями распыляемой жидкости.

Выполненные теоретические исследования [1] дают основание считать, что частицы угольной пыли в диапазоне изменения их крупности от 1 до 1000 мкм образуются по плоскостям ослабления, проходящим по породам диаметром от $3,5 \cdot 10^{-6}$ м (частицы размером 1000 мкм). При этом, частицы пыли крупностью от 10 до 100 мкм образуются при разрушении угля по переходным порам диаметром от $2 \cdot 10^{-7}$ м до $1 \cdot 10^{-6}$ м. Следовательно, для успешного подавления наиболее респектабельной угольной пыли (крупностью менее 10 мкм) необходимо заполнение раствором поверхностно-активного вещества не только объема макро- и переходных пор, но и

часто микропорового объема угля, в зависимости от требуемого уровня его гидрофильности.

Рассмотрим, как степень заполнения жидкостью свободного порового пространства угля может повлиять на уровень гидрофилизации поверхности пылинок, а следовательно, и на эффективность захвата их каплями распыляемой жидкости.

Пусть угольная частица массой $m_{\text{П}}$, имеющая форму куба со стороной a , перемещается со скоростью v относительно капли жидкости радиусом r . Капля жидкости обладает плотностью $\rho_{\text{ж}}$ и имеет поверхностное натяжение $\sigma_{\text{СЖ}}$. При столкновении с каплей пылинка может совер-

шить работу W_1 по проникновению в каплю, зависящую от величины кинетической энергии пылинки. Кроме того, в момент контакта пылинки с поверхностью капли возникают капиллярные силы, которые, в зависимости от величины краевого угла смачивания θ могут содействовать или препятствовать проникновению пылинки в каплю. Работу капиллярных сил обозначим W_2 . Для полного внедрения пылинки в каплю необходимо совершить работу W_3 по прорыву ее поверхности в месте удара, работу W_4 по преодолению сил лобового сопротивления движению пылинки в капле и работу W_5 по расширению капли жидкости в результате погружения в нее пылинки.

Таким образом, для внедрения пылинки в

каплю необходимо соблюдение условия

$$W_1 + W_2 \geq W_3 + W_4 + W_5, \quad (1)$$

где

$$W_1 = \frac{m_{\text{п}} v^2}{2}; \quad (2)$$

$$W_2 = 4 a^2 \sigma_{\text{жг}} \cos \theta; \quad (3)$$

$$W_3 = a^2 \sigma_{\text{жг}}. \quad (4)$$

Схема воздействия пылинки с каплей жидкости при орошении представлена на рисунке 1.

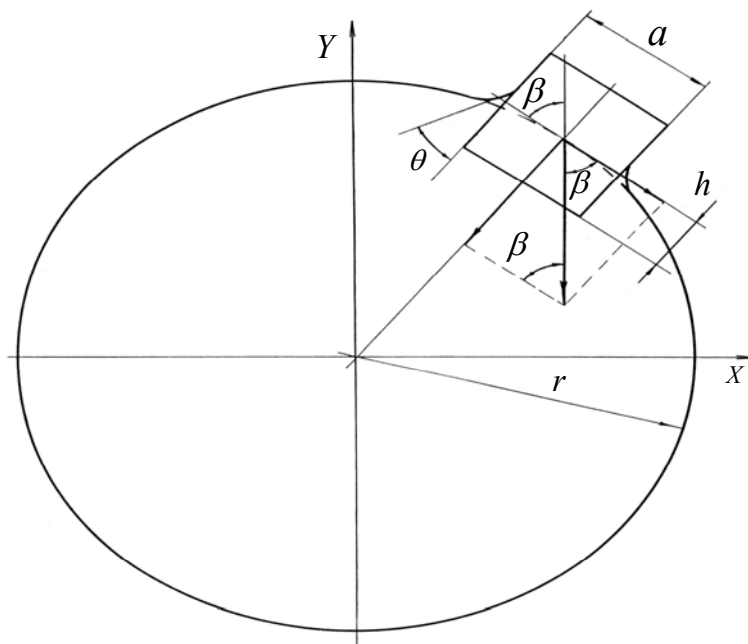


Рис. 1. Схема взаимодействия пылинки с каплей жидкости при орошении

Из гидравлики известно, что сила лобового сопротивления определяется по формуле

$$F_{\text{л}} = \frac{c_x a^2 \rho_{\text{ж}} v_1^2}{2}, \quad (5)$$

где c_x — коэффициент лобового сопротивления частицы; v_1 — скорость движения частицы в капле жидкости.

Тогда элементарная работа по преодолению лобового сопротивления на отрезке пути равна

$$dW_4 = \frac{c_x a^2 \rho_{\text{ж}} v_1^2 dh}{2}. \quad (6)$$

Исходя из закона изменения количества движения за промежуток времени $d\tau$

$$F_{\text{л}} d\tau = -m_{\text{п}} dv_1.$$

Подставив в это уравнение значение $F_{\text{л}}$ из формулы (5) получим

$$\frac{c_x a^2 \rho_{\text{ж}} v_1 dh}{2} = -m_{\text{п}} dv_1. \quad (7)$$

Разделив обе части уравнения (7) на v_1 и проинтегрировав левую часть в пределах от 0 до h , а правую — в пределах от v до v_1 получим

$$\exp\left(-\frac{c_x a^2 \rho_{жс} h}{2 m_{\Pi}}\right) = \frac{v_1}{v}. \quad (8)$$

Выразим массу пылинки через ее плотность ρ_{Π} и объем, из выражения (8) находим зависимость скорости движения пылинки в капле жидкости от глубины погружения

$$v_1 = v \exp\left(-\frac{c_x a^2 \rho_{жс} h}{2 a \rho_{\Pi}}\right). \quad (9)$$

Подставив значения v_1 из выражения (9) в уравнение (6) получим

$$dW_4 = \frac{c_x a^2 \rho_{жс}}{2} v^2 \exp\left(-\frac{c_x a^2 \rho_{жс} h}{2 a \rho_{\Pi}}\right) dh.$$

Проинтегрировав левую часть этого уравнения в пределах от 0 до W_4 , а правую — в пределах от 0 до h , получим

$$W_4 = -\frac{\rho_{\Pi} a^3}{2} v^2 \left[\exp\left(-\frac{c_x \rho_{жс} h}{a \rho_{\Pi}}\right) - 1 \right].$$

При полном погружении $h \geq a$. Таким образом, минимальная работа по определению сил лобового сопротивления при полном погружении пылинки в каплю составляет

$$W_4 = -\frac{\rho_{\Pi} a^3}{2} v^2 \left[1 - \exp\left(-\frac{c_x \rho_{жс}}{\rho_{\Pi}}\right) \right]. \quad (10)$$

При внедрении пылинки в каплю жидкости происходит увеличение объема последней, что приводит к изменению давления внутри капли. При этом совершается работа

$$dW_5 = P dV_K + V_K dP, \quad (11)$$

где V_K — объем капли; P — давление внутри капли.

Давление внутри капли на элемент ее поверхности $(dl)^2$ составляет

$$P = \frac{F}{(dl)^2}. \quad (12)$$

Сила F , действующая на элемент поверхности $(dl)^2$ капли в направлении ее центра равна

$$F = 4 \sigma_{жсг} dl \sin\left(\frac{d\alpha}{2}\right), \quad (13)$$

где $d\alpha$ — центральный угол дуги dl радиусом r .

Подставив полученное значение F в уравнение (12) и заменив $\sin \frac{d\alpha}{2}$ отношением $\frac{dl}{2r}$ получим

$$P = \frac{2\sigma_{жсг}}{r}. \quad (14)$$

При внедрении пылинки в каплю на глубину h объем капли составит

$$V_K = V_0 + a^2 h, \quad (15)$$

а его прирост —

$$dV_K = a^2 dh, \quad (16)$$

где V_0 — начальный объем капли до внедрения в нее пылинки.

Радиус капли может быть выражен через ее объем

$$r = \left(\frac{3V_K}{4\Pi} \right)^{\frac{1}{3}}$$

Подставив это значение r в формулу (2.36) получим

$$P = \frac{4,65\sigma_{жсг}}{\sqrt[3]{3V_K}}.$$

Выразив в этой формуле объем капли через глубину погружения h пылинки в соответствии с выражением (15) получим

$$P = \frac{3,22\sigma_{жсг}}{\left(V_0 + a^2 h\right)^{\frac{1}{3}}}, \quad (17)$$

откуда

$$dP = -\frac{1,075\sigma_{жсг} a^2 dh}{\left(V_0 + a^2 h\right)^{\frac{4}{3}}}, \quad (18)$$

С учетом выражений (15-18) после выполнения необходимых преобразований в исходной формуле (11) получим

$$dW_5 = 2.15\sigma_{жсг} \frac{a^2 dh}{(V_0 + a^2 h)^{\frac{1}{3}}}. \quad (19)$$

Интегрируя это уравнение в пределах изменения глубины погружения от θ до α , опреде-

$$\frac{m_{\Pi} v^2}{2} + 4 a^2 \sigma_{жсг} \cos \theta \geq a^2 \sigma_{жсг} + \frac{\rho_{\Pi} a^3 v^2}{2} \left[1 - \exp\left(-\frac{c_x \rho_{жс}}{\rho_{\Pi}}\right) \right] + 3,22 \sigma_{сжс} \left[(V_0 + a^3)^{\frac{2}{3}} - V_0^{\frac{2}{3}} \right]. \quad (21)$$

Поверхность пылевой частицы, образованной при разрушении предварительно увлажненного угольного пласта состоит из мокрых и сухих участков. Поэтому работа W_2 капиллярных сил, действующих на пылинку в момент контакта ее с каплей жидкости будет складываться из работы капиллярных сил, возникающих на каждом из указанных участков.

$$W_2 = 4 a^2 \sigma_{сжс} (\delta_c \cos \theta + \delta_m \cos \theta_m), \quad (22)$$

$$\delta_m \geq \frac{8 a^2 \sigma_{сжс} (1 - \cos \theta) + 6.44 \sigma_{сжс} \left[(V_0 + a^3)^{\frac{2}{3}} - V_0^{\frac{2}{3}} \right] - \rho_{\Pi} a^3 v^2 \exp\left(-\frac{c_x \rho_{жс}}{\rho_{\Pi}}\right)}{8 a^2 \sigma_{жсг} (\cos \theta_m - \cos \theta)}, \quad (23)$$

Полученное выражение (23) для определения минимально необходимой величины δ_m по условию эффективного захвата пылинки каплей справедливо лишь при лобовом ударе

$$\delta_m \geq \frac{8 a^2 \sigma_{сжс} (1 - \cos \theta) + 6.44 \sigma_{сжс} \left[(V_0 + a^3)^{\frac{2}{3}} - V_0^{\frac{2}{3}} \right] - \rho_{\Pi} a^3 v^2 \sin \beta \exp\left(-\frac{c_x \rho_{жс}}{\rho_{\Pi}}\right)}{8 a^2 \sigma_{жсг} (\cos \theta_m - \cos \theta)}, \quad (24)$$

где β — угол между направлением удара и касательной к поверхности капли в месте удара.

Исходя из известного уравнения окружности

$$r^2 = x^2 + y^2$$

котангенс угла встречи пылинки с поверхностью капли может быть выражен следующим образом

$$ctg \beta = \frac{dy}{dx} = -\frac{x^x}{\sqrt{r^2 - x^2}},$$

лим величину работы по увеличению объема капли вследствие поглощения ею пылинки

$$W_5 = 3.22 \sigma_{жсг} \left[(V_0 + a^3)^{\frac{2}{3}} - V_0^{\frac{2}{3}} \right]. \quad (20)$$

Таким образом, для полного захвата пылинки каплей жидкости должно соблюдаться следующее условие

где δ_c и δ_m — соответственно, относительные поверхности сухих и мокрых участков угольной частицы; θ_m — краевой угол смачивания мокрой поверхности частицы.

Подставив значение W_2 из формулы (22) и выражение (21) предварительно выразив $\delta_c = (1 - \delta_m)$, решим новое неравенство относительно δ_m

пылинки. Но пылинка может удариться о любую точку поверхности капли. Поэтому в общем случае выражение (23) принимает следующий вид

где x и y — текущие координаты окружности миделева сечения капли; r — радиус окружности (радиус капли).

Тогда среднее по миделеву сечению пара (капли) значение $ctg \beta_{ср.} = \frac{dy}{dx_{ср.}}$ составит

$$ctg \beta_{ср.} = \frac{dy}{dx_{ср.}} = -\frac{\int_0^r \frac{2\Pi x^2 dx}{\sqrt{r^2 - x^2}}}{\Pi r^2} - 2\Pi \int_0^r \frac{x^2 dx}{\sqrt{r^2 - x^2}} = -2\Pi \int_0^r \frac{x \sqrt{r^2 - x^2}}{2} + \frac{r^2}{2} \arcsin \frac{x}{r} = -2\Pi \frac{r^2}{2} \arcsin 1 = \frac{\Pi}{2}.$$

Отсюда

$$\beta_{CP} = \arctg \frac{\Pi}{2} = 32,48 \dots^{\circ}$$

$$\delta_m \geq \frac{8a^2 \sigma_{жж} (1 - \cos \theta) + 6,44 \sigma_{жж} \left[(V_o + a^3)^{2/3} - V_o^{2/3} \right] - 0,288 \rho_{\Pi} a^3 v^2 \sin \beta \exp \left(-\frac{c_x \rho_{жж}}{\rho_{\Pi}} \right)}{8a^2 \sigma_{жж} (\cos \theta_m - \cos \theta)}, \quad (25)$$

Как уже отмечалось ранее, искомые углы относятся к твердым веществам с плохими гидрофильными свойствами, т.е. их краевые углы смачивания водой близки к $90 \dots^{\circ}$. При смачивании предварительно увлажненной твердой поверхности краевой угол смачивания $\theta_m \approx 0$. С учетом того, что $\cos \theta \approx 0$, а $\cos \theta_m \approx 1$, выражение (25) принимает вид

$$\delta_m \geq 1 - \frac{0,288 \rho_{\Pi} a^3 v^2 \exp \left(-\frac{c_x \rho_{жж}}{\rho_{\Pi}} \right) + 6,44 \sigma_{жж} \left[(V_o + a^3)^{2/3} - V_o^{2/3} \right]}{8a^2 \sigma_{жж}}, \quad (26)$$

но

$$\delta_m = \frac{S_m}{a^2},$$

где S_m — суммарная боковая поверхность пор, заполненных жидкостью и попавших в плоскость разрушения.

Если заполненный жидкостью суммарный объем пор $V_{n.o.}$ представить в виде кубика, сложенного из цилиндров диаметром d_i , то объем такого кубика составит $\frac{4}{\Pi} V_{n.o.}$, т.к. объем цилиндра диаметром d_i в $\frac{4}{\Pi}$ раз меньше объема параллелепипеда той же высоты с площадью основания d_i^2 . Следовательно,

$$S_m = \left(\frac{4}{\Pi} V_{n.o.} \right)^{2/3}.$$

Тогда

$$\delta_m = \frac{\left(\frac{4}{\Pi} V_{n.o.} \right)^{2/3}}{a^2}. \quad (27)$$

С учетом среднего угла встречи пылинки с каплей жидкости выражение (24) принимает вид

Из выражения (27) найдем объем пор в пылинке, который должен быть заполнен жидкостью для получения необходимого уровня δ_m .

$$V_{n.o.} = 0,25 \Pi a^3 \delta_m^{3/2} = 0,785 a^3 \delta_m^{3/2}. \quad (28)$$

Подставив в полученное уравнение (28) значение $V_{\Pi.o.}$ из выражения (18) найдем минимальный диаметр пор, которые необходимо заполнить жидкостью при заблаговременном гидровоздействии на угольный пласт

$$0,785 a^3 \delta_m^{3/2} = \frac{a_1 (d_{\Pi} - d_m)}{(a_1 + b_1 d_{\Pi})(a_1 + b_1 d_m)}, \quad (29)$$

откуда

$$d_m = \frac{(d_{\Pi} - \lambda) a_1}{a_1 + \lambda b_1}, \quad (30)$$

где d_n — максимальный диаметр пор, по которым произошло образование пылинки размером α .

$$\lambda = 0,785 a^3 \delta_m^{3/2} (a_1 + b_1 d_n). \quad (31)$$

С учетом полученных выражений (18, 26, 30 и 31) формула для определения удельного расхода жидкости при предварительном гидровоздействии на угольный пласт принимает вид

$$q = k_H k_B k_C \left(K - \frac{d_m}{a_1 + b_1 d_m} \right),$$

где K — общая пористость угля данной марки, m^3/kg .

Предварительная методика расчета удельного расхода жидкости при предварительном гидровоздействии на угольный пласт с целью повышения эффективности орошения учитывает практически все основные факторы, влияющие на эффектив-

ность осаждения распыляемой жидкостью витающей угольной пыли — размер угольных частиц и капель жидкости, их относительную скорость движения, смачиваемость угля и его пористость, поверхностные свойства жидкости, применяемой для орошения.

На основании расчетов, с использованием формул (26 и 29) была определена область возможного повышения эффективно-

сти орошения пыли угля марки Г каплями воды диаметром 50 мкм исходя из предположения, что при заблаговременном увлажнении угольного пласта возможно заполнение жидкостью пор минимального диаметра $2 \cdot 10^{-9}$ м. При этом обеспечивается увеличение δ_m до 20%. Эта область представлена на рисунке 2.

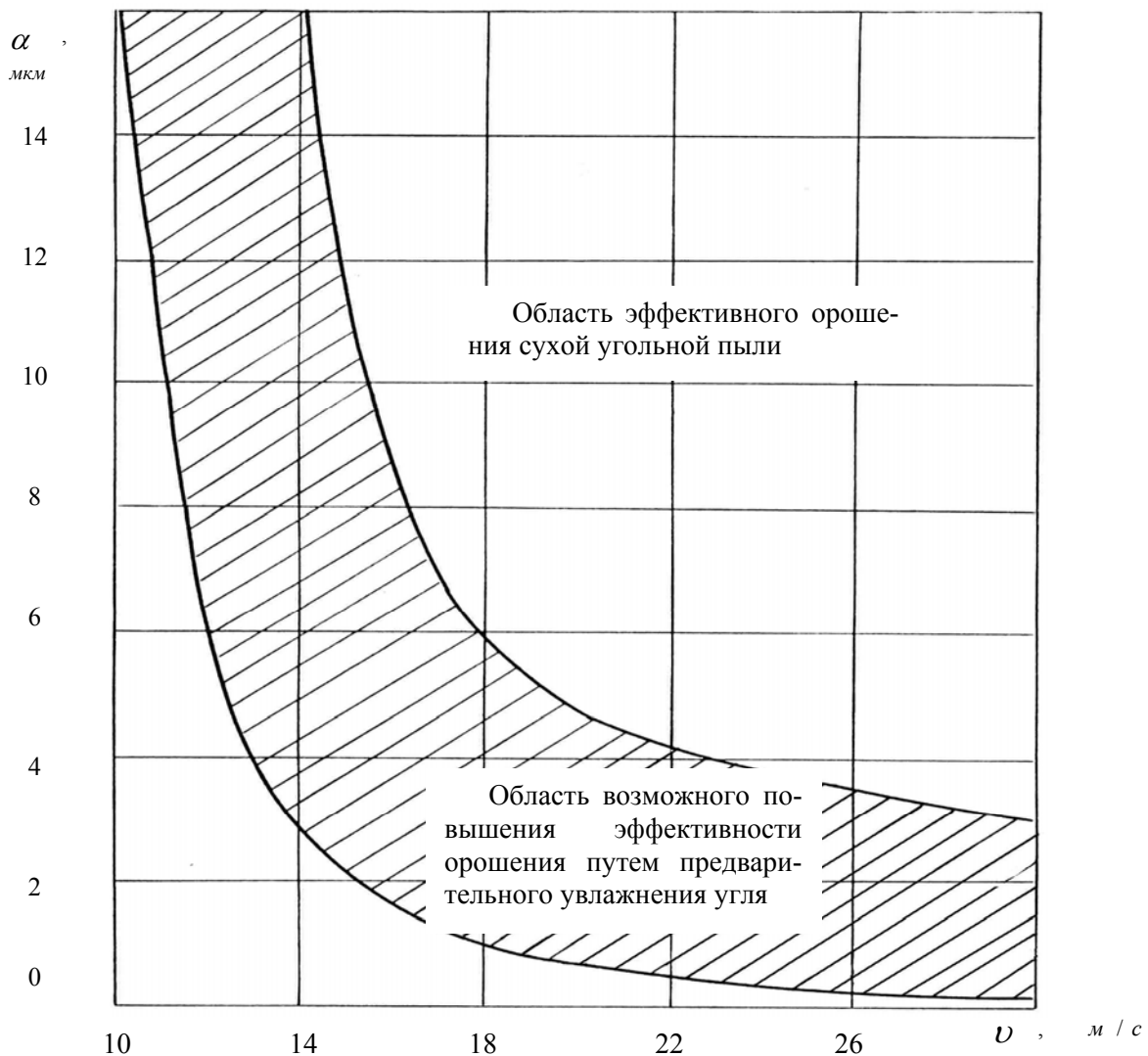


Рис. 2. Область возможного повышения эффективности орошения угольной пыли путем предварительного увлажнения угольного массива

Из него видно, что:

а) при существующих параметрах типовых систем орошения, применяемых на выемочных комбайнах, когда скорость полета капель жидкости составляет 10-15 м/с, применение предварительного гидровоздействия на угольный пласт позволит примерно в 5 раз снизить ми-

нимальную крупность осаждаемой при орошении пыли;

б) даже при высоких, около 30 м/с скоростях полета капель жидкости не возможно осуществить осаждение водой сухой угольной пыли размером менее 3 мкм;

в) осаждение тонкодисперсной угольной пыли (при $\alpha < 10$ мкм) возможно только при предварительном гидровоздействии на

угольный пласт, обеспечивающем заполнение жидкостью микропорового пространства угля.

Библиографический список

1. **Чистюхин В.В.** Разработка способа направленного изменения гидрофильности угля с целью повышения эффективности средств пылеподавления // Автореф. канд. дисс. — Днепропетровск, 1986. — 17с.
2. **Справочник** по гидравлическим расчетам / П.Г.Киселев, А.Д.Альтшуль, Н.В.Данильченко и др. — М.: Энергия, 1974 — 312 с.

© Чистюхин В.В., Мухаметзянов Р.Г., 2005

Ing. PETR URBAN, Ph.D., Assistant professor of Mining University Ostrava, Czech Republic.

Prof. JINDŘICH LÁT, Dr.Sc., Emeritus professor of Mining University Ostrava, Czech Republic.

THE UTILIZATION OF THE MINING AREAS AND DEVELOPMENT ON THE MINES DETERMINED TO THE SUPPRESSING OF GAS

The suppressing of mining activities is realized in many countries of the world. The remaining value of these areas, which contains shafts crosscuts gates serving stations large areas after mined out seams and machine equipment is very high. The activities, which can help to use these fields and equipment are as follows: Using the temperature of rock in the deep mines as the source of energy by the help of temperature pump. Installation of hydraulic electrical power station drive by water from surface or the deep level and the back pumping of water to the surface in the time without the energy pick. Production of gas from the underground areas by sucking it from boreholes. Storing the earth gas in underground reservoir. Using of the mining areas to the deposition of the waste. The sucking of gas as the matter of protection of surface facilities only is necessary to use sometimes.

All these activities can help to ensure the safety for settlement and obtain very cheap sources of energy, which is economically friendly.

The possibility production of gas from the underground areas by sucking it from boreholes as the matter for protection of surface facilities only and implementation of temperature pump as a matter to obtain very cheap sources of energy, which is economically friendly will be presented in the paper more detailed.

1. Production of gas from the underground areas by sucking it from boreholes as the matter of protection of surface facilities only.

Many possibilities for solution of this problem were applied in Ostrava-Karvina basin in Czech republic. Here will be short introduced one of it from [2]. In this paper we don't use the energy of gas for heating. The sucking is here the matter for protection of surface facilities only.

1.1. Reference to Ostrava problem.

It is widely known that the underground area of the centre of Ostrava is plenty of old mines. The emission of the methane to the surface executed after suppressing of the mine activities in

the Czech republics — Ostrava — coal field. The residents living in this area are exposed to the danger of methane's emissions. Scientists from all over the world try to solve the problem of gas emission because this problem exists in different places around the world.

1.2. First approach of the problem.

A first approach to the problem could be the use of simulation systems, modelling programs like graf_sit. On using graf_sit the underground space is known. Contrary, on using neural nets, knowing the underground space isn't necessary.

Jaklovecky mine — Real situation.

Jaklovecky mine is an old mine which is not on operation any more and is situated in Slezka Ostrava near the centre of the town. By using graf_sit program, we are going to create a model which should be as similar as possible to the real

model. We have already taken some measurements of the pressure in every borehole. In the program, the boreholes are only six. We used only the left part of the mine for better understanding.

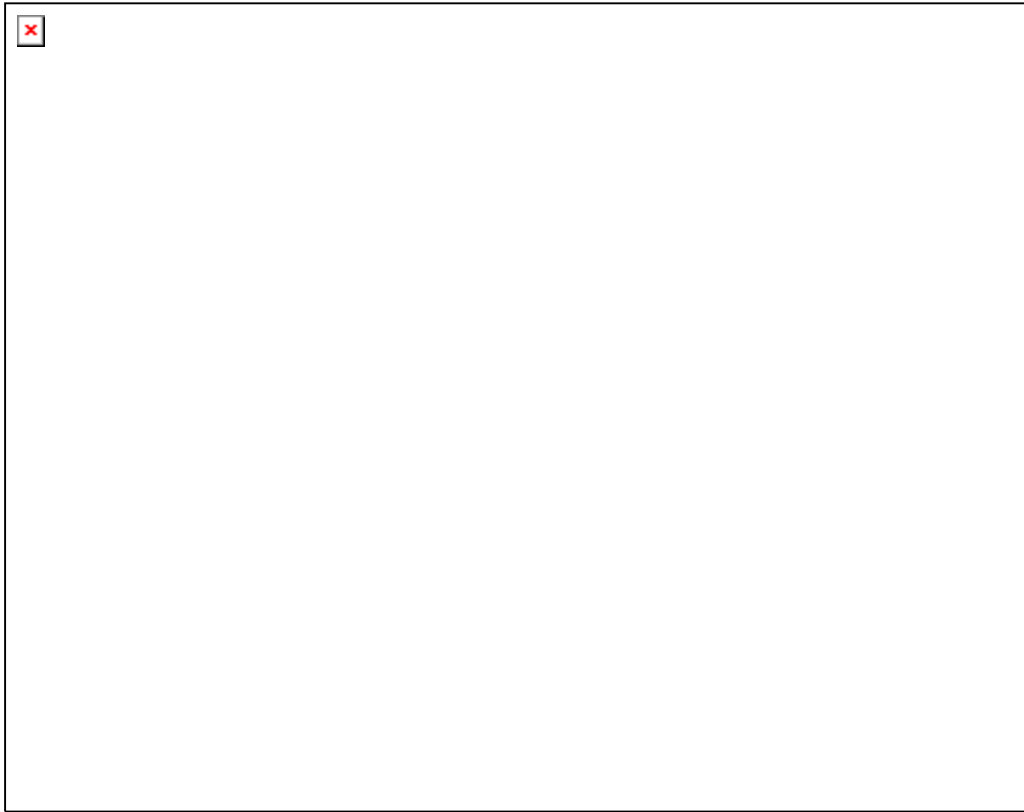


Fig. 1. Schedule of Jaklovecky mine

Because schedule of Jaklovecky mine is very big and for first steps very complicated, we used easier schedule of Jaklovecky mine (Fig. 2)

and this schedule we modeled in program Graf_sit. [1].

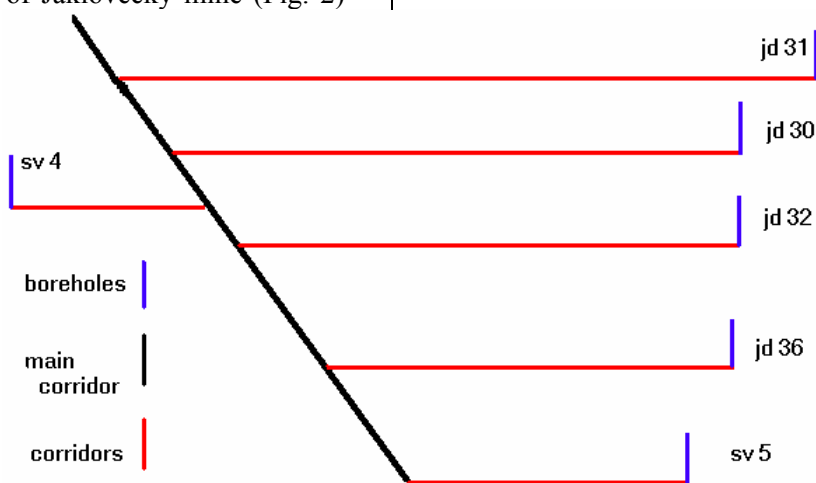


Fig. 2. Schedule of the 6 boreholes

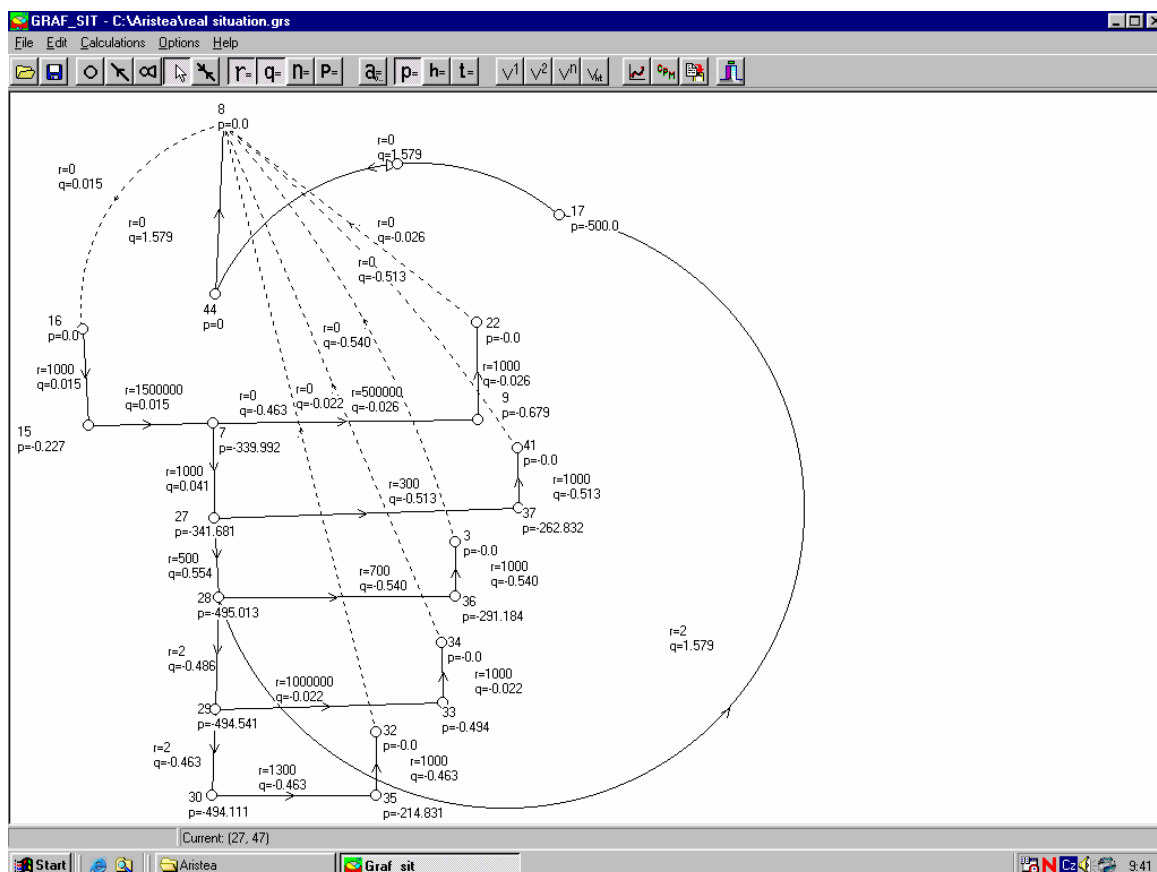


Fig.3. Graf_sit model of Jaklovecky mine

We have symbolized the boreholes with vertical lines and we have combined them to the surface with branches without any resistance. All the other branches stand for the underground corridors. At the surface a ventilator is situated (pressure=500Pa). Additionally, next to every node the pressure, the resistance and the quantity of air

that flows in every corridor, are written. By changing the value of resistance in the corridors we finally manage to simulate the 'artificial' model to the real one. The real data have been measured by electronical devices.

In the next table, we can see and compare the program's data and the real data.

Table 1. Values of pressure by modeling and by measuring

NUMBER OF NODE	NAME OF BOREHOLE	REAL DATA OF PRESSURE (Pa)	MODEL PRESSURE(Pa)
35 - 32	SV5	-215	-214.831
33 - 34	JD36	0	-0.494
36 - 3	JD32	-290	-291,184
37 - 41	JD30	-260	-262,832
9 - 22	JD31	0	-0.679
15 - 16	SV4	0	-0.227

As we can see, the real data and the programs' ones are almost the same. In this case, the model i created in the graf_sit program depicts quite acurately the underground situation of the Jaklovecky mine. By using programs of this kind, we can effectively face the problem of methane's emission.

1.3. Facing the problem of methane emission in practise.

At the surface of Jaklovecky mine 45 different boreholes are situated in an area of 5 km. In the next photograph, we can see how a borehole looks like.



Fig. 4. Borehole

There are two main kinds of boreholes, there are boreholes which are not combined to ventilators and other that are combined to ventilators. A ventilator's boreholes height approaches 40-60m. The part that is found at the underground area is about 2m tall (as we can see Fig. 4) and the underground part ranges from 40 to 60 m. The underground part of a borehole is made of steel and there are holes with a very small diameter over it. Because the pressure of a borehole is higher than the pressure of the atmospheric air, the underground air flows through the boreholes to the surface. Furthermore, installing boreholes prevents the underground air (whose concentration of CH_4 might be high) from directing to the houses.

If a borehole is combined with a ventilator, this helps the underground air to go to the surface through the borehole easier than in the case of a borehole without been connecting to a ventilator. In the picture that follows we can see how the two different types of boreholes look like.



Fig. 5. Fan station

A fan station is situated, in which the ventilator is found and through the chimney the

underground air goes to the surface. (In a fan station the type of a borehole connected to a ventilator is used.)

Near the fan station there are two small boxes (Fig. 6), in which electronic devices measure the concentration of methane in the underground air. When the concentration of CH_4 exceeds 4.5% (this is the borderline for the concentration of CH_4) the ventilator in the fan station is automatically on operation. The big orange pipe (Fig. 7), which is situated near the fan station takes atmospheric air and put it directly to the ventilator. The ventilator directs the air from the underground to the surface area, so as to balance the concentration of CH_4 to its normal value, in the underground area.



Fig. 6. Measuring device

In some years, engineers believe that a fan station would be the appropriate method to face the problem of CH_4 in the air, it would be not necessary to use so much boreholes. Apart from using modeling programs like *graf_sit* to simulate the underground conditions, we can also use neural nets.



Fig. 7. Air chimney

2. Production of gas from the underground areas as a matter of energy.

A few examples we have to dispose from Ostrava-Karvina basin. [4].

On the Petrkovice and Hrusov mains exhausting trials were undertook, to determination of gas reserve in underground a its energy value.

In the table 2 the results from the Petrkovice mine where on the borehole Nr. 45 the exhausting station was installed are presented.

2.1. Production the exhausting station on the borehole Nr.MV40, Petrkovice mine.

Table 2. Production the exhausting station MV40. 1mmHg=133,3Pa

Time	Q	CH ₄	CO ₂	O ₂	Intake	Discharge
	[m ³ / h]	[%]	[%]	[%]	[mm Hg]	[mm Hg]
16.10.2002 9:00	200	46	8,2	0	2	4
16.10.2002 10:00	160	28	4	4,6	3	3,5
16.10.2002 11:00	70	47	8	0	3,5	4
16.10.2002 12:00	260	47	8,1	0	3,5	4
16.10.2002 13:00	230	47	8,1	0	3,5	4
16.10.2002 14:00	240	47	8,1	0	3,5	4
16.10.2002 15:00	260	46	8,2	0	4	4,6
16.10.2002 16:00	260	46	8,2	0	4	4,6
16.10.2002 17:00	260	45	8,3	0	4	4,3
16.10.2002 18:00	260	45	8,3	0	4	4,2
16.10.2002 19:00	260	45	8,3	0	4	4,2
16.10.2002 20:00	260	46	8,3	0	4	4,1
16.10.2002 21:00	260	46	8,3	0	4	4,6
16.10.2002 22:00	260	46	8,3	0	4	4,6
16.10.2002 23:00	260	46	8,3	0	4	4,6
17.10.2002 0:00	260	46	8,3	0	4	4,6
17.10.2002 1:00	260	46	8,3	0	4	4,6
17.10.2002 2:00	260	45	8,3	0	4	4,6
17.10.2002 3:00	260	45	8,3	0	4	4,6
17.10.2002 4:00	260	45	8,3	0	4	4,6
17.10.2002 5:00	260	45	8,3	0	4	4,6
17.10.2002 6:00	260	45	8,3	0	4	4,6
17.10.2002 7:00	270	45	8,3	0	4	4,6
17.10.2002 8:00	230	45	8,3	0	4	4,6
17.10.2002 8:30	370	45	8,3	0	6	5,5
17.10.2002 9:00	430	46	8,3	0	8	6,5

On MV40,•16.10 až 17.10.2002,•Q average 270m³/h. In the time 24 hour total value of intake Q_{celk.}=6 480m³•
•Concentration CH₄ no less than 45%.

2.2. Production of exhausting station on the boreholes Nr. HD6, HD18, HD1, Hrusov mine.

Table 3. Production of exhausting station on the boreholes Nr. HD6, HD18, HD1. 1mmHg=133,3Pa

Time	Q	CH ₄	CO ₂	O ₂	Intake	Discharge
	[m ³ / h]	[%]	[%]	[%]	[mm Hg]	[mm Hg]
1	2	3	4	5	6	7
18.9.2000 10:00	Production on HD6					
18.9.2000 10:00	100	56	7	0,5	70	5
18.9.2000 15:00	240	47,2	7,82	0,22	230	90
18.9.2000 20:00	240	44,9	7,87	0,25	230	90
19.9.2000 1:00	220	42,4	7,92	0,11	210	80
19.9.2000 6:00	220	41,4	7,97	0,16	215	110

1	2	3	4	5	6	7
19.9.2000 11:00	300	40,6	8	0,25	180	80
19.9.2000 16:00	300	39,6	8,05	0,4	180	80
19.9.2000 21:00	310	39,8	8,07	0,3	180	60
20.9.2000 2:00	300	40	8,2	0,2	175	54
20.9.2000 7:00	300	40,6	8,1	0,1	180	50
20.9.2000 8:45	MOS na HD6 set back					
20.9.2000 15:00	Production on HD18					
20.9.2000 15:00	420	5	0,25	20,6	30	30
20.9.2000 20:00	230	19,7	7,75	10,47	30	100
21.9.2000 1:00	300	5	7,6	6,1	30	130
21.9.2000 6:00	300	4	7,2	7,2	28	120
21.9.2000 11:00	310	3,7	6,53	8,5	30	120
21.9.2000 11:30	MOS na HD18 set back					
21.9.2000 15:30	Production on HD1					
21.9.2000 20:00	470	43	8,3	0	30	30
22.9.2000 1:00	360	40,8	8,1	0,2	24	28
22.9.2000 6:00	370	38,3	8,4	0,1	20	20
22.9.2000 11:00	370	35,8	8,5	0,1	20	30
22.9.2000 16:00	450	33,1	8,51	0,12	25	35
22.9.2000 21:00	300	30,3	8,95	0,3	15	17
23.9.2000 2:00	300	27,9	8,61	0,58	15	17
23.9.2000 7:00	270	26	8,6	0,9	15	18
23.9.2000 10:00	300	24,5	8,6	1	15	25
23.9.2000 10:00	MOS na HD1 set back					

On HD1, 21. to 23.09.2000 • Q average 354m³/h. • In the time 38 hod., total value of intake Q_{celk.} = 13 452m³. Concentration CH₄ from 43% to 24,5%.

2.3. Reflection about economical utilization of energy of gas according of results of exhausting test.

The results of this test we can see from fig. 8 and 9, where the development of concentration of CH₄ in the period of exhausting and the dependence concentration of CH₄ and heating are presented.

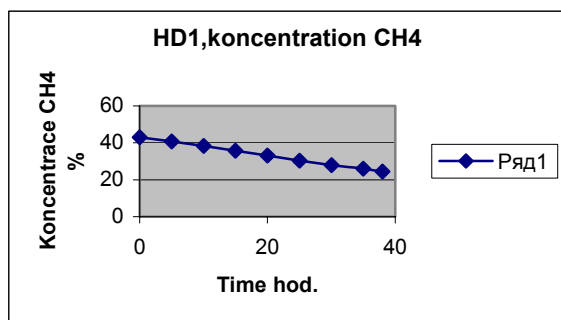


Fig. 8. Development of concentration CH₄ in the period of exhausting on HD1

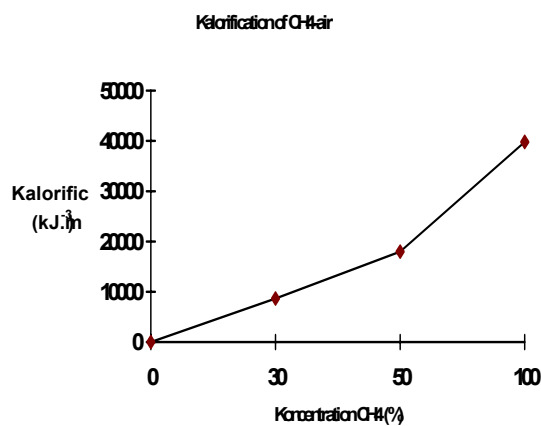


Fig. 9 Heating of mixture CH₄ and air.

Heating of mixture at 100% CH₄ 39 850 kJ/m³
at 50% concentration CH₄ 17 999 kJ/m³

At 30% CH₄ (average value from 21. to 23.09.2000) calorication cca 8 706 kJ/m³.

In this period intake capacity on HD1 was 300m³/h.

If it is 8 706 kJ/m³ x 300 m³/h = =611x10⁶ kJ/h=725kJ.s⁻¹

$$1 \text{ W} = \text{J} \cdot \text{s}^{-1}$$

Temperature output $P = 725 \text{ kW}$.

It is very likely that such a production is possible to win in the period of 3 days and after that for further 3 days to interrupt the input to obtain new reserve of gas.

3. Using the temperature of rock in the mines as the source of energy by the help of temperature pump.

The project of installation of temperature pump was exposed for Frenštát mine in Ostrava Karvina basin in Czech republic.

Two shafts diameter 7,5m are to be disposed if we do not suppose further mine activities in this area. The depth of the shafts is 1000m. In dependency of the lodgment and isolation of gatherers the temperature of 30-35°C in filled up shaft, is possible to assume. 40 000m of gatherers will be essential to put in the shafts. The hydrostatic pressure in the pipelines can achieve 10MPa. The geostatic pressure can be 25MPa. The solution of hydraulic pressure will be in disjoining of pipeline by using of commutations and choice of sufficient dimension. As concerns the geostatic pressure we propose to build up a skeleton and to use prosperous influence of consolidating packing material.

The temperature pumps to be taken off places will be situated closely and the medium of low potential energy we assume to bring to them.

The investment expenditure are 30mil.Kč it is 1,2milUS\$. The recovery of investment is from 5 to 10 years.

By power consumption of temperature pump of 620kW we can obtain the temperature effort of 2MW.

The return of distribution of heat energy will be 000kW.24h.200days.1,98Kč/kW=19,00mil.Kč. It is 0,76mil.US\$.

The assumed expenditure will be:

Purchase of electricity
620kW.24h.200days.1,98Kč/kW=5,89mil.Kč
Operating persons 7.280tis.Kč=1,96mil.Kč
Maintenance 0,15mil.Kč
Other expenditure 0,05mil.Kč
Depreciation of investment 1,5mil.Kč
Expenditure in sum 9,282mil.Kč
It is 0,37mil.US\$

4. Instalation of hydraulic electrical power station.

The idea of hydraulic power station which is driven by water from the surface or deep level and the back pumping of water to the surface in the time when the energy usage in the network is very low (usually in the night time), is well known. On the mine determined to the depression are advantageous condition for this solution.

5. Using of the mining areas to the deposition of the waste.

The technology of filling of worked out mine spaces by consolidated fill use all elements for protection of water territory and use industrial waste otherwise placed on surface. The technology is innovation and was already fully tested by Czech specialists. [3].

Deduction.

The above mentioned activities can help to valorization of the remaining value of the mining areas and development. All above mentioned activities can help to ensure the safety for settlement and obtain very cheap sources of energy, which is economically friendly.

They can be realized in such an areas where the geological and technical conditions are advantageous the seismic activity the water and gas permeability is favourable.

Acknowledgements:

This contribution was prepared in the framework of dealing with the project GAČR No. 105/04/0978.

Bibliography

1. **Mine Planning and Equipment Selection 1997**, Strakoš, Kebo, Farana&Smutný (eds), 1997 Balkema, Rotterdam, ISBN 905410957.
2. **Mathematical model of Jaklovecky mine by using simulation program Graf_sit**. Ing. Michal Řepka, Czech republic, Aristeia Zacharopoulou, Greece. September 2003.
3. **Adamec, Z.**: The solution of problems of gas, water and deformation condition, by supressing of deep mine by filling it by fill. VSB-TU Ostrava CR 2004.
4. **Gottfried, J., Šiška, D., Hummel, M.**: Protection of Surface Against Emissions of Methane after Completion Mining Activities in *Proceedings of the Mining planning and selection MPES 2001*. New Delhi, Indie, 2001.

© Petr Urban, Jindřich Lát, 2005

УДК 622.45

ТРОФИМОВ В.А., ХАРЬКОВОЙ В.М. (ДонНТУ)

ОСОБЕННОСТИ ПРОВЕТРИВАНИИ ШАХТЫ ПОСЛЕ ОСТАНОВКИ ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ

В статье рассматриваются особенности оценки устойчивости вентиляционных потоков в отдельных частях шахты, после аварийного отключения электроэнергии и остановки вентиляторов главного проветривания.

После аварийной остановки вентиляторов главного проветривания угольные шахты проветриваются только за счет действия естественной тяги. На шахтах с несколькими вентиляционными установками величина естественной тяги в открытых вентиляционных контурах, включающих воздухоподающие и воздуховыдающие стволы, может отличаться по величине. В этих случаях существует опасность остановки или опрокидывания вентиляционных потоков в отдельных частях шахты. Вышеизложенное позволяет считать, что вопросы обеспечения устойчивого проветривания горных выработок за счет действия естественной тяги достаточно актуальны.

Анализ материалов температурных съемок в угольных шахтах показывает, что на шахтах с несколькими (2 и более) вентиляционными установками главного проветривания возможны условия, когда по разным маршрутам формируется естественная тяга разной величины, что может привести к опрокидыванию потоков воздуха после аварийной остановки вентиляторов.

В общем случае, упрощенные схемы вентиляции таких шахт можно представить как сложное параллельное соединение, в каждой ветви которого действует обособленный источник тяги с характеристикой параллельной оси абсцисс.

Рассмотрим упрощенную схему шахты с двумя открытыми вентиляционными контурами (рис.1). В каждом из этих контуров действуют своя естественная тяга ($h_{e1} > h_{e2}$). Схема такой шахты состоит из общего участка, включающего воздухоподающий ствол (стволы) 1-2, и частей шахты примыкающих к отдельным воздуховыдающим стволам (2-3 и 2-4).

Распределение воздуха в этой сети описывается двумя уравнениями

$$h_{e1} = R_0 Q_0^2 + R_1 Q_1^2; \quad (1)$$

$$h_{e2} = R_0 Q_0^2 + R_2 Q_2^2, \quad (2)$$

где R_0, R_1, R_2 — аэродинамические сопротивления, соответственно, общего участка (1-2), участка 2-3, в котором формируется естественная тяга h_{e1} и участка 2-4 с естественной тягой h_{e2} .

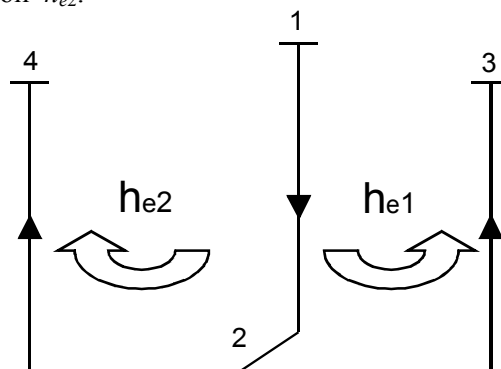


Рис.1. Упрощенная схема шахты с двумя вентиляционными контурами

Учитывая, что $h_{e1} > h_{e2}$, можно предположить, что действие естественной тяги h_{e1} может привести к остановке или опрокидыванию вентиляционной струи на участке 2-4. Условие остановки вентиляционной струи на этом участке рассмотрим исходя из предположения, что действие естественной тяги в каждом из контуров можно рассматривать как действие точечного источника тяги (аналога вентилятора) с горизонтальной рабочей характеристикой. В этом случае ($Q_2 = 0$) можно записать

$$Q_0 = Q_1, \quad (3)$$

$$h_{e2} = R_0 Q_0^2, \quad (4)$$

$$h_{e1} = h_{e2} + R_1 Q_1^2. \quad (5)$$

Отсюда получаем неравенство, определяющее сохранение нормального направления

движения воздуха на участке 2-4, в котором формируется меньшая по величине естественная тяга (h_{e2})

$$h_{e1}/h_{e2} < (R_1/R_0) + 1. \quad (6)$$

В том случае, когда естественная тяга в каком то элементарном контуре равна нулю, соединение ветвей этого контура можно считать параллельным (относительно естественной тяги второго контура), а сопротивление сети и воздухораспределение рассчитывается для последовательно-параллельного соединения с одним источником тяги. Так, например, в случае если $h_{e2}=0$, то участки R_0 и R_2 можно рассматривать как ветви параллельного соединения (R_n), а сопротивление всей сети R_c (относительно h_{e1}) определяется как сумма сопротивлений этого параллельного соединения и участка R_1 примыкающего к источнику тяги h_{e1} ($R_c = R_n + R_1$). При этом вентиляционная струя на участке R_2 будет двигаться от узла 4 к узлу 2.

Анализ неравенства (6) показывает, что опасность опрокидывания или остановки

вентиляционной струи на участке 2-4 существует (в условиях реальной шахты) в холодное время года. Такая ситуация может возникнуть из-за того, что, с одной стороны, величина сопротивления R_0 увеличивается (устье воздухоподающего ствола перекрывается ледяными наледями, ограничивая поступление холодного воздуха в шахту), а с другой стороны — уменьшение величины R_1 . Возможность уменьшения величины R_1 объясняется тем, что в условиях реальной шахты (рис.2) эта величина определяется как сумма сопротивлений двух частей вентиляционной сети

$$R_1 = R_{u1} + R_{n1}, \quad (7)$$

где R_{u1} — сопротивление части шахты (участок 2-7), примыкающей к каналу вентилятора в контуре с h_{e1} , R_{n1} — сопротивление параллельного соединения состоящего из путей внешних утечек в устье ствола (участок 7-3) и вентиляторной установки с остановленным вентилятором (участок 7-8).

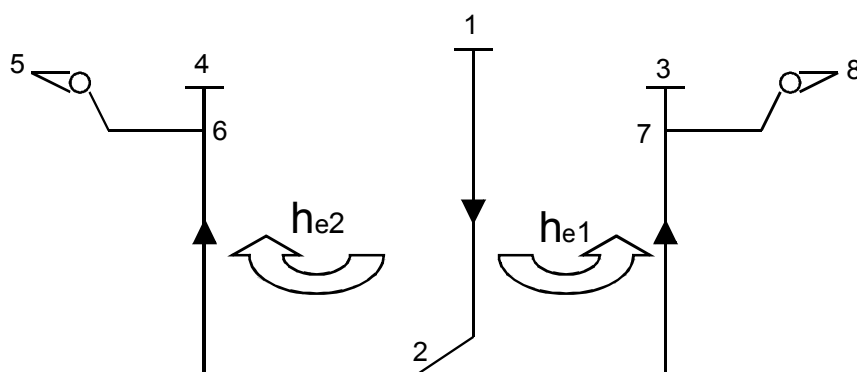


Рис. 2. Упрощенная схема шахты с двумя вентиляционными установками

уменьшения величины R_1 , возможно, в основном, за счет уменьшения сопротивления параллельного соединения «устье ствола — вентиляторная установка», когда (после остановки вентилятора главного проветривания) открывается атмосферная ледя в вентиляторной установке или двери в надшахтном здании воздухоподающего ствола.

Анализ структуры схем вентиляции шахт с несколькими вентиляторными установками (больше двух) показал, что для тех

схем, где через воздухоподающий ствол (стволы) формируются все элементарные открытые вентиляционные контуры с естественной тягой (R_0 — общий участок для всех вентиляционных контуров), условие устойчивого проветривания части шахты с меньшей по величине естественной тягой ($h_{e \min}$) можно записать в общем виде

$$\sqrt{h_{e \min} / R_0} < \sum_{i=1}^{i=n} \sqrt{(h_{en} - h_{e \min}) / R_n}, \quad (8)$$

где n — количество открытых элементарных вентиляционных контуров с естественной тягой.

В схемах вентиляции шахт, где воздухоподающие стволы (и выработки примыкающие к ним) связаны с вентиляционной сетью в нескольких местах и элементарные

(открытые) вентиляционные контуры формируются через разные воздухоподающие стволы (рис.3), условия определяющие устойчивость проветривания отдельных частей шахты значительно отличаются от вышеприведенных.

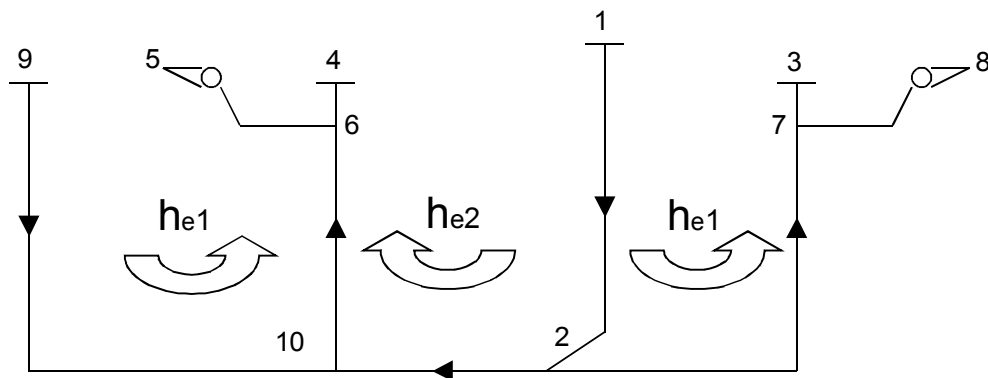


Рис. 3. Упрощенная схема шахты с двумя воздухоподающими стволами

Условие устойчивого проветривания участка 2-10 определяется из уравнений составленных для трех открытых элементарных контуров ($Q_{2,10}=0$)

$$h_{e1}=R_0Q_0^2+R_1Q_1^2, \quad (9)$$

$$h_{e2}=R_0Q_0^2+R_3Q_3^2, \quad (10)$$

$$h_{e3}=R_3Q_3^2+R_4Q_4^2, \quad (11)$$

где R_3, R_4 — соответственно, сопротивление участков 10-6 и 9-10.

Условие сохранения устойчивого проветривания участка 2-10 связывающего две части шахты (при $Q_4=Q_3$ и $Q_0=Q_1$) определит неравенство

$$h_{e2}>R_0h_{e3}/(R_3+R_4)+R_3h_{e1}/(R_0+R_1). \quad (12)$$

Учитывая многообразие схем вентиляции шахт и особенностей формирования естественной тяги в вентиляционных контурах можно определить общие принципы решения задач связанных с устойчивостью проветривания отдельных частей шахты. Главный из них заключается в том, что уравнения распределения депрессии естественной тяги должны составляться для всех элементарных (открытых) вентиляционных контуров при условии остановки вентиляционной струи в той ветви (части шахты), для которой определяется устойчивость проветривания.

В общем случае можно считать, что в тех случаях, когда шахта проветривается только за счет действия естественной тяги, устойчивость проветривания отдельных ее участков зависит от соотношения величин контурных источников тяги и сопротивлений частей шахты, примыкающих к местам возможного нарушения устойчивости проветривания.

Одной из особенностей современных шахт Украины является сложность их вентиляционных сетей. В некоторых случаях не всегда можно однозначно выделить элементарные вентиляционные контуры, в которых формируется естественная тяга и вентиляционные контуры, в которых необходимо учитывать ее действие. Это относится, прежде всего, к тем случаям, когда к выработкам (частям шахты) составляющим открытый вентиляционный контур примыкает (-ют) другие контуры, не имеющие непосредственной связи с поверхностью, но составляющие в целом параллельно-последовательные соединения. Наиболее простым примером такого соединения можно считать схему вентиляции шахты с одним промежуточным горизонтом (рис.4).

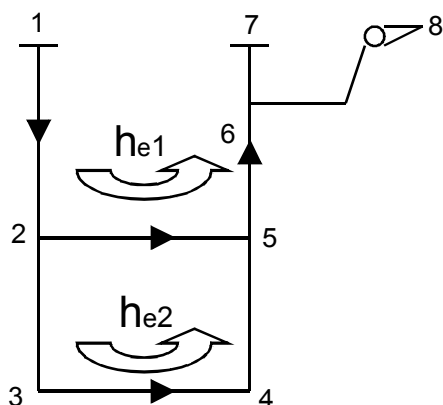


Рис.4. Упрощенная схема шахты с промежуточным горизонтом

В верхнем открытом вентиляционном контуре формируется естественная тяга h_{e1} , а в нижнем (внутреннем) контуре — h_{e2} . Воздухоподающий ствол состоит из участков 1-2 и 2-3, а воздуховыдающий (до канала вентиляторной установки 6-8) — из участков 4-5 и 5-6.

Условие сохранения устойчивого проветривания ветви 2-5, в общем случае, можно определить, используя уравнение полученное В.Будриком [2]. Оно используется при рассмотрении аварийных вентиляционных режимов [1] и в нормативных документах [3,4]

$$h_w/h_v = R_w/R_v, \quad (13)$$

где h_w , h_v — депрессия источников тяги во внешнем (открытом) и внутреннем вентиляционном контурах; R_w , R_v — соответственно, аэродинамическое сопротивление выработок внешнего и внутреннего контуров.

В общем виде, для схемы на рис.4 это соотношение (при работающем вентиляторе главного проветривания) неприменимо. Для его использования (определение условия сохранения нормального направления движения воздуха на участке 2-5) уравнение (13) необходимо записать в следующем виде

$$(h_{вн} + h_{e1})/h_{e2} > (R_{1-2} + R_{5-6})/R_{2-3-5}, \quad (14)$$

где $h_{вн}$ — депрессия вентилятора, приходящаяся на шахту (депрессия шахты измеренная через устье ствола на котором установлен вентилятор); R_{1-2} и R_{5-6} — сопротивление, соответственно, части воздухоподающего и воздуховыдающего стволов; R_{2-3-5} —

сумма сопротивлений выработок внутреннего контура 2-3, 3-4 и 4-5.

Уравнение (14) составлено исходя из условия, что, в момент остановки вентиляционной струи в ветви 2-5 (ветвь 2-5 делит вентиляционную сеть шахты на «внешнюю» и «внутреннюю»), вся депрессия источников внешнего контура ($h_{вн} + h_{e1}$) расходуется на преодоление сопротивлений выработок внешнего контура (R_{1-2} и R_{5-6}), а депрессия источника тяги внутреннего контура (h_{e2}) расходуется только на преодоление сопротивления выработок внутреннего контура (R_{2-3-5}).

После остановки вентилятора соотношение сопротивлений во внешнем и внутреннем контурах изменяется. Это происходит из-за того, что сопротивление выработок внешнего контура (с учетом особенностей формирования естественной тяги во внешнем контуре) увеличивается на величину сопротивления параллельного соединения «устье ствола — вентиляторная установка» (R_n)

$$h_{e1}/h_{e2} > (R_{1-2} + R_{5-6} + R_n)/R_{2-3-5}. \quad (15)$$

Численный анализ двух последних неравенств показывает, что в большинстве случаев, в холодное время года (когда в стволах формируется максимальная положительная естественная тяга), сразу после аварийной (незапланированной) остановки вентилятора (-ов) главного проветривания существует угроза остановки или опрокидывания вентиляционной струи на промежуточных горизонтах. Это объясняется тем, что суммарное сопротивление верхней части воздухоподающих стволов (включая сопротивление надшахтного здания и устья ствола) и сопротивление параллельного соединения «устье ствола — вентиляционная установка», в 5-15 раз больше сопротивления выработок внутреннего контура.

Выводы:

1. При разработке планов ликвидации аварийна газовых шахтах необходимо учитывать опасность опрокидывания вентиляционной струи за счет действия естественной тяги в открытых вентиляционных контурах.

2. Определены условия, определяющие устойчивость вентиляционных струй в гор-

ных выработках, составляющих открытые вентиляционные контуры.

3. Получено уравнение, определяющее устойчивость вентиляционной струи в па-

раллельно-последовательном соединении с двумя контурными источниками тяги.

Библиографический список

1. **Болбат И.Е., Лебедев В.И., Трофимов В.А.** Аварийные вентиляционные режимы в угольных шахтах. — М.: Недра, 1992. — 206 с.
2. **Будрик В.** Подземные пожары. — Катовице: Гос. науч. издат., 1956. — 240 с.
3. **Энергосберегающая** технология проветривания угольных шахт: Методические указания/ НИИГД. — Донецк: 1997. — 30 с.
4. **Предотвращение** обмерзания воздухоподающих стволов в угольных шахтах: Методические указания/ НИИГД. — Донецк, 2000. — 20 с.

© Трофимов В.А., Харьковской В.М., 2005

УДК 378.2

ПОЧТАРЕНКО Н.С. (ДонНТУ)

ПОДГОТОВКА В ВУЗЕ ПРЕСТИЖНЫХ И ПРЕУСПЕВАЮЩИХ СПЕЦИАЛИСТОВ

Изложены основополагающие подходы по подготовке и становлению в вузе престижных и преуспевающих специалистов.

Создавшееся в нашей стране изменение экономической и политической системы одновременно несёт как открытие новых возможностей для отдельных личностей, так и серьёзную угрозу для каждой личности в отношении устойчивости существования. Конкуренция не предполагает социальных гарантий, добродушия, взаимопомощи, милосердия. Она приводит к уничтожению слабых. Это вносит значительную степень неопределённости в жизнь практически всех людей. К тому же, переход на рыночную экономику существенно влияет на взаимоотношения между отдельными работниками и в частности между руководителями и подчинёнными. Поэтому университетское образование в нынешней обстановке, на наш взгляд, должно быть направлено прежде всего не столько на обучение узкой специальности, сколько на создание престижной и преуспевающей личности.

Основным видом деятельности выпускников факультета геотехнологий и управления производством ДонНТУ является управление людьми. Известно, что примерно лишь на 15% успех специалистов обуславливается инженерными, техническими и специальными знаниями, а на 85% — способностью управлять

людьми, умением обращаться с коллегами, начальниками и подчинёнными [1]. Люди легче принимают позицию того человека, к которому испытывают симпатию, доверие, дружбу и намного труднее принимают, а нередко отвергают, позицию того человека, который вызывает у них неприязнь, антипатию или ненависть.

Для улучшения качества подготовки специалистов в сложившихся условиях наряду с интенсификацией усвоения основ фундаментальных и специальных дисциплин следует выработать у будущих руководителей умение работать с людьми и создавать благоприятный психологический климат в коллективе.

Умение работать с людьми — важнейшее качество, которым должен обладать руководитель, и чего, как правило, не достаёт не только молодому специалисту, но и умудрённому опытом менеджеру. Специалисты по управлению считают, что знания о человеке должны составлять до 80 % всех знаний преуспевающего бизнесмена, менеджера, руководителя. В учебных планах университетов, школ бизнеса (факультетов менеджмента) США, Японии и ряда высокоразвитых европейских стран изу-

чению психологии отведено от 20 до 40 процентов всего учебного времени [2].

Руководитель — это человек, наделённый большими полномочиями, решения которого затрагивают интересы многих людей и определяют конечные результаты деятельности коллектива. Он должен обладать способностью вести за собой, оказывать целенаправленное воздействие на подчинённых и регулировать их поведение. От личности руководителя в значительной степени зависит эффективность деятельности предприятия, так как, кроме всего прочего, на исполнителей существенно действуют подлинные свойства и качества их начальников.

Сейчас от руководителя требуется умение добиваться того, чтобы подчинённые ему люди добровольно, без принуждения стремились добросовестно и энергично работать, чтобы основными побудительными факторами их деятельности являлись интерес, удовольствие и страстное желание продуктивно работать. Для успешного решения этой сложной задачи необходима наряду с инженерной серьёзная психологическая подготовка. Эти знания помогут понять себя и других, научат управлять производством и людьми.

Мастерство руководителя, эффективность его деятельности определяют качества личности, умения, которыми он владеет, виды и качество работ, которые выполняет. Все это должно быть целенаправленно сформировано на студенческой скамье. Однако наш выпускник для руководства людьми не подготовлен, так как в стенах ДонНТУ, как и подавляющего большинства вузов страны, не дают знаний и не вырабатывают необходимых умений и навыков управленческой деятельности. А потому, приступив к работе, молодой специалист испытывает целый ряд трудностей, основными из которых являются: неумение отдавать распоряжения и контролировать их выполнение, сложности в общении с начальниками и подчинёнными, непонимание позиций и мотивов поведения окружающих, отсутствие навыков управления межличностными отношениями в коллективе, конфликтами и дисциплиной труда.

В недалёком прошлом лишь для высшей партийной и государственной элиты нашей страны читались дисциплины по искусству управления персоналом. Аналогичные курсы

преподавались далеко до Великой Отечественной войны в Германии и США. Психологией управления людьми интересовались на протяжении веков. Но мы или вовсе не знали о её существовании, или считали это псевдонаучным. И только сейчас стало ясно, что современному руководителю для преуспевания в условиях конкурентной борьбы без знаний психологии управления персоналом просто не обойтись.

Бурное развитие психологии управления, усиление её роли в повышении эффективности труда породило и необычайно развило в последние годы управленческое консультирование. Сегодня в США работают несколько тысяч консультационных фирм, причём, более 100 из них — весьма крупные организации широкого профиля, оказывающие разнообразные услуги в решении управленческих проблем. Они содействуют десяткам стран в совершенствовании управления, регулярно организуют у себя стажировку управляющих со всего мира. Общая численность специалистов, занятых управленческим консультированием, составляет в США более полумиллиона человек; объём продаж консультативных услуг измеряется миллиардами долларов и растёт по 15% в год [3].

Чтобы помочь нашим выпускникам выжить в жёсткой конкурентной борьбе, нам необходимо в корне изменить основополагающие подходы к подготовке специалистов. Основной упор должен быть сделан на создание надлежащей личности престижного и преуспевающего инженера, менеджера, руководителя. Личность предприимчивого лидера не может появиться сама собой. Она должна быть создана в результате целенаправленного обучения и самосовершенствования. Каждый студент — как зёрнышко, его нужно соответствующим образом питать. Только в этом случае мы получим престижного и преуспевающего специалиста.

Нам необходимы специальные программы самопознания, самосовершенствования, тренингов, направленные на развитие и приобретение необходимых для практической деятельности руководителя личных качеств и подавления, искоренения вредных.

Плодотворность деятельности руководителя в основном определяют знания, умения и навыки по успешному управлению людьми.

Поэтому следовало бы ввести в учебную программу дисциплину по управлению персоналом. Основная цель курса «Управление персоналом» должна состоять в том, чтобы вооружить будущих руководителей необходимым минимумом психологических знаний, которые дадут возможность им успешно работать над совершенствованием своего профессионального мастерства по управлению людьми в новой, рыночной среде.

В курсе «Управление персоналом» должны содержаться сведения о социально-психологических аспектах управления персоналом, методах и приёмах познания окружающих людей и самого себя, резервах человеческого фактора, индивидуально-психологических особенностях персонала. Следует раскрыть психологические механизмы деятельности руководителя; дать практические рекомендации по укреплению дисциплины труда, искусству общения, сохранению и поддержанию высокой работоспособности. Необходимо изложить методы предупреждения и преодоления конфликтов; требования, предъявляемые к руководителям в новых условиях хозяйствования; формы дифференцированного подхода к подчинённым. Это должен быть свод того, что изучено, доказано, достаточно устоялось и нашло практическое применение в жизни как в нашей стране, так и за рубежом.

Изучение материала курса позволит студентам ознакомиться с индивидуально-психологическими особенностями человека, социально-психологическими процессами, протекающими в коллективе, стилями руководства, техникой личной работы руководителя и способами воздействия на подчинённых. Овладение курсом поможет выработать в себе, при желании, необходимые для преуспевающего руководителя деловые и личностные качества; освоить методы управления собой и воздействия на людей; осуществлять подбор и расстановку подчинённых в соответствии с их психологическими особенностями и потребностями производства.

Каждый из нас представляет собой единственную в своём роде, уникальную, неповторимую личность с присущими только нам способностями, характером, жизненным опытом, убеждениями и преследуемыми целями. Мы имеем свой индивидуальный набор потребностей, интересов, свои установившиеся пред-

ставления о жизни, существенно отличающиеся от других. Однако в одном мы сходимся: все люди стремятся к счастью и успеху в жизни. Все хотят быть обаятельными и преуспевающими. И тем не менее, лишь немногие добиваются этого. Подавляющее большинство людей не знает, как извлечь максимум из собственного потенциала, как применять свои силы для получения максимальных результатов.

Каждый человек при желании вполне может преобразить себя, если будем знать, каким он должен стать и чем при этом он должен обладать. Любая задача будет решена, если задано её содержание (что нужно сделать) и известна технология (как это произвести). Потенциальные возможности для достижения успеха у нас есть. Многие не достигают желаемого не потому, что не хватает силы воли, а потому, что недостаёт знаний о себе, о заложенных в нас природой неисчерпаемых возможностях.

Знания — это начало и главный источник силы человека. Английский философ Ф.Бэкон справедливо утверждает: «Мы столько можем, сколько знаем». Умения и навыки преуспевания в жизни закономерно появятся после приобретения необходимых для этого знаний. Мы всего лишь ученики в этой жизни от рождения и до глубокой старости. Мы учимся с помощью старших ходить (примерно один год), говорить (два-три года), ездить на велосипеде, плавать, играть в шашки, шахматы, карты и т. д., а вот умению преуспевающе жить почему-то упорно нас не хотят учить ни в семье, ни в школе, ни в вузе, ни в государстве в целом.

Каждый выпускник может и обязан быть преуспевающим. Стремление иметь успех не только обеспечивает в будущем материальное благополучие, но и порождает чувство удовлетворения, обретения счастья. Поэтому предлагается ввести в учебную программу курс по преуспеванию в жизни.

Учебная дисциплина «Психология успеха» должна предложить к использованию накопленный в мире опыт по преуспеванию в жизни. В курсе следует изложить основополагающую практическую информацию, которая расскажет, как выжить в сложившихся условиях взаимоуничтожающей борьбы за существование, как справиться с повседневными заботами, как сделать свою жизнь продуктивной, из каких умений складывается преуспевающая лич-

ность, как добиться поставленных целей, как реализовать свои неограниченные возможности. Эти знания позволят выработать необходимые умения и навыки по достижению успеха и счастья в жизни.

Курс «Психология успеха» должен, на наш взгляд, включать в себя следующие разделы: смысл и стратегия жизни, успех и счастье; основные принципы достижения успеха, закономерности преуспевания и неудач, секреты личного обаяния, практические советы по деловому общению, ораторское искусство — путь к успеху, правила и приёмы эффективного разговора по телефону, формирование чувства юмора, язык мимики, жестов, телодвижений или речь без слов, развитие памяти и интеллекта, профилактика нервозности, переутомления и устранение их, оздоровление. Курс поможет в закладке фундамента по преуспеванию личности и явится благоприятным шансом научиться плодотворной деятельности.

Процесс формирования престижной и преуспевающей личности специалиста должен быть непрерывным на протяжении всего времени пребывания в университете. На производственных практиках студентам необходимо учиться искусству управления людьми и производством, дублируя деятельность руководящего кадрового состава предприятий.

Нам должно быть безразлично будущее наших выпускников. Мы обязаны открыть им глаза на изменившиеся условия существования, указать на необходимые действия по самосовершенствованию и планированию своего будущего, помочь реализовать свои неограниченные возможности и предложить к использованию накопленный в мире опыт по преуспеванию в жизни. Это тот «капитал», которым смогут пользоваться наши выпускники на протяжении всей своей жизни и который будет способствовать приобщению ДонНТУ к числу престижных вузов страны.

Библиографический список

1. Карнеги Д. Как завоёвывать друзей и оказывать влияние на людей. — К.: Глобус, 2002. — 223 с.
2. Абчук В.А. Директорский «хлеб». — Л.: Лениздат, 1991. — 208 с.
3. Паркинсон С., Рустомджи М. Искусство управления /Пер. с англ. — М.: Фаир, 2003. — 272 с.

© Почтаренко Н.С., 2005

Ing. PETR URBAN, Ph.D.Ю, VŠB-Technical University of Ostrava, Faculty of Mining and Geology, Institute of Mining Engineering and Safety

Prof. Ing. PETR KUBÍČEK, DrSc., Na Čtvrti 14, Ostrava-Hrabůvka, 70030

SUPERVISION OF DIFFUSIVE SOURCES OF METHANE IN POST-MINING AREAS

The paper deals with principles of the method and the proposed methodology for measuring the content and amount of gas emitted from various underground spaces at new evaluation criteria by means of the diffusion model mainly from the point of view of risks associated with gas emissions in semi-confined and confined spaces, in areas loaded by the mining of mineral raw materials and in mining claims closed in the past.

1. Introduction

After finishing mining activity in many mines of the Ostrava region, the estimated cubature of empty mine spaces amounts to about 30 million m³; it is a case of spaces of underground accumulation of methane. Coal gas capacity in the mentioned spaces is estimated at 124 000 m³/day. From these spaces, methane migrates to the surface substantially through two pathways that will

manifest themselves later as sources of point character (e.g. openings of some mine workings) and sources of planar character, i.e. subparts of the coal-bearing Carboniferous formation with the absence of impermeable overburden. The methane escape from old mine workings represents a high risk factor resulting in an accident — an explosion and fatal injuries, the devastation of pieces of land

with a necessity of construction finishing, the risk of explosion in already built structures, etc.

With reference to the fact that methane escapes in the densely inhabited Ostrava area, an acute hazard still exists that will not diminish in the future. As another example of this risk several critical situations at Orlová in the year 2002 can be taken when methane from old mine workings accumulated in the sewerage system below the square and in the cellars of the out-patient clinic, and a series of explosions impended.

For monitoring the concentration of methane several tens of measuring points automatically observing the concentration and accumulating data in the monitoring centre (Jeremenko Mine) were established. In principle, two protection methods independent of each other exist at present. What is meant is passive protection enabled partly by the monitoring system and the fast transmission of information on the increased risk of methane emissions, mainly in case of atmospheric pressure drop, leading to prevention as a result of signalling increased caution, ventilation, insulation of critical points, etc. The other possible method is active protection in the form of methane drainage boreholes drilled especially into worked-out areas. Before reorganisation in the year 2001, the following three subjects had been concerned with solving these problems of methane: OKD, DPB Paskov, a.s., Vi.P., s.r.o. and VŠB-Technical University of Ostrava, Faculty of Mining and Geology. For instance, it is a case of the computerized processing of data and results of methane measurement in the measuring points, isoline drawing, geographic information system applications, observation of time dependence of methane emissions on the atmospheric pressure, i.e. time series of methane with their standardisation.

Another set of works deals with methane drainage boreholes, empirical formulae for the calculation of quantities of methane from the boreholes, theoretical aspects of flowing mine gases to the surface, application of the theory of nets to coping with methane emissions from closed mines by means of methane drainage boreholes, and others. At present, the branch plant Odra o.z. of the company DIAMO, s.p. solves problems of old and abandoned mine workings in the Ostrava area.

2. Use of the Diffusion model for Gas Emissions

The described approaches to solving the problems of methane emissions are concerned rather with “macroprocesses”, i.e. turbulent flow in rela-

tively great volumes and are close to the sources of point character. Any processes that dominate with sources of planar character, namely processes of convective diffusion, are not included in them. The overlying layers themselves, e.g. the rock mass with all faults, dislocations, fissures, cavities and anomalies either manmade or natural, can be regarded as “porous material”, through which methane migrates towards the surface by a diffusion mechanism, e.g. for tens of years. To this diffusion, methane convection towards the surface is added as a result of a drop in the atmospheric pressure. Causes of convection can be tidal forces, seam pressure and to a limited extent even the temperature gradient. Although it is a case of small flow velocities, after mathematical processing this convective diffusion model, the dominant importance of them to methane emissions from planar sources can be shown.

Thus the diffusion model represents the observation of “microprocesses” in methane emissions in the course of a long time period, into which as a consequence of convective diffusion also short-term influences can be included, e.g. changes in the atmospheric pressure.

The elaboration of the diffusion model of methane emissions aims at acquiring information on localities and relevant values of physical quantities from data experimentally measured in the field that has not been available yet from these data. It is mainly the analysis of time series of concentrations in methane emissions at changes in the atmospheric pressure from several ten of measuring points situated above all in the areas where methane sources of the planar character are there.

To acquire basic information for the preparation and design of diffusive mechanism of methane emissions from closed and phased out mines, the following shafts in the Ostrava and the Petřvald Partial Basin of the Czech Republic were selected. In the shafts, values of physical quantities, including in situ measured input basic data acquired in the field are observed. This is primarily the case of analysis of time series of concentrations of methane emissions at changes in the barometric pressure in methane sources of the planar character represented by these shafts.

What is meant is the following localities:

- Karolina — air shaft, Ostrava
- Šalomoun — working shaft, Ostrava
- Těžní jáma Jindřich — working shaft, Ostrava
- Hedvika- air shaft No. 4, Petřvald

— Jáma Jan (Jan Nepomucký) — shaft, Ostrava

— Ida těžní jáma (Rudý Říjen — working shaft), Ostrava-Přívoz

— Rudý Říjen — větrná jáma č.1, air shaft No. 1, Ostrava-Přívoz

In these localities, individual and continuous measurements of methane content in the air circulating through venting pipes (see Figs. Nos. 2.1, 2.2) are taken in decommissioned main mine workings (MMW). Data from these measurements are, in the framework of dealing with the model of diffusion, evaluated, numerical series of data are processed into graphs together with the behaviour of barometric pressure and methane content. Minimally once a month the following items are separately measured: methane concentration, volumetric discharge, gas pressure and temperature.

Furthermore, in the above-mentioned decommissioned MMWs and methane draining boreholes Nos. 1, 15 and 39 measurements of the following quantities are made:

- methane content (%)
- volumetric discharge (m^3/s)
- barometric pressure (Pa)
- temperature of flowing gas ($^{\circ}C$)
- in boreholes, overpressure, or underpressure is measured (Pa).

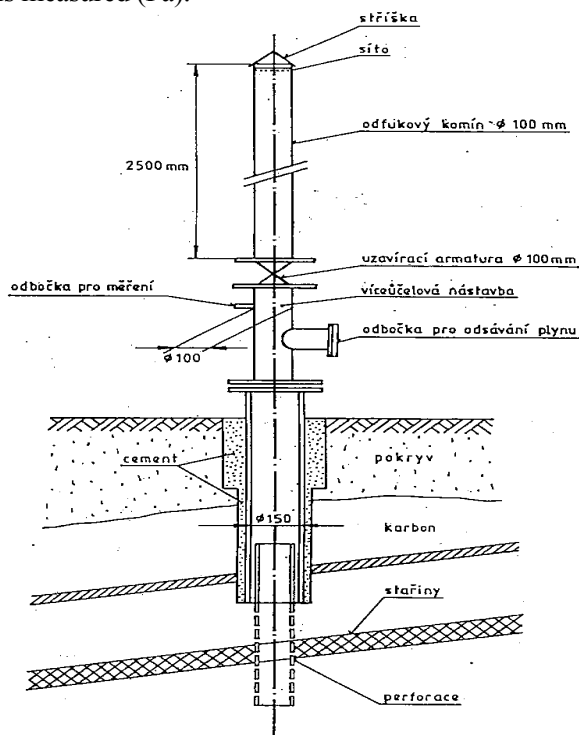


Fig. 2.1. Scheme of a gas vent pipe

Stříška — hood

Sítu — screen

Odfukový komín — blow pipe

Uzavírací armatura — stop valves

Víceúčelová nástavba — multipurpose body

Odbočka pro měření — branch pipe for measurement

Odbočka pro odsávání plynu — branch pipe for gas exhaustion

Pokryv — cover

Cement — cement

Karbon — Carboniferous

Stařiny — worked-out area

Perforace — perforation



Fig. 2.2. Blow pipe Karolina- air shaft, Ostrava

The result of theoretical solving is the derivation of many criteria according to which it would be possible, on the basis of a rather great number of measurements in the field (continuous observation), to characterise more exactly the given locality from the point of view of methane risk with regard to material properties and structure underground and the character of methane sources. We shall call these procedures the theoretical diagnostics of methane emissions. By means of this diagnostics it would be possible to acquire physical data on the basement that influences fundamentally methane migration, such as values of apparent diffusivity, effective porosity, effective resistance of basement to methane migration, and others.

In addition, the diffusion model can contribute, according to the character of localities evaluated like that, to the assessment of efficiency and effectiveness of methane drainage boreholes for suitable localities, especially in those cases, when these boreholes cannot be drilled directly into the worked-out areas.

The theory of diffusion model is based above all on solving the equations of mathematical physics, more specifically on the equation of diffusion in the porous environment at the presence of diffusive sources, i.e. methane sources and on solving the equation of convective diffusion. These equations fall into the area of partial differential equations of parabolic type and their mathematical solution can be, with reference to the initial and marginal conditions, considerably complicated.

3. Diffusion of Gas in Porous Environment without Convection

In this part of the contribution basic models and an adequate mathematical apparatus for the description of methane emissions on the surface by the diffusive mechanism at zero flow velocity, i.e. diffusion without convection are presented. The equation of gas diffusion in the porous environment is derived and the analytical solving of this equation is shown for the most important configurations that have practical applications.

The significance of analytical solving that can be performed merely in the case of rather simple tasks consists mainly in a possibility of discussing the solutions, doing their mathematical analysis and using them for the derivation of other relations that are of importance to applications. Further, it will enable us to evaluate how specific parameters characterising the diffusive processes are interrelated and how they affect final results, e.g. the concentration of methane at the surface, density of diffusion fluxes, and others.

3.1. Derivation of Diffusion Equation

We shall examine the one-dimensional development of diffusion along the axis x in the environment filled with a porous material on condition that at each instant of time the concentration of gas c in the plane normal to diffusion direction, i.e. to the axis x , is the same. The development of diffusion can be described by the function $c(x,t)$ expressing the concentration in the point x at the time instant t .

According to the Nernst law the matter of gas flowing through the surface S in the axis x for the time interval $\langle t, t+dt \rangle$ is equal to

$$dQ = -D \frac{\partial c(x,t)}{\partial x} S dt, \quad (3.1)$$

where D is the diffusion coefficient. According to the definition of concentration c , the amount of gas Q in the volume V equals to $Q=c V$, and hence it follows that a change in the amount of gas mass

over a section $\langle x_1, x_2 \rangle$ is at the change in concentration Δc equal to

$$\Delta Q = \int_{x_1}^{x_2} P(x) \Delta c S dx, \quad (3.2)$$

where P is the factor of porosity that is defined by a ratio of pore volume to the total material volume V_o , i.e. in our case $dV_o=S dx$.

Inside the pores, gas can generate or cease, e.g. as a result of chemical reactions or radioactive decay, i.e. gas sources act and as a consequence of these sources (positive or negative) the amount of gas, $dQ=q(x,t)P(x)S dx dt$, where $q(x,t)$ is the capacity, or yield of springs, is generated over the section $\langle x, x+dx \rangle$ in the time interval $\langle t, t+dt \rangle$.

In the integral form we shall obtain the following:

$$Q = S \int_{t_1}^{t_2} \int_{x_1}^{x_2} P(x) q(x,t) dx dt \quad (3.3)$$

We shall build the gas mass conservation equation over the section $\langle x_1, x_2 \rangle$ in the time interval $\langle t_1, t_2 \rangle$.

$$\begin{aligned} & S \int_{x_1}^{x_2} P(\xi) [c(\xi, t_2) - c(\xi, t_1)] d\xi = \\ & = S \int_{t_1}^{t_2} \left[D(x_2) \frac{\partial c(x_2, \tau)}{\partial x} + \right. \\ & \quad \left. - D(x_1) \frac{\partial c(x_1, \tau)}{\partial x} \right] d\tau + \\ & + S \int_{t_1}^{t_2} \int_{x_1}^{x_2} q(x, \tau) dx d\tau. \end{aligned} \quad (3.4)$$

Supposing continuous derivatives $\frac{\partial^2 c}{\partial x^2}$, $\frac{\partial c}{\partial t}$ and

by using the mean value theorem of integral calculus we shall obtain the differential shape of diffusion equation, i.e. partial differential equation of parabolic type

$$P \frac{\partial c}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x} \left(D \frac{\partial c}{\partial x} \right) + q \quad (3.5)$$

If the effective diffusion coefficient [3] $D=\text{constant}$, the following can be written:

$$\frac{\partial c}{\partial t} = D_z \frac{\partial^2 c}{\partial x^2} + q, \quad D = D/P, \quad (3.6)$$

where D_z is the apparent diffusion coefficient. The value D_z can be determined experimentally, e.g. when observing the diffusion of gas in a tube with a porous material, and the value $D = D_z P$ can be determined by means of the known value of porosity factor P . At $P=1$, it is a case of gas diffusion in the tube without any porous material. For the sake of completeness, it is necessary to state that according to the molecular theory of gases, according to [1] the diffusion coefficient of ideal gases is proportional to

$$D \sim \frac{1}{p} \sqrt{\frac{T}{M}}, \quad (3.7)$$

where p is pressure, T is temperature [K] and M is the molecular mass of gas. For $T=300\text{K}$, $D \approx 2.2 \cdot 10^{-4} \text{ m}^2/\text{s}$ applies to the air, $D \approx 3 \cdot 10^{-4} \text{ m}^2/\text{s}$ applies to methane. With regard to the smaller molecular mass of methane (CH_4), the concentration of CH_4 grows by diffusion in confined spaces with minimum convection in the vertical direction.

4. Conclusion

In conclusion, it can be stated that the mathematical-physical model with the given very simple

presentation of diffusive sources of methane is useful and suitable for the most common cases in practice, when the volume of cavities in worked-out areas is negligible in comparison with the total volume of basement between the worked-out spaces and the surface in the areas with completed mining activity, i.e. for $\Delta \xi_i \ll \xi_{oi}$. However, it will be necessary to verify the reliability of the model practically. So far, the theory of Darcy's linear filtration has been used for the mathematical description of these phenomena. It has been proved that the pressure difference between the underground and the surface has values in the range of hundreds of Pascals; for that case the reliability of the convective-diffusion model has not been dealt with yet.

Moreover, the thought that concentrations of methane on the surface when being emitted from the mine are considerably low, cannot be generally accepted; it is rather a case of exceptions.

Acknowledgements:

The contribution was written in the framework of dealing with the project GAČR No. 105/04/0978.

Bibliography

1. Friš S.E., Timoreva, A.V.: *Kurs fyziky I.*, ČSAV Praha, 1953.
2. Tichonov, A.N., Samarskij, A.A.: *Rovnice matematické fyziky.* ČSAV Praha, 1955.
3. Matolín M.: *Stanovení radonového rizika staveních pozemků.* Skripta Přírodovědecké fakulty UK Praha, 2000.
4. Rektorys K. et al.: *Přehled užití matematiky.* Praha, SNTL, 1968.
5. Fichtengoltz, G.M.: *Kurs differencialnogo i integralnogo isčislenija II.*, Gos. izd. fiz. met. lit., Moskva, 1959.
6. Strakoš V.: Teoretické aspekty proudění důlních plynů na povrch. Sborník referátů 10. mezinárodní konference „Hornická Ostrava 2000“. Ostrava, 23.-25.5.2000, pp. 101-110.
7. Truneček T.: Využití teorie sítí k řešení výstupu plynu z utlumených dolů na povrch.
8. Sborník referátů 10. mezinárodní konference „Hornická Ostrava 2000“. Ostrava, 23.- 25.5.2000, pp. 337-346.
9. Šiška F., Otáhal A., Prokop P., Sedlatý V.: „*Bánské vetranie.* ALFA Bratislava, 1993.

© Petr Urban, Petr Kubiček, 2005

УДК 622.270.03

ЕЩЕНКО С.А. (ГПО «Артемсоль»)

О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ НА СОЛЯНЫХ РУДНИКАХ ГПО «АРТЕМСОЛЬ» ПОДЗЕМНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ

Обоснование возможности замены поверхностного вентилятора главного проветривания на подземный.

Правилами безопасности предусматривается непрерывность проветривания горных выработок, как одного из основных условий обеспечения безопасности труда в шахтах и рудниках. При этом проветривание их должно осуществляться при помощи вентиляционных установок главного проветривания (ГВУ), установленных на поверхности. Допускается применение подземных вспомогательных вентиляционных установок главного проветривания (ПВВУ), работающих совместно с ГВУ с разрешения органов Госнадзорохрантруда.

Основные причины запрещения применения установки подземных вентиляторов главного проветривания (ВГП) [1]:

— опасность частичной рециркуляции воздуха в шахте за счет утечек в околоствольном дворе исходящей струи на свежую;

— выход из строя ВГП при взрыве метана или пыли в шахте;

— выход из строя ВГП при пожаре в стволе, по которому проложен кабель, питающий вентилятор.

Анализ условий соляных рудников ГПО «Артемсоль» и сопоставление их с причинами запрещения применения ВГП показывает, что указанные причины не могут быть основанием для запрещения использования подземных ВГП в соляных рудниках по следующим соображениям.

1. Рудники ГПО «Артемсоль» имеют разновысотные уровни подачи основных потоков свежего воздуха по клетевым стволам и выдачи исходящей струи по скиповым или др. стволам (разность горизонтов до 35 м), что практически исключает закорачивание основных струй. Межстволовые сбойки надежно изолированы. В пределах выемочных участков отсутствуют пересечения свежей и исходящей струй, поэтому на соляных рудниках нет кроссингов или других аналогичных сооружений.

Вентиляционные схемы характеризуются малым числом вентиляционных сооружений, в первую очередь, со шлюзами (последние сооружены только в околоствольных дворах), что повышает надежность работы вентиляционных систем рудников.

В связи с большими мощностями соляных пластов (до 40 м), и малым годовым продвижением очистных забоев камер (до 150 м/год) выемочные участки находятся на расстоянии не более 1,5 км от вскрывающих стволов, поэтому регулирующие вентиляционные сооружения находятся вблизи выемочных участков, что повышает устойчивость проветривания соляных рудников. По этой же причине их аэродинамические характеристики не изменяются в течение нескольких лет.

Отметим, что проветривание соляных рудников с помощью ГВУ не исключает опасность закорачивания вентиляционной струи через надшахтное здание и вентиляционный канал, что может прекратить подачу свежего воздуха по клетевому стволу. Применение подземного ВГП такую аварийную ситуацию исключает.

2. В связи с отсутствием на соляных рудниках Артемовского месторождения взрывоопасных газов и пыли выход из строя по этой причине подземных ВГП исключен.

3. Пожары в стволе соляных рудников мало вероятны, так как крепь стволов негорюча, а армировка защищена от возгорания осевшей негорючей соляной пылью. Тем не менее, так как ВГП даже в негазовых рудниках относятся к первой категории электроприемников, нарушение электроснабжения которых может повлечь за собой опасность для жизни людей, в разработанных для соляных рудников проектах соблюдается требование об обеспечении подземных ВГП электроэнергией от двух независимых источников питания и перерыв их электроснабжения может быть допущен толь-

ко на время автоматического ввода резервного питания [2]. Для этого в проектах питание ВГП предусмотрено от центральной подстанции на поверхности по кабелям, проложенным в разных стволах [3,4]. Контуры заземления ВГП также прокладываются по двум стволам.

На соляных рудниках горные выработки поддерживаются длительное время (более 100 лет) в устойчивом состоянии за счет оставления по их контуру предохранительных целиков, а также за счет устойчивости научно обоснованных параметров системы разработки (междукамерные, панельные, барьерные и др. целики). В связи с этим крепь, тем более из горючих материалов, отсутствует, что снижает пожароопасность. Это подтверждается длительным опытом эксплуатации соляных рудников. Практически единственным источником пожароопасности являются ленточные конвейеры при нарушении правил их эксплуатации в транспортных выработках.

Исходя из сказанного, а также учитывая опыт безопасной эксплуатации с 1960г. подземной ВГП на руднике №2 ОАО «Илецксо́ль» (Оренбургская область, Россия), ГПО «Артемсо́ль» совместно с УкрНИИсо́ль выполнил в 2000-2001 гг. комплекс исследований по применению подземных ПВВУ в условиях соляных рудников [5,6].

Основным достоинством использования подземных ВГП является исключение значительных внешних утечек воздуха, присущих поверхностным ГВУ (до 20-25% по нормативам), что снижает КПД вентиляционной системы рудника и приводит к перерасходу электроэнергии на его проветривание.

Первым этапом исследований являлось определение возможности и эффективности применения подземных вспомогательных вентиляционных установок (ПВВУ) в составе ВМП большой производительности и эжекторов низкого давления (труба Вентури).

Исследования выполнены на руднике №7 ГПО «Артемсо́ль» при остановленной ГВУ на поверхности в соответствии с временным разрешением Донецкого территориального управления Госнадзорохрантруда. ПВВУ состоит из двух ВМП типа ВМ-12М, один из которых предназначен для проветривания рудника в нормальном режиме, другой — в реверсивном режиме и трубы Вентури.

Установлено, что одна ПВВУ обеспечивает подачу в рудник необходимого расчетного ко-

личества воздуха (до $80 \text{ м}^3/\text{с}$) при положительной депрессии естественной тяги (е.т.), т.е. примерно, как установлено натурными измерениями, до температуры $+20^\circ$ на дневной поверхности.

При более высоких температурах и отрицательной депрессии е.т. необходимо использовать вторую ПВВУ в параллельной работе на один ствол. Использование двух ПВВУ позволило нормально проветривать рудник №7 в течение 12 мес. 2002г., несмотря даже на весьма жаркий летний сезон этого года (более 35°).

По данным контрольной воздушно-депресссионной съемки, выполненной Горловской ГВГСС, производительность ПВВУ в нормальном режиме обеспечивала достаточную подачу свежего воздуха в рудник, реверсивном режиме составила 70-90% от ее производительности в нормальном режиме, при этом опрокидывание струи воздуха достигалось не более чем за 10 мин., что соответствует требованиям правил безопасности.

По данным солерудника опытная эксплуатация ПВВУ в течение двух лет позволила сэкономить ≈ 3 млн. кВт·ч электроэнергии, с учетом потребляемой мощности ВГП 450 кВт и ПВВУ — 105 кВт и соблюдения требований о непрерывном проветривании рудника (удельные затраты мощности на проветривание снижены с 5,3 до 1,4 кВт·с/ м^3 подаваемого воздуха).

Учитывая положительные результаты исследований и опыт эксплуатации ПВВУ на руднике №7 в ГПО «Артемсо́ль» было принято решение о ее применении на руднике им. Володарского. Однако при сравнительно близких общешахтных аэродинамических характеристиках рудников №7 и им. Володарского применение ПВВУ в указанном выше ее конструктивном исполнении на последнем руднике оказалось проблематичным. Расчеты показали, что при наличии двух стволов и сохранении выдачи отработанного воздуха по скиповому стволу, имеющему большее по сравнению с рудником №7 аэродинамическое сопротивление, ПВВУ имеет неприемлемые геометрические размеры по длине (до 40 м), что не позволяет разместить такую установку в сборном вентиляционном штреке околоствольного двора у скипового ствола.

Отсюда возникла необходимость решения проблемы иным путем, наиболее рациональ-

ным из которых признан вариант использования подземных вентиляторов тоннельного типа (метрополитеновских).

Предпосылками для их использования являются:

— малое (до 11 Па·с/м⁶) аэродинамическое сопротивление вентиляционных сетей солерудников, не требующее применения ВГП с большим напором;

— сравнительно небольшая необходимая подача свежего воздуха в рудник (до 110 м³/с) без создания вентилятором большой депрессии (не более 180 даПа);

— малая установленная мощность электропривода ВГП (до 130 кВт) и соответственно обеспечение низкого потребления электроэнергии при его эксплуатации.

Такие вентиляторы осевого типа выпускаются серийно, имеют простое и надежное регулирование режимов работы поворотом лопаток рабочих колес и, что особенно важно, возможность реверсирования одним агрегатом воздушной струи. Автоматизация их работы производится с помощью аппаратуры, поставляемой вместе с ВГП, он снабжается устройством для снятия показаний подачи и давления и др.

В проекте [4] предусмотрено автоматическое, дистанционное с центрального пульта диспетчера и местное управление работой ВГП.

В соответствии с требованиями к специальным проектам применения подземных ВГП [1] разработанный документ содержит:

— выбор типа подземного вентилятора и режим его работы;

— схему расположения вентилятора в горных выработках околоствольного двора;

— указание способа управления подземных вентилятором (автоматическое, дистанционное и местное);

— требования к контролю за работой вентиляционной установки (с помощью поставляемой заводом аппаратуры);

— дополнительные предложения к плану ликвидации аварий с учетом использования поверхностных ГВУ в качестве резервных.

Проектом применения подземного ВГП на руднике им. Володарского получил положительное заключение Донецкого экспертно-технического центра Госнадзорохрантруда.

Настоящее обоснование получили поддержку в отзывах специализированных институтов горноспасательного дела — НПО «Респиратор» (г.Донецк), НИИБТГ (г.Кр. Рог), кафедры аэрологии и охраны труда и разработки месторождений полезных ископаемых ДонНТУ.

С учетом выполненного комплекса научно-исследовательских работ, опыта более чем 40 летней безаварийной эксплуатации подземной вентиляторной установки главного проветривания на соляном руднике ОАО «Илецксоль» и трехлетнего опытного использования подземных вентиляторов главного проветривания на руднике №7 ГПО «Артемсоль» УкрНИИсоль считает возможным и экономически целесообразным дальнейшую безопасную эксплуатацию подземных вентиляторов главного проветривания на соляных рудниках ГПО «Артемсоль» по специальным проектам.

Считаем также необходимым включение в новые «Правила безопасности при разработке рудных и нерудных месторождений подземным способом» соответствующих дополнений для условий соляных рудников.

Библиографический список

1. **Комментарии** к правилам безопасности в угольных и сланцевых шахтах. Под ред. И.А. Бабокина. — М.: Недра, 1979. — 335с.
2. **Справочник** по электроснабжению угольных шахт. Под общей ред. В.П. Морозова. — М.: Недра, 1975. — С.28-30.
3. **Проветривание рудника №7** с использованием подземной вспомогательной вентиляторной установки главного проветривания. рабочий проект. 9/01-00-ПЗ УкрНИИсоль, ООО НПФ «Наука». — Артемовск, 2001. — 70с.
4. **Реконструкция** вентиляционной системы рудника им. Володарского. Рабочий проект. 5/02-00-ПЗ УкрНИИсоль, ООО НПФ «Наука». — Артемовск, 2002. — 67с.
5. **Выполнение** исследований эффективности использования на соляных рудниках подземных вентиляторов местного проветривания большой производительности с целью улучшения их проветривания и экономии электроэнергии. Отчет/УкрНИИсоль; А.Н. Ещенко — 0706. — Артемовск, 2000. — 29с.

6. **Выполнение** контрольной воздушно-депресссионной съемки на руднике №7 при работе подземной вспомогательной вентиляторной установки (ПВВУ), обобщение результатов исследований и разработка рекомендаций по промышленному использованию ПВВУ на каждом руднике ГПО «Артемсоль». Отчет/УкрНИИСоль, М.И. Станкевич — 0728. — Артемовск, 2001. — 40с.

© Ещенко С.А., 2005

УДК 622.457.2

СУХОРУКОВ В.П.(НИИГД)

РАСЧЕТ ДЕПРЕССИИ КАССЕТНОГО ТРУБОПРОВОДА ПРИ ИЗМЕНЕНИИ ЕГО ВОЗДУХОПРОНИЦАЕМОСТИ В ПРОЦЕССЕ РАЗГАЗИРОВАНИЯ ТУПИКОВОЙ ВЫРАБОТКИ ПОСЛЕ ПОЖАРА

Рассмотрен вопрос влияния изменения воздухопроницаемости кассетного трубопровода на его депрессию в результате повреждений в процессе прокладки по разгазируемой тупиковой выработки.

При разгазировании длинных тупиковых выработок после пожара [1] горноспасатели сталкиваются с опасностью теплового поражения [2], так как проникновение в аварийную выработку возможно только со стороны исходящей струи пожарных газов. Для снижения влияния высокой температуры на горноспасателей и повышения их работоспособности разработаны блок-базы [2], которые позволяют после выполнения тяжелой работы обеспечить возможность восстановления сил в нормальных условиях. Однако доставка этих баз к месту их расположения связана с необходимостью выполнения тяжелой работы, которую необходимо выполнить в атмосфере непригодной для дыхания, имеющей высокую температуру и влажность. Воздействие этих факторов на горноспасателей обусловило необходимость ограничения времени их пребывания в атмосфере аварийной выработки, имеющей высокую температуру [2].

Для снижения воздействия высокой температуры на горноспасателей разработан кассетный трубопровод [3,4], который состоит из 20-ти кассет, снаряженных секциями гибких труб длиной 50м и диаметром 600мм. Масса снаряженной кассеты не превышает 40кг, что обеспечивает возможность их транспортирования 2-мя горноспасателями.

Основным достоинством кассетного трубопровода является возможность непрерывной подачи свежего воздуха к месту расположения горноспасателей, транспортирующих кассету.

Возможность перемещения кассеты по аварийной выработке и одновременного обдува горноспасателей свежим воздухом позволяет снизить воздействие окружающей атмосферы на них. Однако транспортирование кассеты в атмосфере с ограниченной видимостью сопряжено с высокой вероятностью повреждения гибкого трубопровода, что обуславливает повышение его воздухопроницаемости.

Исследования изменения воздухопроницаемости гибких вентиляционных трубопроводов, используемых для проветривания тупиковых выработок при их проведении, показали, что за время их эксплуатации абсолютная величина коэффициента воздухопроницаемости увеличивается более чем в 40 раз [5].

Очевидно, что под воздействием окружающей среды воздухопроницаемость кассетного трубопровода тоже увеличивается. Однако метод аэродинамического расчета депрессии этого трубопровода и производительности вентилятора местного проветривания (ВМП) не учитывает влияние указанного процесса [2].

Существующий метод аэродинамического расчета также не учитывает существенного влияния местного сопротивления, которым является транспортируемая кассета, на депрессию кассетного трубопровода обусловленное его воздухопроницаемостью.

Целью настоящей работы является определение зависимости для расчета депрессии кассетного трубопровода, учитывающей влияние

воздухопроницаемости и местного аэродинамического сопротивления кассеты.

Из работ [6] известно, изменение расхода воздуха и депрессии неплотного трубопровода описывается системой дифференциальных уравнений вида

$$\frac{dP}{dx} = rQ^2, \quad (1)$$

$$\frac{dQ}{dx} = kP^{0.5}, \quad (2)$$

где: P, Q — давление и расход воздуха, Па и м³/с, соответственно; x — переменная координата длины трубопровода, м; r — удельное аэродинамическое сопротивление трубопровода, Па·с²/м⁷; k — коэффициент воздухопроницаемости трубопровода, м²/с·Па^{0.5}.

Для определения зависимости, позволяющей определить депрессию трубопровода, продифференцируем уравнение (1), которое в результате этого преобразуется к виду

$$\frac{d^2P}{dx^2} = 2rQ \frac{dQ}{dx}. \quad (3)$$

Из совместного решения системы уравнений (1), (2) и (3) получаем зависимость

$$\frac{d^2P}{dx^2} = 2k\sqrt{r} \left(P \frac{dP}{dx} \right)^{0.5}, \quad (4)$$

частным решением которого является выражение

$$P = P_K e^{2ax}, \quad (5)$$

где P_K — затраты энергии давления на преодоление аэродинамического сопротивления местного сопротивления, которым является корпус кассеты совместно с воздухоотражательным экраном, Па.

После подстановки в уравнение (4) зависимости (5), а также первой и второй производных от нее получим выражение для параметра a , которое имеет вид

$$a = \sqrt[3]{\frac{rk^2}{2}}. \quad (6)$$

Для решения нелинейного дифференциального уравнения (4) сделаем предположение

о том, что первая производная от искомой функции имеет вид

$$\frac{dP}{dx} = u^2 P_K e^{2ax}, \quad (7)$$

тогда вторую производную от выражения (7) можно представить в виде

$$\frac{d^2P}{dx^2} = 2u \left(\frac{du}{dx} + au \right) P_K e^{2ax}. \quad (8)$$

После подстановки в уравнение (4) частного решения (5), выражений (7) и (8) и выполнения соответствующих преобразований получим уравнение

$$\frac{du}{dx} + au = k\sqrt{r}, \quad (9)$$

решением которого является выражение

$$u = \frac{k\sqrt{r} + C_0 e^{-ax}}{a}, \quad (9)$$

где C_0 — произвольная постоянная величина интегрирования

С учетом зависимости (9) выражение (7) принимает вид

$$\frac{dP}{dx} = \left(\frac{k\sqrt{r} + C_0 e^{-ax}}{a} \right)^2 P_K e^{2ax}. \quad (10)$$

Из совместного решения системы равенств (1) и (8) при выполнении граничных условий $x = 0$ и $Q = Q_T$ имеем выражение для произвольной постоянной

$$C_0 = aQ_T \sqrt{\frac{r}{P_K}} - k\sqrt{r}. \quad (11)$$

Давление P_K согласно работы [7] можно представить в виде выражения аналогично

$$P_K = \xi_1 \rho \frac{Q_T^2}{2S^2}, \quad (12)$$

где: ξ_1 — коэффициент местного аэродинамического сопротивления, которым является кассета кассетного трубопровода; ρ — плотность воздуха, кг/м³; Q_T — расход воздуха в конце

трубопровода перед кассетой, m^3/c ; S — площадь поперечного сечения трубопровода, m^2 .

Зависимость (11) с учетом выражения (12) примет вид

$$C_0 = aS \sqrt{\frac{2r}{\xi_1 \rho}} - k\sqrt{r}.$$

С учетом этого выражения уравнение (10) преобразуется в зависимость

$$\frac{dP}{dx} = \left(\frac{k + (aA_0 - k)e^{-ax}}{a} \right)^2 r P_K e^{2ax}, \quad (13)$$

где

$$A_0 = S \sqrt{\frac{2}{\xi_1 \rho}},$$

Решением дифференциального уравнения (13) является выражение

$$P = \frac{P_K}{a^2} \left[\frac{k^2 r}{2a} (e^{2ax} - 1) + \frac{2kr}{a} (aA_0 - k)(e^{ax} - 1) + r(aA_0 - k)^2 x \right] + P_K,$$

которое с учетом зависимости (12) преобразуется к виду

$$P = \left[(e^{2ax} - 1) + 4 \left(\frac{aA_0}{k} - 1 \right) (e^{ax} - 1) + r \left(A_0 - \frac{k}{a} \right)^2 x + 1 \right] \frac{\xi_1 \rho}{2S^2} Q^2. \quad (14)$$

Из выражения (14) видно, что депрессия кассетного трубопровода зависит от величины потери энергии давления на преодоление местного аэродинамического сопротивления и увеличивается с ростом воздухопроницаемости его поверхности. Это обусловит повышение утечек воздуха по длине, как следствие этого, изменятся параметры управления процессом его прокладки и снизится эффективность применения.

Расход воздуха, который должен подавать ВМП в кассетный трубопровод определяется с помощью известного выражения

$$Q = Q_T k_y,$$

где k_y — коэффициент утечек воздуха, рассчитываемый по зависимости приведенной в работе [8], которая учитывает влияние местного аэродинамического сопротивления на величину утечек из трубопровода.

Таким образом, проведенные аналитические исследования позволили установить зависимость для расчета депрессии кассетного трубопровода, которая учитывает влияние местного аэродинамического сопротивления на величину утечек.

Библиографический список

1. Черных А.В., Дикенштейн И.Ф., Булгаков Ю.Ф. Пожароопасность длинных тупиковых выработок // Горно-спасательное дело: Сб. науч. тр. / НИИГД. — Донецк, 1998. — С.66-68.
2. ДНАОП 1.1.30-4.01097 Устав ВГСЧ по организации и ведению горноспасательных работ. — Киев, 1997. — С.453.
3. Таранец Ю.В., Бржевский Е.И., Пяткин В.Е. Результаты испытания кассетного трубопровода для разгазирования тупиковых выработок в аварийных условиях // Современные методы и средства ведения горноспасательных работ: Сб. науч. тр. / НИИГД. — Донецк, 1989. — С.38-42.
4. Зинченко И.Н., Романченко С.Б., Топчиенко Б.И., Пяткин В.Е. Теплообмен в тупиковых выработках при ее проветривании кассетным трубопроводом // Горноспасательное дело: Сб. науч. тр. / НИИГД. — Донецк, 1991. — С.76-82.
5. Медведев Б.И., Сухоруков В.П., Снежко В.Д. Утечки воздуха и воздухопроницаемость реальных гибких воздухопроводов // Изв. Вузов. Горный журнал, 1981, №3. — С.46-48.
6. Федоров А.М. О подсчете параметров вентиляции при использовании вентиляторов частичного проветривания // Шахтное строительство, 1961, №12. — С.7-10.
7. Идельчик И.Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям. — М.: Машиностроение, 1975. — 560с.

8. Сухоруков В.П., Крупка А.А. Расчет вентиляционного трубопровода с местным аэродинамическим сопротивлением // Разраб. месторождений полезных ископаемых: Респ. межвед. науч.-техн. Сб.— 1992. — Вып. 92, С.9-14.

© Сухоруков В.П., 2005

UDK 622.45

BULGAKOV Y.F., FALKO S.V., MELNIKOVA V. (DonNTU)

AERODYNAMIC INTERACTION OF DROP LIQUID WITH VENTILATION FLOWS WHEN FIRES OCCUR IN UNDERGROUND WORKINGS

We have designed mathematical model of aerodynamic interaction of drop liquid with ventilation flow when units of water firefighting turn on automatically along the working at a definite distance from each other. This distance depends on fire area. Implementation of the designed model on computer allows to forecast the consequences caused by sudden switch on of water firefighting units and work out advanced measures on steady ventilation of workings which are equipped with belt conveyers.

As fire-extinguishing substance, water is the main agent of underground fires fighting. Dispersing or fine grinding of liquids (water) in the medium (ventilation flow) brings to dispersed system formation creation. Dispersing of liquids in gases (air), usually called as spraying, requires as much work as high the necessary fineness of dispersion and surface energy on the boundary of grinding liquid with the medium is. When liquids disperse, turbulent (vortical) mixing, used for obtaining intimate mixtures, in several parts of underground working can't but cause troubles in their ventilation conditions. To get dispersed system "Respirator" created water atomizers with stream-

centrifugal injectors of type PB, which are intended for making up a set of water fire-extinguishing units NBNK-B or УИВС. Water fire-extinguishing units turn on automatically and make water curtain for locating and extinguishing fires in workings, equipped with belt conveyers, when the temperature rises to more than 72⁰C. Water curtain as it is mentioned in the project, overlays the whole cross-section of the working along the distance not less than 8 m. Automatic units of water fire-extinguishing are settled along the working at a definite distance from each other depending on fire area (picture 1).

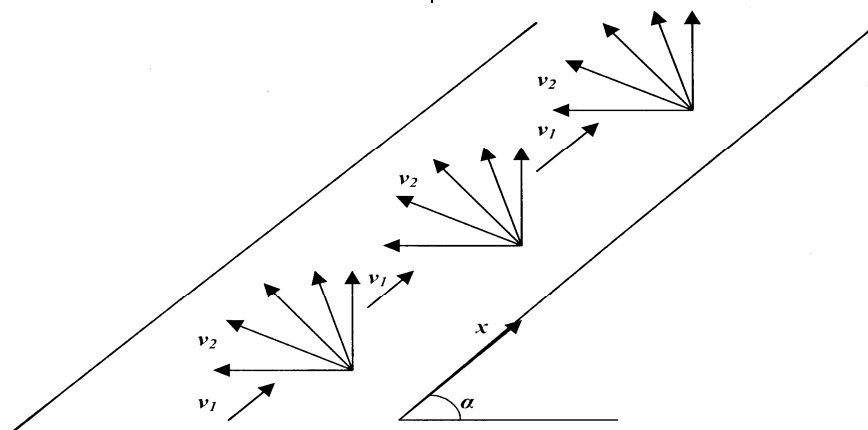


Fig. 1. Scheme of the mine slope with the rising air flow when water firefighting units work at the speed of water supply v_2

Appearance of liquid particles in ventilation flow brings to the necessity of consideration of two-phase medium/air+liquid/moving. One should

concern the following most important features of the processes occurring in two-phase medium. These features are a) thermal and mechanical in-

teraction of phases between themselves and with hard borders (walls of the working); b) presence of phase transitions both in one direction (evaporation) and in other one (condensation). These factors can be seen most intensively at high temperatures. Specific features of the considered medium is also the fact that one can concern liquid being in-compressible, but air behaves as compressible liquid at high temperature and difference of pressures. Thereby, the forms of moving of two-phase flows are much more varied and the laws of existence are much more complicated than the forms and laws of hydro-aerodynamics of the uniform medium. So methods of the generalized analysis of the results of theoretical and experimental researches are of great importance in this field. While studying these processes we will base on the theory of behavior of two-phase medium of drop and bubble structure in nozzles and pipes (2). As researches were conducted mainly for solution of problems of liquid evaporation and its vapours condensation on turbine blades, the designed theory requires corresponding simplifications and reprocessing. After that it can be used for study of the processes of aerodynamic interaction of drop liquid with ventilation flow.

While developing the mathematical model we will take the following assumptions:

- 1) entering arbitrarily oriented working air presents uniform medium, which doesn't contain any additives;
- 2) sprayed liquid streams are injected codirectionally or antidirectionally into the air flow, which has subsonic velocity (the velocity of these liquid streams being higher than the velocity of the air flow);
- 3) the areas of air and liquid streams mixing have rated extent and are situated on the given distance from each other;
- 4) medium, formed during mixing, is a mixture of the air and liquid drops (coagulation and crushing are not taken into account);
- 5) carrying unceasing phase is air, discrete phase is incompressible liquid drops, evenly portioned in the ventilation flow;
- 6) viscous effects within each phase aren't taken into account and only viscous interphase interaction is considered;
- 7) mechanical interaction of liquid drops and the air comes to gas and dynamic resistance, appearing at unbalance of vectors of phases moving velocities ;

8) in the general placing the flow is transient and univariate.

9) It is directed along the working of the free length (pic.1). As it is known (5,6), equation of ventilation flow continuity as a whole (that is mixture of the air and liquid drops) can be presented as:

$$\frac{\partial \rho}{\partial \tau} + \frac{\partial \rho v}{\partial x} = -I_2, \quad (1)$$

where ρ is mixture density, kg/m^3 ; v is the velocity of the mixture flow, m/s ; I_2 is the losses of liquid mass at its drops collision with the walls of the working and subsiding on the ground of the working under the influence of gravitation powers, $\text{kg}/(\text{s}\cdot\text{m}^3)$; τ is time since turning on of water firefighting units, s ; x is the coordinate in the direction of ventilation flow moving, m .

As the flow consist of two phases and the first one is unceasing (the air), the second one is discrete (liquid drops in the flow) each phase is possible to consider separately, having given aforesaid indexes to those parameters, to the phase of which they concern.

Each phase in the flow section will occupy its certain part which we propose to name specific contents of the phase:

$$\varepsilon_i = S_i / S, \quad (2)$$

where S_i is the part of the working area, occupied by i-phase, m^2 .

Obviously, airborning of water drops in the air will be pulsing in turbulent ventilation flow, limited by the walls of the working. As a result, drops will crush, collide with each other and with the walls of the working and remain on them. This will bring to the fact that as drops move with the ventilation flow there will remain less and less of them not only as a result of evaporation, but also because of collision of drops with the walls. We will suggest that the liquid phase change along the working is proportional to its perimeter and working is proportional to its perimeter and consumption of the liquid, which gets through the section of the working as it happens in all processes of mass exchange [6]:

$$I_2 = \frac{k_{cm} \Pi}{S} \varepsilon_2 \rho_2 v_2, \quad (3)$$

where k_{cm} is the coefficient which characterizes the frequency of drops collision with the walls of

the working and losses under the influence of gravitation powers on its ground; Π is the perimeter of the working, m; S is the area of the cross-section of the working, m^2 .

The equation of continuity disintegrates on two equations for each phase and taking into account the liquid losses at drops collision with the walls of the working it has the following form:

$$\frac{\partial \varepsilon_1 \rho_1}{\partial \tau} + \frac{\partial \varepsilon_1 \rho_1 v_1}{\partial x} = 0;$$

$$\frac{\partial \varepsilon_2 \rho_2}{\partial \tau} + \frac{\partial \varepsilon_2 \rho_2 v_2}{\partial x} = -\frac{k_{cm} \Pi}{S} \varepsilon_2 \rho_2 v_2, \quad (4)$$

We will consider the mass contents of the phases (air and liquid) in a unit of the volume of the working /kg/m³/:

$$m_1 = \varepsilon_1 \rho_1; \quad m_2 = \varepsilon_2 \rho_2.$$

Expressing the corresponding parameters through the mass contents of the phases, we will get instead of the equations (4) the following:

$$\frac{\partial m_1}{\partial \tau} + \frac{\partial m_1 v_1}{\partial x} = 0;$$

$$\frac{\partial m_2}{\partial \tau} + \frac{\partial m_2 v_2}{\partial x} = -\frac{k_{cm} \Pi}{S} m_2 v_2. \quad (5)$$

It follows from the second equation (5) that the mass of liquid drops will decrease in the flow and it will get lost on the walls of the working proportionally to the mass consumption of the liquid.

We will present the equation of the ventilation flow moving as a whole (mixture of the air with the liquid drops) in the field of force of gravity in the following form [5,6]

$$\rho \left(\frac{\partial v}{\partial \tau} + v \frac{\partial v}{\partial x} \right) = -\frac{\partial P}{\partial x} - \rho g \sin \alpha - F_1, \quad (6)$$

where g is acceleration of gravity, m/s^2 ; α is the angle of the slope of the working to horizon; radian; F_1 is friction forces of the flow with the walls of the working, Pa/m.

The formula for determination of friction forces, appearing in the continuous phase at its contiguity with the walls of the working with account of the sign, has the form [5]:

$$F_1 = \frac{\lambda \Pi}{8S} \varepsilon_1 \rho_1 v_1 |v_1|, \quad (7)$$

here λ is the coefficient of the resistance of friction.

We will get combined equation of moving for two phases taking into account their mechanical interaction [2] and friction losses instead of the equation [5]:

$$\varepsilon_1 \rho_1 \left(\frac{\partial v_1}{\partial \tau} + v_1 \frac{\partial v_1}{\partial x} \right) = -\frac{\partial \varepsilon_1 P}{\partial x} - F_1 - F_2;$$

$$\varepsilon_2 \rho_2 \left(\frac{\partial v_2}{\partial \tau} + v_2 \frac{\partial v_2}{\partial x} \right) = -\frac{\partial \varepsilon_2 P}{\partial x} - \varepsilon_2 \rho_2 g \sin \alpha + F_2,$$
(8)

where F_2 is the force of the aerodynamic interaction between the phases, Pa/m³.

We will define the power of the aerodynamic interaction between the phases. In mechanics of the hard body the force which acts from the part of the flow upon the body, equals to [5]:

$$F = C_x \frac{\pi d_k^2}{4V} \frac{\rho v^2}{2},$$

where V is a certain volume of the working, m³; Pa·m²; C_x is the coefficient of the resistance to moving of the body; d_k is the diameter of the body (drop) of the globous form; m. We will use this formula at the relative moving of all liquid drops, which are in a unit of the volume of the working, and we will get the following formula taking into account the sign:

$$F_2 = C_x \frac{S_n}{V} \frac{\rho_1 |v_1 - v_2| (v_1 - v_2)}{2}, \quad (9)$$

where S_n is the area of all drops surface in a certain volume of the channel, m².

As volume content of liquid phase can be presented in the form:

$$\varepsilon_2 = \frac{n \pi d_k^3 / 6}{V},$$

so ratio of the area of midlength of liquid drops to a certain volume of the working will be equal to:

$$\begin{aligned} \frac{S_{II}}{V} &= \frac{n\pi d_k^2 / 4}{V} \\ &= \frac{n\pi d_k^3 / 6}{V} \frac{n\pi d_k^2 / 4}{n\pi d_k^3 / 6} = 3\varepsilon_2 / 2d_k, \end{aligned}$$

where n is number of liquid drops in a unit of the volume.

As a result we will get the following formula instead of the formula (11):

$$F_2 = \frac{3C_x}{4d_k} \varepsilon_2 \rho_1 |v_1 - v_2| (v_1 - v_2), \quad (10)$$

The formula (10) corresponds completely to the formula given in the project [2] with account of the sign of the direction of resistance force action. It follows from the formula [10], that the drops of small diameter at their opposite direction will have the most influence upon the ventilation flow. It is explained by increasing of the amount of the drops, that is by increasing of the general area at the same volume content of the drops in the flow.

Substituting formulas (7) and (10) into the equations (8), we will have:

$$\begin{aligned} \varepsilon_1 \rho_1 \left(\frac{\partial v_1}{\partial \tau} + v_1 \frac{\partial v_1}{\partial x} \right) &= -\frac{\partial \varepsilon_1 P}{\partial x} + \\ &- \frac{\lambda \Pi}{8S} \varepsilon_1 \rho_1 v_1 |v_1| - \frac{3C_x}{4d_k} \varepsilon_2 \rho_1 (v_1 - v_2) |v_1 - v_2|; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \varepsilon_2 \rho_2 \left(\frac{\partial v_2}{\partial \tau} + v_2 \frac{\partial v_2}{\partial x} \right) &= \\ &= \frac{\partial \varepsilon_2 P}{\partial x} - \varepsilon_2 \rho_2 g \sin \alpha + \frac{3C_x}{4d_k} \varepsilon_2 \rho_1 (v_1 - v_2) |v_1 - v_2|. \end{aligned} \quad (11)$$

The received combined equation can be simplified if we take into account, as we did earlier, mass contents of the phases. As a result we will get:

$$\begin{aligned} m_1 \left(\frac{\partial v_1}{\partial \tau} + v_1 \frac{\partial v_1}{\partial x} \right) &= -\frac{\partial \varepsilon_1 P}{\partial x} - \frac{\lambda \Pi}{8S} m_1 v_1 |v_1| + \\ &- \frac{3C_x}{4d_k} \frac{1}{\varepsilon_1 \rho_2} m_1 m_2 (v_1 - v_2) |v_1 - v_2|; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} m_2 \left(\frac{\partial v_2}{\partial \tau} + v_2 \frac{\partial v_2}{\partial x} \right) &= -\frac{\partial \varepsilon_2 P}{\partial x} - m_2 g \sin \alpha + \\ &+ \frac{3C_x}{4d_k} \frac{1}{\varepsilon_1 \rho_2} m_1 m_2 (v_1 - v_2) |v_1 - v_2|, \end{aligned} \quad (12)$$

When transient aerodynamic processes occur, the air becomes compressible and behaves as ideal gas. We will present the equation of its condition in the form [5]:

$$P = \rho_1 R T_0, \quad (13)$$

where P is pressure in a free point of the working, Pa; R is universal gas constant, Pa m³/(kg K).

To is mean temperature in the places of water curtains installation in the working, k.

Substituting the formula (13) in the equations (12) we will have:

$$\begin{aligned} m_1 \left(\frac{\partial v_1}{\partial \tau} + v_1 \frac{\partial v_1}{\partial x} \right) &= -R T_0 \frac{\partial m_1}{\partial x} - \frac{\lambda \Pi}{8S} m_1 v_1 |v_1| + \\ &- \frac{3C_x}{4d_k} \frac{1}{\varepsilon_1 \rho_2} m_1 m_2 (v_1 - v_2) |v_1 - v_2|; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} m_2 \left(\frac{\partial v_2}{\partial \tau} + v_2 \frac{\partial v_2}{\partial x} \right) &= -\frac{R T_0}{\varepsilon_1 \rho_2} \frac{\partial m_1 m_2}{\partial x} + \\ &- m_2 g \sin \alpha + \frac{3C_x}{4d_k} \frac{1}{\varepsilon_1 \rho_2} m_1 m_2 (v_1 - v_2) |v_1 - v_2|. \end{aligned} \quad (14)$$

The received combined equation (5) and (14) is closed, as it contains four functions: mass contents of the phases (m_1 and m_2) and their velocities (v_1 and v_2). Other parameters can be taken for constants with a certain approximation. So, as volume content of water in the air flow is insignificantly little, we will suppose $\varepsilon_1 \approx 1$ in the equations (14).

Initial and boundary conditions should be added to the combined equation (5) and (14):

$$\begin{aligned} 1) \quad m_1(x, 0) &= m_{10}; \quad m_2(x, 0) = 0; \quad v_1(x, 0) = v_{10}; \\ v_2(x, 0) &= 0; \\ 2) \quad m_1(0, \tau) &= m_n; \quad m_2(0, \tau) = m_v; \quad v_1(0, \tau) = v_0; \\ v_2(0, \tau) &= v_v, \end{aligned} \quad (15)$$

where parameters with index "10" mean initial allocation of mass content of air in the working and its velocity, and parameters with index "n" and "v" mean mass contents and velocities of air and water, given at the beginning of water curtain. In this case it is accepted that moisture in the form of drops was absent in the ventilation flow before water curtains were turned on. Combined equation

of continuity (5) and moving of the discrete system with initial and boundary conditions (15) is solved with numerical method step-by-step for each water curtain, origin of coordinates is chosen in the place of installation of the curtain. Definition of air content on the border is corrected so, as it corresponded to depression, applied to the working:

$$m_n = \rho_0 + h / RT_0$$

and air velocity at the working entrance corresponded to the condition $m_i(L, \tau) = \rho_0$ where ρ_0 is air density at normal conditions, kg/m^3 , h is depression, applied to the working, Pa.

Solution of the given task becomes more complicated, if evaporation of moisture happens in the zone of high temperatures. This factor can be taken into account with adding to air consumption extra consumption of steam, which corresponds to the predetermined temperature.

Conclusions.

So, the designed mathematical model of aerodynamic interaction of drop liquid with ventilation flow and its implementation on computer allow to forecast the consequences caused by sudden switch on of water firefighting units and work out the advanced measures on steady ventilation of workings, which are equipped with belt conveyers.

Bibliography

1. **Yu. N. Yushchenko, L. I. Lapin.** Automatic units of firefighting and localization for underground workings of mines.// Mine-rescue work: Collected scientific articles, - Donetsk,2002, p 312-37.
2. **M. E. Deych, Y. A. Filippov.** Flow dynamics of tw-phase mediums.-M: Energia (Energy), 1968-427p.
3. **Y. A. Filippov, L. I Seleznyov, L. A. Belyayev, A. I. Nikolskii.** The influence of dispersion of liquid phase on two-phase flows characteristics//Heat-power engineering, 1979 №11- p. 55-55.
4. **S. S. Kutateladze, M. A. Styrikovich.** Hydrodynamics of liquid-gas system.-M; Energy, 1976-196p.
5. **Y. N. Abramovich.** Applied gas dynamics.-M.: Science, 1969-824p.
6. **A. V. Lykov.** Heat-mass exchange (Reference book). M: Energy, 1971-560p.

© *Bulgakov Y.F., Falko S.V., Melnikova V., 2005*

УДК 622.833

НЕГРЕЙ С.Г. (ДонНТУ)

О ВОЗМОЖНОСТИ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ПОВТОРНОГО ПУЧЕНИЯ ПОРОД ПОЧВЫ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПОСЛЕ ИХ ПОДРЫВКИ

На основе результатов лабораторных и шахтных исследований процесса выдавливания пород почвы горных выработок обоснована необходимость разработки способов предотвращения повторного пучения после проведения подрывки почвы.

Обеспечение устойчивого состояния подготовительных выработок является одной из приоритетных задач при разработке угольных пластов на больших глубинах. Анализ состояния подготовительных выработок показывает, что необходимость выполнения ремонтных работ в 30 % случаев связана с несоответствием несущей способности крепи действующим нагрузкам, в 70 % — наличием пучения пород почвы.

Устойчивость почвы горных выработок зависит от множества горно-геологических и горнотехнических факторов, важнейшими из

которых являются: глубина ведения работ, мощность и угол падения пласта, влажность угля и вмещающих пород, нарушенность месторождения, физико-механические свойства боковых пород, а также их сочетание в массиве, принятая система разработки, длина и скорость подвигания очистного забоя, способы охраны выработок, параметры принятой крепи выработки, качество ее крепления и др.

Несмотря на многолетние исследования научных организаций и отдельных авторов в Украине и за рубежом проблема обеспечения

устойчивого состояния почвы выработок не является полностью решенной.

Существует множество гипотез, объясняющих процесс пучения пород почвы, и каждая из них применима для определенных горно-геологических и горнотехнических условий, так как механизмы этого процесса в тех или иных условиях разнятся.

Считается, что пучение происходит в результате пластических деформаций пород почвы, выдавливаемых в полость подготовительной выработки под действием горного давления, а также вследствие увеличения объема пород при увлажнении (набухание). В некоторых случаях породы ведут себя как плиты из упруго-хрупкого материала, подверженного влиянию боковых нагрузок со стороны зон опорного давления под целиками. Помимо упругих деформаций и хрупкого разрушения с течением времени могут проявляться пластические деформации, а в отдельных случаях поведение пород почвы может быть описано законами сыпучей среды.

По нашему мнению, в условиях малых глубин разработки (200-400 м) пучение почвы выработки проявляется в слабых вмещающих породах. Механизм этого явления представляет собой процесс выдавливания слабых глинистых пород почвы в полость выработки.

В условиях средних и больших глубин разработки (500-1000 м) пучение почвы наблюдается в выработках, почва которых сложена песчаными сланцами и даже песчаниками. При этом механизм этого явления представляется как результат складкообразования породных слоев почвы при их смещении в плоскости напластования за счет формирования зоны разрушенных пород (ЗРП) в окрестности выработки.

Следует отметить, что гипотезы, объясняющие пучение пород почвы выработок как результат их складкообразования, отражают физику процесса только на ранней стадии существования выработок. В дальнейшем, в процессе формирования вокруг выработок зоны разрушенных пород и ее дальнейшего роста под влиянием очистных работ, породы внутри этой зоны представляют дискретную распорную среду, а механизм пучения почвы представляет собой процесс выдавливания дискретизированных пород в полость выработки. Эти вопросы на сегодняшний день изучены недостаточно.

Так как процесс пучения для разных условий отличен, в том числе и на разных этапах существования выработок, то существует множество способов борьбы с этим явлением практически для всех условий. Эффективность каждого способа прямо зависит от затратности при его реализации и часто применение эффективных способов в определенных условиях становится экономически невыгодным по сравнению с проведением подрывок пород почвы выработки.

Анализ известных результатов натурных наблюдений за смещениями пород в выработках до и после проведения в них подрывки показывает, что она приводит к увеличению интенсивности процесса деформирования пород на контуре выработок [1, 2]. При этом наиболее существенное влияние она оказывает на смещения пород почвы, увеличивая их скорость более чем в 7 раз относительно средних скоростей в периоды, предшествующие подрывке. Поэтому за время существования выработки проводится несколько подрывок почвы.

Активизация смещений пород на контуре выработки после подрывки свидетельствует о том, что в результате ремонтных работ нарушается равновесное состояние системы «крепь — зона разрушенных пород — окружающий породный массив». При этом уборка породы при подрывке снижает пассивный отпор на почву всего на 50-60 кН на 1 м выработки. Но этого оказывается достаточно для изменения состояния системы. Следовательно, для обеспечения устойчивого состояния почвы выработки после подрывки и предотвращения повторного выдавливания пород почвы необходимо компенсировать отпор извлекаемых пород сравнительно небольшими усилиями на почву выработки.

Данное предположение подтверждается результатами лабораторных исследований на структурных моделях, которые проводились с целью экспериментальной проверки влияния механического отпора выдавливанию пород почвы горных выработок на величину поднятия почвы [3]. Было установлено, что с увеличением отпора, прикладываемого к почве выработки, уменьшается величина ее смещений, причем значение механического отпора на три порядка меньше сил, действующих по периметру зоны разрушенных пород (рис. 1).

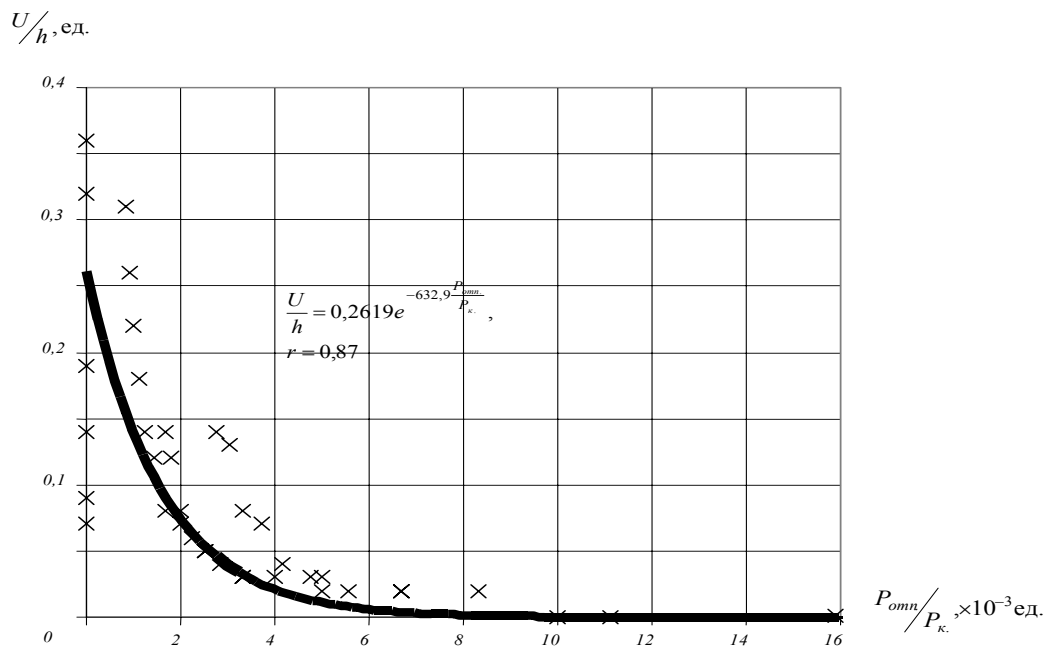


Рис. 1. График зависимости U/h от P_{omn}/P_k (где U — величина смещений контура почвы выработки; h — высота выработки; P_{omn} — величина механического отпора выдавливанию пород; P_k — величина пригрузки по контуру зоны разрушенных пород), полученный по результатам структурного моделирования

По результатам опытно-промышленной проверки способа механического отпора выдавливанию почвы выработки в условиях подготовительных выработок шахты «Южнодонбасская» №3 было установлено, что наличие средств отпора положительно влияет на состояние почвы выработки [4]. На участке, где находился состав энергопоезда и дополни-

тельно были установлены металлические канаты по ширине выработки между ножками крепи и, таким образом, на почву выработки обеспечивалась рассредоточенная нагрузка 0,03 МПа, величина выдавливания почвы выработки на 57 % была меньше по сравнению с участком, где не было средств противодействия этому процессу (рис. 2).

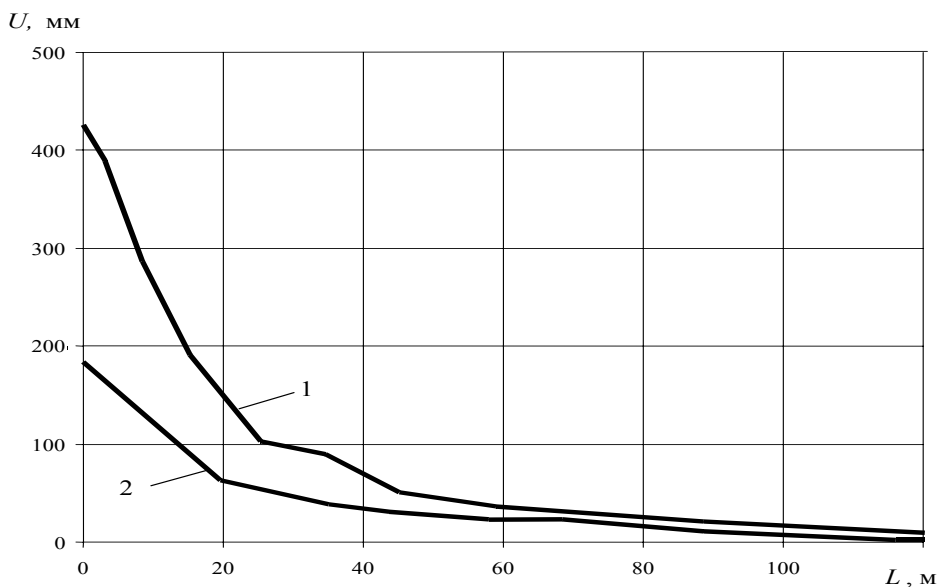


Рис. 2. Графики зависимостей смещений пород почвы выработки U_{II} от расстояния между наблюдательными станциями и очистным забоем L на участках без применения (1) и с применением (2) средств механического отпора выдавливанию пород почвы горных выработок

Стоит также отметить, что средства механического отпора устанавливались не в месте проведения подрывки и поэтому, для установления влияния величины отпора на смещения пород почвы после подрывки, необходимо проведение дополнительных шахтных исследований, а также необходимо активизировать поиск технических вариантов реализации мероприятий по механическому отпору, которые будут одновременно малозатратными и эффективными.

Таким образом, можно сделать выводы о том, что:

1. Применение средств механического отпора выдавливанию пород почвы выработок

эффективно влияет на состояние почвы выработки.

2. С увеличением уровня силового воздействия на почву выработки уменьшается величина ее смещений.

3. Для обеспечения устойчивого состояния почвы выработки после подрывки необходимо компенсировать отпор извлекаемых пород сравнительно небольшими усилиями на почву выработки.

4. Необходимо активизировать поиск новых технологических решений в плане применения рассредоточенной нагрузки для повышения эффекта противодействия выдавливанию пород почвы после проведения их подрывки.

Библиографический список

1. **Зубов В.П., Чернышков Л.Н., Лазченко К.Н.** Влияние подрывок на пучение пород в подготовительных выработках // Уголь Украины, 1985. — №7. — С. 15-16.
2. **Соловьев Г.И., Негрей С.Г.** Об особенностях пучения почвы выемочных выработок в условиях шахты «Южнодонбасская» №3 // Известия Донецкого горного института, 1999. — №3. — С.38-42.
3. **Касьян Н.Н., Негрей С.Г., Сахно И.Г.** О влиянии механического отпора выдавливанию пород почвы горных выработок на их смещения // Разработка рудных месторождений, 2004.— Вып. 87. — С. 28-29.
4. **Соловьев Г.И., Негрей С.Г., Кублицкий Е.В.** Опытно-промышленная проверка способа локализации выдавливания пород почвы // Геотехнологии на рубеже XXI века. — Донецк: ДУНПГО., Т.1, 2001. — С.63-68.

© Негрей С.Г., 2005

УДК 622.8.051: 622.235

V.N.ARTAMONOV, Y.B. NIKOLAYEV, I.V. BORSHCH (DonNTU)

SOME PECULIARITIES OF DUST FORMATION UNDER THE CONDITIONS OF COAL DISTRUCTION

The solution of scientific and technical task on improving of dust and gas formation after blasting operation in the final sections of faces is given. The solution implies prevention of harmful and dangerous dust and explosive gases appearance at the expense of dustforming ability change of coal layer and adsorptive coal dust ability decrease by means of change of physical and mechanical properties of coal by hydroeffect.

Introduction

Mining operations imply a wide use of blasting operations while developing preparatory excavations and forming of niches in breakage face in the final sections of faces. More than a half of breakage faces of “Donetskugol” prepare niches using DBO (drilling and blasting operations).

Dust which is formed in the result of coal deformation is of high dispersive quality and conse-

quently the danger of pneumoconiosis is very high, it is difficult to be watered and neutralized. Aggressive influence of such kind of dust on respiratory system of a human being is intensified by adoption of poisonous gaseous blast products on its surface. This leads to high fibrohenic activity and causes pheumoconiosis among mining workers. The consequent poisonous gases outlet can cause intoxication among miners [1].

The real state of the problem

Analysis of applied methods has shown that in spite of hydroblasting technologies improvement, efficiency of a single method of dust and gas suppression does not allow to decrease residual dust contents of air and gas release from cut coal according to demanded standards.

To fight against coal dust formation and adsorption of poisonous gases is necessary to carry out some efficient measures on prevention of harmful effects of poisonous gases and dust appearance which occur while carrying out blasting operations. It is simpler, cheaper and more efficient to prevent dangerous and harmful phenomena than to eliminate its results.

One of the methods of dust and gas formation can be hydroprocessing of edge parts of coal layers by water solution of active surface substances (ASS). Moisturized zones of the layer are formed in these substances changing physical and mechanical coal properties. Being combined with applied method and measures on dust and gas forming decrease while carrying out blast operations it will allow to create local zones on workplaces of face final sections in which concentration level of dust and gas contents is not higher than the maximum possible concentration [2].

Both coal destruction mechanism and processes of dust formation are changed while carrying out blasting operations in a moisturized zone of a coal layer.

The theoretical ground of the researches

It is known that energy contents (capacity) of destruction depends on both a kind of load application and physical and mechanical properties of the surroundings. Changing these properties leads to certain changes of energy indicators of destruction. When coal porosity is increased, steady increase of specific dust release is observed.

Functional dependence of specific dust formation on energy destruction has been calculated [3,4]:

$$P=[1-\exp(-\beta H_w)], \quad (1)$$

where β — an indicator that features coal massif according its ability to crush; H_w — specific energy of destruction.

$$\beta = \frac{n \sum_{i=1}^n X_i Y_i - \sum_{i=1}^n X_i \sum_{i=1}^n Y_i}{n \sum_{i=1}^n X_i^2 - \left(\sum_{i=1}^n X_i \right)^2}, \quad (2)$$

where $X_i = \ln d_i$; $Y_i = \ln \left[-\ln \left(1 - \frac{a_i}{100} \right) \right]$; a_i — arithmetic mean of release of particles with size less than d_i ; d_i — size of holes of sieve i , mm; n — the amount of sieves, (items).

Researches [5] show that summarized release of dust particles is proportional to work spent on coal destruction. Meanwhile the layer's properties effect dust contents in destroyed coal more than its destruction regime.

The change of properties of a layer by hydro effect leads to change of coal crush degree, i.e. it leads to change of its surface destruction. Area of dust surface F specific, which is formed when coal destruction occurs, is one of the main indicator of sorbing quantity of poisonous gases. These gases come into excavation atmosphere later. Specific energy of destruction H_w of both dry and moisturized coal is changed proportionally to the area of surface of their destruction depending on the degree of moisturizing.

The results of the theoretical researches

The graph of area change of destruction surface depending on coal particles size is built on the bases of idea physical and mechanical model. The dependence of this area change is calculating using the following formula:

$$S_{surf.i} = 0,0007d^2 - 0,0957d + 2,398, \quad (3)$$

where d — particles size of destroyed coal, mm.

Specific energy of destruction H_w depends on change of surface destruction area and coal particles size:

$$H_{wi} = \int_{d_1}^{d_n} S_{surf.i} \Delta d_i. \quad (4)$$

Strengthening properties and structural peculiarities of coal massif alongwith energetic parameters of destruction influence significantly the amount of forming dust [3]:

$$P_B = \frac{0,785\alpha_B G Q E K_T}{\tau^2 (1 - \mu^2) d_p K_f F_{sp}}, \quad (5)$$

where α_B — efficiency coefficient of blast (EC); G — mass of charge, kg; Q — specific heat of blast (J/kg); E — module of coal flexibility; K_T — mechanical equivalent of heat; τ — extent of strength of coal shift, (Pa); μ — Poisson's coefficient; d_p — diameter of dust particles, m; K_f — coefficient, including form of dust particles, $K_f=20\dots26$; F_{sp} — area of dust surface, m^2

The parameters included into the formula (5) can be divided into two groups: the first group includes variable parameters which feature properties of surroundings where blast occurs (E , τ , μ , d_p , K_f , F_{sp}); the second group includes constant energetic parameters of blast — α_B , G , Q , K_T .

$$P_B = 0,785\alpha_B G Q K_T \times \frac{E}{\tau^2 d_p (1-\mu^2) K_f F_{sp}}, \quad (6)$$

This allows to put down equation with constant parameters of blast and variable parameters of properties of coal layer before and after moisturizing:

$$P_{B1} = k_n \times \frac{E_1}{\tau_1^2 (1-\mu_1^2) F_{sp1}}, P_{B2} = k_n \times \frac{E_2}{\tau_2^2 (1-\mu_2^2) F_{sp2}}, \quad (7)$$

where $k_n = \frac{0,785\alpha_B G Q K_T}{d_p K_f} = const$, E_1 , E_2 —

modules of flexibility; τ_1, τ_2 — modules of shift; μ_1, μ_2 — Poisson's coefficient and F_{sp1} , F_{sp2} — area of dust surface of coal layer before and after moisturizing.

The change of dust formation using blasting method of coal cutting with account of the change of layer humidity can be calculated by the following formula:

$$\Delta P_B = \frac{P_{B1}}{P_{B2}} = \frac{E_1 \tau_2^2 (1-\mu_2^2) F_{sp2}}{E_2 \tau_1^2 (1-\mu_1^2) F_{sp1}}. \quad (8)$$

If we mark ratio of layer features before and after moisturizing as in formula (7) as k_1, k_2, k_3, k_4 , where

$$k_1 = \frac{E_1}{E_2}, k_2 = \frac{\tau_2^2}{\tau_1^2}, k_3 = \frac{(1-\mu_2^2)}{(1-\mu_1^2)}, k_4 = \frac{F_{sp2}}{F_{sp1}},$$

in this case the change of dust formation while carrying out blasting operations at the expense of the changes of physical and mechanical properties of a coal layer being effected by the process of moisturizing can be calculated by the following equation:

$$\Delta P_B = k_1 \times k_2 \times k_3 \times k_4 \quad (9)$$

The experiments in real conditions

The whole range of laboratory and real researches were held. In order to establish effect of low pressure of moisturizing on deformation coal features, its destructive and dust formation abilities. Coal of K_B layer of "Lidiyevka" mine SE "Donetskugol" was chosen to be tested because of coal high hardness ($f=1,5$) and its destruction energy capacity require use of DBO while preparing niches.

The moisturized zone of the layer has been formed on section 7 of western face from the side of haulage drift in the distance of 25-50mm. from the lower niche. From this niche sampling cut coal was done in order to establish granulometric contents of cut coal. The same kind of sampling has been done in the zone of upper niche which wasn't moisturized.

The results of the experiments in real conditions

The results of granulometric contents of destroyed coal from different zones of moisturizing showed that outcome of large fractions is increased from (30 mm) 38,2 to 60% and outcome of small fractions decreased from 39,05% to 23,25%.

Consequently the areas of surface of destroyed dry and moisturized coal are changed depending on fractions outcome with different degrees of coal moisturizing .

These changes have polynominal dependence and they are calculated by:

– unfinished coal:

$$S_{surf.1} = 0,0031d^2 - 0,1294d + 1,2213, \quad (10)$$

– coal treated with ASS water solution:

$$S_{surf.2} = 0,0015d^2 - 0,0694d + 0,7865, \quad (11)$$

Dependence of change of specific energy destruction H_w

– unfinished coal:

$$H_{w1} = \int_{d_1}^{d_n} S_{surf.1} \Delta d_i, \quad (12)$$

– coal treated with ASS water solution

$$H_{w2} = \int_{d_1}^{d_n} S_{surf.2} \Delta d_i. \quad (13)$$

The results of the researches

Total area of destroyed coal after analyzing of granulometric contents was $2,15\text{m}^2$ for coal which wasn't moisturized by sintanol solution (is 1,3 times reduced). The surface of small fractions of destroyed coal (1,5 mm) is decreased from 1.49m^2 to $0,896\text{m}^2$ (in 1,67 times). Thus decrease of total area of moisturized coal surface and area of small coal fractions surface leads to reduction of adsorbing capacity of poisonous gases and their release into atmosphere.

According to sieve analysis average value (according to number of samples) was calculated as summing outcome of sublattice product and indicator featured coal massif as for its crushing ability was calculated as well.

For coal from moisturized zone $\beta=0,57$. For coal from the zone moisturized by syntanol (solution: $\beta=0,66$). Specific energy of destruction of dry coal is $H_w=1,58\text{J/kg}$. The coefficient of specific dust formation from coal destruction energy

for different degrees of moisturizing: $P_{dry}=0.70\text{kg/t}$; $P_{moist}=0.59\text{kg/t}$.

Calculating average coefficients included in the equation (7) of variable quantities: Poisson coefficient (μ), module of flexibility (E , Pa), module of shift, (τ , Pa), dust surface area, (F_{sp} m^2) for sorts of coal with different degrees of moisturizing made it possible to calculate coefficients included in the dependence (9).

Conclusion

As a result, the amount of coal dust formed while carrying out blasting operations in the final sections of a face with physical and mechanical properties change of a coal layer under the moisturizing effect decreases dramatically (in 3 times).

The effect of extra preliminary hydro treatment of a coal layer in the potential drilling and blasting operations (DBO) zone gives the opportunity to reduce dust and harmful gas release from the cut coal into the mine atmosphere. It helps to create safe conditions of blasting operations.

Bibliography

1. **Professional** illnesses of coal mine workers guide / Edited by G. A. Kobets — K.: Zdorovye, 1992 — 232p.
2. **V. N. Artamonov, E. B. Nikolayev.** Preliminary moisturizing as a complex method of more effective and safe mining // Geotechnologies in the 21st century — Donetsk.. DUNPGO, 2001, t.1. — P.124-129.
3. **Ishchuck I. G., Pozdnyakov G. A.** Methods of complex dedust formation in mines. Reference book — M: Nyedra, 1991. — 253p.
4. **Dust** control in coal mines guide: the 2nd ed. M: Nyedra, 1979 — P.29-33.
5. **Rodyn A. V., Usov O. A., Medvyedev E. N., Bandyrin V. I.** The problems and prospects of preliminary moisturizing of coal layers as a method of dust pollution reduction in the mine atmosphere. Pit and mine ventilation. Atmosphere comfort and safety. Scientific work collection. — Leningrad: L. M. I., 1988. — P.51-54.

© V.N.Artamonov, Y.B. Nikolayev, I.V. Borshch, 2005

УДК 622.273

ПИЛЮГИН В.И., ГАВРИШ Н.Н., МИРОШНИЧЕНКО И.А. (ДонНТУ)

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ КОНВЕРГЕНЦИИ КОНТУРА ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК, ПОДДЕРЖИВАЕМЫХ В ПЛИКАТИВНО НАРУШЕННОЙ ТОЛЩЕ ПОРОД

Усовершенствован нормативный метод прогнозирования вертикальной конвергенции в подготовительных выработках, учитывающий кривизну рельефа залегания пликативно нарушенного горного массива.

Опыт отработки пликативно нарушенных угольных пластов на глубоких шахтах Донбаса убедительно доказывает, что величина проявлений горного давления в очистных и подготовительных выработках при ведении горных работ зависят от рельефа залегания разрабатываемых пластов и вмещающих пород. В монографиях [1,2] впервые форма и кривизна поверхности залегания были связаны с уровнем силового поля, действующего в нетронутым массиве.

В настоящее время не представляется возможным напрямую раскрыть и проанализировать связь рельефа залеганий с величиной напряжений, действующих в угленосном массиве. Это, прежде всего, обусловлено сложностью выполнения необходимых натурных экспериментов. На достигнутых в настоящее время глубинах уровень напряжений (даже гравитационных) зачастую превышает пределы упругости и пределы прочности вмещающих пород. Это приводит к тому, что они переходят в пластическое состояние либо разрушаются. Следовательно, известные методы и методики измерения напряжений для них становятся малоэффективными [3].

Вместе с тем кривизна рельефа залегания отработываемого угольного пласта представляет собой вполне определенную, легко определяемую для конкретных условий физическую величину. Если связать ее с уровнем проявлений горного давления в выработках, то на этой основе можно построить достаточно эффективную систему прогнозирования последних

Влияние кривизны рельефа залегания K_0 на величину конвергенции пластовых подготовительных выработок, поддерживаемых в нетронутым массиве, исследовалось в условиях пласта I_1 шахты им. А.Ф. Засядько (рис.1). Для этого было выбрано три конвейерных штрека, рас-

положенных на западном крыле шахтного поля: 9-й, 10-й и 12-й западные конвейерные штреки. Все выработки имели сечение $13,3 \text{ м}^2$, были проведены смешанным забоем с подрывкой пород кровли и почвы. Глубина заложения штреков изменялась от 1090 м до 1120 м, мощность пласта угля — $1,6 \div 1,8 \text{ м}$, угол его падения — $10 \div 12^\circ$. Вмещающие породы представлены неустойчивыми глинистыми и песчаными сланцами, пласт опасен по внезапным выбросам, марка угля Ж. В выработках устанавливались конвейеры СП-202 в качестве перегружателя и 1Л-100 для транспортировки угля. Крепление осуществлялось трехзвенными металлическими арками из профиля СВП-33 с железобетонной затяжкой, расстояние между рамами 0,5 м. Система разработки – столбовая с отработкой лав обратным ходом и охраной вентиляционных штреков расположением их вприсечку к выработанному пространству. В целом можно говорить о том, что условия поддержания этих выработок являются типичными для шахт Донецко-Макеевского района.

Западное крыло пласта I_1 шахты им. А.Ф. Засядько в отличие от восточного характеризуется довольно сложным рельефом залегания. Здесь нередко встречаются складки различной формы, а также малоамплитудные разрывные нарушения. Анализ разрезов по длине подготовительных выработок показал, что благодаря складчатости перепады глубины по их длине составляли 30–40 м при проятженности крыла 1300–1400 м.

Основным объектом исследований являлся 10-й западный конвейерный штрек. Инструментальные замеры вертикальной конвергенции контура в нем выполнялись путем массовых измерений высоты ее крепи. Общая длина участка шахтных наблюдений составила 1100 м. Частота измерений — 2 недели, общее время исследований — 3 месяца.

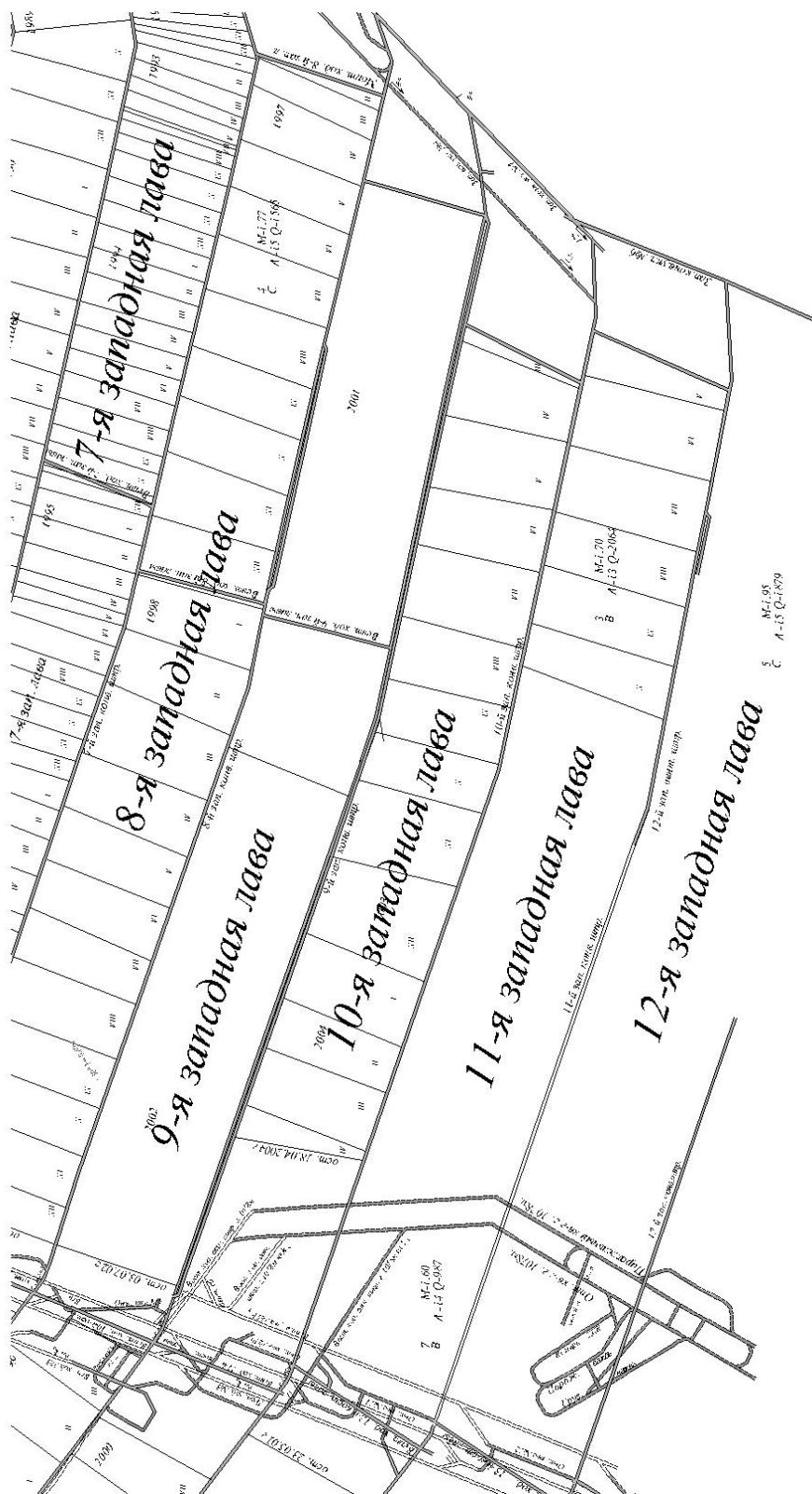


Рис.1. Выкопировка из плана горных работ шахты им. А.Ф. Засядько по пласту I₁

Интервал между замерными точками — 2,5 м, т.е. при плотности крепи 2 р/м измерения конвергенции выполнялись через каждые 5 рам. В двух остальных выработках высота замерялась в плановом порядке маркшейдерской службой шахты. В связи с этим полученные результаты могут служить лишь дополнением к результатам основного эксперимента.

Совместный анализ вертикальной конвергенции за 3 месяца, глубины и критерия сложности залегания K_0 по длине 10-го западного конвейерного штрека (рис. 2) показывает, что кривая изменения конвергенции по длине выработки (1) хорошо «коррелирует» с кривой

кривизны рельефа залегания (3) и неудовлетворительно — с графиком изменения глубины (2). Это выражается в двух основных особенностях. Во-первых, формы графиков (1) и (3) напоминают друг друга — каждая из них имеет по три максимума и по два минимума. Во-вторых, несмотря на небольшой разворот кривой (3) относительно кривой (1), положение экстремальных значений параметров U и K_0 в целом совпадает. Такие же результаты были получены и в двух других выработках (рис. 3). При этом, форма рельефа залегания пласта, отраженная кривыми кривизны K_0 , во всех трех случаях существенно отличалась.

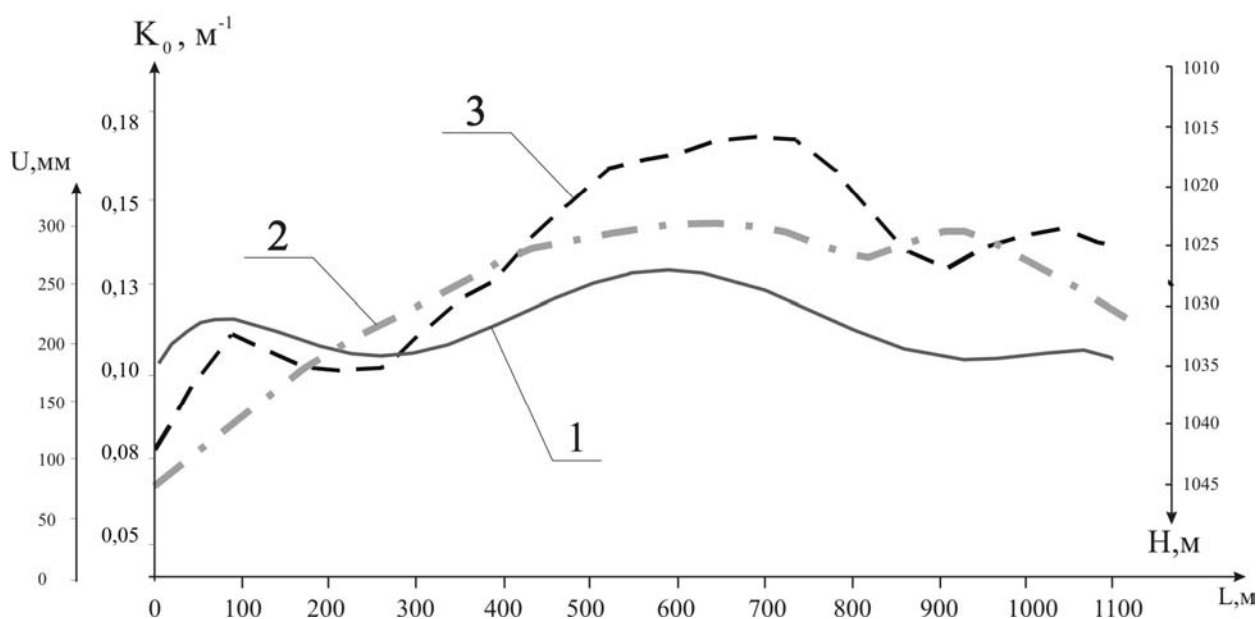


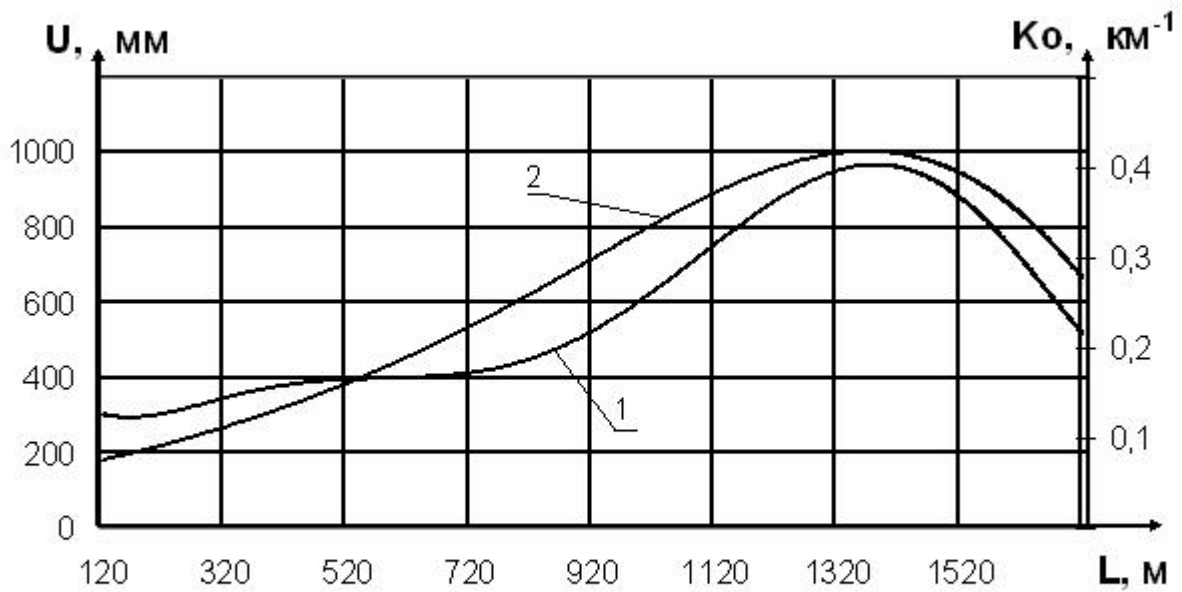
Рис. 2. Графики изменения вертикальной конвергенции (1), глубины (2) и критерия сложности залегания K_0 (3) по длине 10-го западного конвейерного штрека

Таким образом, в результате экспериментов была выявлена достаточно тесная качественная связь между величиной вертикальных смещений на контуре пластовых выработок, поддерживаемых вне зоны влияния очистных работ, и общей кривизной рельефа залегания пласта K_0 .

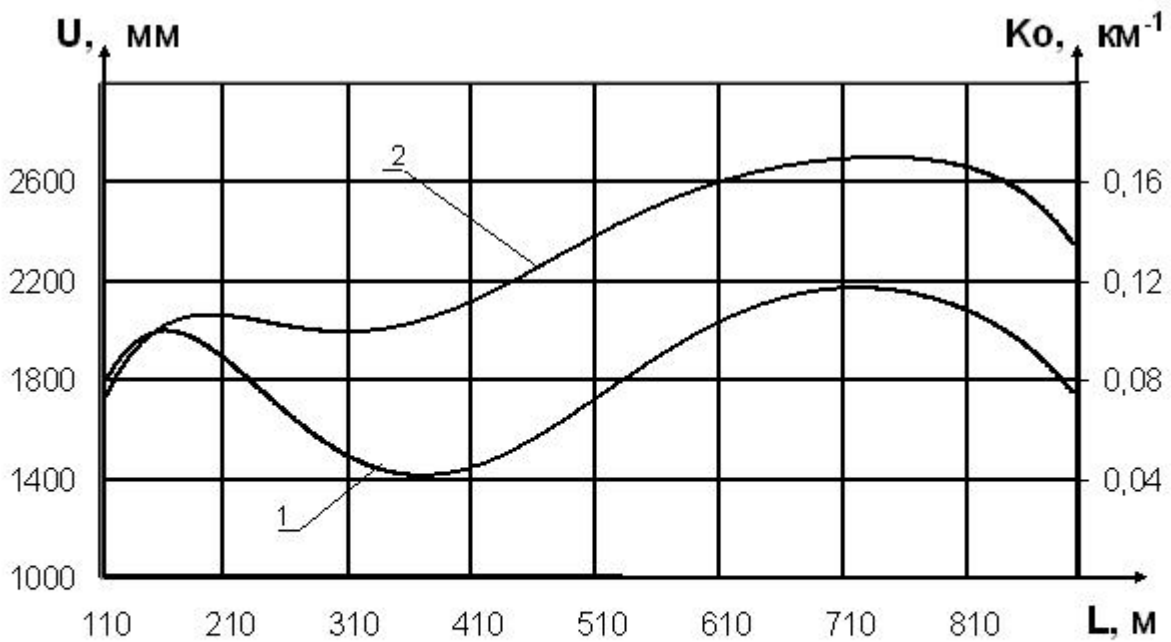
Необходимо отдельно отметить тот факт, что невозможно сопоставлять в одном масштабе значения глубины залегания H , кривизны K_0 и конвергенции U , т.к. они имеют разные размерности. В связи с этим на первом этапе отмечается только их качественное совпадение.

В действующей отраслевой инструкции [4] описаны два основных приема учета тектонической нарушенности при оценке устойчиво-

сти протяженных выработок. Сущность первого состоит в том, что визуально или по кернам скважин оценивается интенсивность трещиноватости пересекаемого выработками массива. Затем по среднему расстоянию между трещинами выбирается значение коэффициента структурного ослабления пород K_c . Этот коэффициент занижает величину средневзвешенной расчетной прочности R_c , что в конечном итоге приводит к увеличению прогнозируемой конвергенции контура выработки. Такой подход малоэффективен при региональном прогнозировании геомеханических процессов, так как основной его параметр — частота трещин — не может быть определен без непосредственного внедрения в горный массив.



а



б

Рис. 3. Графики зависимости вертикальной конвергенции (1) и кривизны рельефа залегания (2) по длине выработок: а — 9-го западного конвейерного штрека; б — 12-го западного конвейерного штрека

Более перспективным и логичным представляется второй прием, основанный на корректировке уровня исходного напряженного состояния массива. Его суть состоит в том, что в зонах с высокой тектонической нарушенностью искусственно завышается уровень действующих напряжений, которые предопределяют значения входящих в расчетные формулы геомеханических параметров (смещений, скоростей смещений и т.д.). В результате величина прогнозных смещений при прочих равных условиях возрастает. Уровень напряжений определяется по расчетной глубине залегания выработок, которая рассчитывается по формуле:

$$H_p = Hk, \quad (1)$$

где H — проектная фактическая глубина расположения выработки; k — коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива от геостатического за счет дополнительного влияния тектонических напряжений.

При поддержании «выработок в дизъюнктивных нарушениях с амплитудой свыше 50 м, замках складок радиусом меньше 100 м и под склонами гор крутизной свыше 45° k принимается на основе экспериментальных данных, а при их отсутствии — равным 1,5» [4]. Подобные рекомендации представляются малообоснованными и неконкретными. Кроме того, неясно какие «экспериментальные данные» необходимы для корректировки расчетной глубины H_p при выполнении прогнозных оценок в тектонически нарушенных зонах.

Попытаемся ответить на поставленные вопросы с учетом результатов выполненных исследований.

Как известно [4], вертикальные смещения в пластовых участковых выработках (конвейерных штреках) определяются по формуле:

$$U = K_S K_K (K_{PP} U_{PP} + V_0 t_0 + K_{KP} U_1), \quad (2)$$

где K_S — коэффициент, учитывающий площадь сечения выработки; K_{PP} — коэффициент, учитывающий технологию проходки; U_{PP} — смещения в подготовительном забое выработки; V_0 — скорость смещений контура при поддержании выработки вне зоны влияния очистных работ; t_0 — время поддержания выработки вне зоны влияния очистных работ;

K_{KP} — коэффициент, учитывающий тип кровли пласта; K_K — коэффициент, учитывающий плотность крепи в выработке; U_1 — смещения в зоне временного опорного давления впереди лавы.

Величины U_{PP} , V_0 и U_1 являются геомеханическими параметрами, значения которых зависят от действующих в массиве напряжений, предопределяемых расчетной глубиной H_p , и свойствами вмещающих пород, которые представлены средневзвешенной прочностью R_c . Если предположить, что для конкретной выработки, которая будет проводиться и поддерживаться в пликвативно нарушенной вмещающей толще $R_c = \text{const}$, а $\sigma = f(H_p) = \text{var}$, то задача прогнозирования смещений сводится к нахождению для конкретных условий зависимостей:

$$U_{np} = f(H_p); V_0 = f(H_p); U_1 = f(H_p). \quad (3)$$

С учетом ранее приведенной формулы (1) это выглядит следующим образом:

$$U_{np} = f(k); V_0 = f(k); U_1 = f(k) \quad (4)$$

Коэффициент k , значение которого согласно рекомендациям [4] изменяется от 1,0 до 1,5, отражает долю вклада (превышения) тектонической составляющей в общем силовом исходном напряженном состоянии по сравнению с геостатической, равной весу налегающих пород γH . Следовательно, он должен быть связан с кривизной рельефа залегания K_0 , т.е. $k = f(K_0)$. Если такая связь будет установлена и определена для конкретных условий, то это будет означать, что известный нормативный метод прогнозирования смещений сможет «реагировать» на изменения рельефа залегания, т.е. учитывать пликвативную дислоцированность массива, в котором поддерживается выработка. При этом сам метод не претерпит никаких изменений. Таким образом, для решения поставленной задачи нам необходимо определить функцию:

$$k = f(K_0). \quad (5)$$

Для того чтобы раскрыть связь между параметрами U_{PP} , V_0 и U_1 и глубиной H_p более детально, построим их в относительных единицах. Для этого выполним следующую операцию: значения параметров при $H_p = 800$ м примем за условную единицу ($V_{0,800}$, $U_{PP,800}$,

$U_{1.800}$), а дальнейшее их возрастания с увеличением глубины выразим в относительных значениях Δ . Таким образом:

$$\Delta(V_0) = \frac{V_0}{V_{0.800}}; \Delta(U_{PP}) = \frac{U_{PP}}{U_{PP.800}};$$

$$\Delta(U_1) = \frac{U_1}{U_{1.800}}. \quad (6)$$

Такая процедура позволит сравнить тенденции роста параметров U_{PP} , V_0 и U_1 от глубины H_p (действующих напряжений) независимо от разницы единиц их измерения.

На рис. 4,а представлены графики зависимостей относительных величин параметров U_{PP} , V_0 и U_1 от глубины H_p при $R_c=40$ МПа. Их анализ показывает, что:

1. Графики представляют собой прямые линии, т.е. отражают прямую и пропорциональную связь с H_p .

2. График относительных значений скорости смещений $\Delta(V_0)=f(H_p)$ лежит между графиками относительного изменения параметров U_{PP} и U_1 .

3. Разброс относительных значений $\Delta(U_{PP})$ и $\Delta(U_1)$ не превышает 10%, по отношению к графику $\Delta(V_0)=f(H_p)$. Это обозначает, что если величина H_p будет выбираться по V_0 , а не как среднее значение по 3-м графикам, то погрешность не будет превышать 3%. При расчете конечных смещений в выработках она просто не будет иметь никакого значения.

Эти особенности справедливы также и для случаев, когда $R_c=30$ МПа (рис.4, б) $R_c=20$ МПа (рис.4, в), т.е. практически для всего спектра горно-геологических условий проведения и поддержания пластовых выработок на глубоких шахтах Донбасса.

Проанализируем графики рис.4 с точки зрения возможности и простоты экспериментального определения связи параметров U_{PP} , V_0 и U_1 с критерием K_0 . Величина U_{PP} физически представляет собой смещения контура выработки в проходке, т.е. на участке непосредственного влияния подготовительного забоя. Экспериментально в натуральных условиях определить ее очень сложно. Особенно, если речь ведется не о разовом эксперименте, а о систематических наблюдениях. Относительно

успешные, но очень трудоемкие попытки подобных измерений и полученные результаты приведены в работах [5–7].

Второй геомеханический параметр U_1 представляет собой величину конвергенции выработки в зоне временного опорного давления впереди очистного забоя. Эта зона является результатом наложения на исходное силовое поле нетронутого массива концентрации напряжений, обусловленной зависанием подработанной толщи пород в выработанном пространстве лавы. Значение U_1 весьма существенно зависит от геометрических параметров забоя, скорости его подвигания, типа механизированной крепи и других технологических факторов. Довольно существенно варьируется и длина зоны опорного давления, т.е. участок выработки, на котором необходимо выполнять замеры. Вследствие этого параметр U_1 также нецелесообразно использовать для решения поставленной задачи.

Третий геомеханический параметр V_0 — скорость смещений контура выработок на этапе поддержания в нетронутом горном массиве, в этом плане имеет существенные преимущества. Во-первых, величина V_0 относительно легко, быстро и точно определяется экспериментально в шахтных условиях. Во-вторых, как показали ранее выполненные исследования [6,7] в условиях больших глубин скорость конвергенции V_0 является величиной практически постоянной для конкретных условий и не затухает во времени. При существующем уровне проходческой техники, определяющем темпы подготовки длинных столбов, это приводит к тому, что большая часть смещений контура реализуется именно на этапе поддержания выработок в массиве вне зоны влияния очистных работ. И, в-третьих, так как график зависимости $\Delta(V_0)=f(H_p)$ лежит между двумя другими то неизбежно возникающая в определении H_p ошибка по V_0 будет нивелировать ошибку конечных расчетов, результат которых является суммой трех основных слагаемых формулы (2). Это хорошо согласуется с результатами исследований устойчивости полевых выработок проф. А.Ф. Морозова [6], в которых именно скорость конвергенции контура рассматривается в качестве основного критерия их состояния.

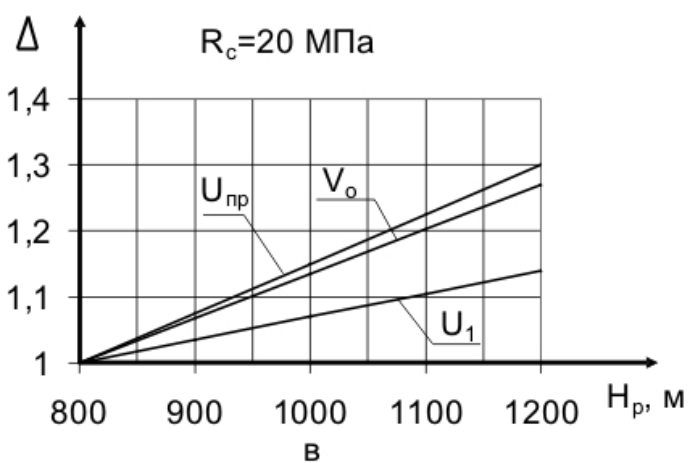
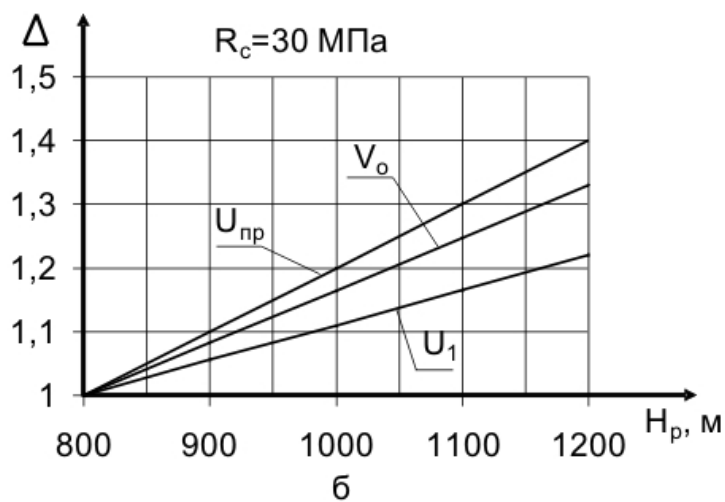
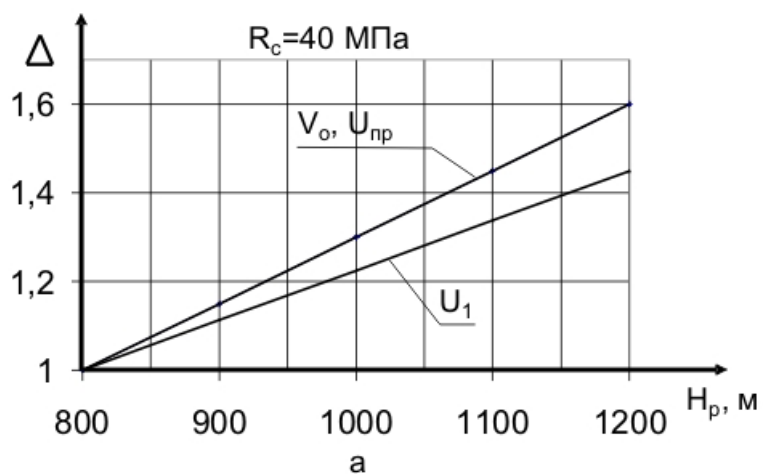


Рис. 4. Графики зависимости относительного изменения геомеханических параметров $U_{пр}$, V_0 и U_1 от расчетной глубины H_p по данным инструкции [4]

Отсюда вытекает главный и наиболее важный с точки зрения дальнейших исследований вывод: для совершенствования существующего метода прогнозирования смещений контура выработок в плане учета пликативной нарушенности вполне достаточно раскрыть связь между коэффициентом k и кривизной рельефа залегания K_0 на примере одного, геомеханического параметра — скорости смещений контура при их поддержании вне зоны влияния очистных работ V_0 . Именно эта величина наиболее информативно и точно отражает связь конечной конвергенции с действующими в массиве напряжениями.

Решить эту задачу можно следующим образом:

1. На рассматриваемом участке шахтного поля строится карта распределения кривизны рельефа залегания пласта и вмещающих пород K_0 .

2. На карту K_0 в масштабе наносится поддерживаемая выработка и определяется разброс значений кривизны по ее длине. Выделяются участки с максимально простым ($K_0 \rightarrow 0$) и наиболее сложным рельефом залегания ($K_0 \rightarrow K_0^{max}$).

3. В выработке выполняется комплекс шахтных инструментальных замеров конвергенции ее контура. Цель наблюдений — измерение скорости контура выработки V_0 в зонах с различными значениями кривизны рельефа залегания вмещающей толщи K_0 . Экспериментальные участки должны располагаться вне зоны влияния очистных работ.

4. На основе полученных замеров определяются необходимые значения скоростей смещений V_0^i в точках с известными значениями критерия K_0^i .

5. Массив значений скоростей V_0^i ставится в соответствие с массивом кривизны K_0^i и путем статистической обработки определяется вид функции $V_0 = f(K_0)$ для конкретных условий на примере конкретной выработки.

6. Путем обратного пересчета по инструкции [4] для каждого значения V_0^i определяется величина коэффициента влияния на напряженное состояние k^i .

7. Массив значений k^i ставится в соответствии с массивом K_0^i и определяется вид зависимости $k = f(K_0)$.

8. Производится расчет или корректировка геомеханических параметров U_{PP} , V_0 и U_1 с учетом имеющейся карты распределения критерия K_0 (посредством расчета k) и определения конечных смещений в любой точке (зоне) выработки.

Покажем реализацию предложенного алгоритма на примере 10-го западного конвейерного штрека пласта I_1 шахты им. А.Ф.Засядько.

Результат первых двух этапов применения метода в виде графика изменения кривизны K_0 по длине штрека представлен кривой 3 на рис. 2.

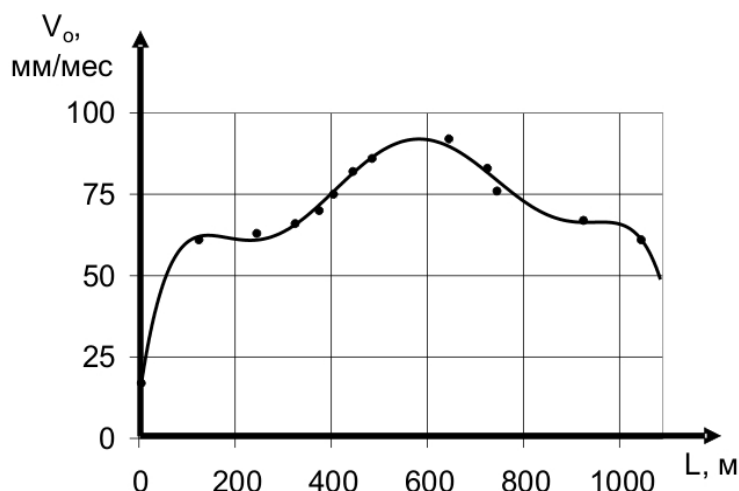


Рис. 5. Изменение скорости смещений контура 10-го западного конвейерного штрека по его длине

Третий этап расчета — определение скоростей смещений, выполнен на основе данных зависимости конвергенции по длине выработки (кривая 1, рис. 2.). Результаты показаны на рис. 5. Из него видно, что полученная кривая по форме подобна графику $U=f(L)$. При этом скорость смещений контура изменяется в пределах от 16 мм/мес до 92 мм/мес. Необходимо отметить, что такой уровень геомеханических проявлений является очень высоким для условий шахты. Так измеренные в реальных условиях скорости смещений примерно в 3 раза

превышают значения V_0 , приведенные в инструкции [4].

На основе графика рис. 5 реализованы 4-й и 5-й этапы алгоритма. Результатом расчетов является численный и графический виды зависимости $V_0=f(K_0)$ для условий пласта l_1 (рис. 6). Примечательно, что скорость смещений контура при плоском залегании ($K_0=0$) составляет $V_0=16,5$ мм/мес, что в точности соответствует значению этой величины по рекомендациям [103] при $H=1100$ м и $R_c=40$ МПа.

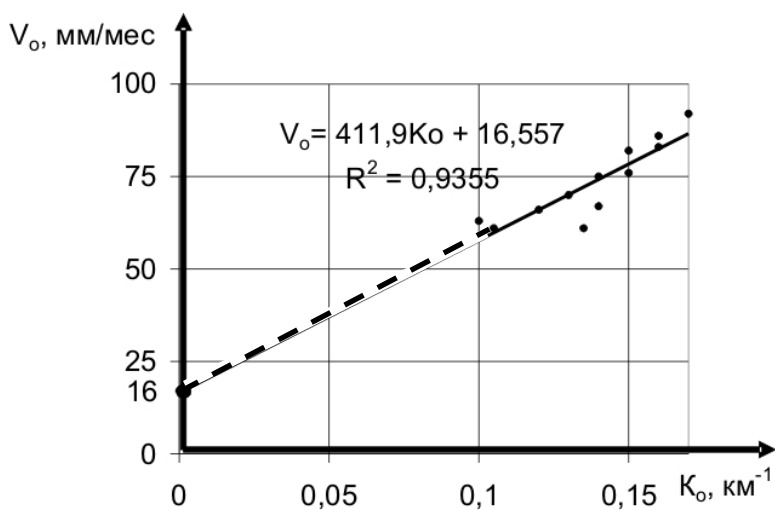


Рис. 6. Зависимость скорости смещений контура выработки от кривизны рельефа залегания

Имея вид функции $V_0=f(K_0)$ находим необходимую для расчетов зависимость коэффициента отличия напряженного состояния массива k от кривизны рельефа залегания K_0 .

При этом используем номограмму рис. 32 инструкции [4] и формулу (1), в которой принято $H=1100$ м. Эта зависимость функционально и графически отражена на рис. 7.

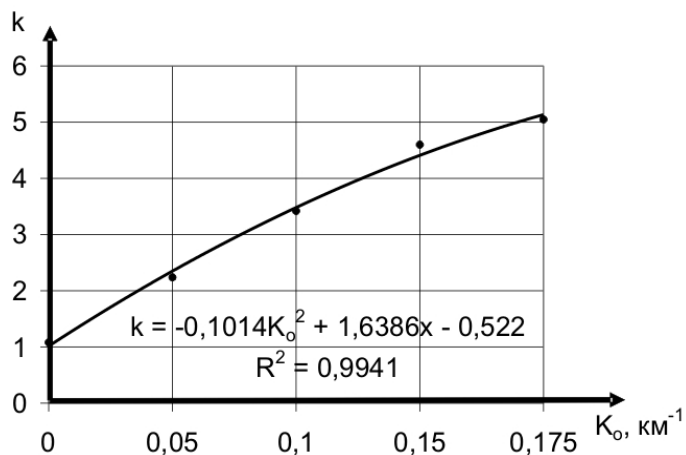


Рис. 7. Зависимость коэффициента напряженного состояния массива от кривизны рельефа залегания

Анализ функции $k=f(K_0)$ показывает, что кривизна рельефа залегания действительно оказывает существенное влияние на силовое поле, действующее в пликативно нарушенном горном массиве. Несмотря на затухающий характер зависимости значения коэффициента k довольно быстро и уже при $K_0=1,15-1,20$ достигают величин 4,0–5,0.

Имея распределение кривизны рельефа залегания по длине штрека, определяем в необходимых точках значения k и прогнози-

руем конвергенцию (U_n), т.е. выполним этап 8. Ее график приведен на рис. 8 совместно с кривой экспериментально полученных смещений (U) и прогнозной кривой ($U_{ВНИМИ}$), которая построена по инструкции ВНИМИ [4]. Величина максимального отклонения от данных натуральных наблюдений составляет 28%, что примерно в три раза меньше, чем отклонение, полученное по нормативной отраслевой методике.

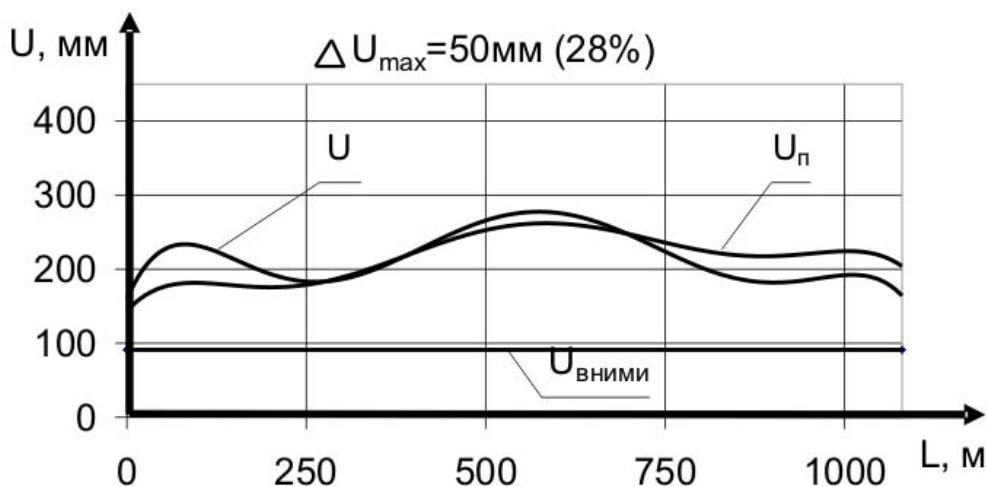


Рис. 8. Результаты прогнозирования смещений в 10-м западном конвейерном штреке пласта I_1 шахты им. А.Ф.Засядько

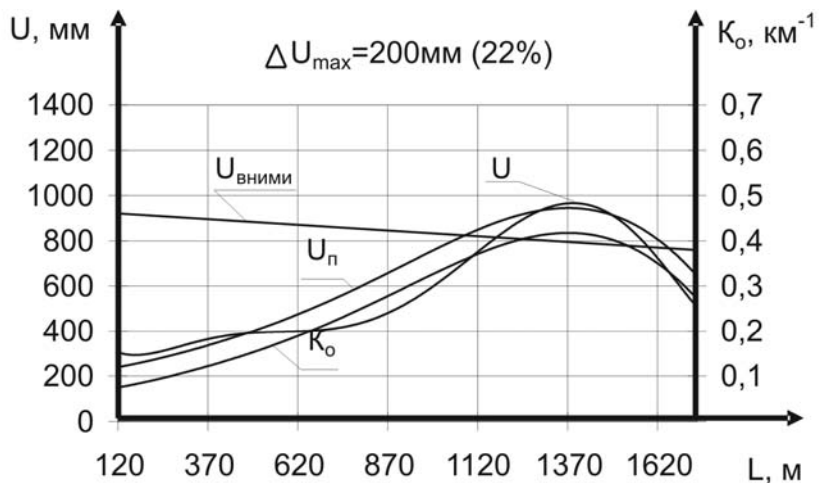
Описанный подход обеспечил удовлетворительные результаты для выработки, в которой получена основная зависимость $k=f(K_0)$. Однако это не является подтверждением его правомерности применительно к оценке состояния других выработок этого же пласта. Возникает вопрос: правомерно ли распространять эту зависимость на условия всего шахтного поля?

Для решения поставленной задачи были выполнены специальные расчеты по прогнозированию вертикальной конвергенции контура 9-го и 12-го западных конвейерных штреков, а также 10-го восточного конвейерного штрека, наблюдения в котором были выполнены сотрудниками маркшейдерской службы шахты.

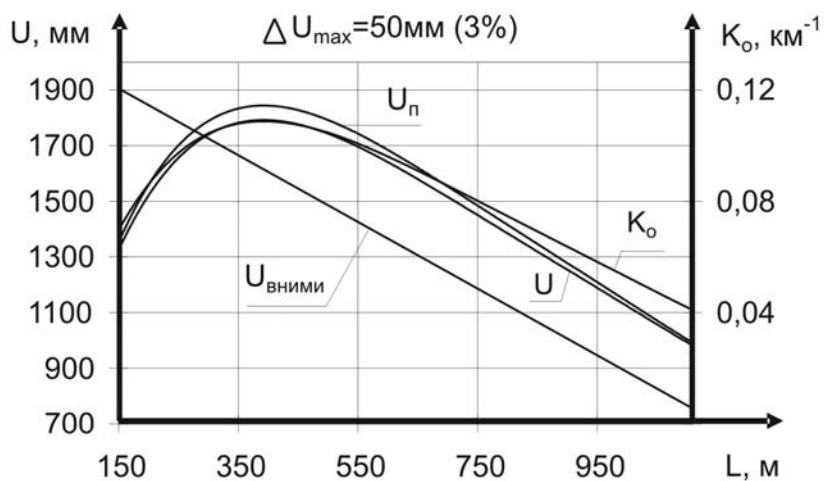
На рис. 9 представлены совместно результаты прогноза по предлагаемому методу (кривая U_n), нормативной инструкции (кривая $U_{ВНИМИ}$), графики экспериментальных замеров (U) и изменение кривизны рельефа за-

легания K_0 для указанных выработок. Их анализ показал, что максимальные отклонения прогнозных и фактических смещений изменялись от 50 до 300 мм. В относительных величинах это отклонение составляло 3–22%, чего вполне достаточно для такого рода расчетов. Необходимо отметить, что во всех трех выработках форма графиков $U=f(L)$, $U_n=f(L)$ и $K_0=f(L)$ была подобна. Это еще раз подтверждает правомерность основной идеи работы, а также достоверность предлагаемого подхода.

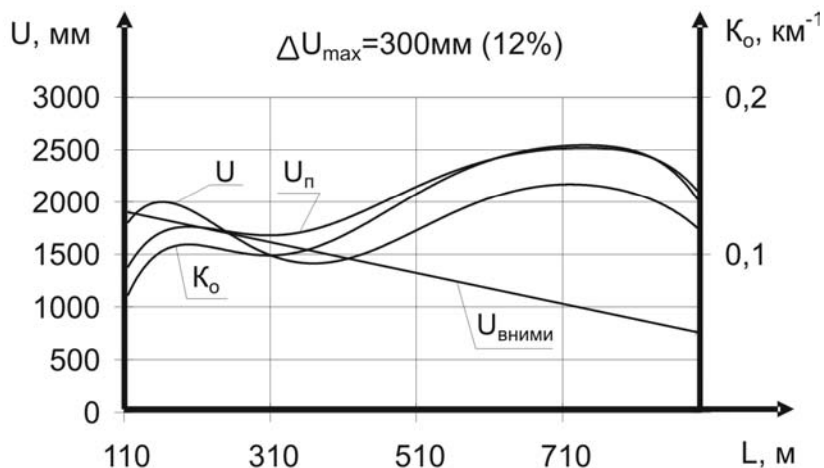
Нормативная кривая конвергенции $U_{ВНИМИ}=f(L)$, представляющая собой наклонную прямую, абсолютно не вписывается в экспериментально установленный характер изменения смещений $U=f(L)$. Особенно четко это прослеживается в выработках западного крыла, рельеф которого имеет сложную форму. В этом плане говорить об адекватности и точности прогнозирования довольно сложно.



а



б



в

Рис. 9. Результаты прогнозирования конвергенции выработок пласта I₁ шахты им. А.Ф.Засядько: а — 9-го западного конвейерного штрека; б — 10-го восточного конвейерного штрека; в — 12-го западного конвейерного штрека

В целом, выполненные натурные исследования показали, что на основе экспериментально установленной в условиях конкретного пликативно нарушенного угольного пласта связи расчетной глубины разработки и критерия оценки сложности рельефа залегания можно достаточно точно и адекватно прогнозировать состояние пластовых конвейерных выработок, поддерживаемых в нетронутом горном массиве при обратном порядке отработки лав.

Выполненные исследования раскрывают следующие новые особенности и закономерности влияния рельефа залегания угольных пластов на проявления горного давления в выработках при разработке:

1. Величина конвергенции контура подготовительных выработок, поддерживаемых в нетронутом горном массиве при прочих равных условиях, прямо пропорциональна кривизне рельефа залегания пласта и вмещающих пород.

2. Наиболее информативным и достоверным критерием оценки устойчивости пластовых подготовительных выработок, поддержи-

ваемых в массиве при обратном порядке отработки лав, является скорость смещений их контура. Эта величина также линейно связана с кривизной рельефа залегания пликативно нарушенного массива.

3. Осуществлено развитие известного нормативного метода прогноза устойчивости пластовых подготовительных выработок, поддерживаемых в массиве при обратном порядке отработки лав. Суть предлагаемых изменений состоит в корректировке основных геомеханических параметров U_{np} , V_0 и U , предопределяющих величину смещений, с учетом экспериментально установленной связи расчетной глубины разработки и кривизны рельефа залегания вмещающей выработку пликативно нарушенной толщи.

4. Опытнo-экспериментальная проверка предлагаемой усовершенствованной методики расчета смещений показала хорошее качественное совпадение с данными натурных экспериментов. При этом максимальное относительное отклонение изменялось от 3 до 22%.

Библиографический список

1. **Прогнозирование** геомеханических условий отработки пологих угольных пластов / Под общ.ред. В.И.Пилюгина. — Донецк: ДонНТУ, 2004. — 145 с.
2. **Зборщик М.П., Пилюгин В.И., Ефремов И.А.** Влияние рельефа залегания пологих угольных пластов на геомеханические и газодинамические проявления при разработке. — Донецк: ДонНТУ, 2005. — 256 с.
3. **Курленя М.В., Аксенов В.К., Леонтьев А.В., Устюгов М.Б.** Техника экспериментального определения напряжений в осадочных породах. — Новосибирск: «Наука», 1975. — 150 с.
4. **Указания** по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. — Л.: ВНИМИ, 1985. — 222 с.
5. **Черняк И.Л., Бурчаков Ю.И.** Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт. — М.: Недра, 1984. — 304 с.
6. **Морозов А.Ф.** Исследование и разработка способов повышения устойчивости полевых подготовительных выработок в слоистом горном массиве на глубоких горизонтах: Автореф. дис. ... канд.техн.наук. 05.15.02. — Донецк, 1980. — 17 с.
7. **Пилюгин В.И.** Обоснование параметров расположения и способов повышения устойчивости выработок, поддерживаемых в обрушенной и уплотненной толще пород: Автореф. дис. ... канд.техн.наук. 05.15.02. — Донецк, 1988. — 17 с.

© Пилюгин В.И., Гавриш Н.Н., Мирошниченко И.А., 2005

УДК 622.281.74

КАСЬЯН Н.Н., САХНО И.Г. (ДонНТУ)

ВЛИЯНИЕ СХЕМ РАСПОЛОЖЕНИЯ АНКЕРОВ В СЛОИСТОМ МАССИВЕ НА ЕГО ДЕФОРМАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ

В статье рассмотрен вопрос о рациональном пространственном расположении анкерных стержней при армировании слоистого породного массива.

Мировой опыт эксплуатации угольных шахт показывает, что успешно работающие рентабельные предприятия используют высоконагруженные лавы, месячное подвигание которых составляет 150-200 и более метров. Это требует своевременной подготовки выемочных столбов с высокими темпами проведения выработок. Традиционная технология сооружения горных выработок не позволяет достичь этих темпов в связи с высокой трудоемкостью и низкой производительностью возведения металлической арочной крепи.

Применение технологии анкерного крепления обеспечивает высокие темпы проведения. Так, например, при применении анкерной крепи на шахтах Великобритании скорость проведения выработок составила 650-680м/мес. То есть, альтернатив анкерному креплению на сегодня нет.

При применении анкерной крепи на шахтах Украины используются методики расчета, основанные на теориях сшивки и подшивки, что значительно сокращает область применения анкеров. Несмотря на большое количество разработанных методик расчета, ни одна из них не отражает в полной мере механизм взаимодействия и совместной работы анкера и массива, системы анкеров и массива.

Расчет параметров анкерной крепи, на наш взгляд, должен основываться на комплексном учете следующих положений:

— механизма деформирования окружающего выработку массива на разных этапах ее существования;

— роли и механизма работы анкерного стержня;

— взаимодействия и совместной работы системы анкеров и вмещающего массива.

Анализ результатов шахтных натурных наблюдений показывает, что процесс образования зоны неупругих деформаций происходит в четыре стадии [1]:

— деформирование контура выработки за счет расслоения пород;

— первичное разрушение породного массива на макроблоки;

— разрушение макроблоков на более мелкие отдельности с ростом зоны неупругих деформаций вглубь массива;

— вторичное разрушение породного массива внутри зоны разрушенных пород.

В свете вышеизложенного понимания механизма деформирования породного массива вокруг выработки следует, что началом формирования зоны неупругих деформаций является процесс расслоения породного массива. Поэтому предотвращение расслоения за счет применения анкерных систем создает грузонесущую оболочку, которая препятствует дальнейшему развитию деформационных процессов. Следовательно, в данном случае реализуется известный механизм работы анкерных систем по методу сшивки породных слоев.

Традиционная схема сшивки предполагает расположение анкеров перпендикулярно напластованию пород. При этом сопротивление процессу расслоения оказывается силами сцепления между телом анкера и вмещающим массивом через связующий состав. Следует также отметить, что при такой схеме сшивки направление деформации массива совпадает с направлением установки анкера, что не позволяет включить анкер как армирующий элемент в работу по предотвращению смещений.

Таким образом, вопрос о рациональной схеме расположения анкерных систем при реализации схемы сшивки слоистого породного массива, в настоящее время является весьма актуальным.

Для исследования влияния схемы расположения анкерных стержней на устойчивость укрепляемого массива авторами статьи был проведен ряд экспериментов на структурных моделях. Из листов ДСП составлялся пакет, который имитировал слоистый массив пород,

скрепляемый анкерами по различным схемам. Пакет укладывался на постель и ступенчато нагружался на прессе с доведением его до разрушения. Происходящие смещения фикси-

вались при помощи индикатора часового типа. При этом изменялось количество анкеров и количество сшиваемых слоев. Схема нагружения модели представлена на рисунке 1.



Рис. 1. Схема нагружения модели

Каждая серия состояла из 5 моделей (рисунков 2):

- 1 — незакрепленный массив;
- 2 — массив, закрепленный анкерами с их радиальным расположением;
- 3 — перекрестное расположение анкеров в плоскости;
- 4 — анкера расположены по большим диагоналям куба;

5 — анкера расположены по диагоналям куба, разнесенным в пространстве относительно друг друга.

Количество анкеров в каждой серии было постоянным, изменялось только их пространственное расположение.

На основании полученных результатов были построены графики, которые демонстрируют зависимость деформации слоистого массива от схемы установки анкеров.

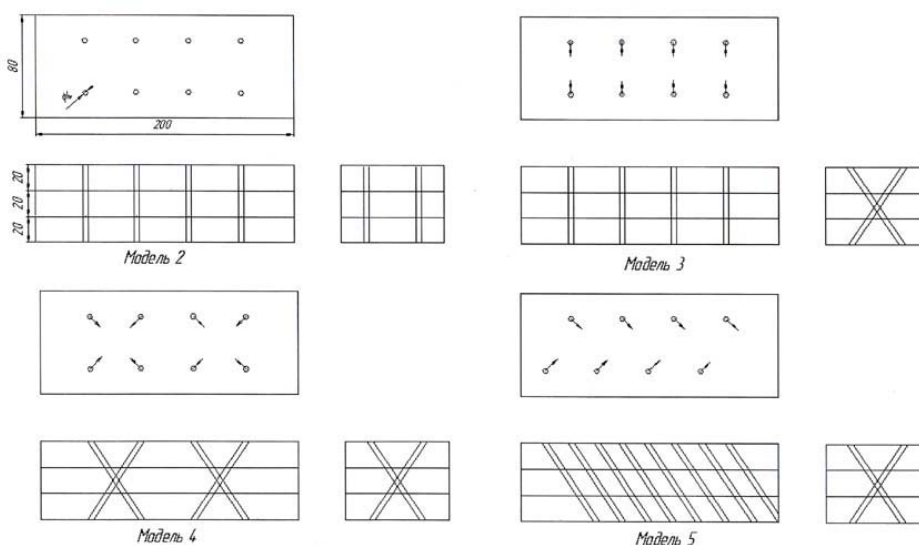


Рис. 2. Испытуемые схемы расположения анкеров

На рисунке 3 приведена диаграмма, иллюстрирующая характер деформирования пакета

из трех слоев, скрепленного при помощи 8 анкеров по разным схемам.

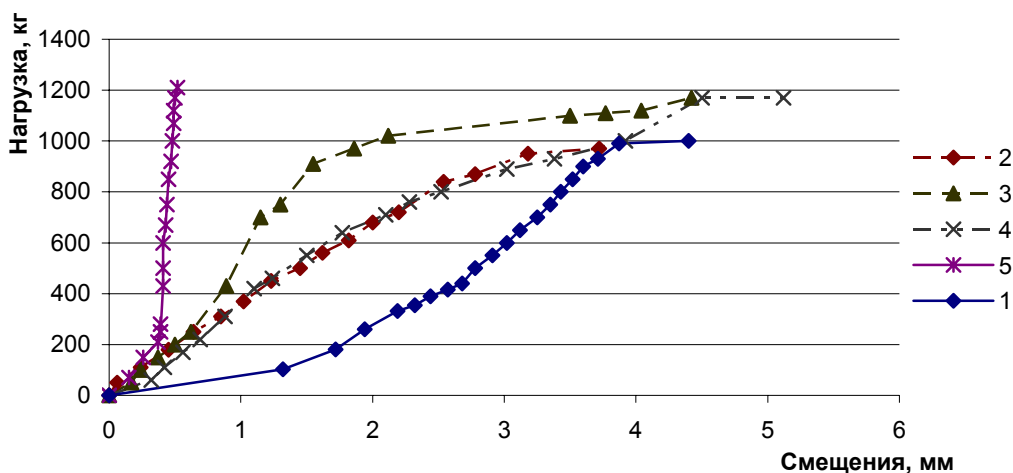


Рис. 3. Характер деформации слоев скрепленных по различным схемам

Из графиков видно, что традиционное радиальное расположение анкеров позволяет снизить деформацию пакета на разных этапах нагружения в среднем в 1,4-3,2 раз, перекрестное расположение — в 1,7-5,6 раз, а расположение анкеров по 5 схеме в 4,1-7,5 раз.

Результаты выполненных исследований показывают, что схема расположения анкеров, сшивающих слоистый массив существенным

образом (3,2-7,5 раз) влияет на его деформационные характеристики. Дальнейшие исследования будут посвящены разработке методики оценки влияния схемы анкерования на устойчивость вмещающего выработку массива для обоснования параметров анкерной крепи.

Библиографический список

1. Морозов А.Ф. Инновационные технологии повышения устойчивости горных выработок. Часть III. — Донецк: ООО «Юго-Восток, ЛТД», 2002. — 158с.

© Касьян Н.Н., Сахно И.Г., 2005

УДК 622.45

BULGAKOV Y. F., TROFIMOV V. A., KHARKOVOI M. I., GORBYLYOVA E. V. (DonNTU)

ESTIMATION OF STABILITY OF VENTILATION FLOWS WHILE HAVING FIRES IN EXCAVATIONS COMPRISING DIAGONAL CONNECTIONS

Theoretical bases of thermal depression of fire influence on stability of ventilation flows in excavations with a rising airing are considered. Critical parameters which characterize the moment of halt of ventilation flow in a parallel inclined excavation with rising airing are determined.

Introduction

The analysis of some literature sources and normative documents showed that theoretical groundation of preserving condition of stable airing while having fires in the diagonal connections of mine excavations hasn't been given yet. Along with the above mentioned the danger of the airing stability breakdown has been practically proved while carrying out fire liquidation. It's necessary to take into account that in the zone of reversing ventilation through the mine, the inclined excavations with descending airing are included. After reversing of the ventilation flow the air movement in these excavations becomes a rising one. In this connection the issues of ventilation stability assessment while having fires in the excavations with a rising ventilation flow is actual.

Contents

Theoretical bases of ventilation flow stability assessment while having fires are linked both with a notion of pressure characteristic of a mine excavation or parallel connection and with parameters of this characteristic. The value of critical or maximum air consumption (Q_0) in a mine excavation is taken into account while having a fire in the inclined excavation with a rising airing. In parallel connections this value is equal to both parallel excavations and the whole parallel connection. Physical analogue of the notion corresponds to the condition when resistance of a mine excavation is equal to 0. The same air consumption will be observed in the emergency excavation at the moment of the ventilation flow halt in the excavation which is parallel to the emergency one. To put it in other words at this moment thermal depression of a fire completely replaces ventilation action in the parallel connection, i.e. ventilation depression that can be found in the parallel connection equals zero at this moment.

Let's consider the possibility of defining critical air consumption value (Q_{oi}) for a separate section in the inclined excavation. This section is a determinant branch of the diagonal connection. Compared with the parallel connection the diagonal one (with one diagonal) consists of two elementary ventilation profiles 1-2-3 and 2-3-4. (pic.1) This connection can be formed by two parallel inclined excavations which are linked by the horizontal crosscut which is the diagonal branch itself (pic.2).

When a fire occurs in the section of the inclined excavation 1'-2 in the profile 1-1'-2-3-1 thermal depression occurs (h_r). Its functioning can lead to the ventilation flow halt in the parallel excavation in the section 1-3. At this moment the air consumption in the emergency excavation is Q_{oi} and the effect of thermal source of the draught will completely replace the function of the fan in the excavations of the given ventilation profile. Physical analogue of this situation can be presented by changing the resistance of the diagonal connection. Thus, if the resistance was equal to R_c before the fire occurrence, the moment of the ventilation flow halt in the branch 1-3 can be characterized by decreasing this resistance to the resistance value of the parallel connection consisting of the branches 2-4 and 3-4.

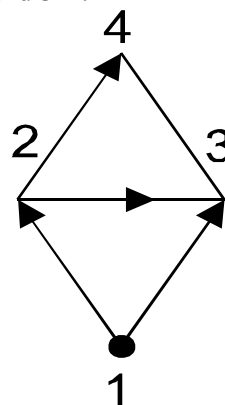


Fig. 1. The scheme of the diagonal connection

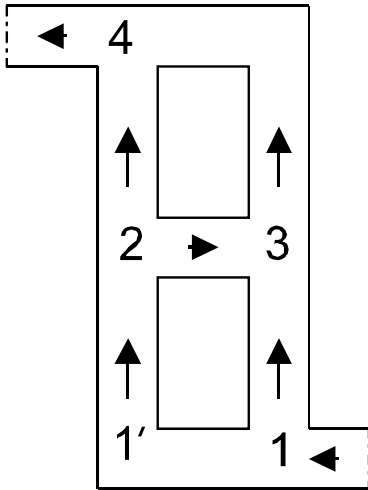


Fig.2. The scheme of excavations of diagonal connections

In this case it is possible to deduce that the sum of the air consumption in these branches (Q_{2-4} & Q_{3-4}) or the air consumption in the diagonal connection equals Q_{oi}

$$Q_{oi} = Q_{2-4} + Q_{3-4} \quad (1)$$

The same situation can be demonstrated in the graph of the pressure characteristic of the diagonal connection. Let's assume that the pressure characteristic of the connection can be shown in the form of the curve 1-1 (pic.3). The ventilation re-

gime of the diagonal connection under normal conditions can be determined by the coordinates of the crossing point (A), the pressure and aerodynamic characteristic of the connection (R_c).

In the case of $R_{1-2} = R_{2-3} = R_{1-3} = 0$ or at the moment of the ventilation flow halt in the branch 1-3 (being affected by h_r in the profile of the emergency excavation 1-2) the Q_{oi} value is determined as abscissa of the crossing point (B) of the aerodynamic characteristic of the diagonal connection (R_{ni}) with the pressure characteristic 1-1. In other words the Q value can be defined after simultaneous solution of the equations of both given characteristics. It can be calculated according to the following formula

$$Q_{oi} = \sqrt{\frac{A}{R_{ni} + b}}, \quad (2)$$

where A and b are the parameters of the pressure characteristic of the diagonal connection.

The analysis of the equation 2 shows that Q_{oi} value (when a five occurs in the section 1-2) doesn't depend on the value of the aerodynamic resistance of the branches (R_{1-2} , R_{2-3} , R_{1-3}) which comprise the emergency profile 1-2-3.

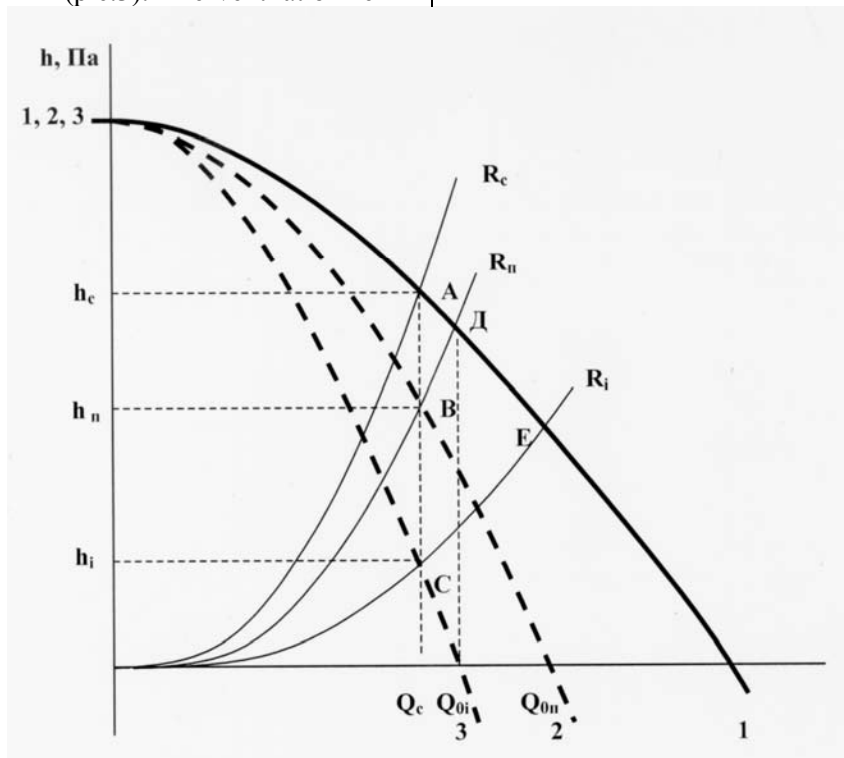


Fig. 3. Change of the airing regime of the diagonal connection

It means that at the moment of the ventilation flow halt in the section (1-2) the same air amount (Q_{oi}) will be consumed when a fire occurs in another parallel excavation of the section 1-3 (in the same ventilation profile).

For another pair of the determinant branches (R_{2-4} , R_{3-4}) the critical air consumption value (Q_{oj}) depends on the resistance of the parallel connection of the branches $R_{1=2}$ and R_{1-3} (R_{nj}). If $R_{nj} < R_{ni}$; then $Q_{oj} > Q_{oi}$, and when the resistances of the parallel connections are equal, then the values of the critical consumption are equal as well ($Q_{oj} = Q_{oi}$). Consequently, it is possible to make the following equation (2)

$$Q_{oj} = \sqrt{\frac{A}{R_{nj} + b}} \quad (3)$$

Therefore, taking into account the equations (2,3) we can put down the ration defining the link between the aerodynamic branch parameter comprising the diagonal connection and the parameters of the pressure characteristic of this connection when we have normal or emergency conditions.

$$\frac{Q_{oi}}{Q_{oj}} = \sqrt{\frac{R_{nj} + b}{R_{ni} + b}} \quad (4)$$

It can be seen from the formula (3), that the value of the branch-diagonal resistance doesn't affect airing stability of the inclined excavation when a fire occurs in the excavation with a rising ventilation flow.

The following inequations will define the conditions of maintenance of normal air movement direction when a fire occurs in the inclined excavations of the diagonal connection(with rising airing).

$$\sqrt{\frac{h_{Ti}}{R_a}} < \sqrt{\frac{A}{R_{ni} + b}} \quad (5)$$

where h_{Ti} is thermal depression of the fire in the excavation of the lower profile; R_a is the resistance of the part of the inclined excavations (which defines the branches of the diagonal connection) with the fire area before the fire accident; R_{ni} is the resistance of the parallel connection from the defining branches of another (upper) profile.

When a fire occurs in the inclined excavations of the upper profile the conditions of maintenance

of steady airing is defined by the following inequation

$$\sqrt{\frac{h_{Tj}}{R_a}} < \sqrt{\frac{A}{R_{nj} + b}} \quad (6)$$

h_{Tj} is thermal depression of a fire in the excavations of the upper profile; R_{nj} is the resistance of the parallel connection from the defining branches of another (lower) profile.

The inequation (5) has been recieved according to the condition when the fire effect doesn't lead to the formation of extra sources of the draught in the upper profile. In other words when a fire occurs in section 1-2 or 1-3 the air temperature at the end of the section is the same as it was before the fire.

Generally speaking the condition of maintenance of steady airing (when a fire occurs in the excavation which is the defining branch of the diagonal connection) can be presented as the ratio of the depressions.

$$H_{Tmax} < R_a Q_o^2, \quad (7)$$

where H_{Tmax} is the maximum thermal depression of the fire.

The value $R_a Q_o^2$ is the depression source of the draught (thermal depression of the fire or natural air draught). Having this draught can lead to tipping over the ventilation flow into the next (parallel) excavation with rising airing.

In the cases when one doesn't implement the conditions (5,6,7) it is necessary to increase the resistance of the emergency excavation (the part of the excavation with the fire area) for increasing the airing resistance.

Conclusions

1. The analysis of the regularities to define the stability of airing in the inclined excavations when the fire occurs in the defining branches of the diagonal connection has been carried out.
2. The analitical dependences describing the connection between aerodynamic parameters of the branches comprising the diagonal connection, parameters between pressure characteristics of this connection and critical parameters of the diagonal connection which characterise stability of the ventilation flows when a fire occurs have been received.
3. It is proved that the resistance of the diagonal branch doesn't affect stability of the ventilation

flows when a fire occurs in the defining branches of the diagonal connection.

4. The conditions of maintenance of stable airing when fires occur in the inclined excavations

with rising airing in the diagonal connection have been determined.

Bibliography

1. **Bolbat I. Y., Lyebyedyev V. I., Trofimov V. A.** "Emergency ventilation regimes in coal mines" — M.: Nyedra, 1992 — 206p.
2. "Recommendations on the choice of effective airing regimes in mines when accidents occur." — Donetsk: SRIM, 1995. — 168p.
3. **Bolbat I. Y., Lyebyedyev V. I., Trofimov V. A.** 'About the possibility to use thermal depression to reverse combustion products to the fire area!' — Ugol, 1978, №12. — P.47.
4. "Regulations of MMMRT (Municipal Military Mining Rescue Team) on organization and carrying out mining rescue operations" — Kiev, 1993. — 44p.

© *Bulgakov Y. F., Trofimov V. A., Kharkovoi M. I., Gorbylyova E. V., 2005*

УДК 622.26:57.281.5

СОЛОВЬЕВ Г.И. (ДонНТУ)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИЛОВОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ АРОЧНОЙ КРЕПИ И ЖЕСТКОЙ ПРОДОЛЬНОЙ БАЛКИ

Представлены результаты аналитических исследований силового взаимодействия продольно-балочной крепи усиления с арочной крепью выемочной выработки.

Обеспечение устойчивости выемочных выработок глубоких шахт продолжает оставаться одной из основных проблем подземной угольной добычи. Исследования отечественных и зарубежных ученых позволили разработать разнообразные физические модели горного массива, обосновать применение различных математических моделей для определения параметров напряженно-деформированного состояния вмещающих пород, на основе которых был предложен целый ряд эффективных способов и средств обеспечения устойчивости подготовительных выработок [1-7]. Однако эти аналитические решения и технологические предложения по сохранению устойчивости подготовительных выработок в основном относятся либо к полевым выработкам, либо к выработкам поддерживаемым вне зоны интенсивного влияния очистных работ, где с достаточной степенью обоснованности возможно применение расчетных методов механики сплошной среды.

В зоне влияния очистных работ боковые породы на контуре выемочных выработок претерпевают предельные и зачастую знакопере-

менные нагрузки, а степень их дезинтеграции становится настолько высокой, что вместо сплошной среды необходимо использовать модели дискретных или сыпучих сред с применением статистических и вероятностных алгоритмов для определения искомых параметров [8-10].

Апробация продольно-жесткой крепи усиления в выемочных выработках глубоких шахт Донбасса показала достаточно высокую эффективность ее применения в зоне влияния очистных работ [11-14].

В процессе эксплуатации подготовительной выработки вследствие воздействия на каждый комплект арочной крепи различных по величине нагрузок q_i соединяющая отдельные арки балка может неравномерно изгибаться по длине выработки при перераспределении этих нагрузок между перегруженными и недогруженными комплектами крепи.

Для определения сил взаимодействия между арочной крепью и балкой рассмотрим ряд комплектов крепи соединенных двутавровой балкой (рис. 1).

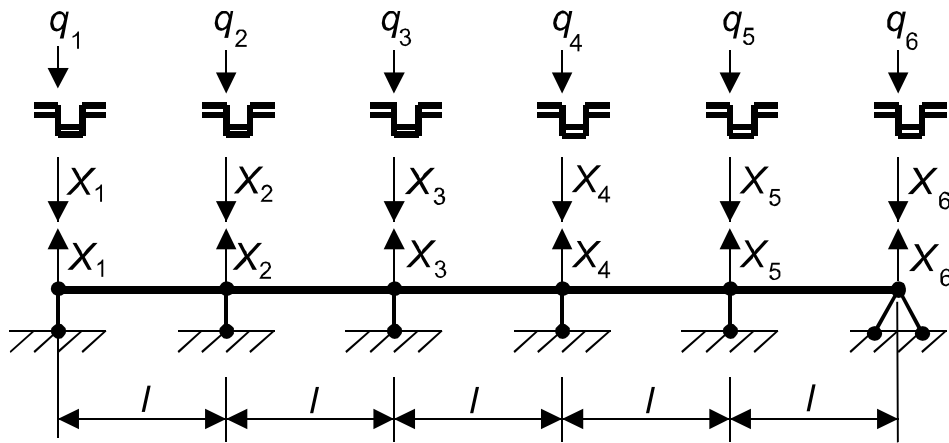


Рис. 1. Схема силового взаємодія комплексів арочної кріпи і продольної балки кріпи усилення по довжині виробтки

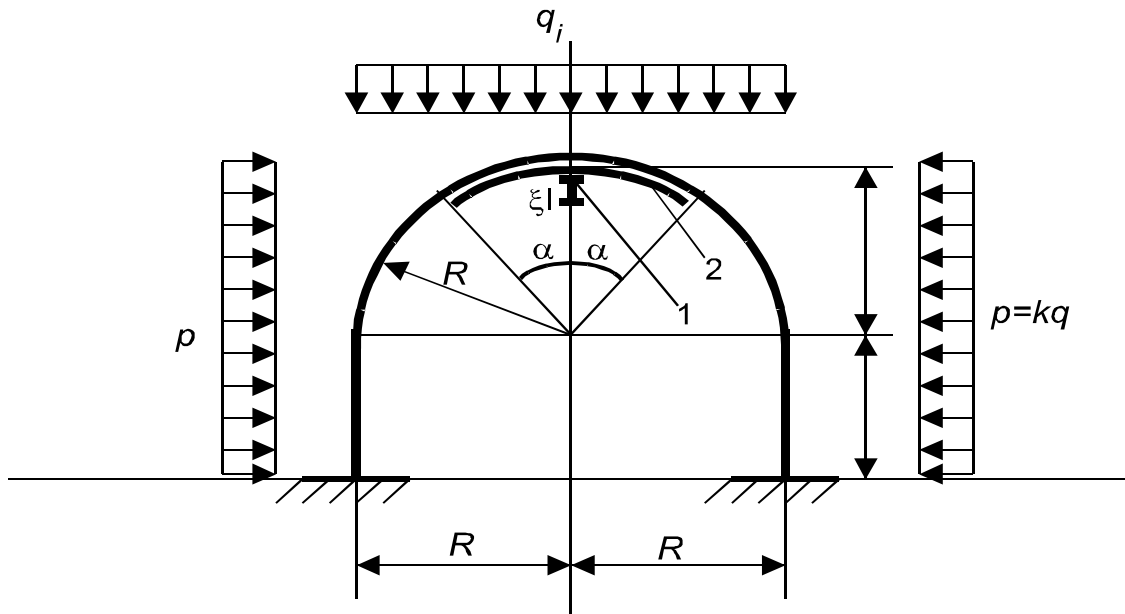


Рис. 2. Схема навантаження комплекта арочної кріпи при наявності кріпи усилення (продольної балки — 1 і сегмента жорсткості — 2)

Схема навантаження одного комплекта арочної кріпи в поперечному сеченні виемочної виробтки представлена на рис. 2.

Уравнения метода сил для условий рис.1 и 2 можно записать в виде [15]:

$$\begin{cases} (\delta_{11}+y_{11})X_1+\delta_{12}X_2+\delta_{13}X_3+\delta_{14}X_4+y_{1q}=0, \\ \delta_{21}X_2+(\delta_{22}+y_{22})X_2+\delta_{23}X_3+\delta_{24}X_4+y_{2q}=0, \\ \delta_{31}X_1+\delta_{32}X_2+(\delta_{33}+y_{33})X_3+\delta_{34}X_4+y_{3q}=0, \\ \delta_{41}X_1+\delta_{42}X_2+\delta_{43}X_3+(\delta_{44}+y_{44})X_4+y_{4q}=0, \\ \delta_{i1}X_1+\delta_{i2}X_2+\delta_{i3}X_3+\dots+(\delta_{ii}+y_{ii})X_i+y_{iq}=0, \end{cases} \quad (1)$$

где δ_{ik} — перемещения балки от воздействия силы $X_k=1$ по направлению силы $X_i=1$; y_{ii} — перемещения в верхнем сечении i -й арки от единичной силы $X_i=1$; y_{iq} — перемещения в верхнем сегменте i -й арки от нагрузки q_i по направлению силы $X_i=1$.

Перемещения балки δ_{ik} найдем с помощью метода начальных параметров.

Рассмотрим первое единичное сечение (рис. 3):

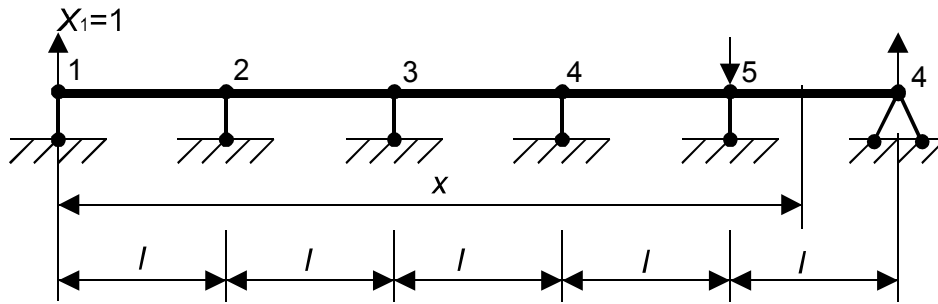


Рис. 3. Схема силового взаємодія комплексів арочної крепи і балки для першого єдиного стану

Для першого єдиного стану можна записати рівняння методу сил в вигляді:

$$EI_B y(x) = EI_B y_{01} + EI \alpha_{01} x + \frac{1 \times x^3}{6} - \frac{5(x-4l)^3}{6}; \quad (2)$$

При $x=4l$, $y(4l)=0$ і при $x=5l$, $y(5l)=0$, тоді:

$$EI_B y_{01} = \frac{80l^3}{3}.$$

Отсюди знаходимо початкові параметри:

$$\delta_{11} = \frac{80l^3}{3EI_B}; \quad \alpha_{01} = -\frac{28l^2}{3EI_B}; \quad (3)$$

При $x=l$, $x=2l$, $x=3l$ знаходимо переміщення в точках 2, 3 і 4 від дії сили $X_1=1$, т.е.

$$\delta_{12} = \delta_{21} = \frac{17,5l^3}{EI_B}; \quad \delta_{13} = \delta_{31} = \frac{28l^3}{3EI_B};$$

$$\delta_{14} = \delta_{41} = \frac{19l^3}{6EI_B}. \quad (4)$$

Розглянемо друге єдине стану (рис. 4).

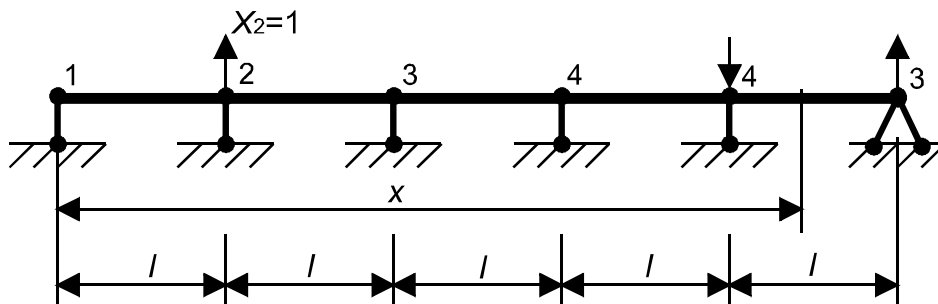


Рис. 4. Схема силового взаємодія комплексів арочної крепи і балки для другого єдиного стану

Приймаючи за початок координат точку 2 з рівняння початкових параметрів аналогічно визначаємо:

$$\alpha_{02} = -\frac{5,5l^2}{EI_B}; \quad y_{02} = \frac{12l^3}{EI_B}; \quad (5)$$

$$\delta_{22} = \frac{12l^3}{EI_B}; \quad \delta_{23} = \delta_{32} = \frac{20l^3}{3EI_B};$$

$$\delta_{24} = \delta_{42} = \frac{5l^3}{3EI_B}.$$

Третє єдине стану представлено на рис. 5.

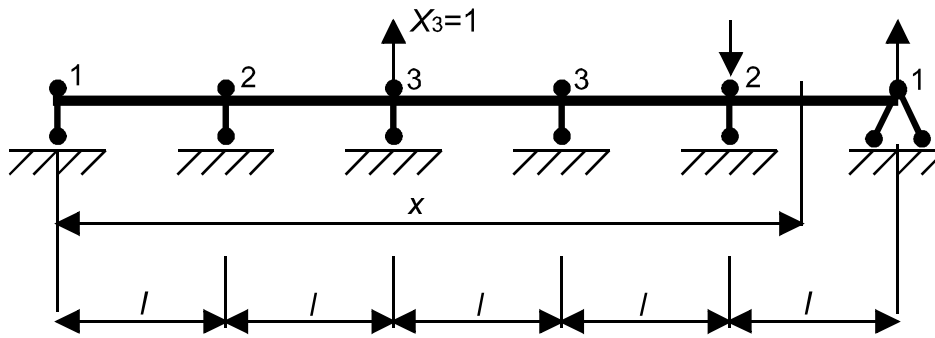


Рис. 5. Схема силового взаємодія комплексів арочної кріпи і балки для третього єдиничного стану

Як і в попередньому випадку знаходимо:

$$\alpha_{03} = -\frac{8l^2}{3EI_B}; \quad y_{03} = \frac{4l^3}{EI_B}; \quad \delta_{33} = \frac{4l^3}{EI_B};$$

$$\delta_{34} = \delta_{43} = \frac{1,5l^3}{EI_B}. \quad (6)$$

Розглянемо четверте єдиничне стану (рис. 6).

Для четвертого єдиничного стану, як і в попередніх випадках, отримаємо:

$$\alpha_{04} = -\frac{5l^2}{6EI_B}; \quad y_{04} = \frac{2l^3}{3EI_B}; \quad \delta_{44} = \frac{2l^3}{3EI_B}. \quad (7)$$

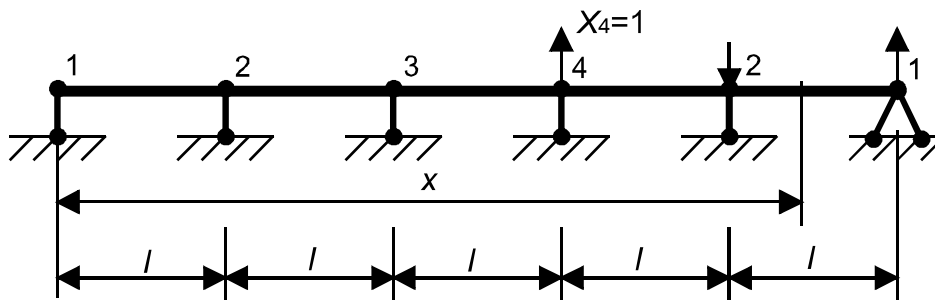


Рис. 6. Схема силового взаємодія комплексів арочної кріпи і балки для четвертого єдиничного стану

Для визначення зміщень в верхньому перерізі i -ї арки від дії єдиної сили над арочну кріп завантажують єдиною силою (рис. 7) і розкрити статическу неопределенность при навантаженні $P=1$. При цьому єдиничні коефіцієнти системи (1) будуть такими ж, як і при розрахунку параметрів арочної кріпи з сегментом жорсткості (см. табл. 2 [14]).

Уравнення вигинаючих моментів від $X_1=1$, $X_2=1$ і від половини єдиної навантаження (для збереження симетрії) запишуться в вигляді:

$$M_1=1; \quad M_2^{1,II}=R(1-\cos\varphi); \quad M_2^{III}=R\bar{y};$$

$$M_p^{1,II}=(R\sin\varphi)/2;$$

$$M_p^{III}=-R/2; \quad ds^{1,II}=Rd\varphi;$$

$$ds^{III}=d\bar{y}=Rdy. \quad (8)$$

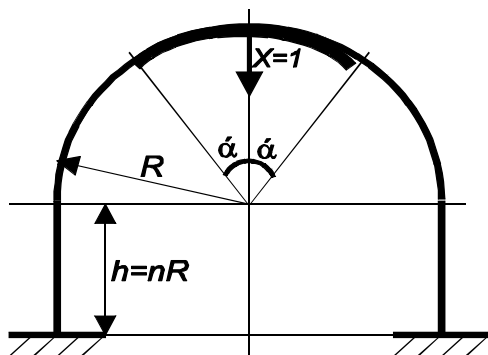
Грузові коефіцієнти визначаються з виражень:

$$\Delta_{1P}^I = \frac{1}{EI} \left[\frac{1}{\xi} \int_S M_p^I M_I ds + \int_S M_p^{II} M_I^{II} ds + \int_y M_p^{III} M_I^{III} dy \right] = -\frac{R^2}{2EI} \left[\frac{1}{\xi} \int_0^\alpha \sin\varphi d\varphi + \int_\alpha^{\pi/2} \sin\varphi d\varphi + \int_1^{1+n} d\bar{y} \right] = -\frac{R^2}{2EI} \left[\left(1 - \frac{1}{\xi}\right) \cos\alpha + \left(\frac{1}{\xi} + n\right) \right];$$

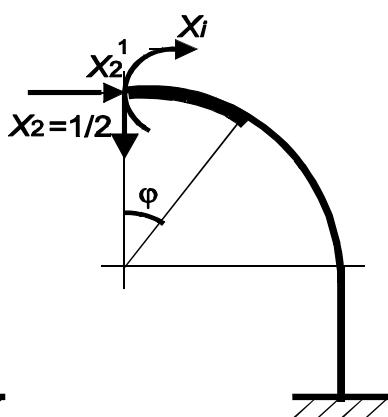
$$\Delta_{2p}^1 = -\frac{R^3}{2EI} \int_{\xi}^{\alpha} \sin \varphi d\varphi + \int_{\alpha}^{\pi/2} (1 - \cos \varphi) \sin \varphi d\varphi + \int_1^{1+n} \bar{y} d\bar{y} =$$

$$= -\frac{R^3}{2EI} \left\{ \left(1 - \frac{1}{\xi}\right) (\cos \alpha - \frac{1}{4} \cos 2\alpha) + \frac{1}{4} \left(\frac{3}{\xi} - 1\right) + \frac{1}{2} [(1+n)^2 - 1] \right\}. \quad (9)$$

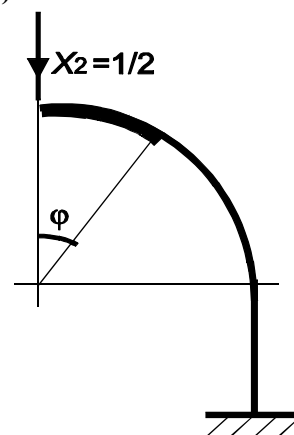
а)



б)



в)



В таблице 1 приведены значения грузовых коэффициентов (Δ_{1p}^1 и Δ_{2p}^1), неизвестных моментов X_1^1 и продольной силы X_2^1 , полученных из решения уравнений (1), (9) и (10).

Уравнения изгибающих моментов в заданном сечении от единичной нагрузки (рис. 6,б) запишется в виде:

$$M^{I,II} = R [\bar{X}_1 + \bar{X}_2 (1 - \cos \varphi) - \frac{1}{2} \sin \varphi];$$

$$M^{III} = R (\bar{X}_1 + \bar{X}_2 \bar{y} - \frac{1}{2}). \quad (11)$$

Рис. 7. Схема нагружения комплекта крепи: а) всей арки с сегментом жесткости, б) половины арки при действии вертикальной и продольной сил и изгибающего момента, в) половины арки под действием внешней силы

Табл. 1. Значения грузовых коэффициентов

№/№	α , град	$EI \Delta_{1p}^1$	$EI \Delta_{2p}^1$	X_1^1/R	X_2^1	$y_{11} EI/R^3$
1	0	- 0,875	- 0,766	0,218	0,230	0,034
2	10	- 0,871	- 0,766	0,240	0,211	0,027
3	20	- 0,858	- 0,765	0,255	0,197	0,024
4	30	- 0,838	- 0,763	0,264	0,190	0,023
5	45	- 0,793	- 0,754	0,265	0,190	0,023
6	60	- 0,735	- 0,731	1	0,197	0,021
7	90	- 0,596	- 0,626	0,230	0,205	0,017

Уравнения моментов от единичной силы для определения смещений y_{ii} (рис. 8) запишутся в виде:

$$M_1^{I,II} = -R \sin \varphi, \quad ds = R d\varphi;$$

$$M^{III} = -R, \quad ds = R d\bar{y}. \quad (12)$$

Смещения y_{ii} определяются по формуле Мора [15]:

$$y_{ii} = \frac{R^3}{EI} \left\{ \int_0^{\alpha_i} \left[\frac{1}{2} \sin \varphi - \bar{X}_1 - \bar{X}_2 (1 - \cos \varphi) \right] \frac{\sin \varphi}{\xi} d\varphi + \int_{\alpha_i}^{\pi/2} \left[\frac{\sin \varphi}{2} - \bar{X}_1 - \bar{X}_2 (1 - \cos \varphi) \right] \sin \varphi d\varphi - \int_1^{1+n} \left(\bar{X}_1 + \bar{X}_2 \bar{y} - \frac{1}{2} \right) d\bar{y} \right\} \quad (13)$$

$$y_{ii} = \frac{1}{EI} \sum_s \int M M_1 ds. \quad (14)$$

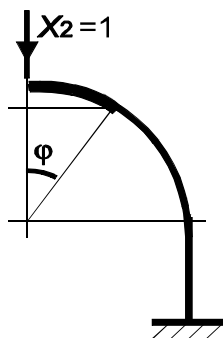


Рис. 8. Схема приложення единичной силы для определения смещений y_{ii}

После интегрирования получим:

$$y_{ii} = \frac{R^3}{EI} \left\{ [(\bar{X}_1 + \bar{X}_2)(\cos \alpha_i - 1) + \bar{X}_2 \frac{(1 - \cos 2\alpha_i)}{4} + \frac{\alpha_i}{4} - \frac{\sin 2\alpha_i}{8}] \frac{1}{\xi} + [-(\bar{X}_1 + \bar{X}_2 \cos \alpha_i + \bar{X}_2 \frac{(1 + \cos 2\alpha_i)}{4} - \frac{\alpha_i}{4} + \frac{1}{8}(\sin 2\alpha_i + \pi) - n [\bar{X}_1 + \bar{X}_2(1 + \frac{n}{2}) - \frac{1}{2}])] \right\}. \quad (15)$$

Коэффициенты y_{iq} системы уравнений (1) также определяются по формуле Мора:

$$y_{iq} = \frac{1}{EI} \sum_s \int M_p M_1 ds; \quad (16)$$

$$M_p^{I,II} = qR^2 [\bar{X}_1 + \bar{X}_2 (1 - \cos \varphi_i) - \frac{1}{2} \sin^2 \varphi_i - \frac{k}{2} (1 - \cos \varphi_i)^2]; \quad (17)$$

$$M_p^{III} = qR^2 [\bar{X}_1 + \bar{X}_2 \bar{y}_i - \frac{1 + k\bar{y}_i^2}{2}].$$

Уравнения моментов от единичной силы (рис. 7) будут такими же, что и для определения y_{ii} (см формулы 12).

В результате интегрирования выражений (16,17) получим:

$$y_{iq} = \frac{qR^4}{EI} \left\{ [(\bar{X}_1 + \bar{X}_2) - \frac{k+1}{2}] [(\frac{1}{\xi} - 1) \cos \alpha_i - \frac{1}{\xi}] + \frac{k - \bar{X}_2}{4} [(\frac{1}{\xi} - 1) \cos 2\alpha_i - (\frac{1}{\xi} + 1)] + \frac{1-k}{6} [(\frac{1}{\xi} - 1) \cos^3 \alpha_i - \frac{1}{\xi}] + (\frac{1}{2} - \bar{X}_1) n - \frac{\bar{X}_2}{2} [(1+n)^2 - 1] + \frac{k}{6} [(1+n)^3 - 1] \right\} \quad (18)$$

Результаты определения по формуле (16) грузовых коэффициентов для различных углов сегмента жесткости сводим в таблицу 2:

Табл. 2. Значения грузовых коэффициентов

α_i , град	0	10	20	30	45	60	90
y_{iq}	0,0106	0,0089	0,0078	0,0074	0,0073	0,0069	0,0049

Для определения параметров силового взаимодействия арочной крепи и жесткой продольной балки запишем уравнения метода сил (1) для условий рис.1 при отсутствии сегмента жесткости ($\alpha=0$) с учетом расчетных данных таблиц 1 и 2:

$$\begin{cases} (\frac{80l^3}{3EI_B} + 0,0336431 \frac{R^3}{EI}) X_1 + \frac{17,5l^3}{EI_B} X_2 + \frac{28l^3}{3EI_B} X_3 + \frac{19l^3}{6EI_B} X_4 = -0,01064 \frac{q_1 R^4}{EI}; \\ \frac{17,5l^3}{EI_B} X_1 + (\frac{12l^3}{3EI_B} + 0,0336431 \frac{R^3}{EI}) X_2 + \frac{20l^3}{3EI_B} X_3 + \frac{5l^3}{3EI_B} X_4 = -0,01064 \frac{q_2 R^4}{EI}; \\ \frac{28l^3}{3EI_B} X_1 + \frac{20l^3}{3EI_B} X_2 + (\frac{4l^3}{EI_B} + 0,03364 \frac{R^3}{EI}) X_3 + \frac{15l^3}{EI_B} X_4 = -0,01064 \frac{q_3 R^4}{EI}; \\ \frac{19l^3}{6EI_B} X_1 + \frac{5l^3}{3EI_B} X_2 + \frac{15l^3}{EI_B} X_3 + (\frac{2l^3}{3EI_B} + 0,0336431 \frac{R^3}{EI}) X_4 = -0,01064 \frac{q_4 R^4}{EI}. \end{cases} \quad (19)$$

Если балка состоит из 2-х швеллеров №14, то $I_x = I_0 = 491,2 = 982 \text{ см}^4$, а момент инерции по-

перечного сечения арки из спецпрофиля СВП №22 $I_a=428,6\text{см}^4$; то

$$\frac{R^3 I_B}{l^3 I} = \frac{2^3 \cdot 982}{1 \cdot 428,6} = 18,33,$$

где R — радиус арочной крепи, $R=2$ м; l — шаг установки арочной крепи, $l=0,8$ м.

Тогда уравнения (19) можно записать в виде:

$$\begin{cases} 27,283X_1+17,5X_2+9,3333X_3+ \\ +3,1667X_4=-0,19502q_1R; \\ 17,5X_1+12,617X_2+6,667X_3+ \\ +1,667X_4=-0,19502q_2R; \\ 9,3333X_1+6,667X_2+4,6167X_3+ \\ +1,5X_4=-0,19502q_3R; \\ 3,1667X_1+1,667X_2+1,5X_3+ \\ +1,2833X_4=-0,19502q_4R. \end{cases} \quad (20)$$

В результате решения системы уравнений (20) получим:

$$\begin{cases} X_1=-0,09326q_1R+0,1431q_2R- \\ -0,05238q_3R+0,1055q_4R; \\ X_2=0,14309q_1R-0,29241q_2R+ \\ +0,20043q_3R-0,2076q_4R; \\ X_3=-0,05237q_1R+0,20043q_2R- \\ -0,29539q_3R+0,21419q_4R; \\ X_4=0,1055q_1R-0,20758q_2R+ \\ +0,21419q_3R-0,39304q_4R. \end{cases} \quad (21)$$

При $\alpha=10^0$ система уравнений (1) с учетом единичных «балочных» коэффициентов y_{11} (2-я строка таблицы 1) и y_{iq} (таблица 2) примет вид:

$$\begin{cases} 27,1573X_1+17,5X_2+9,3333X_3+ \\ +3,1667X_4=-0,16318q_1R; \\ 17,5X_1+12,49X_2+6,667X_3+ \\ +1,667X_4=0,16318q_2R; \\ 9,3333X_1+6,667X_2+4,4901X_3+ \\ +1,5X_4=-0,16318q_3R; \\ 3,1667X_1+1,667X_2+1,5X_3+ \\ +1,1568X_4=-0,16318q_4R. \end{cases} \quad (22)$$

Решение этой системы можно представить в виде:

$$\begin{cases} X_1=-0,12281q_1R+0,21415q_2R- \\ -0,12687q_3R+0,19217q_4R; \\ X_2=0,21415q_1R-0,45065q_2R+ \\ +0,35796q_3R-0,40111q_4R; \\ X_3=-0,12687q_1R+0,35796q_2R- \\ -0,43723q_3R+0,39854q_4R; \\ X_4=0,19217q_1R-0,40111q_2R+ \\ +0,39854q_3R-0,60601q_4R. \end{cases} \quad (23)$$

При $\alpha=20^0$ получим систему:

$$\begin{cases} 27,1X_1+17,5X_2+9,3333X_3+ \\ +3,1667X_4=-0,14321q_1R; \\ 17,5X_1+12,433X_2+6,667X_3+ \\ +1,667X_4=-0,14321q_2R; \\ 9,3333X_1+6,667X_2+4,433X_3+ \\ +1,5X_4=-0,14321q_3R; \\ 3,1667X_1+1,667X_2+1,5X_3+ \\ +1,0995X_4=-0,14321q_4R. \end{cases} \quad (24)$$

В результате решения системы (22) получим:

$$\begin{cases} X_1=-0,17338q_1R+0,33071q_2R- \\ -0,24454q_3R+0,33167q_4R; \\ X_2=0,33071q_1R-0,70949q_2R+ \\ +0,61129q_3R-0,71096q_4R; \\ X_3=-0,24454q_1R+0,61129q_2R- \\ -0,67154q_3R+0,69385q_4R; \\ X_4=0,33167q_1R-0,71096q_2R+ \\ +0,69385q_3R-0,95438q_4R. \end{cases} \quad (25)$$

Примем следующие условия нагружения балки:

$q_1=q$, $q_2=1,2q$, $q_3=1,1q$, $q_4=0,8q$, тогда выражения (23) примут вид:

$$\begin{cases} X_1=0,21981qR; \\ X_2=-0,25377qR; \\ X_3=0,14055qR; \\ X_4=-0,33558qR. \end{cases} \quad (26)$$

На рис. 9 представлена эпюра изгибающих моментов для балки (рис. 1):

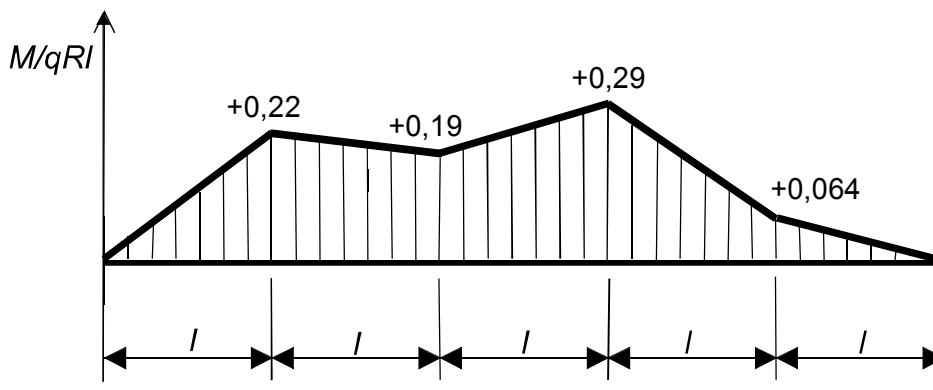


Рис. 9. Распределение изгибающих моментов в пятипролетной балке

Момент сопроотивлення продольной балки из двух швеллеров №18 будет равен: $W_x=2 \cdot 70,2=140,4 \text{ см}^3$, предел прочности для металла швеллера $[\sigma]=160\text{МПа}$.

Из условия прочности

$$\sigma_{max} = \frac{M_{max}}{W_{max}} \leq [\sigma] \quad (27)$$

можно определить максимальный изгибающий момент: $M_{max}=0,2924qRl$; тогда при $R=2\text{м}$, $l=1\text{ м}$ получим допустимую нагрузку:

$$[q] = \frac{[\sigma] W_x}{0,2924Rl} = \frac{160 \times 10^6 \times 140,4 \times 10^{-6}}{0,2924 \times 2 \times 1} =$$

$$=38,4 \cdot 10^3 \text{Н/м.}$$

Таким образом, допустимая нагрузка на балку составит 38,4 кН/м.

Суммарные изгибающие моменты и продольные силы от нагрузки с величиной $q_m=\beta q$, ($\beta > 1$), $p_m=kq_m$ (m — номер арки) и сил взаимодействия между крепью и продольной жесткой балкой X_m на участке арочной крепи определяется из следующих зависимостей:

$$M_i=qR^2 \bar{M}_i=qR^2 \{ \beta [\bar{X}_1 + \bar{X}_2 (1-\cos\varphi_i) - 1/2 \sin^2\varphi_i - k/2(1-\cos\varphi_i)^2] + \bar{X}_m [\bar{X}_1^1 + \bar{X}_2^1 (1-\cos\varphi_i) + 1/2 \sin\varphi_i] \}; \quad (28)$$

$$N_i=qRN_i=qR \{ \beta [(k(1-\cos\varphi_i) - \bar{X}_2) \cos\varphi_i + \sin^2\varphi_i] - \bar{X}_m [\bar{X}_2^1 \cos\varphi_i + 1/2 \sin\varphi_i] \}. \quad (29)$$

Для первой арочной крепи ($m=1$) $q_1=q$, (*m.e.* $\beta=1$), $k=0,5$, тогда: $\bar{X}_1=0,05747$; $\bar{X}_2=0,68453$; (табл. 3 [2] при $\alpha=20^\circ$), $\bar{X}_1^1=0,21981$, $\bar{X}_2^1=0,255265$, $\bar{X}_2^1=0,197424$ (табл. 3 [2] при $\alpha=20^\circ$).

Для второй арочной крепи ($m=2$): $q_1=1,2q$, ($\beta=1,2$) аналогично получим $\bar{X}_2=-0,25377$.

Для третьей арочной крепи ($m=3$): $q_1=1,1q$, ($\beta=1,1$) получим $\bar{X}_3=0,14055$.

Для четвертой арочной крепи ($m=4$): $q_1=0,8q$, ($\beta=0,8$) получим $\bar{X}_4=-0,336$.

Результаты вычисленных по формулам (26, 27) значений изгибающих моментов (M_i) и продольных сил (N_i) сведены в таблицу 3.

Табл. 3. Значения изгибающих моментов и продольных сил в разнозагруженных комплектах арочной крепи

Номер арочной крепи, m_i	φ_i β_i		0°	10°	20°	30°	45°	60°	75°	90°
$m=1$	1,0	Mm	0,114	0,090	0,061	0,027	-0,022	-0,055	-0,057	-0,018
		Nm	-0,728	-0,759	-0,810	-0,877	-0,989	-1,084	-1,132	-1,101
$m=2$	1,2	Mm	0,004	0,020	0,023	0,016	-0,006	-0,025	-0,026	0,002
		Nm	-0,771	-0,765	-0,788	-0,835	-0,931	-1,026	-1,082	-1,073
$m=3$	1,1	Mm	0,099	0,082	0,057	0,026	-0,021	-0,053	-0,054	-0,016
		Nm	0,781	-0,806	-0,855	-0,923	-1,038	-1,139	-1,191	-1,170
$m=4$	0,8	Mm	-0,015	-0,015	-0,001	0,005	0,003	-0,004	-0,004	0,010
		Nm	-0,481	-0,463	-0,466	-0,487	-0,539	-0,595	-0,632	-0,632

Графики зависимостей изгибающих моментов и продольных сил от величины центрального угла сегмента жесткости, возник-

ающие в комплектах арочной крепи при их неравномерном нагружении по длине выработки приведены на рис. 10 и 11.

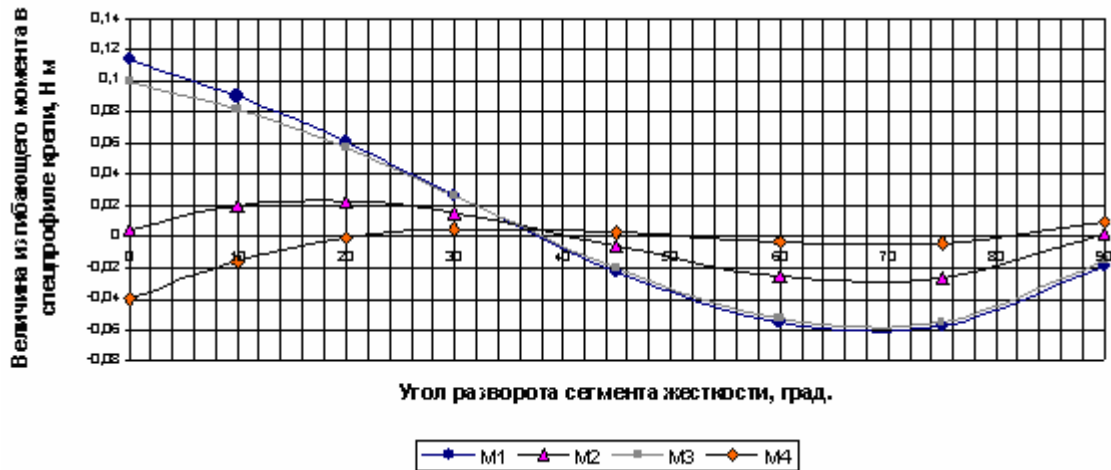


Рис. 10. График зависимости изгибающих моментов от величины центрального угла сегмента жесткости в 4-х разнозагруженных комплектах арочной крепи

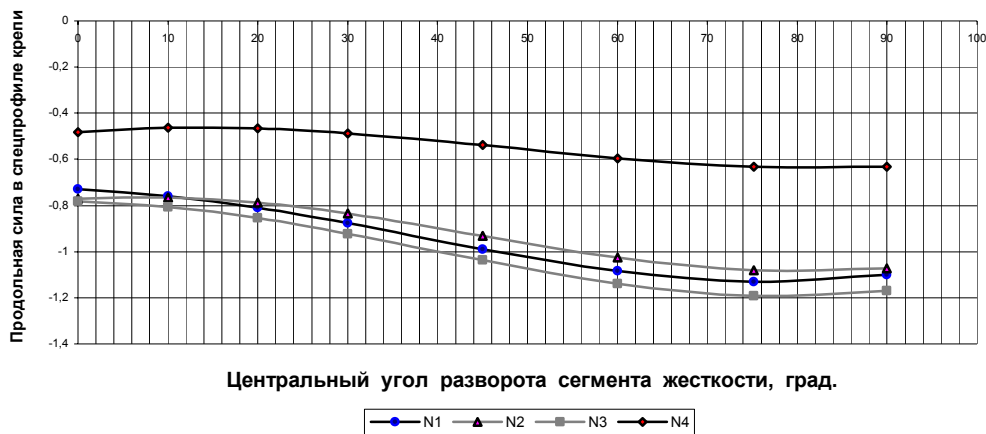


Рис. 11. График зависимости продольных сил от величины центрального угла сегмента жесткости в 4-х разнозагруженных комплектах арочной крепи

Таким образом, из графиков рис. 10 видно, что в разнозагруженных по длине выемочной выработки комплектах арочной крепи минимальные изгибающие моменты возникают при центральном угле сегмента жесткости равном $35-40^{\circ}$. Согласно рис. 2, общий центральный угол разворота сегмента жесткости составит: $2\alpha=2\cdot 37,5^{\circ}=75^{\circ}$.

Тогда длина сегмента жесткости составит:

$$l = \frac{\pi r \varphi}{180} = \frac{3,14 \times 2,0 \times 75}{180} = 2,62 \text{ м.}$$

Определим по формулам (28, 29) значения изгибающих моментов и продольных сил в сегменте жесткости первой арки ($m=1$) при:

$$\varphi=0, q_1=38,4\text{кН/м и } R=2\text{м,}$$

$$qR^2=153,6\text{кНм, } qR=76,8\text{кН.}$$

$$M^1_{расч}=0,1136 \times 153,6=17,446\text{кНм,}$$

$$N^1_{расч}=-0,72792 \times 76,8=-55,904\text{кН.}$$

Расчетные напряжения можно определить по формуле:

$$\sigma_{расч} = \frac{\pm M_{расч}}{W} + \frac{N_{расч}}{F} \quad (30)$$

В наружных волокнах сегмента жесткости напряжения будут равны:

$$\begin{aligned}\sigma_{расч} &= \frac{-M_{расч}}{W_{max}} + \frac{N_{расч}}{F_{II}} = \\ &= \frac{-17,4464 \times 10^3}{144,97 \times 10^{-6}} + \frac{-55,904 \times 10^3}{55,82 \times 10^{-4}} = \\ &= -120,34 - 10,02 = -130,36 \text{ МПа.}\end{aligned}$$

Во внутренних (нижних) волокнах сегмента жесткости напряжения составят:

$$\begin{aligned}\sigma_{расч} &= \frac{M_{расч}}{W_{min}} + \frac{N_{расч}}{F_{II}} = \\ &= \frac{17,4464 \times 10^3}{135,65 \times 10^{-6}} + \frac{-55,904 \times 10^3}{55,82 \times 10^{-4}} = \\ &= 128,61 - 10,02 = -118,59 \text{ МПа.}\end{aligned}$$

Таким образом и сжимающие и растягивающие напряжения в сегменте жесткости меньше допустимых для Ст. 5 ($[\sigma] = \pm 240 \text{ МПа}$).

Определим значения изгибающих моментов и продольных сил на границе сегмента жесткости первой арки ($m=1$) при одном СВП №22, $\varphi=20^0$, $W_{max}=81,33 \text{ см}^3$, $W_{min}=74,8 \text{ см}^3$, $F=27,91 \text{ см}^2$.

$$M_{расч} = 0,06049 \times 153,6 = 9,292 \text{ кНм,}$$

$$N_{расч} = -0,81026 \times 76,8 = -62,23 \text{ кН.}$$

Напряжения в наружных волокнах:

$$\begin{aligned}\sigma_{расч} &= -\frac{M_{расч}}{W_{max}} + \frac{N_{расч}}{F_{II}} = \\ &= -\frac{9,292 \times 10^3}{81,33 \times 10^{-6}} + \frac{-62,228 \times 10^3}{27,91 \times 10^{-4}} = \\ &= -114,25 - 22,3 = -136,55 \text{ МПа.}\end{aligned}$$

Напряжения во внутренних волокнах:

$$\begin{aligned}\sigma_{расч} &= \frac{M_{расч}}{W_{min}} + \frac{N_{расч}}{F_{II}} = \\ &= \frac{9,292 \times 10^3}{76,8 \times 10^{-6}} + \frac{-62,228 \times 10^3}{27,91 \times 10^{-4}} = \\ &= 120,99 - 22,3 = -98,69 \text{ МПа.}\end{aligned}$$

Напряжения, возникающие в специальном профиле арочной крепи (СВП №22) при ее продольно-жестком усилении, меньше допустимых.

Выводы:

1. Применение продольно-жесткого усиления арочной крепи выемочных выработок позволяет перераспределять повышенное давление в зоне влияния очистных работ с перегруженных на недогруженные комплекты, причем напряжения возникающие в элементах крепи от действия изгибающих моментов и продольных сил не превышают предела прочности металлического спецпрофиля.

2. Использование усиливающего сегмента жесткости из спецпрофиля СВП-22, устанавливаемого между балкой и основной крепью, позволяет снижать величину действующих на крепь изгибающих моментов за счет выбора рациональной длины или центрального угла этого сегмента. Как видно из полученных результатов (табл. 3, рис. 1 и 2), при величине центрального угла сегмента жесткости равной $35-40^0$ или длине сегмента 2,6-2,8 м в специальном профиле разнозагруженных по длине выемочной выработки комплектов арочной крепи, изгибающие моменты минимальны.

3. Таким образом, представленный алгоритм определения параметров силового взаимодействия основной и усиливающей крепей позволяет осуществлять выбор режима и параметров усиления в зависимости от величины и направления действующих на крепь нагрузок.

Библиографический список

1. Рупнейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. М.: Углетехиздат, 1954. — 384 с.
2. Заславский Ю.З. Исследование проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донецкого бассейна. М.: Недра, 1966. — 180 с.
3. Якоби О. Практика управления горным давлением. М.: Недра, 1987. — 566 с.
4. Фармер Я. Выработки угольных шахт. М.: Недра, 1990. — 269 с.
5. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. Справочник. — М.: Недра, 1989. — 571 с.

6. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. М.: Недра, 1995. — 395с.
7. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Кулдыркаев М.И. Стальные рамные крепи горных выработок. — К.: Техніка, 1999. — 216с.
8. Покровский Г.И. Исследования по механике грунтов. М.: ОНТИ, 1937. — 263с.
9. Кандауров И.И. Механика зернистых сред и ее применение в строительстве. Л.-М.: Изд-во литературы по строительству, 1969. — 309с.
10. Шашаенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова О.А. Некоторые основные задачи статистическо геомеханики. К.: Пульсары, 2002. — 303 с.
11. Бондаренко Ю.В., Соловьев Г.И., Захаров В.С. Изменения деформаций контура кровли выемочной выработки при использовании каркасной крепи усиления // Известия Донецкого горного института. 1999. — №1. — С.66-70.
12. Бондаренко Ю.В., Соловьев Г.И., Кублицкий Е.В., Мороз О.К. О влиянии жесткости каркасной крепи усиления на смещения пород кровли // Известия Донецкого горного института, 2001. — № 1. — С.59-61.
13. Соловьев Г.И., Малышева Н.Н., Нефедов В.Е., Панфилов Ю.Н. О возможности перераспределения повышенной нагрузки между комплектами крепи по длине подготовительной выработки / Вісті Донецького гірничого інституту, №1. — 2004. — С.122-126
14. Соловьев Г.И., Панфилов Ю.Н., Толкачев А.Ф., Малышева Н.Н. Определение рациональных параметров арочной крепи с усиливающим сегментом жесткости / Вісті Донецького гірничого інституту, 2005. — №1. — С.122-126
15. Шевченко Ф.Л. Изгиб стержневых систем. Донецк, ДПИ. — 1984.

© Соловьев Г.И., 2005

УДК 614.7:577.4

КУЗИК І.М., АРТАМОНОВ В.М., МОКРОУСОВА Т.І., ТЕРНОВА Н.В. (ДонНТУ)

ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ПО ЗМЕНЬШЕННЮ ШКІДЛИВОГО ВПЛИВУ ДІЯЛЬНОСТІ ШАХТОУПРАВЛІННЯ "СНІЖНЕАНТРАЦИТ" НА НАВКОЛИШНЄ СЕРЕДОВИЩЕ

На основі аналізу діяльності шахтоуправління "Сніжнеантрацит", до складу якого входять шахти "Нова", "Зоря", "Північна", розроблені пропозиції щодо зниження шкідливого їх впливу на атмосферу.

В Україні вугільні підприємства є одним з самих активних забруднювачів навколишнього середовища. Породні відвали займають великі площі родючих земель, що могли б бути використані у народному господарстві. Пил та отруйні гази, що створюються при горінні відвалів та їх експлуатації, забруднюють атмосферне повітря [1]. Надалі, в наслідку цього погіршується стан здоров'я людей, що проживають у гірничо-видобувних районах, розташованих у самому заселеному регіоні України — Донбасі.

Основними джерелами шкідливих викидів в атмосферу на діючих підприємствах вугільної промисловості є промислові і комунально-побутові котельні, сушильні установки збагачувальних, дробильно-збагачувальних і брике-

тних фабрик, породні відвали що горять [2,3]. Значне забруднення відбувається на відкритих роботах при екскавації і навантаженні в транспортні засоби розкривних порід, їх транспортуванні, відвалоутворенні, буровибухових роботах, при роботі транспорту. Викиди забруднюючих речовин від стаціонарних джерел в Донецькій області складають 39-40% від всіх викидів по Україні (1,6 млн. т на рік), а по вугільній промисловості в області — 35% від всіх видів діяльності. Викиди забруднюючих речовин по інгредієнтам для вугільної промисловості приведені на рис. 1.

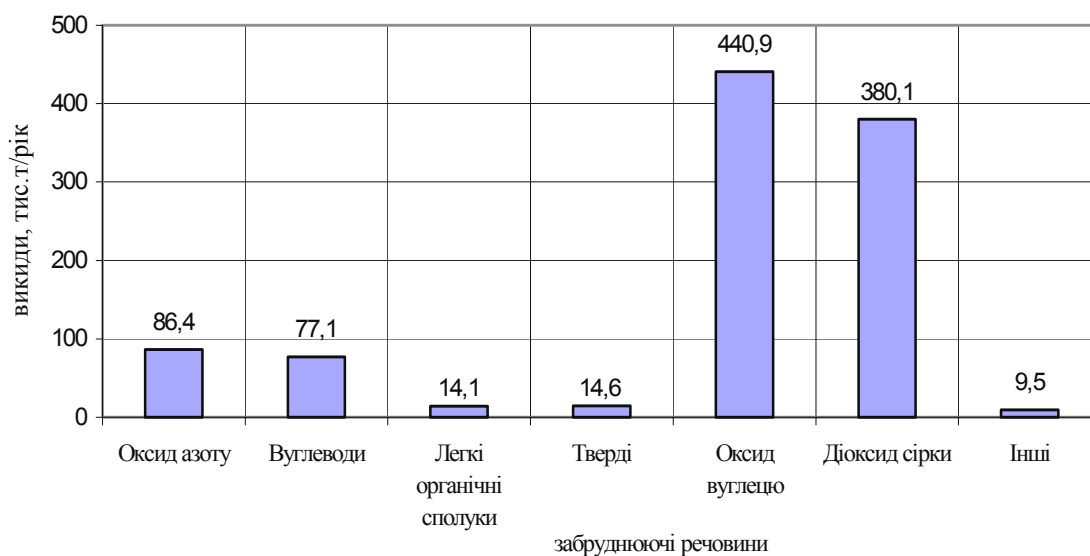


Рис. 1. Викиди забруднюючих речовин в атмосферу по інградієнтам по вугільній промисловості у Донецькій області у 2004 році

Дослідженнями встановлено, що повітря на відстані до 800-1000 м від палаючих породних відвалів містить шкідливі речовини вище гранично-припустимих норм [2,3,4].

Метою даної роботи є розробка заходів по зниженню шкідливого впливу діяльності вугільного виробництва на навколишнє природне середовище шляхом вдосконалення технологічних рішень по раціональному використанню природних ресурсів, охороні навколишнього середовища та екологічній безпеці. Основними задачами досліджень є:

— провести аналіз ситуації та визначити основні фактори, які негативно впливають на атмосферу;

— розробити можливі напрямки та ефективні заходи щодо зменшення шкідливого впливу на довкілля.

Аналізуючи екологічну ситуацію у східному регіоні Донецької області (м.Сніжне, шахтоуправління “Сніжнеантрацит”) можна зробити висновок, що шахти “Ударник”, “Зоря” і “Північна” знаходяться на території міста та активно впливають на природне середовище та на проживаюче населення.

Дані по загальним викидам шахт “Ударник”, “Зоря” і “Північна” зображені на рис. 2.

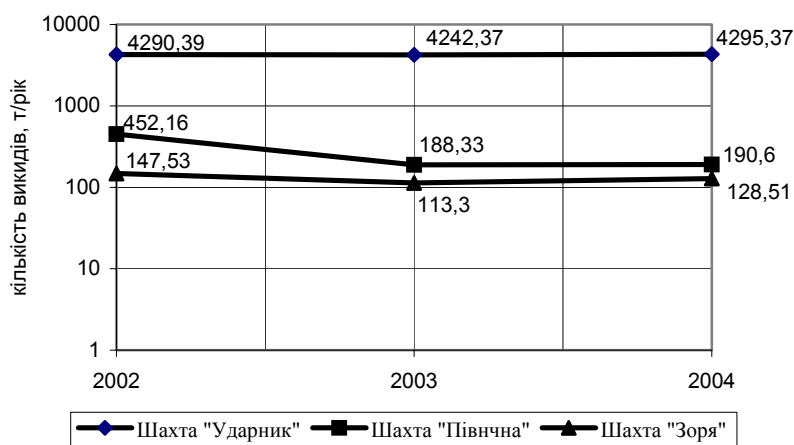


Рис. 2. Загальні викиди забруднюючих речовин в атмосферу шахтами “Ударник”, “Зоря” і “Північна”

Основними речовинами, що забруднюють атмосферу, є: тверді речовини (пил вуглепорідний, пил SiO_2 20-70% і пил $\text{SiO}_2 < 20\%$), сірчи-

стий ангідрид, окисли вуглецю, окисли азоту, сірководень.

Графічно викиди шкідливих речовин шахтою "Ударник" представлені на рис. 3.

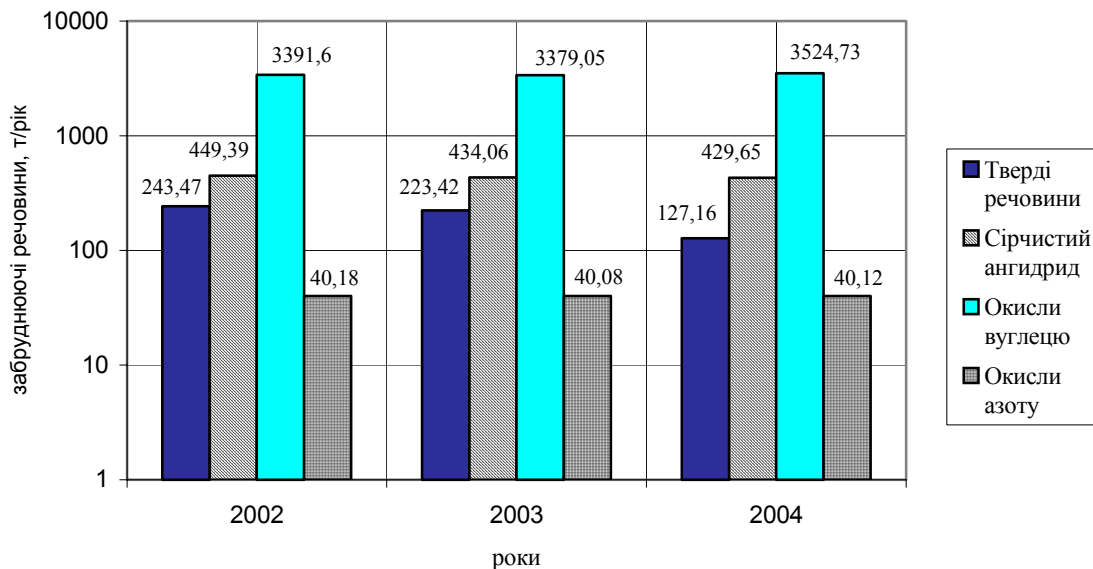


Рис. 3. Викиди шкідливих речовин на шахті "Ударник"

Аналізуючи графік (рис. 3) можна зробити висновок, що переважають викиди кислот вуглецю.

Шахта "Ударник" знаходиться у центрі міста і тому активно впливає на здоров'я меш-

канців. У таблиці 1 наведена характеристика впливу на організм людини визначених хімічних речовин.

Табл. 1. Характеристика впливу на організм людини визначених хімічних речовин

Найменування речовин або групи сумарцій	Перелік функціональних порушень здоров'я	Захворювання
1	2	3
Пил (без урахування якісного складу)	Ушкодження слизових оболонок дихальних шляхів	Хронічні (пилі) бронхіти, пневмонії
	Сенсибілітируючий (алергічний) вплив на слизові органи подиху	Бронхіальна астма, алергійний ренит
	Дратівний вплив на шкірні покриви. Хвороби шкіри, контрактні дерматити	Хвороби шкіри, контактні дерматити
Диоксид сірки + диоксид азоту + оксид азоту	Дратівний вплив на верхні дихальні шляхи	Хронічні фарингіти, назофарингіти, синусити, хвороби мигдалин і аденоїди
	Дифузійні зміни в легеневій тканині	Пневмонії, емфіземи
	Токсичний вплив на слизові очей	Кон'юнктивіти, катаракти
	Захворювання крові і кровоносних органів	Анемії
	Алергічний вплив на органи подиху	Бронхіальна астма

Продовження табл. 1.

1	2	3
Диоксид сірки + диоксид азоту + аміак	Токсичний вплив на нервову систему	Неврити, поліневрити
	Токсичний вплив на шкірні покриви	Дерматити контактні

По представленим даним таблиці видно, що негативний вплив шахти на здоров'я людини дуже великий, тому діяльність шахти повинна відбуватися з урахуванням постійного зниження її екологічної небезпеки.

Дані по забруднюючим речовинам на шахті "Зоря" представлені на рис. 4.

У 2003 році видно тенденцію на деяке зменшення кількості викидів шкідливих речовин в атмосферу, однак у 2004 році кількість викидів знову збільшується. Зокрема в порівнянні з 2003 роком у 2004 році збільшилася кількість викидів сірчистого ангідриду й окислів вуглецю.

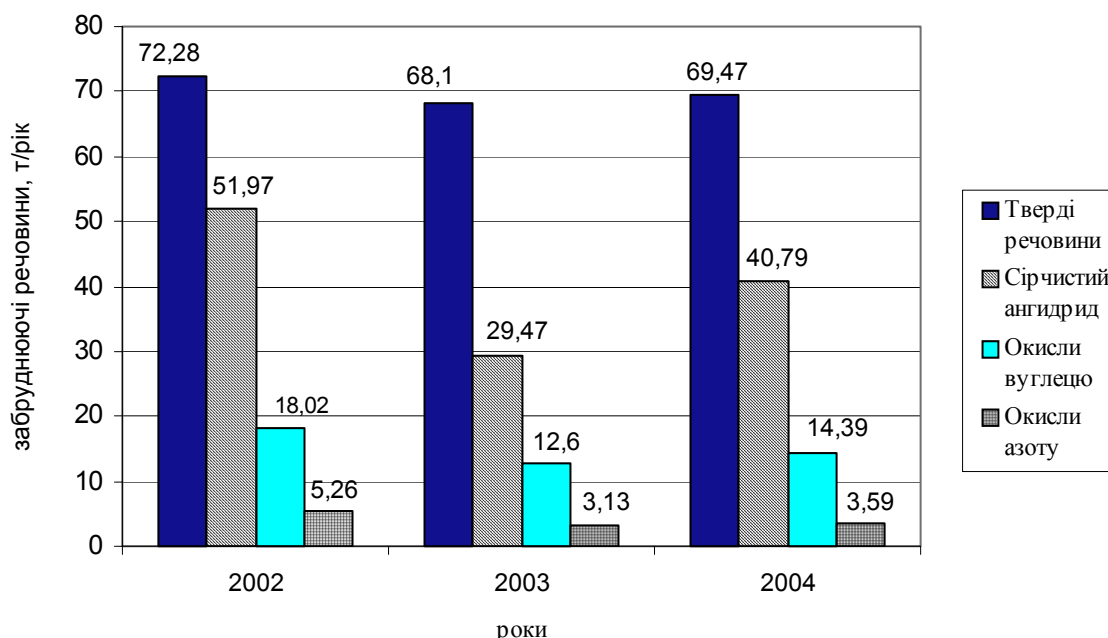


Рис. 4. Викиди забруднюючих речовин на шахті "Зоря"

Графічні дані по шахті "Північна" надані на рис. 5.

Також як і на шахті "Зоря" основна частина викидів приходить на тверді речовини, однак помітне їх зменшення. Кількість викидів твердих речовин у 2004 році зменшилася практично в 3 рази. Значно зменшилася кількість сірчистого ангідриду. Це можна пояснити тим, що в породні відвали стало надходити менше породи.

З приведеного аналізу випливає, що дії підприємств ведуть до забруднення атмосфе-

ри. Однак зменшити негативний вплив можна в такий спосіб:

- шахтне повітря при викиді в атмосферу треба очищати на очисних спорудах;
- зменшити негативний вплив породних відвалів, а за рахунок їх рекультивації або використання породи з промисловою метою.

Найбільша кількість шкідливих речовин викидається з вентиляційних шахтних стволів і з поверхні породних відвалів. Ці викиди негативно впливають як на природний світ, так і на здоров'я людини. За нанесену шкоду шахтами

виплачуються штрафи. Розрахунок плати за викиди стаціонарними джерелами забруднення виконується за представленою формулою

$$P_{\text{пр}} = \sum_{i=1}^n (H_{\text{бі}} \cdot M_{\text{лі}} \cdot K_{\text{нас}} \cdot K_{\text{ф}}) + (K_n \cdot H_{\text{бі}} \cdot M_{\text{ні}} \cdot K_{\text{нас}} \cdot K_{\text{ф}}) \quad (1)$$

де $H_{\text{бі}}$ — норматив збору за тону i -тої забруднюючої речовини, грн./т; $M_{\text{лі}}$ — обсяг викидів i -тої забруднюючої речовини в межах ліміту, т; $M_{\text{ні}}$ — обсяг викидів i -тої забруднюючої речовини, що перевищують межі ліміту, т; $K_{\text{нас}}$ — коригувальний коефіцієнт, що враховує чисе-

льність населення; $K_{\text{ф}}$ — коригувальний коефіцієнт, що враховує народногосподарське значення населеного пункту; K_n — коефіцієнт кратності збору за над лімітні викиди — 5.

Дані про оплату за викиди шкідливих речовин в атмосферу представлені на рис. 6.

У 2004 році витрати по оплаті за викиди зросли, це пов'язано з роботами по гасінню породних відвалів, тому що дані роботи супроводжуються підвищеними випарами шкідливих речовин з поверхні породних відвалів.

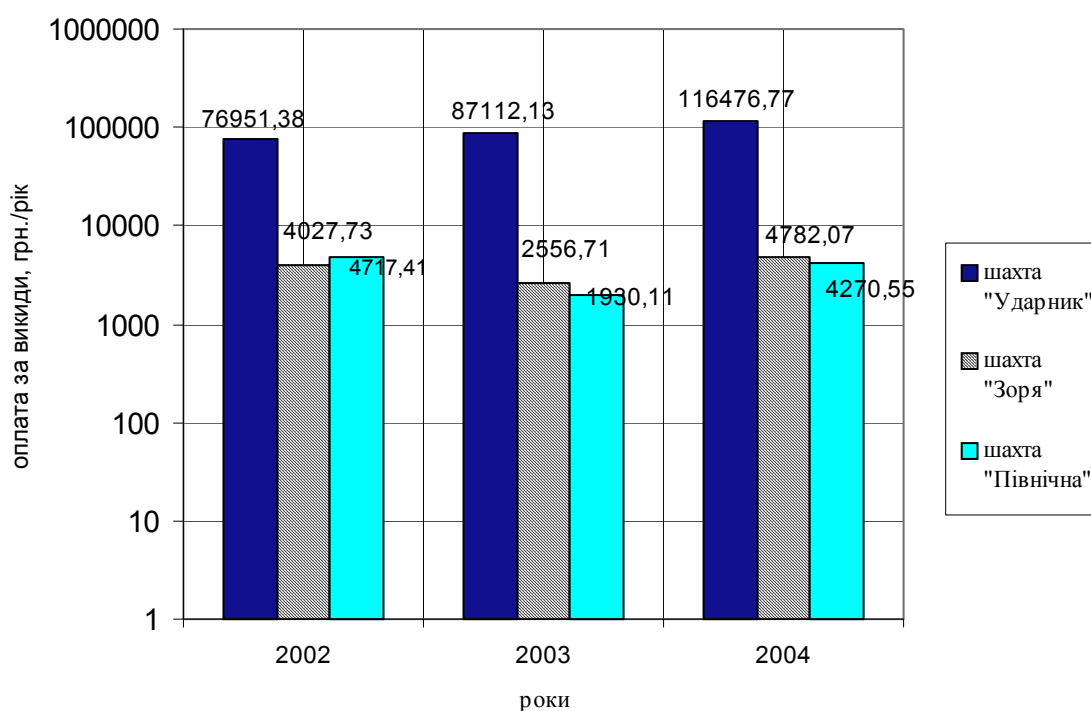


Рис. 5. Оплата за викиди шкідливих речовин в атмосферу шахтами "Ударник", "Зоря", "Північна"

Найбільш істотним значенням при розрахунку оплати за викиди є: обсяг викидів i -тої забруднюючої речовини в межах ліміту ($M_{\text{лі}}$) і обсяг викидів i -тої забруднюючої речовини, що перевищує межі ліміту ($M_{\text{ні}}$). Отже, чим менше значення даних коефіцієнтів, тим менше оплата за викиди. Таким чином для зменшення оплати потрібно звести до мінімуму, як понадлімітну кількість викидів, так і кількість викидів у межах норми. Для цього на підприємствах потрібно установити чи оновити очисні установки і провести рекультиваційні ро-

боти на породних відвалах. Такі заходи потребують певних капіталовкладень, однак згодом вони окупляться.

Таким чином при розрахунку зборів за забруднення навколишнього середовища основними значеннями, що впливають на розміри зборів, є кількість розташованих на поверхні відходів, скидань шкідливих речовин у водойми, викидів в атмосферу. Для зменшення витрат по оплаті зборів за забруднення навколишнього середовища підприємствам бажано впроваджувати природоохоронні заходи: ути-

лізацію і використання породи на виробництві, впровадження і використання водовертальних циклів шахтної води, провести рекультивуацію породних відвалів для зменшення їх шкідливого впливу на атмосферу і зменшення оплати зборів за викиди забруднюючих речовин можна запропонувати наступні заходи:

— заходи, спрямовані на поліпшення стану повітря в районі підприємства;

— заходи, спрямовані на запобігання забруднення повітря.

До заходів спрямованих на поліпшення стану повітря в районі підприємства відносяться:

— заходи щодо зменшення площ ерозуючих техногенних поверхонь за допомогою оптимізації параметрів техногенних утворень (відкритих гірничих виробок, териконів, хвостосховищ, складів мінеральної сировини);

— рекультивація пошкоджених земель для запобігання вітрової ерозії;

— утилізація відходів гірничого виробництва для зменшення площ ерозуючих поверхонь і обсягів пилогазовиділень.

До заходів спрямованих на запобігання забрудненню повітря в районі підприємства відносяться:

— заходи щодо поліпшення якості повітря в зоні гірничих робіт шляхом запобігання чи зниження пилогазовиділень різними об'єктами в технологічному ланцюзі виробництва;

— заходи щодо уловлювання, відводу й очищення пилогазових виділень і викидів.

Якщо дані підприємства будуть впроваджувати і розвивати заходи щодо охорони атмосферного повітря, то в наступні роки можливе зменшення шкідливих викидів в атмосферу. А це значить, що буде скорочений обсяг зборів по оплаті за шкідливі викиди в атмосферу. Однак основним фактором для впровадження даних заходів на виробництві є екологічний фактор.

Впроваджуючи заходи щодо охорони навколишнього середовища і попередження шкідливого впливу на природне середовище, вугільні підприємства можуть хоча б частково зменшити шкоду, що вони причиняють біосфері. Таким чином екологічний, економічний та соціальний аспекти в діяльності вугільних підприємств повинні знаходитися на одному рівні.

Библиографический список

1. **Земля тривоги нашої.** За матеріалами доповіді про стан навколишнього природного середовища в Донецькій області у 2003 році / Під ред. С.В. Третьякова. — Донецьк: "ЦЭПИ", Эпицентр ХТД, 2004. — 152 с.
2. **Айруни А.А. и др.** Природоохранные мероприятия в угледобывающих районах. — М.: БМ, 1985. — 65 с.
3. **Спичак Ю.Н., Ткачев В.А., Кипко А.Э.** Охрана окружающей среды и рациональное использование месторождений полезных ископаемых: Учебник для техникумов. — М.: Недра, 1993. — 170 с.
4. **Зборщик М.П., Осокин В.В.** Предотвращение экологически вредных проявлений в породах угольных месторождений. — Донецк: ДонГТУ, 1996. — 178 с.

© Кузик І.М., Артамонов В.М., Мокроусова Т.І., Тернова Н.В., 2005

УДК 622.834

ДЖЕНЗЛЯ Б. (Силезский технического университет, Польша); СОЛОВЬЕВ Д.Г. (ДонНТУ)

ЦЕЛИ И СПОСОБЫ ГРУППОВОЙ ЛОКАЛИЗАЦИИ ГИПОЦЕНТРОВ ГОРНЫХ ТОЛЧКОВ НА ПРИМЕРЕ «Р-МЕТОДА» ДЛЯ ОДНОРОДНОЙ И ИЗОТРОПНОЙ СРЕДЫ

Рассмотрены методы совместной локализации очагов горных толчков для определения параметров принятой сейсмогеологической модели. Для разных диапазонов доступных данных (множества сейсмических станций и горных толчков) эффективное определение координат очагов производилось за счет алгебраической линеаризации систем стационарных уравнений. Отмечены преимущества и недостатки представленных методов и даны рекомендации по области их применения.

Локализация очагов горных толчков и ударов имеет весьма важное значение для прогнозирования и предотвращения горных ударов в угольных шахтах. Современное состояние вопроса, однако, таково, что получаемая обычно точность локализации недостаточна для вышперечисленных целей. Причины такого положения дел различны, а применяемые способы устранения одних проблем, зачастую сопровождаются нарастанием и углублением других.

Важнейшими причинами, влияющими на точность локализации, являются:

— сложное строение горного массива, являющегося слоистой средой с изменяющимися свойствами даже в направлениях параллельных слоистости, которому лишь с большой натяжкой можно приписать свойство сплошности;

— анизотропия и глобальная неоднородность горного массива (определяемая его слоистостью) и анизотропия и неоднородность отдельных слоев;

— геологические нарушения и дислокации отдельных слоев горного массива;

— пересечение горного массива системой горных выработок, очистных забоев и выработанных пространств с весьма сложным пространственным положением;

— разнообразные способы заполнения эксплуатационных пустот в горном массиве;

— поля напряжений в окрестности горных выработок, остановленных лав и оставленных угольных целиков;

— качественное несоответствие теоретических моделей распространения сейсмиче-

ских волн в горном массиве фактическому сейсмопроницанию массива;

— отсутствие достоверных сведений о параметрах сейсмологической модели горного массива (скорости сейсмических волн);

— подвигание подготовительных забоев и перемещение соответствующих им полей напряжений, предопределяющих изменение во времени сейсмологических свойств горного массива;

— недостаточность количества сетей сейсмографов;

— неправильное размещение сейсмографов в горном массиве;

— ограниченная точность определения координат места установки сейсмометров;

— ограниченная точность определения параметров, являющихся основой алгоритма локализации (времени входа, амплитуды сигналов);

— неоднозначность задачи локализации;

— несоответствия алгоритма локализации.

Перечисленные причины ошибок локализации, как и постоянное развитие компьютерной техники, явились следствием возникновения многих разнообразных методов локализации, целью которых было устранение тех или иных из перечисленных причин. Обычно, благодаря ЭВМ, наиболее используемыми являются различные разновидности метода наименьших квадратов.

В польской специальной литературе по данной проблеме особенно выделяются работы А.Кийко, который занимался как проблемой локализации очагов толчков [33], так и планированием оптимального размещения сейсмо-

графов [34]. Значительные возможности устранения некоторых из перечисленных причин ошибок локализации очагов толчков заключаются в использовании, так называемой, совместной локализации очагов (“joint epi/hypocenter determination location”), которая представлена во многих разработках и внедрениях (Douglas A. [9], Crosson R.S. [8], Drzezla B, Mendecki A. [12], [13], [14], [16], [17], [19], Spencer C., Gubbins D. [55], [56], Smith E.G.C. [54]). В данных работах методы совместной локализации очагов заключаются в одновременной локализации большого числа толчков, благодаря чему возрастает количество используемых уравнений. Это позволяет построить более сложные модели распространения сейсмических волн в горном массиве и определить параметры этих моделей в процессе локализации очагов, а в случае использования упрощенных сейсмогеологических моделей (например, модели однородной и изотропной среды) — определить более представительные величины параметров модели, представляющих собой лучшее усреднение неоднородных и анизотропных свойств среды. Это последнее преимущество может быть лучше использовано, если в наборе неизвестных параметров дополнительно использовать параметры корректирующие сложную сейсмологическую модель (например Douglas A. [9], Smith E.G.C. [54], Aki A., Richards P.G [2], Gibowicz S.J., Kijko A. [22]). Следует отметить, что при рассмотрении многих сейсмогеологических моделей их параметры трудно определимы или не могут быть определены непосредственно из проводимых измерений, и для этого необходимо использовать решение обратной сейсмологической задачи (Kijko A. [40]). Еще одним преимуществом метода совместной локализации очагов является возможность постоянного уточнения переменных во времени параметров сейсмогеологической модели.

К существенным преимуществам рассматриваемых методов следует также отнести возможность расширения состава рассматриваемых уравнений за счет использования так называемых уравнений “master events” (reference events), используемых при рассмотрении главных толчков или толчков с известными координатами их очагов (Bolt [4], Smith E.G.C. [54], Kijko A. [39]). Такой прием позволяет в значительной степени повысить эффективность задачи по определению координат очагов ос-

тальных толчков и параметров модели. Еще одной положительной особенностью метода одновременной локализации очагов группы толчков, при определении параметров принятой сейсмогеологической модели, является тот факт (на который указывали Kijko A., Glowacka E., Stankiewicz [37] и который подтверждается исследованиями авторов), что ошибка локализации в значительной степени зависит от ошибки параметров модели. Определяя параметры модели в процессе локализации очагов, можно последовательно уменьшать ошибку параметров модели и повышать, таким образом, точность решения задачи.

Отмеченная выше возможность построения более сложной сейсмогеологической модели при использовании метода одновременной локализации очагов группы горных толчков должна рассматриваться с определенными оговорками. Необходимо учитывать, что использование более сложных моделей, описывающих значительное количество параметров, сопровождается ухудшением обусловленности задачи локализации из-за большой ее чувствительности к ошибкам в исходных данных. Поэтому при выборе вида сейсмогеологической модели необходимо чувство меры, а принятая модель должна представлять разумный компромисс между стремлением к возможно точному описанию свойств среды и требованиями соблюдения наилучшей обусловленности задачи локализации. Ничего не даст в итоге даже наилучшая модель среды, которая будет по необходимости описана большим количеством неизвестных параметров, если из-за плохой обусловленности ошибки локализации будут больше, чем при использовании упрощенного варианта модели.

Как уже было сказано выше, задача локализации гипоцентров горных толчков чаще всего сводится к определению минимума соответствующей суммы квадратов. При этом используются ньютоновские методы (Smith E.G.C.[55]), а среди них различные варианты метода Гаусса-Ньютона (Buland R. [6]; Crosson R.S. [8]; Herrman R.B. [29]; Hawley B.W., Zandt G, Smith R.B. [27]; Kijko A. [37], [43]; Spencer C., Gubbins D. [55], [56]).

В работе (Kornowski J. [47]) содержится обширное описание разных проблем связанных с локализацией очагов.

В последнее время на основе метода Гаусса-Ньютона развиваются методы локализации,

содержащие байесовский подход к априорной информации о рассматриваемом явлении (Matsu'ura M., Hirata N. [50], Matsu'ura M. [51]; Kijko A. [39], [41], [43]; Kijko A., Pirhonen S [42]).

В данной работе, кроме публикаций непосредственно связанными с обсуждаемыми задачами, автор предпринял попытку собрать хоть и не большой, но наиболее представительный список заграничной литературы по проблеме локализации очагов горных толчков.

В настоящей работе рассматривается концепция локализации в некоторой степени отличающаяся от вышеперечисленных работ. Эта концепция, частично использованная в работе (Inglada V. [30]) и упоминавшаяся в работе (Janczewski E.W. [31]), широко применяется в работах автора (Drzezla B, Mendecki A. [11], [19]; Mendecki A. [52]), а также в других работах (Budavari S. [5]; Голеницкий С.И., Перевалов Г.И. [23]; Wahlstrom R. [58]). Наиболее успешная реализация этой концепции представлена в работах (Leighton F., Duwall W.I. [48]; Salamon M.D.G., Wiebols G.A. [53]), а работа (Eccles C.D., Ryder J.A. [20]) содержит сравнение и критический анализ разных вариантов методов, представленных в работах [48] и [53], и несколько практических выводов и предложений по усовершенствованию вычислений.

Сущность предложенного метода локализации состоит в алгебраической линеаризации систем стационарных уравнений для достоверного числа горных толчков и определения параметров принятой сейсмогеологической модели на основании координат очагов толчков. Отличие данного подхода от вышеперечисленных работ состоит, главным образом, в предпосылке одновременной локализации группы толчков при условии не обязательного соответствия сейсмогеологической модели условиям однородности и изотропности среды и последующего определения параметров принятой сейсмогеологической модели в процессе локализации. Следующим отличием от рассмотренных выше работ и предыдущих работ автора является способ решения задачи локализации для преобразованных систем уравнений.

Из-за обширности предложенной проблемы для решения задачи совместной локализации гипоцентров горных толчков будут использованы формулы «Р-метода» при условии

однородности и изотропности среды. Рассмотрение метода «S-P» и других, более сложных сейсмологических моделей, предусматривается в дальнейших публикациях.

В «Р-методе» при условии однородности и изотропности среды стационарные уравнения имеют вид:

$$\sqrt{(x_j - x_{0i})^2 + (y_j - y_{0i})^2 + (z_j - z_{0i})^2} = v(t_{ij} - t_{0i}), \quad (1)$$

$$j=1, 2, \dots, s; \quad i=1, 2, \dots, w.$$

где x_j, y_j, z_j — координаты j -того положения сейсмографов; s — количество положений сейсмометров; x_{0i}, y_{0i}, z_{0i} — координаты очага i -того горного толчка; w — количество горных толчков; v — скорость сейсмической волны; t — время сигнала в очаге горного толчка; t_{ij} — время поступления сигнала от i -того горного толчка на j -тое положение сейсмографа.

Обе стороны стационарного уравнения (1) возводим в квадрат и для конкретного горного толчка запишем разность этих сторон:

$$L_{ijk} = 2x_{0i}x_{jk} + 2y_{0i}y_{jk} + 2z_{0i}z_{jk} - 2v^2 t_{0i}T_{jk} + v^2 R_{jk} - P_{jk} = 0; \quad (2)$$

$$j=1, 2, \dots, s; \quad k=1, 2, \dots, s; \quad k \neq j;$$

где:

$$x_{jk} = x_j - x_k; \quad y_{jk} = y_j - y_k; \quad z_{jk} = z_j - z_k; \\ T_{jk} = t_{ij} - t_{ik}; \quad R_{jk} = t_{ij}^2 - t_{ik}^2; \quad P_{jk} = p_j - p_k; \\ p_j = x_j^2 + y_j^2 + z_j^2; \quad q_j = p_j - v^2 t_{ij}; \quad Q_{jk} = q_j - q_k.$$

Для каждого горного толчка среди уравнений (2) может быть не более $s-1$ линейно независимых уравнений, кроме этого предположим, что уравнения (2) охватывают уравнения соответствующие всем двоичным вариациям без повторений чисел $\{j, k\}$ из области $\{1, 2, \dots, s\}$.

Рассмотрим теперь некоторые возможности решения системы уравнений (2) с использованием уравнения (1) в зависимости от числа положений сейсмометров — s и количества горных толчков — w .

Для позиции 1 примем число положений сейсмометров: $s=4$, а число горных толчков — $w=1$.

Система уравнений (2) содержит 3 линейно независимых уравнения и, поэтому, они позволяют определить только три неизвестных. Пусть определяемыми неизвестными будут x_0, y_0, z_0 . Тогда соответствующую систему уравнений можно представить в виде:

$$2 \begin{bmatrix} x_{21} & y_{21} & z_{21} \\ x_{31} & y_{31} & z_{31} \\ x_{41} & y_{41} & z_{41} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} x_0 \\ x \\ x \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 2v^2 t_0 T_{21} + Q_{21} \\ 2v^2 t_0 T_{31} + Q_{31} \\ 2v^2 t_0 T_{41} + Q_{41} \end{bmatrix}, \quad (3)$$

где $Q_{jk} = P_{jk} - v^2 R_{jk}$.

Для эффективного решения системы уравнений (3) воспользуемся формулами Крамера:

$$\begin{bmatrix} x_0 = 2v^2 t_0 A_x + B_x \\ y_0 = 2v^2 t_0 A_y + B_y \\ z_0 = 2v^2 t_0 A_z + B_z \end{bmatrix}, \quad (4)$$

где A_x, A_y, \dots, B_z — частные соответствующих определителей, например:

$$A_x = \frac{1}{D} \begin{vmatrix} t_2 - t_1 & y_2 - y_1 & z_2 - z_1 \\ t_3 - t_1 & y_3 - y_1 & z_3 - z_1 \\ t_4 - t_1 & y_4 - y_1 & z_4 - z_1 \end{vmatrix} =$$

$$= \frac{1}{D} \begin{vmatrix} 1 & t_1 & y_1 & z_1 \\ 1 & t_2 & y_2 & z_2 \\ 1 & t_3 & y_3 & z_3 \\ 1 & t_4 & y_4 & z_4 \end{vmatrix}$$

$$B_x = \frac{1}{D} \begin{vmatrix} 1 & q_1 & y_1 & z_1 \\ 1 & q_2 & y_2 & z_2 \\ 1 & q_3 & y_3 & z_3 \\ 1 & q_4 & y_4 & z_4 \end{vmatrix}$$

$$B_z = \frac{1}{D} \begin{vmatrix} 1 & x_1 & y_1 & q_1 \\ 1 & x_2 & y_2 & q_2 \\ 1 & x_3 & y_3 & q_3 \\ 1 & x_4 & y_4 & q_4 \end{vmatrix}$$

$$D_z = 2 \begin{vmatrix} 1 & x_1 & y_1 & z_1 \\ 1 & x_2 & y_2 & z_2 \\ 1 & x_3 & y_3 & z_3 \\ 1 & x_4 & y_4 & z_4 \end{vmatrix}$$

Необходимо отметить, что $D \neq 0$, а это обозначает, что сейсмографы не располагаются в одной плоскости.

Для определения времени t_0 вставим выражение (4) в одно из стационарных уравнений (1) и после соответствующих преобразований получим:

$$t_0 = \frac{-B \pm \sqrt{B^2 - AC}}{A} \quad (5)$$

где:

$$A = 4v^4 (A_x^2 + A_y^2 + A_z^2) - v^2;$$

$$B = v^2 (2A_x C_x + 2A_y C_y + 2A_z C_z + t_j);$$

$$C = C_x^2 + C_y^2 + C_z^2 - v^2 t_j^2;$$

$$C_x = B_x - x_j; \quad C_y = B_y - y_j; \quad C_z = B_z - z_j;$$

$$j = 1, j = 2, \dots, j = s.$$

Следует отметить, что при указании времени выхода сигнала только с одним индексом рассматривается лишь один горный толчок, а индекс при этом определяет номер месторасположения сейсмографа.

Из выражения (5) получаем два решения относительно t_0 , откуда соответственно получим и два решения относительно координат x_0, y_0, z_0 , определяемые по формуле (4). Однако одно из решений будет неверным и его появление связано с фактом двустороннего возведения в квадрат j -того уравнения (1) при выведении формулы (5).

Рассмотрим позицию 2: $s=5, w=1$.

Система уравнений из четырех линейно независимых уравнений позволяет в этом случае однозначно определить четыре неизвестных. Если в качестве этих неизвестных будут x_0, y_0, z_0 и $v^2 t_0$, тогда систему уравнений (2) можно представить в матричной форме:

$$2 \begin{bmatrix} x_{21} & y_{21} & z_{21} & T_{12} \\ x_{31} & y_{31} & z_{31} & T_{13} \\ x_{41} & y_{41} & z_{41} & T_{14} \\ x_{51} & y_{51} & z_{51} & T_{15} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} x_0 \\ y_0 \\ z_0 \\ v^2 t_0 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} P_{21} & -v^2 R_{21} \\ P_{31} & -v^2 R_{31} \\ P_{41} & -v^2 R_{41} \\ P_{51} & -v^2 R_{51} \end{bmatrix} \quad (6)$$

Решение выражения (6) можно представить в виде

$$\begin{aligned} x_0 &= F_x - v^2 G_x; \\ y_0 &= F_y - v^2 G_y; \\ z_0 &= F_z - v^2 G_z; \\ v^2 t_0 &= F_t - v^2 G_t; \end{aligned} \quad (7)$$

где F_x, G_x, \dots, G_t — частные соответствующих определителей, например:

$$\begin{aligned} F_x &= \frac{1}{W} \begin{vmatrix} P_{21} & Y_{21} & Z_{21} & T_{12} \\ P_{31} & Y_{31} & Z_{31} & T_{13} \\ P_{41} & Y_{41} & Z_{41} & T_{14} \\ P_{51} & Y_{51} & Z_{51} & T_{15} \end{vmatrix} = \\ &= \frac{-1}{W} \begin{vmatrix} 1 & p_1 & y_1 & z_1 & t_1 \\ 1 & p_2 & y_2 & z_2 & t_2 \\ 1 & p_3 & y_3 & z_3 & t_3 \\ 1 & p_4 & y_4 & z_4 & t_4 \\ 1 & p_5 & y_5 & z_5 & t_5 \end{vmatrix} \\ G_x &= \frac{1}{W} \begin{vmatrix} R_{21} & Y_{21} & Z_{21} & T_{12} \\ R_{31} & Y_{31} & Z_{31} & T_{13} \\ R_{41} & Y_{41} & Z_{41} & T_{14} \\ R_{51} & Y_{51} & Z_{51} & T_{15} \end{vmatrix} = \\ &= \frac{-1}{W} \begin{vmatrix} 1 & t_1^2 & y_1 & z_1 & t_1 \\ 1 & t_2^2 & y_2 & z_2 & t_2 \\ 1 & t_3^2 & y_3 & z_3 & t_3 \\ 1 & t_4^2 & y_4 & z_4 & t_4 \\ 1 & t_5^2 & y_5 & z_5 & t_5 \end{vmatrix} \end{aligned}$$

$$W = 2 \begin{vmatrix} X_{21} & Y_{21} & Z_{21} & T_{12} \\ X_{31} & Y_{31} & Z_{31} & T_{13} \\ X_{41} & Y_{41} & Z_{41} & T_{14} \\ X_{51} & Y_{51} & Z_{51} & T_{15} \end{vmatrix} =$$

$$-2 \begin{vmatrix} 1 & x_1 & y_1 & z_1 & t_1 \\ 1 & x_2 & y_2 & z_2 & t_2 \\ 1 & x_3 & y_3 & z_3 & t_3 \\ 1 & x_4 & y_4 & z_4 & t_4 \\ 1 & x_5 & y_5 & z_5 & t_5 \end{vmatrix}$$

Подставляя (7) в формулу (1) получим выражение для определения скорости сейсмической волны:

$$v^6 (G_x^2 + G_y^2 + G_z^2) + v^4 (2G_x H_x + 2G_y H_y + 2G_z H_z - H_t^2) + v^2 (H_x^2 + H_y^2 + H_z^2) - F_t^2 = 0, \quad (8)$$

где:

$$\begin{aligned} H_x &= x_j - F_x; & H_y &= y_j - F_y; \\ H_z &= z_j - F_z; & H_t &= t_j + G_t; \end{aligned}$$

$$j = 1, j = 2, \dots, j = s.$$

Из выражения (8) можно получить три действительные и положительные значения скорости волны, что позволит получить три решения поставленной задачи по формулам (7). Однако, как уже было указано ранее, не все решения удовлетворяют стационарным уравнениям (1).

Рассмотрим позицию 3: $s \geq 5, w=1$.

Решение системы уравнений (2) определим из условия минимума суммы квадратов:

$$L_1 = \sum_{WAR} L_{ijk}^2. \quad (9)$$

Не смотря на то, что система (2) содержит не более $s-1$ линейно независимых уравнений, считаем, что суммирование в выражении (9) распространяется на все двоичные вариации без повторов чисел $\{j, k\}$ из множества $\{1, \dots, s\}$.

Эта предпосылка принята потому, что при использовании метода наименьших квадратов результат будет зависеть от способа формирования системы линейно независимых уравнений.

Из условия минимума выражения (9) получим:

$$2\bar{x} = (A^T A)^{-1} A^T \bar{b}, \quad (10)$$

где:

$$\bar{x} = [x_0, y_0, z_0, -v^2 t_0]^T;$$

T — символ трансформирования матрицы (вектора);

$$A = \begin{bmatrix} x_{21} & y_{21} & z_{21} & t_{21} \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ x_{s,s-1} & y_{s,s-1} & z_{s,s-1} & t_{s,s-1} \end{bmatrix};$$

$$\bar{b} = \begin{bmatrix} P_{21} & - & v^2 R_{21} \\ \dots & \dots & \dots \\ P_{s,s-1} & - & v^2 R_{s,s-1} \end{bmatrix}.$$

В матрице A и векторе \bar{b} индексы $\{j, k\}$ элементов последующих строк представлены двоичными вариациями без повторений чисел из множества $\{1, \dots, s\}$. Матрица A и вектор \bar{b} насчитывают $\frac{s!}{(s-2)}$ строк.

Выражение (10) можно также записать в виде:

$$2 \begin{bmatrix} \tilde{X}\tilde{X} & \tilde{X}\tilde{Y} & \tilde{X}\tilde{Z} & \tilde{X}\tilde{T} \\ \tilde{X}\tilde{Y} & \tilde{Y}\tilde{Y} & \tilde{Y}\tilde{Z} & \tilde{Y}\tilde{T} \\ \tilde{X}\tilde{Z} & \tilde{Y}\tilde{Z} & \tilde{Z}\tilde{Z} & \tilde{Z}\tilde{T} \\ \tilde{X}\tilde{T} & \tilde{Y}\tilde{T} & \tilde{Z}\tilde{T} & \tilde{T}\tilde{T} \end{bmatrix} \bar{x} = \begin{bmatrix} \tilde{X}\tilde{P} - v^2 \tilde{X}\tilde{R} \\ \tilde{Y}\tilde{P} - v^2 \tilde{Y}\tilde{R} \\ \tilde{Z}\tilde{P} - v^2 \tilde{Z}\tilde{R} \\ \tilde{T}\tilde{P} - v^2 \tilde{T}\tilde{R} \end{bmatrix}, \quad (11)$$

что обозначает:

$$2 A^T A_x = A^T \bar{b},$$

где:

$$\tilde{X}\tilde{Y} = \sum_{WAR} x_{jk} y_{jk} = \sum_{WAR} (x_j - x_k)(y_j - y_k) =$$

$$= \sum_{j=1}^s \sum_{\substack{k=1 \\ k \neq j}}^s (x_j - x_k)(y_j - y_k) = 2s \sum_{j=1}^s x_j y_j - 2 \sum_{j=1}^s x_j \sum_{j=1}^s y_j;$$

$$\tilde{X}\tilde{T} = 2s \sum_{j=1}^s x_j t_{ij} - 2 \sum_{j=1}^s x_j \sum_{j=1}^s t_{ij};$$

$$\tilde{X}\tilde{P} = 2s \sum_{j=1}^s x_j p_j - 2 \sum_{j=1}^s x_j \sum_{j=1}^s p_j;$$

$$p_j = x_j^2 + y_j^2 + z_j^2;$$

$$\tilde{X}\tilde{R} = \sum_{WAR} x_{jk} R_{jk} = 2s \sum_{j=1}^s x_j t_{ij}^2 - 2 \sum_{j=1}^s x_j \sum_{j=1}^s t_{ij}^2;$$

$$\tilde{X}\tilde{Z} = 2s \sum_{j=1}^s x_j z_j - 2 \sum_{j=1}^s x_j \sum_{j=1}^s z_j;$$

$$\tilde{X}\tilde{X} = 2s \sum_{j=1}^s x_j^2 - 2 \left(\sum_{j=1}^s x_j \right)^2;$$

$$\tilde{T}\tilde{R} = \sum_{WAR} t_{jk} R_{jk} = 2s \sum_{j=1}^s t_j t_{ij}^2 - 2 \sum_{j=1}^s t_j \sum_{j=1}^s t_{ij}^2.$$

Легко заметить, что, после записи формул Крамера, решение задачи локализации можно представить в виде формул аналогичных (7). Поэтому скорость сейсмических волн в этом случае можно определить по аналогии (6-8).

Рассмотрим позицию 4: $s=6, w=1$.

При соответствующих оговорках система уравнений (2) содержит пять линейно независимых уравнений, которые позволяют эффективно и однозначно определить пять неизвестных. Если вектором этих неизвестных будет:

$$\bar{y} = [x_0, y_0, z_0, -v^2 t_0, \frac{1}{2}v^2]^T, \quad (12)$$

тогда система уравнений (2) может быть записана в виде:

$$2 \begin{bmatrix} x_{21} & y_{21} & z_{21} & T_{21} & R_{21} \\ x_{31} & y_{31} & z_{31} & T_{31} & R_{31} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ x_{61} & y_{61} & z_{61} & T_{61} & R_{61} \end{bmatrix} \bar{y} = \begin{bmatrix} P_{21} \\ P_{31} \\ \dots \\ P_{61} \end{bmatrix}. \quad (13)$$

Составляющие вектора \bar{y} могут быть представлены с помощью формул Крамера, однако из-за особенностей компьютерной алгоритмизации значительно упрощается решения системы уравнений (13) при использовании, например, методов Жордана или Гаусса.

Рассмотрим позицию 5: $s \geq 6, w=1$.

Если в качестве вектора неизвестных параметров принять выражение (12), то из условия минимума выражения (2) можно записать:

$$2 \bar{y} = (B^T B)^{-1} B^T \bar{c}, \quad (14)$$

где:

$$B = \begin{bmatrix} x_{21} & y_{21} & z_{21} & T_{21} & R_{21} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ x_{s,s-1} & y_{s,s-1} & z_{s,s-1} & T_{s,s-1} & R_{s,s-1} \end{bmatrix};$$

$$\bar{c}^T = [P_{21}, \dots, P_{s,s-1}].$$

По аналогии с формулой (10) индексы $\{j, k\}$ в последующих строках матрицы B и вектора \bar{c} исчерпывают все двоичные вариации без повторений чисел из множества $\{1, \dots, s\}$.

Для точного решения выражения (14) с использованием формул Крамера представим его по аналогии с формулой (11) в виде:

$$2 \begin{bmatrix} \tilde{X}\tilde{X} & \tilde{X}\tilde{Y} & \tilde{X}\tilde{Z} & \tilde{X}\tilde{T} & \tilde{X}\tilde{R} \\ \tilde{X}\tilde{Y} & \tilde{Y}\tilde{Y} & \tilde{Y}\tilde{Z} & \tilde{Y}\tilde{T} & \tilde{Y}\tilde{R} \\ \tilde{X}\tilde{Z} & \tilde{Y}\tilde{Z} & \tilde{Z}\tilde{Z} & \tilde{Z}\tilde{T} & \tilde{Z}\tilde{R} \\ \tilde{X}\tilde{T} & \tilde{Y}\tilde{T} & \tilde{Z}\tilde{T} & \tilde{T}\tilde{T} & \tilde{T}\tilde{R} \\ \tilde{X}\tilde{R} & \tilde{Y}\tilde{R} & \tilde{Z}\tilde{R} & \tilde{T}\tilde{R} & \tilde{R}\tilde{R} \end{bmatrix} \bar{y} = \begin{bmatrix} \tilde{X}\tilde{P} \\ \tilde{Y}\tilde{P} \\ \tilde{Z}\tilde{P} \\ \tilde{T}\tilde{P} \\ \tilde{R}\tilde{P} \end{bmatrix}, \quad (15)$$

где $\tilde{X}\tilde{X}, \tilde{X}\tilde{Y}, \dots, \tilde{R}\tilde{R}$ — аналогично объяснениям к выражению (11).

Рассмотрим позицию 6: $s \geq 6, w \geq 1$.

Данный случай представляет собой основу разработанных компьютерных программ локализации очагов горных толчков. При заданной скорости волны v , из условия минимума суммы квадратов выражения (5.1) для i -того толчка ($i=1, 2, \dots, w$) решение задачи локализации получается в виде (10) или (11). Решением будет функция вида:

$$\bar{x} = \bar{x}(v). \quad (16)$$

Величину скорости волны можно определить из условия минимума суммы квадратов разностей сторон выражения (1) в виде:

$$E(v) = \sum_{i=1}^w \sum_{j=1}^s \sqrt{[x_j - x_{0j}(v)]^2 + [y_j - y_{0j}(v)]^2 + [z_j - z_{0j}(v)]^2} - v[t_{ij} - t_{0i}(v)]^2. \quad (17)$$

Анализ ранее перечисленных примеров показывает, что функция (17) имеет один минимум. Если предположить, что в наличии име-

ются данные о большом количестве толчков соответственно располагающихся в горном массиве, тогда величина скорости волны v , определенная по формуле (17), может рассматриваться как хорошее усреднение локально неоднородных и анизотропных свойств среды.

Задача определения минимума функции (17) с учетом выражений (10) или (11) представляет собой сущность первого из предлагаемых способов совместной (групповой) локализации гипоцентров горных толчков.

Рассмотрим позицию 7: $s_i \geq 5 \wedge V s_i \geq 6 \wedge; w \geq 1$.

Параметр S_i обозначает то количество положений сейсмографов, которые отметили i -тый толчок. В этом случае считается, что каждый толчок был отмечен не менее чем на 5 сейсмографах, и как минимум один толчок был отмечен не менее чем 6 сейсмографами.

В данном случае можно записать целевую функцию решения задачи:

$$L(v, \bar{x}_1, \bar{x}_2, \dots, \bar{x}_w) = \sum_{i=1}^w \sum_{WAR} L_{ijk}^2, \quad (18)$$

где L_{ijk} определяется по формуле (2), а символ "WAR" — под знаком внутренней суммы обозначает суммирование по всем вариациям двоичных индексов $\{j, k\}$ из множества чисел $\{1, 2, \dots, s\}$.

Из условия минимума выражения (18) также получаются формулы (10) или (11), по которым возможно произвести локализацию каждого горного толчка по предварительно определенному значению скорости сейсмической волны из выражения:

$$v^2 = \frac{M}{N}, \quad (19)$$

где:

$$M = \sum_{i=1}^w \frac{1}{\det(A_i^T A_i)} \begin{vmatrix} \tilde{X}\tilde{X} & \tilde{X}\tilde{Y} & \tilde{X}\tilde{Z} & \tilde{X}\tilde{T} & \tilde{X}\tilde{P} \\ \tilde{X}\tilde{Y} & \tilde{Y}\tilde{Y} & \tilde{Y}\tilde{Z} & \tilde{Y}\tilde{T} & \tilde{Y}\tilde{P} \\ \tilde{X}\tilde{Z} & \tilde{Y}\tilde{Z} & \tilde{Z}\tilde{Z} & \tilde{Z}\tilde{T} & \tilde{Z}\tilde{P} \\ \tilde{X}\tilde{T} & \tilde{Y}\tilde{T} & \tilde{Z}\tilde{T} & \tilde{T}\tilde{T} & \tilde{T}\tilde{P} \\ \tilde{X}\tilde{R} & \tilde{Y}\tilde{R} & \tilde{Z}\tilde{R} & \tilde{T}\tilde{R} & \tilde{P}\tilde{R} \end{vmatrix} i;$$

$$N = \sum_{i=1}^W \frac{1}{\det(A_i^T A_i)} \begin{vmatrix} \widetilde{X\widetilde{X}} & \widetilde{X\widetilde{Y}} & \widetilde{X\widetilde{Z}} & \widetilde{X\widetilde{T}} & \widetilde{X\widetilde{R}} \\ \widetilde{X\widetilde{Y}} & \widetilde{Y\widetilde{Y}} & \widetilde{Y\widetilde{Z}} & \widetilde{Y\widetilde{T}} & \widetilde{Y\widetilde{R}} \\ \widetilde{X\widetilde{Z}} & \widetilde{Y\widetilde{Z}} & \widetilde{Z\widetilde{Z}} & \widetilde{Z\widetilde{T}} & \widetilde{Z\widetilde{R}} \\ \widetilde{X\widetilde{T}} & \widetilde{Y\widetilde{T}} & \widetilde{Z\widetilde{T}} & \widetilde{T\widetilde{T}} & \widetilde{T\widetilde{R}} \\ \widetilde{X\widetilde{R}} & \widetilde{Y\widetilde{R}} & \widetilde{Z\widetilde{R}} & \widetilde{T\widetilde{R}} & \widetilde{R\widetilde{R}} \end{vmatrix} i,$$

где: A_i — матрица как и в формуле (10) (со значениями соответствующими i -тому толчку); $A_i^T A_i$ — как в формуле (11) (см. вторую версию формулы); $\widetilde{X\widetilde{X}}, \widetilde{X\widetilde{Y}}, \dots, \widetilde{R\widetilde{R}}$ — аналогично объяснениям к выражению (11).

Выражение (19), а также формулы (10) или (11) представляют собой основу второго из предлагаемых способов совместной локализации очагов горных толчков.

Предлагаемые методы локализации очагов горных толчков с использованием алгебраической линейаризации стационарных уравнений имеют как преимущества, так и недостатки и, зачастую, устранение одних из описанных во введении недостатков, приводит к углублению других или созданию новых. К несомненным и очевидным преимуществам этих методов следует отнести возможность получения эффективного решения задачи локализации, а в некоторых случаях также и эффективного определения параметров принятой сейсмогеологической модели. Следует отметить, что это преимущество может полностью быть использовано лишь тогда, когда имеются данные от большого числа сейсмометров, что, в свою очередь, является существенным недостатком рассматриваемых методов. Необходимость наличия большого количества положений сейсмометров при применении методов использующих линейаризованные уравнения (2) объясняется фактом худшей обусловленности линейаризованных уравнений по сравнению со стационарными уравнениями (1). Проблеме обусловленности разных видов стационарных уравнений, выходящей за рамки рассматриваемой темы, предполагается уделить внимание в дальнейших исследованиях. Следует отметить, что существуют такие особые конфигурации сети сейсмометров, при которых не возможно получить никакой локализации по формулам (2), тогда как при использовании формул (1) задача локализации осуществляется хорошо и даже очень хорошо обусловлена.

В балансе преимуществ и недостатков предлагаемых методов локализации весьма важным является фактор однозначности решения задачи, которому в большей степени отвечает применение линейаризованных уравнений (2).

Хорошей иллюстрацией этого утверждения является пример представленный на рис. 1 и 2. На рис. 1 изображен план изолиний функции

$$E_1(x_0, y_0) = \sqrt{\min_{(t_0)} \sum_{j=1}^S [p_j - v(t_j - t_0)]^2} = \sqrt{\sum_{j=1}^S (p_j - vt_j)^2 - \frac{1}{S} \left[\sum_{j=1}^S (p_j - vt_j) \right]^2}; \quad (20)$$

где:

$$p_j = \sqrt{(x_j - x_0)^2 + (y_j - y_0)^2}.$$

Определение минимума функции E_1 по x_0 и y_0 является равнозначным с решением системы уравнений (1) для плоского случая при использовании метода наименьших квадратов.

В качестве исходных данных для условий рис. 1 приняты: $x_0=500$ м, $y_0=500$ м, а также:

J	$x_j, [м]$	$y_j, [м]$
1	-220	130
2	1000	0
3	500	600
4	-1000	500

Функция E_1 , план изолиний которой показан на рис. 1 а, должна иметь минимум в точке $x_0=500$ м, $y_0=500$ м. Однако на рис. 1 а видно, что эта функция имеет два минимума. Один из них — глобальный в точке (500; 500), а другой — локальный, в точке (595; 756). Таким образом, алгоритм поиска минимума функции E_1 при неправильно заданном первом приближении может остановиться на локальном минимуме и не найдет основного решения задачи.

На рис. 1 б изображен план изолиний функции

$$E_2(x_0, y_0) = \sqrt{\min_{(t_0)} \sum_{WAR} L_{jk}^2}; \quad (21)$$

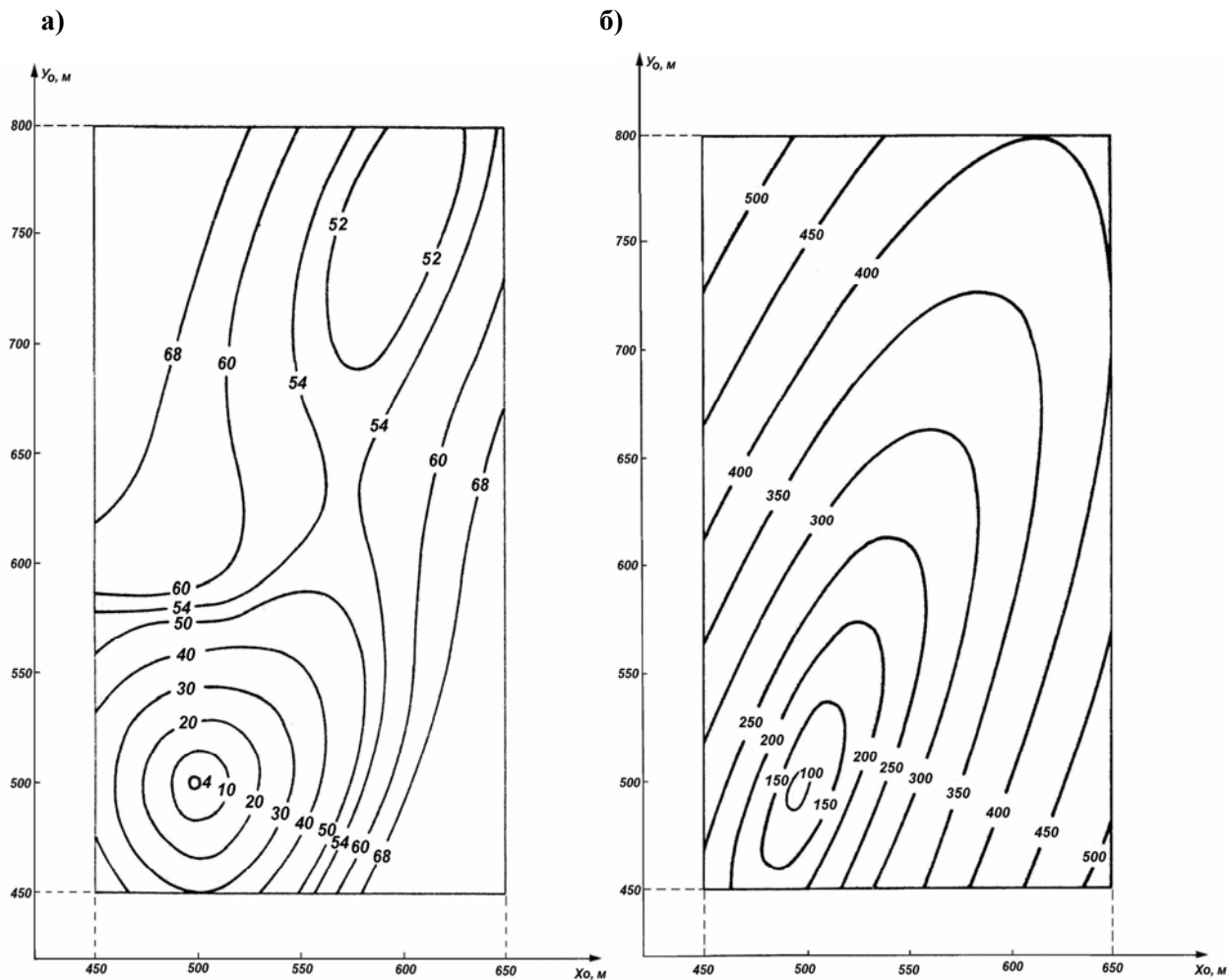


Рис. 1. План изолиний функций $E_1(x_0, y_0)$, рассчитанной по выражению (20) — (а) и $E_2(x_0, y_0)$, определенной по выражению (21) — (б)

$$L_{jk} = 2x_0 x_{jk} + 2y_0 y_{jk} - 2v^2 t_0 T_{jk} - Q_{jk};$$

$$\min_{(x_0)_{WAR}} \sum L_{jk}^2 = 4x_0^2 \tilde{X}\tilde{X} + 4y_0^2 \tilde{Y}\tilde{Y} + 8x_0 y_0 \tilde{X}\tilde{Y} - 4x_0 \tilde{X}\tilde{Q} - 4y_0 \tilde{Y}\tilde{Q} + \tilde{Q}\tilde{Q} - \frac{1}{\tilde{T}\tilde{T}} (2x_0 \tilde{X}\tilde{T} + 2y_0 \tilde{Y}\tilde{T} - \tilde{Q}\tilde{T})^2;$$

где: x_{jk}, \dots, Q_{jk} — аналогично объяснениям к выражению (2); $\tilde{X}\tilde{X}, \dots, \tilde{Q}\tilde{T}$ — аналогично объяснениям к выражению (11).

Определение минимума функции E_2 относительно x_0 и y_0 равнозначно решению уравнений (2) для плоского случая по методу наименьших квадратов.

Из рис. 1 б следует, что функция E_2 имеет один минимум, а следовательно в этом случае

не будет ловушек в виде локальных минимумов и неточных решений.

Представленные преимущества и недостатки метода локализации очагов горных толчков и ударов показывают, что при недостаточном количестве исходной информации, как о толчках, так и о сейсмологической модели возможно применение двухэтапной локализации. На первом этапе, при выполнении определенных требований по конфигурации сети сейсмометров, в качестве первого приближения применяются алгебраически линеаризованные системы стационарных уравнений (2), а затем на втором этапе используются основные стационарные уравнения «Р-метода» (1).

О возможности применения эффективного решения системы уравнений (2) как первого приближения для итерационного процесса решения системы (1) отмечали в своих работах

Salamon M.D.G., Wiebols G.A. [53], Eccles C.D., Ryder J.A. [20]. В данной работе на основе разработанных и апробированных на практике алгоритмов и компьютерных программ предложена возможность одновременного опреде-

ления параметров сейсмологической модели и указаны преимущества решения системы уравнений (2) относительно решения системы(1).

Библиографический список

1. **Aki K., Lee W.H.K.** Determination of three dimensional velocity anomalies under a seismic array using first P arrival times from local earthquakes, I.A homogenous initial model. *J. Geophys. Res.*, 81, 4381-4399, 1976.
2. **Aki K., Richards P.G.** Quantitative seismology — Theory and Methods. Freeman, San Francisco, vol. II, 1980.
3. **Bolt B.A.** Earthquake Location for Small Networks Using the Generalized Inverse Matrix. *Bull. Seismolog. Soc. Am.*, vol. 60, no. 6, 1823-1828, 1970.
4. **Bolt B.A.** A proposal for the global calibration of group earthquake location. *Geophys. J.R. Astron. Soc.*, 33, 249-250, 1973 (Letter).
5. **Budavari S.** A mathematical method of determining the anisotropic velocity of P-wave propagation and for the seismic location of rock bursts. *Geomechanics Journal*, vol. 1, 15-17, 1971.
6. **Buland R.** The mechanics of locating earthquakes. *Bull. Seism. Soc. Am.*, vol. 66, no. 1, 173-187, 1976.
7. **Bus J.C.P.** Convergence of Newton-Like Methods for Solving Systems of Nonlinear Equations. *Numer. Math.*, 27, 271-281, 1977.
8. **Crosson R.S.** Crustal structure modeling of earthquake data 1. Simultaneous least squares estimation of hypocenter and velocity parameters. *J. Geophys. Res.*, 81, 3036-3046, 1976.
9. **Douglas A.** Joint epicenter determination. *Nature*, 215, 47-48, 1967.
10. **Dryja M., Jankowsky J. I M.** Przegląd metod i algorytmów numerycznych. WN-T, Warszawa, 1982, cz.II.
11. **Drzeźla B., Mendecki A.** Nowe metody poziomej lokalizacji ognisk wstrząsów górotworu. *ZN Pol. Sl.*, nr. 558, *Gornictwo*, z. 87, 27-42, Gliwice, 1977.
12. **Drzeźla B., Mendecki A.** Lokalizacja przestrzenna ognisk wstrząsów górotworu według metody S-P i wyznaczenia predkosci fal sejsmicznych. *ZN Pol. Sl.*, nr. 601, *Gornictwo*, z. 99, 67-77, Gliwice, 1979.
13. **Drzeźla B., Mendecki A.** The velocity anisotropy of rock mass and location accuracy of mining tremors. *Acta Geophys. Pol.*, vol. XXX, no. 3, 231-241, 1982.
14. **Drzeźla B., Mendecki A.** Joint hupocentre location of mining tremors and determination anisotropy parameters of P-wave velocity.. *Acta Geophys. Pol.*, vol. XXX, no. 3, 321-332, 1982.
15. **Drzeźla B., Mendecki A.** Lokalizacja pozioma impulsow sejsmoakustycznych według metody P z uwzględnieniem anizotropii górotworu. *ZN Pol. Sl.*, nr. 769, *Gornictwo*, z. 125, 21-32, Gliwice, 1984.
16. **Drzeźla B., Mendecki A.** Algorytm jednoczesnej lokalizacji grupy wstrząsów górotworu według metody mieszanej. *Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc.*, M-6 /176/, 101-109, 1985.
17. **Drzeźla B., Mendecki A.** Methoda jednoczesnej lokalizacji ognisk wstrząsow górotworu i wyznaczenia parametrow zalozonego hodografu fali P. *Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc.*, M-6 /176/, 91-99, 1985.
18. **Drzeźla B., Mendecki A.** Zastosowanie uogolnionej odwrothosci Moora's-Penrosego do lokalizacji ognisk wstrząsow. *ZN Pol. Sl.*, nr. 840, *Gornictwo*, z. 138, 59-69, Gliwice, 1985.
19. **Drzeźla B., Mendecki A.** Wspulna lokalizacja grupy wstrząsow jako metoda wyznaczenia parametrow sejsmologicznych górotworu. *Acta Montana. UGG CSAV*, 71, 103-116, Praha, 1985.
20. **Eccles C.D., Ryder J.A.** Seismic location algorithms: a comparative evaluation. *Rockbursts and Seismicity in Mines. The South African Institute of Mining and Metallurgy. Symposium Series, No. 6*, 89-92, Johannesburg, 1984.
21. **Gibowicz S.J.** Klasyfikacja energetyczna wstrząsow podziemnych na Gornym Slasku i czestotliwość ich wystepowania w zalezności od wielkosci energii. *Archiwum Gornictwa*, t/ 8, z. 1, 17-41, 1963.
22. **Gibowicz S.J., Kijko A.** Mozliwosci interpretacji wstrząsow górnicych zapisanych w postaci cyfrowej. *Przegląd Gorniczy*, nr. 4, 130-136, 1985.
23. **Голенецкий С.И., Привалова Г.И.** Способы определения на ЭВМ гипоцентров землетрясений по наблюдениям локальной сети сейсмических станций. Исследования по поискам предвестников землетрясений в Сибири. Академия наук СССР, Сибирское отделение, 87-99, Новосибирск. Наука: Сибирское отделение, 1988.
24. **Hardy H.R.** Source location velocity models for AE/MS field studies in geologic materials. *Progress in Acoustic Emission III*, 365-388, The Japanese Society of NDI, 1986.
25. **Hardy H.R., Belesky R.M., Ge M.** AE/MS source location in geotechnical application. Non-destructive testing. *Proc. Of the 4th European Conf.*, 3066-3075, Pergamon Press, 1987.

26. **Hardy H.R.** A review of international research relative to the geotechnical field application of AE/MT. *Journal of Acoustic Emission*, vol. 8, no. 4, 65-91, 1990.
27. **Hawley B.W., Zandt G., Smith R.S.** Simultaneous inversion for hypocenters and lateral velocity variations: an iterative solution with a layered model. *J. Geophys. Res.*, vol. 86, 7073-7086, 1981.
28. **Helbig K.** Elliptical anisotropy – its significance and meaning. *Geophysic*, 48, 825-832, 1983.
29. **Herrmann R.B.** FASTHYPO – a hypocenter location program. *Earthquake Notes*, 50, 25-73, 1979.
30. **Inglada V.** Die Berechnung der Herdkoordinaten eines Nahbebens. *Gerl. Beitr. Z. Geophys. Bd. XIX*, 73-98, Leipzig, 1928.
31. **Janczewski E.W.** Zarys sejsmologii ogólnej i stosowanej. Wydawnictwa geologiczne, Warszawa, 1955.
32. **Kijko A.** Metoda lokalizacji ognisk wstrząsów sejsmicznych z uwzględnieniem przekrojów sejsmologicznych. *Publs. Inst. Geoph. Pol. Acad. Sc.*, vol. 67, 125-140, 1974.
33. **Kijko A.** Some methods and algorithms for locating very near earthquakes with a digital computer. *Publs. Inst. Geoph. Pol. Acad. Sc.*, vol. 84, 7-88, 1975.
34. **Kijko A.** Methods of the optimum planning of regional seismic networks. *Publs. Inst. Geoph. Pol. Acad. Sc.*, vol. A-7/119/, 1978.
35. **Kijko A., Glowacka E.** Analiza dokładności lokalizacji wstrząsów sejsmicznych na Górnym Śląsku za pomocą fal S. *Publs. Inst. Geoph. Pol. Acad. Sc.*, vol. M-1/123/, 107-117, 1979.
36. **Kijko A.** Location of earthquakes by a microcomputer. *Acta Geophys. Pol.*, vol. 32, no. 1, 91-94, 1984.
37. **Kijko A., Glowacka E., Stankiewicz T.** Wpływ błędów prędkości oraz położenia stacji sejsmologicznych na dokładność lokalizacji wstrząsów. *Publs. Inst. Geoph. Pol. Acad. Sc.*, vol. M-6/176/, 65-78, 1985.
38. **Kijko A., Stankiewicz T., Glowacka E.** Ocena efektywności lokalizacji zjawisk sejsmicznych w przypadku systematycznego błędu modelu sejsmologicznego. *Publs. Inst. Geoph. Pol. Acad. Sc.*, vol. M-6/176/, 79-89, 1985.
39. **Kijko A.** Velocity structure determination with a prior information. *Seism. Obs. Univ. Bergen, Seismo-Series*, no. 5, 1985.
40. **Kijko A., Stankiewicz T., Krol M.** Lokalizacja wstrząsów/gorotworu. *Przegląd Górniczy*, nr. 7-8, 219-223, 1986.
41. **Kijko A.** Zastosowanie bayesowskiej teorii estymacji do lokalizacji kopalnianych zjawisk sejsmicznych. *Przegląd Górniczy*, nr. 6, 6-10, 1987.
42. **Kijko A., Pirhonen S.** Bayesian inversion of seismic travel times for simultaneous determination of hypocenter and structure parameters. *University of Helsinki, Institute of Seismology, Report S-20*, 1988.
43. **Kijko A.** Tomografia górnicza: szanse realizacji na komputerach osobistych. *Prace GIG, Seria Dodatkowa n.t. "Wybrane zagadnienia lokalizacji wstrząsów-górnicznych oraz geotomografii sejsmicznej"*, s. 59-69, Katowice, 1989.
44. **Kornowski J., Trombik M., Zuberek W.** Lokalizacja stref koncentracji ognisk impulsów sejsmodynamicznych. *Przegląd Górniczy*, nr. 2, 72-79, 1978.
45. **Kornowski J.** Proba określenia prędkości fal sejsmicznych w rejonie Górnego Śląska dla celów lokalizacji ognisk wstrząsów. *Publs. Inst. Geoph. Pol. Acad. Sc.*, vol. M-6/176/, 109-114, 1985.
46. **Kornowski J., Wolnicka J.** Wpływ prędkości fali na lokalizację ognisk wstrząsów. *Publs. Inst. Geoph. Pol. Acad. Sc.*, vol. M-6/176/, 115-128, 1985.
47. **Kornowski J.** Lokalizacja ognisk wstrząsów – podstawy i problemy. *Prace GIG, Seria Dodatkowa n.t. "Wybrane zagadnienia lokalizacji wstrząsów górnicznych oraz geotomografii sejsmicznej"*, s. 9-58, Katowice, 1989.
48. **Leighton F., Duvall W.I.** A least squares method for improving the source location of rock noise. *U.S. Bureau of Mines. Rep. of Inv. 7626*, 1972.
49. **Materzok R.** Hodografy teoretyczne dla obszaru Górnos Śląskiego Okręgu Przemysłowego. *Publs. Inst. Geoph. Pol. Acad. Sc.*, vol. M-10/213/, 217-233, 1988.
50. **Matsu'ura M., Hirata N.** Generalized least — squares solutions to quasi-linear inverse problem with a priori information. *J. Phys. Earth.*, 30, 451-468, 1982.
51. **Matsu'ura M.** Bayesian estimation of hypocenter with origin time eliminated. *J. Phys. Earth.*, 32, 469-483, 1984.
52. **Mendecki A.** Metody jednoczesnej lokalizacji ognisk grupy wstrząsów gorotworu i wyznaczania parametrów anizotropii fal sejsmicznych. *Praca doktorska. Politechnika Śląska, Gliwice*, 1981.
53. **Salamon M.D.G., Wiebols G.A.** Digital location of seismic event by an underground network of seismometers using the arrival times of compressional waves. *Rock Mechanics*, 6, 141-166, Springer Verlag, 1974.
54. **Smith E.G.C.** An efficient algorithm for routine joint hypocenter determination. *Physics of Earth and Planetary Interiors*, 30, 135-144, 1982.
55. **Spenser C., Gubbins D.** Travel — time inversion for simultaneous earthquake location and velocity structure determination in laterally varying media. *Geophys. J.R. astr. Soc.*, 63, 95-116, 1980.

56. Spenser C. The use of partitioned matrices geophysical inversion problems. Geophys. J.R. astr. Soc., 80, 619-629, 1985.
57. Tarantola A., Valente B. Generalized nonlinear inverse problems solved using the least squares criterion. Rev. Geophys. Space Phys., 20, 219-232, 1982.
58. Wahlstrom R. Determination of rockburst hypocenters. Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc., vol. M-3/134/, 37-54, 1980.
59. Wierzchowska Z. Nowe sposoby lokalizacji ognisk wstrząsów na Gornym Slasku, Najsilniejsze wstrzasy gorotworu na Gornym Slasku. Okres 1967 r. GIG, nr. 11, Katowice, 1969.
60. Wozniakowski H. Numerical stability for Solving Nonlinear Equations. Numer. Math., 27, 373-390, 1977.

© Джэнзля Б., Соловьев Д.Г., 2005

УДК 622.272.211

ГУСЕВ Ю.А., КОМЛЕВА Ю.Н. (ДонНТУ)

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПЛАНА ШАХТЫ, РАЗРАБАТЫВАЮЩЕЙ ГРУППУ ПЛАСТОВ

Изложены основные принципы, методические подходы и практический инструментарий формирования производственного плана шахты на основе комплексного учета влияющих факторов и ограничивающих условий.

Основными целями реструктуризации угольной отрасли Украины является формирование конкурентоспособных предприятий различных форм собственности, обеспечивающих экономически эффективную хозяйственную деятельность. Для этого необходимо решить ряд проблем: изменить существующий механизм ценообразования в угольной отрасли, усовершенствовать систему распределения бюджетных средств, провести по каждому предприятию реабилитационные исследования на основе всестороннего анализа производственной, экономической и финансовой деятельности. Первоочередной задачей в современных условиях является научно обоснованное планирование объемов производства с учетом всего многообразия влияющих факторов.

В условиях отработки группы пластов развитие горных работ шахты представляет собой сложную динамическую систему, состояние которой характеризуется большим числом параметров. К таким параметрам относятся способ подготовки пластов в пределах горизонта, количество пластов в шахтном поле, очередность отработки пластов, система разработки, расположение группового штрека, расстояние между движущимися очистными забоями на смежных пластах, нагрузки на пласты и очистные забои в различные периоды их работы,

последовательность и скорость проведения подготовительных выработок, параметры резервирования очистных забоев. Кроме того, с вопросами развития горных работ тесно связаны вопросы выбора средств транспорта на горизонте, сечений горных выработок, технологии и механизации очистных и подготовительных работ, режима работы забоев и т.д.

Постановка задачи перспективного планирования развития горных работ требует формирования параметров таким образом, чтобы обеспечить максимальное подобие модели и исследуемой системы. Для этого все множество параметров целесообразно распределить между разными уровнями системы. К уровню, находящемуся выше уровня перспективного планирования, относятся параметры, которые не изменяют своих значений за весь срок службы горизонта. К таким параметрам относятся способ подготовки пластов на горизонте, средства транспорта, сечения горных выработок. Эти параметры устанавливаются проектами подготовки новых горизонтов. К параметрам более низких уровней системы по сравнению с рассматриваемым относятся те параметры, для выбора которых нет достоверной исходной информации на момент составления перспективных планов. К таким параметрам относятся очередность и темпы проведения

подготовительных выработок в пределах выемочных полей, параметры резервирования очистных забоев, добыча участков по кварталам, месяцам, неделям и т.д.

К параметрам, рассматриваемым на стадии перспективного планирования следует отнести очередность отработки пластов, систему разработки, расстояния между движущимися очистными забоями на смежных пластах и годовую добычу отдельных пластов в различные периоды работы горизонта.

При формировании вариантов перспективного плана развития горных работ необходимо учитывать следующие условия: объем добычи в каждый из календарных периодов, выполнение нормативов зольности и содержания серы в угле, ограничение пропускной способности горных выработок по условиям вентиляции и транспорта, ограничение возможных нагрузок на отдельные пласты, ограничение запасов угля по каждому пласту, ограничение возможного объема проведения подготовительных выработок за рассматриваемый период, условие непрерывной работы участков до полной отработки запасов пласта и технологические ограничения, учитывающие порядок отработки запасов.

При выборе метода построения плана учитываются следующие основные принципы:

— перспективный план должен отражать динамический характер процесса развития горных работ;

— решения, принимаемые на каждом временном этапе, должны быть наилучшими с точки зрения всего периода работы горизонта;

— перспективный план должен составляться на основе комплексного учета влияющих факторов и ограничивающих условий.

Исходя из поставленной задачи, возможные варианты должны отличаться последовательностью ввода пластов в работу, нагрузкой на пласты в различные периоды, системой разработки и расстояниями между движущимися очистными забоями. Возможные варианты должны быть увязаны с существующим на момент планирования развитием горных работ и удовлетворять технологическим и ресурсным ограничениям.

В настоящей работе задача построения перспективных планов развития горных работ решается следующим образом: с целью снижения размерности задачи процесс ее решения

распространяется на этапы подготовки исходных данных и формализации задачи на основе учета особенностей разработки пластов конкретной шахты. Общая схема решения задачи следующая.

До проведения расчетов для некоторых параметров определяется возможная область их изменения. Для этого такие параметры, как система разработки, очередность отработки пластов, расстояние между движущимися очистными забоями рассматриваются как один составной параметр — схема совместной разработки пластов.

В условиях групповой отработки пластов при известной нагрузке на группу нагрузка на отдельные пласты определяется, как правило, однозначно. Это связано со взаимной зависимостью отработки смежных пластов, которая проявляется в подработке (надработке) подготовительных выработок, необходимости предварительной защиты выбросоопасных пластов, дегазации пластов и т.д.

Возможные объемы добычи шахты в различные календарные периоды являются основными показателями производственного плана и являются оптимизируемыми параметрами в процессе выбора вариантов развития горных работ.

Таким образом, задача календарного планирования заключается в установлении плана добычи по предприятию, выборе последовательности ввода пластов в работу, распределении нагрузок между ними и выборе схем совместной разработки пластов.

При решении задачи необходимо для каждого календарного периода построить возможные варианты развития горных работ, которые характеризуются различным сочетанием пластов, находящихся в одновременной работе, а также различным сочетанием нагрузок на эти пласты, удовлетворяющим ограничениям (1)-(6).

$$\sum_{i=1}^m x_{it} = D_t, \quad (1)$$

$$\sum_{i=1}^m a_{it} x_{it} \leq A_t D_t, \quad (2)$$

$$\sum_{i=1}^m s_{it} x_{it} \leq S_t D_t, \quad (3)$$

$$\sum_{i=1}^m q_{it} (x_{it}) \leq Q_t, \quad (4)$$

$$x_{it \min} \leq x_{it} \leq x_{it \max}, \quad (5)$$

$$\sum_{t=1}^T x_{it} = Z_i. \quad (6)$$

где $i = 1, \dots, m$ — индекс, соответствующий номеру пласта; $t = 1, \dots, T$ — индекс временного этапа; D_t — добыча шахты в период времени t ; a_{it} — зольность угля i -того пласта в период времени t ; s_{it} — содержание серы в угле i -того пласта; A_i, S_t — нормативные показатели зольности и содержания серы в угле по шахте в t -м периоде; Z_i — промышленные запасы угля i -го пласта, т; q_{it} — объем подготовительных работ, необходимый для обеспечения добычи x_{it} , M^3 ; Q_t — максимально возможный объем проведения подготовительных выработок на шахте, исходя из имеющихся людских и материальных ресурсов, M^3 ;

В приведенной модели выражения (1)-(6) означают следующие условия:

— (1) — условие выполнения шахтой планового объема добычи во все периоды календарного плана;

— (2),(3) — условия выполнения норматива зольности и содержания серы в угле по шахте;

— (4) — ограничение объема проведения подготовительных выработок на шахте в каждый из периодов календарного плана;

— (5) — ограничения сверху и снизу возможных нагрузок на пласты, определяемые исходя из возможных нагрузок на очистные забои и пропускных способностей выработок по транспорту и вентиляции;

— (6) — ограничения промышленных запасов угля по каждому пласту.

Возможные нагрузки на пласты определяются с учетом развития и затухания работ в группе. Нагрузка на группу, состоящую из n

пластов, при годовом подвигании очистных работ v определяется следующим образом.

Обозначим расстояние между движущимися очистными забоями пластов j и $j+1$ через l_k , ($k=j$), где $j=1, 2, \dots, n$ — нумерация пластов группы в порядке их ввода в работу.

При $v \geq \sum_{k=1}^{n-1} l_k$ время развития работ в группе не превысит одного года. Тогда нагрузка на группу в первый год работы может быть рассчитана следующим образом:

$$x_1 = \sum_{k=1}^{n-1} l_k \sum_{j=1}^k d_j + (v - \sum_{k=1}^{n-1} l_k) \sum_{j=1}^n d_j, \text{ т},$$

где d_j — добыча с l м подвигания лавы пласта j , т/м.

Если $v \leq \sum_{k=1}^{n-1} l_k \leq Nv$ развитие работ в группе будет продолжаться N лет.

При $N=2$ и $\sum_{k=1}^{u+1} l_k \geq v \geq \sum_{k=1}^u l_k$ ($1 \leq u \leq n-1$) нагрузка на группу будет равна:

— в первый год

$$x_1 = \sum_{k=1}^u l_k \sum_{j=1}^k d_j + \left(v_1 - \sum_{k=1}^u l_k \right) \sum_{j=1}^{u+1} d_j, \text{ т},$$

— во второй год

$$x_2 = v_2 \sum_{j=1}^u d_j + \sum_{j=u+1}^n d_j \left(v_1 + v_2 - \sum_{k=1}^{j-1} l_k \right).$$

Затухание работ в группе начнется в период времени t' , если годовое подвигание очистных работ будет больше величины $L_{i \text{ о с м}}$ — оставшейся длины крыла по первому из введенных в работу пластов.

$$L_{i \text{ о с м}} = L_i - \sum_{t=1}^{t'-1} v_{it}, \text{ м},$$

где L_i — полезная длина крыла шахтного поля по i -й группе пластов, м; v_{it} — годовое подвигание очистных работ i -й группы в период времени t , м.

Если $v \geq L_{iocm} + \sum_{k=1}^{n-1} l_k$, то время затухания работ рассматриваемой группы пластов не превысит одного года. Тогда нагрузка на группу в этот год определится из выражения:

$$x' = \sum_{j=1}^n d_j \left(L_{iocm} + \sum_{k=1}^j l_{k-1} \right), \text{ т}$$

при условии, что $l_0 = 0$.

Если $v \leq L_{iocm} + \sum_{k=1}^{n-1} l_k \leq N_v$, затухание работ в группе будет продолжаться N лет. При $N=2$ и

$$\sum_{k=1}^u l_k \leq v - L_{iocm} \leq \sum_{k=1}^{u+1} l_k \quad (1 < u < n-1)$$

нагрузка на группу будет равна:

— в первый год затухания работ

$$x_1' = \sum_{j=1}^{u+1} d_j \left(L_{iocm} + \sum_{k=0}^u l_k \right) + v_1' \sum_{j=u+2}^n d_j, \text{ т.}$$

— во второй год

$$x_2' = \sum_{j=u+2}^n d_j \left(L_{iocm} - v_1' \right) \sum_{k=1}^{j-1} l_k, \text{ т.}$$

Зольность и содержание серы в угле i -й группы пластов определяется следующим образом:

$$a_{it} = \frac{\sum_{j=1}^n a_{jt} d_{jt} v_{jt}}{\sum_{j=1}^n d_{jt} v_{jt}},$$

где v_{jt} — подвигание очистных работ по пласту j в период времени t , м.

Величины v_{jt} также определяются с учетом развития и затухания работ в группе. При $v \geq \sum_{k=1}^{n-1} l_k$ подвигания очистных работ по отдельным пластам определяются из выражения

$$v_{jt} = v - \sum_{k=0}^{j-1} l_k, \text{ м.}$$

Если $\sum_{k=1}^u l_k \leq v \leq \sum_{k=1}^{u+1} l_k$, то для первого года работы группы

$$v_{j1} = \begin{cases} v_1 - \sum_{k=0}^{j-1} l_k & \text{при } j = 1, 2, \dots, u+1 \\ 0 & \text{при } j = u+2, u+3, \dots, n \end{cases}$$

для второго года работы группы:

$$v_{j2} = \begin{cases} v_2 & \text{при } j = 1, 2, \dots, u; \\ l_k - v_1 + \sum_{k=0}^u l_k & \text{при } j = u+1; \\ v_+ + v_2 - \sum_{k=0}^{j-1} l_k & \text{при } j = u+2, u+3, \dots, n. \end{cases}$$

Объем проведения подготовительных выработок определяется из выражения:

$$q_{it} = q_{ik} + q_{it}'(x_{it}), \text{ м}^3,$$

где q_{ik} — объем проведения выработок, который необходимо выполнить для ввода пластов в работу; $q_{it}'(x_{it})$ — объем подготовительных работ, необходимый для обеспечения нагрузки на группу x_{it} , м³;

$$q_{it}(x_{it}) = \sum_{j=1}^n v_j S_j + v_1 S_{igr} + l_{инкв} S_{инкв} \frac{v_1}{L}, \text{ м}^3,$$

где $S_j, S_{изр}, S_{инкв}$ — площади поперечных сечений соответственно пластовых, групповых штреков и промежуточных квершлага, м²; $l_{инкв}$ — длина промежуточного квершлага, м; v_1 — годовое подвигание очистных работ по первому и введенным в работу пластам, м; L — расстояние между промежуточными квершлагами, м.

Построение вариантов развития горных работ на любом этапе производится следующим образом.

Информация о вариантах записывается в виде матриц:

$$\left(\begin{array}{cccccccc} t & N_q & C_q & x_1^{(t)} & x_2^{(t)} & \dots & x_i^{(t)} & \dots & x_m^{(t)} \\ t-1 & N_p & C_p & L_{1\text{ост}}^{(t)} & L_{2\text{ост}}^{(t)} & \dots & L_{i\text{ост}}^{(t)} & \dots & L_{m\text{ост}}^{(t)} \end{array} \right),$$

где t — номер годового этапа; N_q, N_p — номера вариантов соответственно t -го и $(t-1)$ -го этапов; $x_1^{(t)}, x_2^{(t)}, \dots, x_i^{(t)}, \dots, x_m^{(t)}$ — нагрузки на соответствующие пласты в период времени t ; C_p, C_q — стоимостные оценки соответственно вариантов N_p, N_q ; $L_{1\text{ост}}^{(t)}, L_{2\text{ост}}^{(t)}, \dots, L_{i\text{ост}}^{(t)}, \dots, L_{m\text{ост}}^{(t)}$ — оставшаяся длина крыла по первому из введенных в работу соответствующих пластов к концу t -го этапа.

Для построения возможных вариантов на $(t+1)$ -ом этапе поочередно рассматриваются варианты t -го этапа. Построение возможных продолжений каждого из этих вариантов производится в следующей последовательности.

1. Выделяются пласты, в которых ведутся работы. Для этого в первой строке таблицы отыскиваются элементы $x_i^{(t)} > 0$.

2. Для каждой из этих пластов определяются возможные нагрузки в $(t+1)$ -ом году. Для этого используются элементы $L_{i\text{ост}}^{(t)}$ второй строки таблицы.

Если $L_i - L_{i\text{ост}}^{(t)} \leq \sum_{k=1}^{n-1} l_k$, то нагрузка на группу определяется с учетом развития работ.

Если $L_i - L_{i\text{ост}}^{(t)} > \sum_{k=1}^{n-1} l_k$, то могут быть два случая:

а) $v_{i(t+1)} \leq L_{i\text{ост}}^{(t)}$ — тогда нагрузка на группу определяется исходя из полного развития работ в группе;

б) $v_{i(t+1)} > L_{i\text{ост}}^{(t)}$ — тогда в $(t+1)$ -ом году в группе начинается затухание работ.

3. Возможные нагрузки на группы представляются в дискретном виде, после чего определяются годовые подвигания очистных работ, соответствующие каждому значению нагрузки.

$$v_i^{(t+1)} = \frac{x_i^{(t+1)}}{\sum_{j=1}^n d_j}, \text{ м.}$$

4. Если сумма максимально возможных нагрузок на пласты, находящиеся в работе, будет меньше годовой добычи шахты, то рассматриваются варианты включения в работу новых пластов. Последовательность отбора пластов для ввода их в работу упорядочена: первыми в качестве возможного объекта разработки рассматриваются пласты, для ввода в работу которых требуется меньший объем подготовительных работ. Для вновь вводимых в работу пластов возможные годовые подвигания очистных забоев определяются с учетом времени, необходимого для проведения подготовительных выработок.

5. Исходя из возможных нагрузок на пласты составляются варианты развития работ по условию (1), после чего они проверяются по условиям (2)-(5). Элементы $x_i^{(t+1)}$ составленного варианта сравниваются с соответствующими элементами ранее построенных вариантов $(t+1)$ -го этапа. Если эти элементы не совпадают, то построенный вариант записывается в виде матрицы:

$$\left(\begin{array}{cccccccc} t+1 & N_r & C_r & x_1^{(t+1)} & x_2^{(t+1)} & \dots & x_i^{(t+1)} & \dots & x_m^{(t+1)} \\ t & N_q & C_q & L_{1\text{ост}}^{(t+1)} & L_{2\text{ост}}^{(t+1)} & \dots & L_{i\text{ост}}^{(t+1)} & \dots & L_{m\text{ост}}^{(t+1)} \end{array} \right).$$

Элементы второй строки матрицы, обозначающие оставшуюся длину крыла, определяются из уравнения:

$$L_{i\text{ост}}^{(t+1)} = L_{i\text{ост}}^{(t)} - v_i^{(t+1)}, \text{ м.}$$

Если элементы x_i сравниваемых таблиц совпадают, то к ранее записанной таблице добавляется строка, после чего она будет иметь вид:

$$\left(\begin{array}{cccccccc} t+1 & N_r & C_r & x_1^{(t+1)} & x_2^{(t+1)} & \dots & x_i^{(t+1)} & \dots & x_m^{(t+1)} \\ t & N_q' & C_q' & L_{1\text{ост}}^{(t+1)} & L_{2\text{ост}}^{(t+1)} & \dots & L_{i\text{ост}}^{(t+1)} & \dots & L_{m\text{ост}}^{(t+1)} \\ t & N_q & C_q & L_{1\text{ост}}^{(t+1)} & L_{2\text{ост}}^{(t+1)} & \dots & L_{i\text{ост}}^{(t+1)} & \dots & L_{m\text{ост}}^{(t+1)} \end{array} \right)$$

где N_q' — номер варианта, который рассматривался ранее и продолжением которого явился вариант N_r $(t+1)$ -го этапа.

Таким образом, таблица, соответствующая каждому варианту $(t+1)$ -го этапа, содержит номера и соответствующие параметры вариантов t -го этапа, которые связаны с рассматриваемым вариантом $(t+1)$ -го года.

Основные показатели производственного плана используются для составления планов капитальных вложений, финансовых результатов, денежных потоков, прогнозного баланса и расчета показателей экономической эффективности проекта, анализ которых позволит выбрать оптимальный план развития горных работ.

Выводы:

Научно обоснованное планирование производственных возможностей шахты является основным этапом реабилитационных исследо-

ваний угольных предприятий в современных условиях.

Для снижения размерности решаемой задачи предложен метод ранжирования параметров, характеризующих развитие горных работ шахты.

Сформулирована постановка задачи планирования развития горных работ шахты, разрабатывающих группу пластов.

Разработана концептуальная модель и алгоритм формирования возможных вариантов производственного плана шахты с учетом развития и затухания работ в группе одновременно обрабатываемых пластов.

Рассчитанные параметры производственного плана позволяют определить основные экономические и финансовые показатели деятельности шахты: необходимый объем инвестиций, финансовые результаты, денежные потоки, а также общую экономическую эффективность проекта.

© Гусев Ю.А., Комлева Ю.Н., 2005

УДК 622.363.80

ПЫРИН С.Н. (ГПО «Артемсоль»)

НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАМЕННОЙ СОЛИ ГПО «АРТЕМСОЛЬ»

Способ управления горным давлением при камерной системе разработки заключается в том, что для снижения локализации оседаний земной поверхности над площадью подземных разработок поддержание налегающей толщи пород производится с помощью опорных целиков, податливость которых задается выбранным коэффициентом запаса прочности.

Пологое падение пластов предопределяет применение панельного способа подготовки шахтного поля на всех рудниках Артемовского месторождения соли.

Важным вопросом является определение рациональной схемы подготовки панели. Сюда относится пространственное расположение подготовительных выработок, целесообразность организации промежуточных горизонтов, совмещение или разделение вентиляционных горизонтов и т.д.

Эти вопросы связаны как со способом подготовки, так и с системой разработки и должны быть оптимизированы по выбранным критериям: удельной протяженностью подготовительных выработок, времени подготовки пане-

ли к очистной выемке и т.п. Актуальным также является оптимизация раскройки шахтных полей в зависимости от их конфигурации с целью уменьшения потерь соли в недрах.

Специфической особенностью подземной добычи каменной соли является необходимость учета ее свойств к быстрому растворению при проникновении воды в горные выработки. В связи с этим параметры системы разработки должны обеспечивать длительную устойчивость горных выработок за счет оставления в недрах целиков различного назначения.

Учитывая легкую растворимость соли, а также значительную мощность пластов, на соляных месторождениях в мировой практике

применяется в основном камерная система разработки с оставлением системы неизвлекаемых целиков: опорных между камерами; предохранительных в почве и кровле пласта, у зон выщелачивания пластов и у разведочных скважин; барьерных — между шахтными полями смежных рудников.

При камерной системе разработки вследствие значительной высоты камер (открытых выработанных пространств) отсутствует традиционный способ управления горным давлением с помощью крепи. В отдельных случаях используется анкерное крепление кровли.

Камерная система разработки обладает рядом достоинств в сравнении с другими системами разработки:

— отсутствие технологического процесса управления кровлей, вследствие чего производительность труда выше, а себестоимость добычи ниже;

— возможность применения наиболее мощной высокопроизводительной самоходной горной техники в условиях больших размеров свободного пространства в камерах;

— более высокая концентрация горных работ;

— безопасные условия труда забойных рабочих, так как горная техника работает в основном на горизонтальной поверхности подошвы выемочных слоев.

Широкому распространению камерной системы разработки, которая предопределяет большие потери соли в целиках, способствует то, что соль относится к наиболее распространенным и дешевым полезным ископаемым на земле. Не последнюю роль играет также отсутствие более дешевого, чем каменная соль, закладочного материала в пределах месторождений.

К существенным недостаткам применяемой камерной системы разработки следует отнести:

— невозможность контроля состояния обнажений камер на большой (до 40 м) высоте;

— повышенные требования к оформлению обнажений и потолочины камер;

— в условиях отсутствия крепления необходимость проведения большого объема эксплуатационной разведки в потолочине камер с керновым бурением для исследования их физико-механических свойств и определения отметок кровли;

— большие (до 60-70%) потери запасов соли в целиках, что требует при проектировании принимать параметры, обеспечивающие максимальное извлечение запасов;

— повышенная опасность динамических проявлений горного давления в виде обрушений, что требует обеспечения длительной устойчивости горных выработок;

— сложность проветривания очистных забоев из-за большого объема камер и свободных выработанных пространств;

— отсутствуют обоснования использовать готовые горные выработки (камеры) в качестве товара для хранения различных народнохозяйственных продуктов или контролируемого захоронения отходов, что может быть дополнительным источником прибыли для горного предприятия.

Не изменяя принципиальных признаков камерной системы разработки, и сохраняя ее достоинства, большую часть указанных выше недостатков можно достичь применяя усовершенствованную камерную *систему разработки с ярусной отработкой камерных запасов* [1].

При камерной системе разработки нельзя допускать опасных деформаций в водозащитной толще, которые могут привести к нарушению ее сплошности, необходимо обеспечить поддержание налегающей толщи пород до дневной поверхности, которое связано с необходимостью сохранить поверхность над горными выработками, застроенную зданиями и сооружениями, а также ландшафт поверхности (сельскохозяйственные пашни, лесонасаждения и др.).

Одним из факторов применения камерной системы разработки на месторождениях каменной соли являются ее физико-механические свойства, в частности пластические и реологические свойства, благодаря чему выработанные пространства значительных размеров могут длительное время находиться в устойчивом состоянии без крепления, а массив соли вокруг выработок претерпевает деформации без нарушения сплошности.

Управление горным давлением базируется на детальном изучении геологических и гидрогеологических условий ведения горных работ и физико-механических свойств литологических разностей горных пород. Природные условия предопределяют возможности примене-

ния тех или иных видов камерной системы разработки.

Особенности управления горным давлением, которые связаны с природными условиями залегания полезного ископаемого (пластовые, купольные месторождения), заключаются в следующем.

Для пластовых месторождений (Артемовское) основными несущими конструктивными элементами системы разработки являются опорные целики, водозащитная толща над выработками, непосредственная кровля камер (потолочина) — предохранительная пачка соли, а также предохранительная пачка соли в почве камер как защитная толща от проникновения вод, приуроченных к маркирующим прослоям вмещающих пород.

Анализ опыта разработки месторождения каменной соли показал, что возникновение осложнения в ведении эксплуатационных работ были обусловлены в основном двумя причинами.

Одна из них связана с недостаточной изученностью геологических и гидрогеологических условий разработки месторождений и связанными с этим просчетами в управлении горным давлением. При этой причине на Артемовском и Солотвинском месторождениях многие соляные рудники в прошлом были затоплены и заброшены, что неизбежно влекло за собой понижение базиса эрозии сводовой части, соляного купола и проникновение подземных вод к пластовым отложениям каменной соли.

Вторая причина заключалась в недостаточной изученности геомеханики солевых пород, ввиду чего при решении вопросов управления горным давлением не учитывалось влияние многих горнотехнических факторов, фактора времени, недооценивалась роль также планирования развития горных работ.

Основное условие прочности, положенное в основу методов расчета параметров несущих конструктивных элементов системы разработки при выбранном способе управления горным давлением, заключается в учете:

— нагрузки, воспринимаемой подземной конструкцией и зависящей от глубины разработки;

— удельной массы пород;

— геомеханических размеров обрабатываемых участков шахтных полей.

Несущая способность конструктивного элемента системы разработки определяется мерой резерва для сохранения ее устойчивости на заданный срок службы или в заданном режиме деформирования, т.е. *коэффициентом запаса прочности*.

Для определения несущей способности конструкции учитывается ее геометрия, связь с окружающим выемочное пространство породным массивом, структурные особенности строения и механические свойства пород.

Пренебрежение в учете хотя бы одним из перечисленных факторов приводит к нежелательным проявлениям горного давления. Так, в условиях Артемовского месторождения вследствие недооценки влияния фактора времени на устойчивость конструктивных элементов системы разработки на руднике №2 сложилась аварийная ситуация в связи с угрозой разрушения опорных и предохранительных целиков и затопления месторождения. Мероприятия по предотвращению нежелательных последствий такой обстановки (закладка 11 отработанных камер солью) потребовали значительных капитальных вложений.

Стремление наиболее полно учесть факторы, под влиянием которых раскрывается содержание условия прочности, предопределяет, в зависимости от месторождения, особенности управления горным давлением.

Одним из таких факторов является глубина разработки. Опыт эксплуатации месторождения различных полезных ископаемых определил понятие глубоких горизонтов. Это такие глубины, на которых масса вышележащих пород вызывает в разрабатываемом полезном ископаемом напряжения, превышающие его прочность.

При добыче каменной соли под глубокими горизонтами понимают такую глубину разработки, при которой напряженность в нетронутом массиве вызывают вокруг горных выработок значительные пластические деформации, вынуждающие для обеспечения безопасности производства горных работ вносить усовершенствования в технологические схемы выемки камер, а также учитывать в вопросах управления горным давлением.

В условиях пластовых месторождений на глубинах до 400 м (современная глубина разработки Артемовского месторождения), где размеры шахтных полей рудников выбираются по технико-экономическим соображениям, с

плотной застройкой поверхности и наличием первой категории охраны, принято условие восприятия нагрузки опорными целиками, как панельными, так и междокамерными от полной массы вышележащих пластов.

Основным в оценке несущей способности целиков является определение механических свойств каменной соли в зависимости от отношения геометрических размеров и формы целиков, связи их массива с окружающими породами. Влияние фактора времени на прочностные и деформационные свойства массива целиков оцениваются с помощью коэффициента запаса прочности. Для этого в результате реологических исследований устанавливается уравнение состояния массива каменной соли, определяющее деформирование его во времени в зависимости от уровня действующих в нем напряжений. На основании уравнения состояния выводится зависимость между коэффициентом запаса прочности и временем устойчивого состояния несущей конструкции, т.е. срока ее службы.

Используя уравнение теории наследственности Вольтерра-Работнова [2], оценку деформируемости опорных целиков и кровли следует осуществлять с учетом уравнения состояния с конкретными значениями реологических параметров (α и δ) и зависимости между напряжениями и деформацией.

В таком случае расчет срока службы конкретных элементов камерной системы разработки можно произвести по формуле

$$t \approx 0,3 \cdot 10^{-7} \left[(n-1) \cdot \frac{1-\alpha}{\delta} \right]^{\frac{1}{1-\alpha}},$$

где n — коэффициент запаса прочности; α и δ — реологические параметры.

Для условий Артемовского месторождения соли имеем

при	$n=2,0$	$t=22$ года
	$n=3,0$	$t=290$ лет
	$n=4,0$	$t=1250$ лет.

Для Артемовского месторождения коэффициент запаса прочности составляет для целиков барьерных, междокамерных и предохранительных в кровле камер — 3,0, для панельных — 4,0.

Важной составной частью способа управления горным давлением является планирование развития горных работ в границах балансовых запасов на месторождениях в соответствии с перспективным планом развития и требования ведения горных работ в пределах шахтных полей по фактору горного давления.

Учет этого фактора накладывает определенные требования к расположению подготовительных выработок и выбору их размеров, к развитию этих работ в пределах участков (панелей) с определенным выдерживанием линии расположения очистных забоев камер и соотношения подвигания очистных и подготовительных выработок. Примером таких требований является исключение проведения продольных и наклонных выработок в междокамерных целиках. При проведении подобных выработок в панельных целиках соблюдаются определенные соотношения высоты и ширины выработки к ширине основания каждой из частей раздельного целика. Разделение больших площадей шахтных полей на панели также относится к планированию работ. Для пластовых месторождений панельные целики играют роль ограничения зон опорного давления и локализации очагов аварийных ситуаций, возникающих в результате каких-либо геологических нарушений или отклонений от параметров.

Важной составной частью управления горным давлением является организация наблюдений за проявлением горного давления и сдвижением горных пород. Организация таких наблюдений производится путем закладки наблюдательных подземных станций в опорных целиках, кровле камер, капитальных подготовительных выработках и на земной поверхности в виде профильных линий.

Библиографический список

1. **Пырин С.Н.** Результаты исследований и опытно-промышленной эксплуатации участка с ярусной отработкой Подбрянцевского пласта каменной соли на руднике №3 ГПО «Артемосоль». — Известия Донецкого горного института, 2004. — №2. — С.25-28.
2. **Булычев Н.С.** Механика подземных сооружений. — М.: Недра, 1989. — 270 с.

УДК 622.817

АРТАМОНОВ В.Н. (ДонНТУ)

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ МЕХАНИЗМА ФИЛЬТРАЦИИ ЖИДКОСТИ ПРИ УВЛАЖНЕНИИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

В работе предлагается совершенствование подхода к описанию механизма фильтрации при увлажнении угольного пласта с учетом его газонасыщенности и сопротивления движению жидкости в порах и трещинах.

Безопасное ведение очистных и подготовительных работ при разработке угольных пластов в большинстве случаев напрямую связано с проведением целого комплекса мероприятий по изменению свойств массива, отбитого угля и приведение их в состояние препятствующее проявлению вредностей в горных выработках. К вредным проявлениям следует отнести:

- проявления горного давления (обрушения, пучения, вывалы и др.);
- метановыделение (газовыделение, внезапное газовыделение и др.);
- пылеобразование;
- самовозгорание углей.

К комплексным мерам борьбы с проявлением вредностей в шахтах следует отнести низконапорное увлажнение [1].

Так, в ДонНТУ, ФТИ, НГУ, МакНИИ и др. научно-исследовательских учреждениях уже длительное время проводятся работы по изучению механизма взаимодействия растворов с массивом пород и угля с целью снижения их негативного влияния на безопасность труда горнорабочих в шахтах.

Цель работы — совершенствование представлений о механизме фильтрации жидкости при увлажнении угольного пласта для повышения его эффективности.

Рассматривая эту проблему по каждому проявлению, будь то горное давление, газовыделение, пылеобразование и др., мы подходим к решению ее для определенного типа вредности. Следует подходить к этому вопросу комплексно — параметры способа воздействия должны быть такими, которые позволяют снизить их совместное влияние на безопасность горных работ [2,3,8,9] с учетом свойства угольного пласта.

Всякое искусственное вмешательство в массив следует рассматривать со стороны его полезности и реальности, что касается возможности управления его свойствами, будь то

увлажнение угля, упрочнение массива, анкерование, борьба с пучением пород почвы в выработках и др. [2].

Управление свойствами массива заключается в проведении комплекса мероприятий включающих:

— Подготовительные работы:

а) проект ведения работ с расчетом параметров технологии и возможные прогнозные результаты применения;

б) выбор и установка необходимого оборудования для проведения работ в конкретных условиях;

в) бурение скважин, шпуров в массиве, подвергающемуся обработке в соответствии с расчетными параметрами;

— Проведение профилактических работ:

а) нагнетание воды, водных растворов ПАВ, ПС, рассолов, упрочняющих и скрепляющих составов, смол;

б) контроль за качеством выполнения профилактических работ и возможность их управлением.

— Выполнение основных технологических процессов в обработанной зоне.

Угольный массив следует рассматривать как пористое газонасыщенное тело, разбитое на блоки системой природных трещин, обладающее механическими и коллекторскими свойствами, подверженное горному давлению [1].

Описание механизма проникновения растворов в угольный массив приведено многими исследователями, но следует, по нашему мнению, уточнить некоторые его составляющие.

Водные растворы поверхностно-активных веществ (ПАВ) или поверхностных сред (ПС) наиболее предпочтительны в качестве рабочего тела при проведении мероприятий по снижению газовыделения, пылеобразования, снижению вредного влияния горного давления за счет его перераспределения.

Раствор ПАВ или ПС при помощи насосов подается в массив через скважины или шпуры в зоны, где необходимо провести увлажнение. Движение раствора по системе трещин, пор, микропор — процесс не стабильный и зависит

от многих показателей: проницаемости угля, коэффициента фильтрации, пористости и др.

Систему трещин, пор и микропор следует рассматривать как открытую или тупиковую (рис.1.)

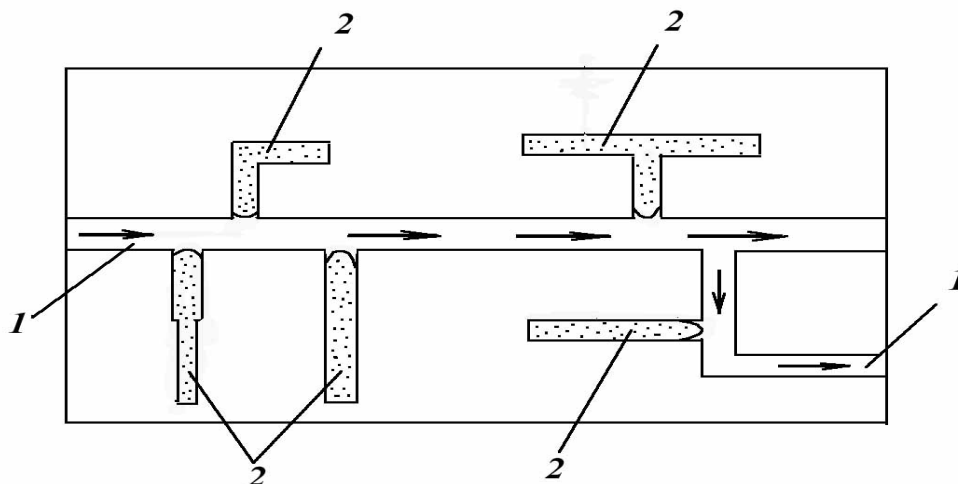


Рис. 1. Механизм увлажнения угля: 1 — открытые поры; 2 — тупиковые поры

В этих случаях мы получаем или эффект вытеснения газа из открытой поры, трещины (1) или его изоляцию (2) в случае тупиковых пор.

Повышение давления нагнетания способствует транспортированию водных растворов по системе трещин, но до определенного предела. В случае если давление нагнетания будет превышать геостатическое, то может произойти гидроразрыв массива и образование системы открытых сквозных трещин или их раскрытие, способствующее активному движению раствора, минуя закрытые микропоры, поры. В этом случае можно сделать заключение о неравномерности увлажнения при его кратковременном режиме.

Вода или водный раствор ПАВ насыщает угольный массив за счет энергии нагнетания, перемещаясь от скважины к границам увлажняемого участка. Существующий механизм движения различных жидкостей в трещиновато-пористой среде рассматривается как движение ньютоновской (псевдопластическая) или дилантной жидкости (при наличии раствора ПАВ) [3].

ПАВ при адсорбировании на границах фаз образует мономолекулярный слой, который может вызвать резкие изменения интенсивности молекулярного взаимодействия соприкасающихся тел и скорости обмена веществ между ними [2].

Максимальное расстояние, на которое может проникнуть увлажняющая жидкость определяется границей, где энергия, передаваемая жидкости от насосной установкой, становится равной или меньше необходимой для преодоления сопротивления сил трения движению этой жидкости в порах или «трещинах». Необходимо учитывать и сопротивление имеющегося в поровом пространстве свободного газа [5,6]. Некоторые исследователи установили, что существует эффект дополнительного проникновения жидкости (Δl_{nm}) за счет микрокапиллярного эффекта [4,5]. Таким образом максимальное расстояние проникновения жидкости в массив l_n будет определяться уравнением

$$l_n = l_{ni} + \Delta l_{nm} \quad (1)$$

где l_{ni} — глубина проникновения жидкости под давлением насоса

Движение жидкости будет происходить до того момента, пока соблюдается неравенство:

$$P_n + P_{mk} \geq P_2 + \sum P_{\xi_i}, \quad (2)$$

где P_n — энергия давления, создаваемая насосом; P_{mk} — дополнительная энергия, создаваемая микрокапиллярным эффектом; P_2 — энергия, необходимая для преодоления сопротив-

ления свободного газа; $\sum P_{\xi_i}$ — суммарная энергия, необходимая для преодоления сопро-

тивления трения при движении жидкости по системе трещин и пор.

На рис. 2 представлена схема движения жидкости в тупиковой поре.

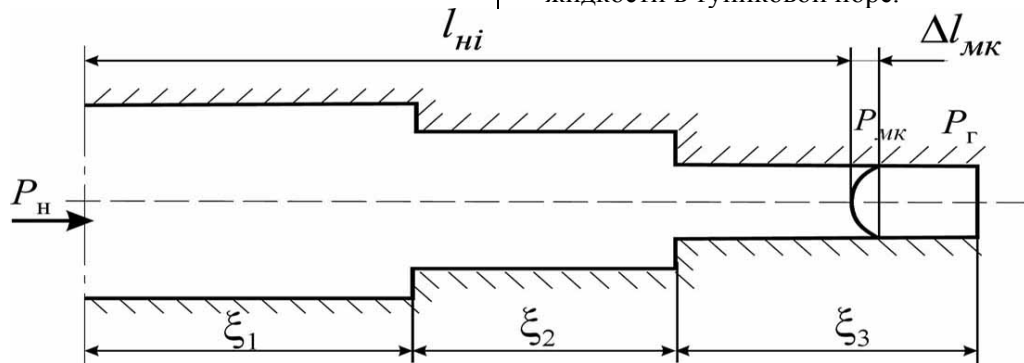


Рис. 2. Схема проникновения жидкости в поры

При достижении равенства

$$P_n + P_{mk} = P_2 + \sum P_{\xi_i} \quad (3)$$

вся энергия затрачена на перемещение жидкости и сопротивления ее движению. В этом случае насыщение массива приостанавливается, а движение жидкости в угольном пласте прекращается. Исходя из вышеизложенного можно сделать вывод, что основной целью увлажнения является влагонасыщение массива за счет проникновения нагнетаемой жидкости на максимально возможное расстояние. Для выполнения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

— осуществить анализ существующих представлений о механизме проникновения воды или водных растворов ПАВ в угольный массив с учетом особенностей процесса фильтрации;

— обосновать необходимость учета изменения напряженного состояния обрабатываемого угольного массива при описании процесса фильтрации;

— определить направления совершенствования действия с учетом уточненного механизма проникновения водных растворов в угольный массив;

— разработать уточненный механизм фильтрации жидкости в угольный пласт.

Механизм фильтрации жидкости в пористой влагонасыщенной среде формируется при ее движении по порам: открытым и тупиковым, с учетом нахождения газа в них. При движении жидкости без ПАВ рассматривается вытеснение ею газового пузырька в цилиндрической поре [3,4,5]. Система сил при этом представлена на рис. 3, где а — открытая пора, б — тупиковая.

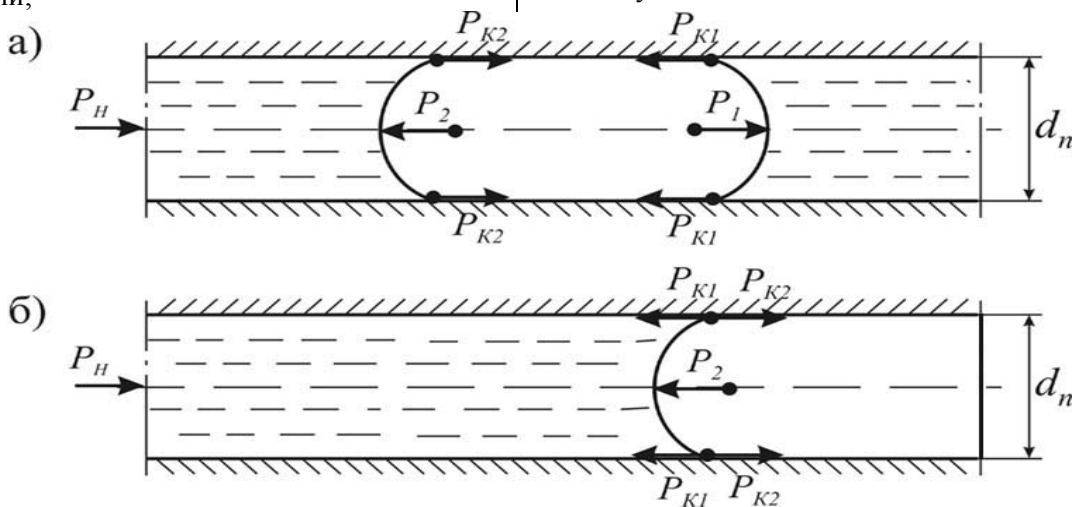


Рис. 3. Движение жидкости в цилиндрической поре при наличии газа: а — в открытой поре; б — в тупиковой поре

При движении жидкости в открытой поре можно описать этот процесс выражением

$$P_n = \sigma \cdot \left(\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} \right), \quad (4)$$

где P_n — энергия затрачиваемая на перемещение жидкости; σ — поверхностное натяжение

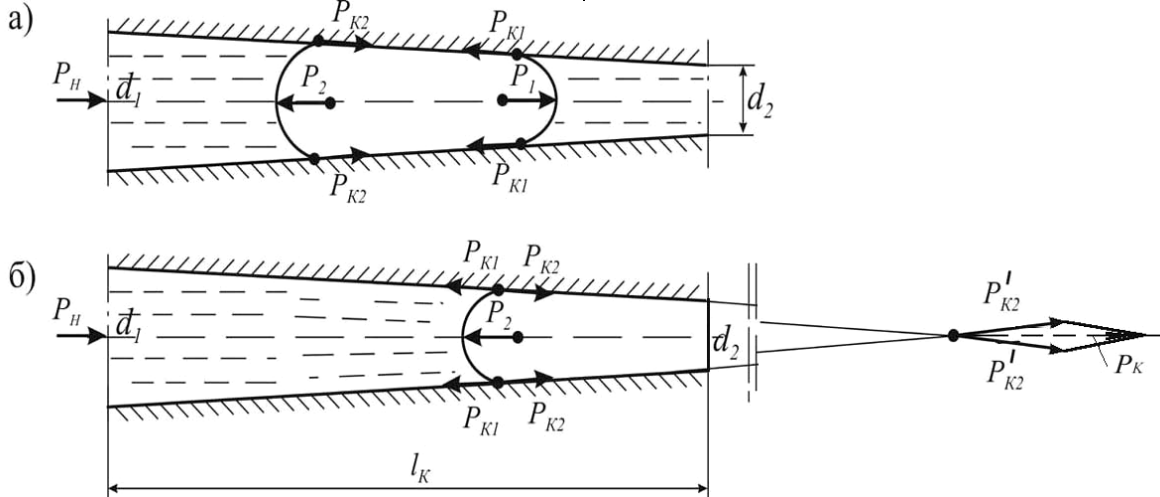


Рис. 4. Движение жидкости в конической поре: а — коническая открытая пора; б — коническая закрытая пора

Уменьшение диаметра поры до d_2 приводит к увеличению соотношения $1/R_2$ и соответственно росту P_{κ} , что дает дополнительную энергию для вытеснения газа в открытой поре и появления клинового эффекта в тупиковой поре.

Процесс в открытой поре частично описан в [3,4,5,6] и состоит в следующем.

Дополнительное давление в сторону уменьшения поры представляется выражением

$$dP_{\kappa} = -\sigma \cdot \frac{dR_2}{R_2^2}, \quad (5)$$

Интегрируя в пределах P_{κ_2} до P'_{κ_2} , $R_1 = R_2$ до R'_2 получаем

$$\int_{P_{\kappa_2}}^{P'_{\kappa_2}} dP_{\kappa} = -\sigma \int_{R_1=R_2}^{R'_2} \frac{dR_2}{R_2^2}. \quad (6)$$

Из выражения (4) устанавливается величина дополнительного давления

$$\Delta P_{\kappa} = P_{\kappa} - P'_{\kappa_2} = \sigma \cdot \left(\frac{1}{R'_2} - \frac{1}{R_1} \right), \quad (7)$$

жидкости; R_1, R_2 — радиусы кривизны поверхности жидкости на границе раздела фаз.

Установлено, что при уменьшении диаметра пор радиус кривизны жидкости на границе раздела фаз уменьшается. Рассмотрим уменьшение диаметра поры на расстоянии l_{κ} и образование системы (рис.4).

при уменьшении радиуса поры R_{κ}

$$\frac{1}{R'_2} - \frac{1}{R_1} > 0, \quad (8)$$

при цилиндрической поре

$$P_1 = P'_2 \text{ и } \Delta P_{\kappa} = 0 \quad (9)$$

В данных представлениях [3,4] не описан процесс фильтрации в тупиковой поре, как в цилиндрической, так и в конической.

При цилиндрической тупиковой поре процесс фильтрации описывается выражениями:

$$\frac{1}{R'_2} - \frac{1}{R_1} = 0 \quad (10)$$

$$\Delta P_{\kappa} = P_{\kappa_1} - P'_{\kappa_2} = \sigma \cdot \left(\frac{1}{R'_2} - \frac{1}{R_1} \right) = 0 \quad (11)$$

При $\Delta P_{\kappa} = 0$ (11) процесс фильтрации приостанавливается — система находится в равновесии.

Реальная возможность проникновения жидкости в массив угля — образование допол-

нительного давления, сообщаемого насосной установкой. В этом случае возникают дополнительные силы, приводящие к клиновому эффекту (рис. 4б), происходит дополнительное образование трещин и увеличение объема фильтрации до установления равенства сил (выр. 11). Необходимо учитывать особенности формирования представлений о механизме фильтрации, которые включают следующие положения:

— тупиковые поры следует различать по конфигурации — простые (цилиндрические, конические); сложные (сочетание 2-х простых); сверхсложные (сочетание >3-х простых);

— необходимо учитывать дополнительные сопротивления движению жидкости и энергию ее перемещения, которая затрачивается на их преодоление;

— в основе расчетов следует учитывать не сжимаемость жидкости в непроницаемой цилиндрической или конической трубке (представляющую аналог поры), но как только появляется водный раствор ПАВ, этот эффект теряет смысл.

Исходя из вышеизложенного, следует рассматривать сопротивление простых, сложных и сверхсложных пор, которые влияют на потерю энергии нагнетания и определяют основные параметры нагнетания.

Местных сопротивлений влияют на потерю напора, который затрачивается на преодоление сопротивления сети [6]. Идея, на которой базируется механизм, заключается в учете распределения энергии нагнетания на преодоление пористой газонасыщенной среды, состоящей из

простых, сложных и сверхсложных открытых и тупиковых пор с максимальным приближением к свойствам реального массива. В итоге следует представить уравнение потери энергии в зависимости от сложности пористого строения угля, а с ними длины проникновения и скорости фильтрации. Это требует дополнительных исследований, как теоретических, так и лабораторных, но позволяет уточнить основные параметры увлажнения:

— объем массива, подвергающегося увлажнению;

— объем воды, проникающей в увлажняемый массив;

— максимальная глубина фильтрации, радиус фильтрации, концентрация ПАВ;

— темп нагнетания.

В результате проведенных исследований установлено, что:

1) представления о механизме фильтрации жидкости при увлажнении угольного пласта требует дальнейшего развития и уточнения, являясь в некоторых аспектах проблематичными;

2) формирование потока жидкости при фильтрации происходит только при ее движении по открытым порам;

3) основные параметры нагнетания жидкости в угольный пласт должны формироваться с учетом газонасыщенности угля, капиллярного эффекта проникновения в порах и сопротивления системы пор и трещин.

Библиографический список

1. Артамонов В.Н. Принципы поэтапного гидровоздействия на угольный пласт и эффективность его применения в шахтах / Известия Донецкого горного института. — Донецк, 1997. — С. 73-79.
2. Блохин С.Е., Эйшинский А.М., Давиденко А.Н. Некоторые вопросы разрушения горных пород. — Днепропетровск, ДГУ, 1995. — 443 с.
3. Кузьмин Е.В. Упрочнение горных пород при подземной добыче руд. — М.: Недра, 1991. — 253 с.
4. Ребиндер П.А. Избранные труды. Поверхностное давление в дисперсионных системах, физико-химическая механика. — М.: Недра, 1979. — 382 с.
5. Варенблатт Г.И., Желтов Ю.П. Об основных управлениях фильтрации жидкостей в трещиноватых породах. — ДАН СССР, 1960. — Т.132. — №3.
6. Лыков А.В. Явление переноса в капиллярно-пористых телах. — Госгортехиздат, 1954.
7. Щелкачев В.Н., Латук Б.Б. Подземная гидравлика.
8. Костин В.А. О роли капиллярных сил при гидравлической обработке газонасыщенного угольного пласта. // Научные труды МГИ «Научные основы создания высокопроизводительных комплексно-механизированных и автоматизированных шахт. — Москва, 1969. — С.217-224.
9. Влияние влаги на газонасыщенность каменных углей и антрацитов Донбасса // Р.М. Кривицкая, Т.В. Струковская, Т.Г. Латышева (МакНИИ). — Уголь Украины. — 1982. — №8. С.41.

© Артамонов В.Н., 2005

УДК 622.273

ВОРХЛИК И.Г., ЯРЕМБАШ И.Ф., МОРОЗ В.Д. (ДонНТУ)

О СОХРАННОСТИ КРЕПИ ЛИКВИДИРОВАННЫХ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Описаны, проанализированы и оценены основные влияющие факторы на сохранность крепи ликвидированного вертикального ствола и стабильность подсистемы «окружающие ствол породы — крепь ствола» в общей геомеханической системе «погашенный вертикальный ствол». Предложены методики прогноза и принятия инженерных мер по увеличению сроков сохранности крепи и, на этой основе, предотвращение техногенных аварий.

Анализ известных техногенных аварий и катастроф, связанных с провалами земной поверхности в районе ликвидированных вертикальных стволов, показал, что одной из причин является разрушение их крепи — одного из элементов геомеханической системы (ГС) «погашенный вертикальный ствол» (крепь ствола — окружающие ствол породы — закладка — опорные сооружения — устье ствола) [1].

Поэтому поиск путей и средств увеличения сохранности крепи погашенных вертикальных стволов является важной задачей достижения экологической безопасности в постликвидационный период.

Прежде всего это касается стволов, потеря устойчивости которых представляет особую опасность: стволов большой глубины и большого диаметра, имеющих многочисленные сопряжения с горизонтальными выработками, подверженных обводнению и влиянию агрессивных подземных и шахтных вод, устья которых расположены в слабых наносах большой мощности со значительными притоками грунтовых вод; групп стволов, близко расположенных на одной промплощадке; стволов в пределах населенных пунктов, вблизи ответственных зданий и сооружений, магистральных коммуникаций, природных объектов, в зонах перспективного развития и т.п.

Естественно, что решение проблемы долговременной устойчивости погашенных вертикальных стволов, а следовательно и поверхности, возможно лишь на основе комплексного и системного подхода к решению вопросов, связанных с конкретным влиянием каждого элемента ГС «погашенный вертикальный ствол». Поэтому важно установить качественную и количественную взаимосвязь и взаимовлияние элементов системы, чтобы определить приоритеты, и, в конечном счете, предложить меры и средства по

предупреждению негативных последствий. В предлагаемой статье рассматривается работа подсистемы «окружающие ствол породы — крепь ствола».

Первая и главная причина разрушения крепи — превышение величины горного давления окружающих ствол пород несущей способности (сопротивляемости) крепи.

Вторая причина разрушения крепи — снижение (потеря) несущей способности крепи (K) во времени (t) вследствие ее «старения» (эрозия, коррозия бетона, выщелачивание и др.) без внешнего воздействия давления окружающих ствол пород (Π).

Поскольку величина горного давления зависит от многих факторов и носит вследствие этого неопределенный характер, а проходящие процессы вокруг ствола трудно предсказуемы, так как во многом носят случайный характер, то условие устойчивого состояния ствола может быть выражено в виде

$$P[Kf(t)] \geq \Pi f(t) \quad (1)$$

где P — знак вероятности.

Отрицательное значение $Kf(t) - \Pi f(t)$ свидетельствует тому, что система «порода — крепь» перешла границы предельного состояния (горное давление превысило сопротивляемость крепи) и крепь разрушается. Закономерность же естественного разрушения крепи в силу ее старения можно представить в виде экспоненциального распределения, а линию развития тенденции (тренда) — в виде экспоненты.

$$K_t = K_n \cdot \exp[-\beta_k t_i] \quad (2)$$

где K_n — начальная несущая способность крепи ствола на момент окончания его эксплуатации, определяется опытным путем; β_k —

коэффициент временной интенсивности снижения несущей способности крепи, численно равный $\operatorname{tg}\beta$ (рис. 1). Величина β определяется по результатам периодической диагностики состояния крепи ствола в период его эксплуа-

тации перед ремонтными работами и на заключительном этапе перед его ликвидацией. Опытные данные свидетельствуют, что в первом приближении $\operatorname{tg}\beta=0,016$.

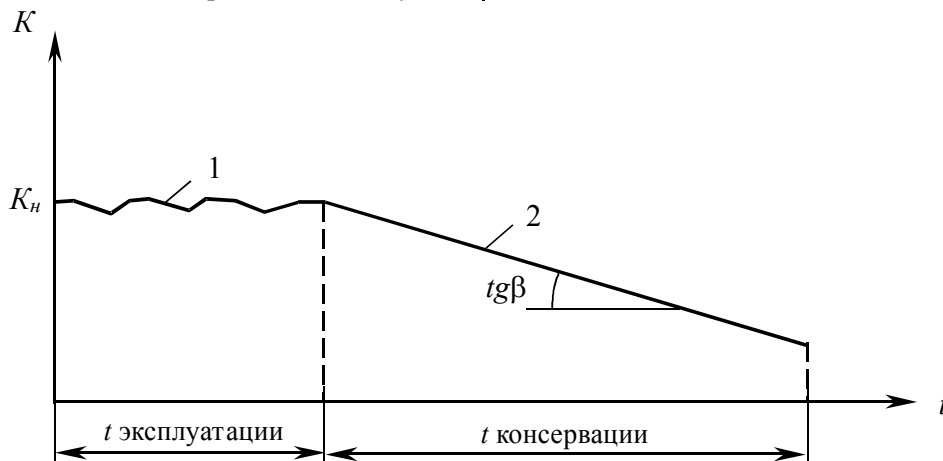


Рис. 1. Временная тенденция изменения несущей способности крепи вертикального ствола: 1 — во время эксплуатации; 2 — после его ликвидации

Величина давления на крепь зависит от деформируемости окружающих ствол пород. А деформации происходят как при росте давления, так и при постоянных напряжениях в связи с увеличением зоны разрушения пород. Вследствие же того, что напряжения в горном массиве, который непосредственно контактирует с крепью ствола, пропорциональны скорости его деформации, то рост нагрузки на крепь будет подчиняться этому же закону:

$$\Pi_t = \Pi_n \cdot \exp[\beta_n t_i], \quad (3)$$

где Π_n — начальное давление окружающих ствол пород (определяется экспериментально); β_n — коэффициент временной интенсивности роста горного давления.

Ориентировочно

$$\beta_n = E/\eta, \quad (4)$$

где E — модуль деформации пород, МПа; η — коэффициент динамической вязкости пород, МПа·год.

Из уравнений (2) и (3) с большей или меньшей вероятностью можно определить время устойчивого равновесия подсистемы «порода — крепь» $t_{кр}$ — под влиянием горного давления и снижения несущей способности крепи ствола согласно временным тенденциям изменения K и Π .

$$t_{кр} = \frac{1}{\beta_k + \beta_n} \ln \frac{K_n}{\Pi_t}. \quad (5)$$

Известны и другие способы определения величины $t_{кр}$. Однако, во всех случаях ее расчет представляет немалую сложность, но еще более существенно то, что достоверность полученного результата невысока. Поэтому этот метод можно и целесообразно использовать при сравнительной оценке различных вариантов. В конкретном же случае следует вести поиск доступных и сравнительно недорогих технико-технологических мер по максимальному увеличению срока устойчивого состояния крепи погашенного ствола.

Как следует из формулы (5) увеличение времени устойчивого состояния ствола может быть достигнуто на путях уменьшения горного давления окружающих ствол пород и повышения сопротивляемости крепи ствола.

Известно, что начальное поле напряжений в нетронутом массиве обусловлено собственным весом пород и характеризуется компонентами [2]:

$$\sigma_z = \gamma H, \quad (6)$$

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda \gamma H, \quad (7)$$

где σ_z — вертикальные напряжения; σ_x и σ_y — горизонтальные напряжения; λ — коэффициент бокового давления.

В скальных и полускальных осадочных породах λ близок к значениям, полученным по формуле А.Н. Динника

$$\lambda = \mu / (1 - \mu), \quad (8)$$

где μ — коэффициент Пуассона пород.

Но, при этом следует иметь в виду, что в слабых, особенно глинистых, породах значение λ отличается от расчетного и чем слабее породы, тем λ ближе к 1.

Надо также иметь в виду, что нагрузка на крепь ствола в поперечном сечении распределяется весьма неравномерно и причина тому влияние сползания в направлении падения скользящего слоя, вызывающего добавочное одностороннее давление в виде радиальной нагрузки, равномерно распределенной на четверти периметра ствола [3]. Вкрест простирания даже на пологом падении нагрузка больше, чем по простиранию.

Степень неравномерности давления следует учитывать коэффициентом неравномерности ω . По П.М.Цимбаревичу [4] коэффициент $\omega = 1,1 \div 1,5$. Чем больше угол падения и слабее контакты между пластами, тем больше значение ω .

В водоносных породах необходимо учитывать и напор воды. Монолитная бетонная крепь фильтрует подземные воды. И гидродинамическое давление на крепь находятся в прямой зависимости от соотношения коэффициентов фильтрации материала крепи — K_k и окружающих пород — K_n . При $K_n / K_k > 100$ на крепь передается практически полный статический напор подземных вод, при $K_n / K_k < 4$ давление воды можно не учитывать вовсе. Другие соотношения занимают промежуточные значения. В слабых водоносных породах в качестве расчетного принимается суммарное давление воды и пород [5].

С увеличением крепости пород нагрузка на крепь определенно уменьшается. В слабых породах и в тяжелых горно-геологических условиях ($\sigma_{сж} / \gamma H < 0,3$, с притоком воды $> 8 \text{ м}^3/\text{ч}$) нагрузки на крепь существенно зависят от глу-

бины. В скальных же породах нагрузки на крепь от глубины зависят мало. Замеры нагрузок на крепь, проведенные на глубинах до 800-900 м, показали чрезвычайно слабую зависимость величины нагрузки от глубины [6]. Обследование стволов показало, что нарушение крепи чаще всего происходит на участках пересечения прослоев и слоев глинистых сланцев [7]. После нарушения крепи выдавливание пород наблюдается длительное время. Интенсивность выдавливания усиливается в случаях, когда глинистые сланцы залегают между мощными слоями более прочных пород. Особо опасными в этом отношении являются узлы сопряжения стволов с примыкающими выработками. Там напряжения вдвое больше, чем на обычных (протяженных, линейных) участках ствола. Следует иметь в виду, что величина давления пород на крепь ствола зависит от его диаметра, вида крепи и схемы проходки. С увеличением диаметра ствола давление увеличивается (примерно на 5% на 1 м диаметра).

Средние нагрузки на крепь вертикальных стволов в породах с $f \geq 2 \div 3$ на глубинах до 1000 м могут быть приблизительно определены по формуле [5]

$$\bar{P} = \frac{K \cdot \gamma \cdot R}{f}, \text{ кН/м}^2, \quad (9)$$

где γ — плотность пород, т/м^3 ; R — радиус ствола в проходке, м; K — динамический коэффициент, учитывающий степень разгрузки породной поверхности ствола при данной технологии крепления, конструкцию и материал крепи. По данным натурных наблюдений $K=5$ — для монолитной бетонной крепи и совмещенной схемы проходки; $K=3$ — тоже при параллельной и параллельно-щитовой схемах.

А. Лабасс подходит к решению этой задачи более углубленно, рассматривая горное давление как результат увеличения объема пород вследствие их разрушения и считает, что давление возможно лишь в местах, где вокруг ствола образуется нарушенная зона «*b*» [4]. И в зависимости от радиуса этой зоны давление

$$P = \frac{\mu}{1 - \mu} \cdot \gamma H \cdot (1 - \sin \varphi) \cdot \left(\frac{r}{b} \right)^{\frac{2 \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}}, \text{ кН/м}^2, \quad (10)$$

где μ — коэффициент Пуассона породы; γ — плотность породы, т/м^3 ; H — глубина, м;

φ — угол внутреннего трения породы, град;
 r — радиус ствола в проходке, м; b — радиус нарушенной зоны, м.

Как видно из выражения (10) максимальное давление будет при величине « b » равной радиусу ствола в проходке « r ».

Из анализа выражения (10) и данных табл. 1 следует, что при прочих равных условиях максимальное давление растет с глубиной, в местах пересечения стволов глинистых и песчаных сланцев, пород с меньшими углами внутреннего трения, обводненных. Однако достижение « b » равной по величине « r » маловероятно даже при недостаточно крепких породах. Основываясь на исследованиях [6], что в скальных осадочных породах нагрузки на крепь чрезвычайно слабо зависят от глубины и крепь на глубоких горизонтах будет выпол-

нять не грузонесущие функции, а функции предохранительной и ограждающей оболочек — с одной стороны и что прочность пород и их устойчивость в стволе находятся в прямой зависимости — с другой, можно предположить, что величины « b » для песчано-глинистых, глинистых и песчаных сланцев будут соотноситься с крепкими песчаниками и известняками как 4; 2,3 и 1,6. То есть, для усредненных условий горное давление следует определять: при величинах « b » для песчаников и известняков (в зависимости от схемы проходки ствола) равных 0,3–0,5 м, то в этих же условиях для песчано-глинистых, глинистых и песчаных сланцев величины « b » следует принимать соответственно равными 1,2÷2 м; 0,7÷1,15 м; 0,48÷0,8 м.

Табл.1. Характеристики осадочных горных пород

Наименование горной породы	Порода в естественном состоянии		Порода обводнена		Коэффициент Пуассона μ [4]
	Коэффициент крепости, f	Угол внутреннего трения, φ , град	Коэффициент крепости, f	Угол внутреннего трения, φ , град	
Песчано-глинистые сланцы	1,5–3,0	57–72	1–2,1	45–65	0,25
Глинистые сланцы	2–5	64–80	1–2,5	45–68	0,25–0,35
Песчаные сланцы	4–6	76–80	2,4–3,6	68–75	0,20–0,30
Песчаники	6–10	80–84	4,8–8,0	78–83	0,25–0,30
Известняки	8–12	83–85	–	–	0,25–0,30

Примечание: По данным [8] при значительном обводнении пород (затоплении) их крепость уменьшается: песчаников — на 20%, алевролитов (песчаных сланцев) — на 40%, аргиллитов (глинистых сланцев) — на 50%.

Приведенные данные позволяют в каждом конкретном случае с учетом коэффициента неравномерности давления ω построить эпюру горного давления по всей глубине ствола как в условиях естественного состояния пород, так и при их обводнении.

Вместе с тем надо заметить, что результаты проведенных на основе изложенной методики расчетов следует рассматривать лишь как ориентировочные, прогнозные. В практических целях необходима инструментальная диагностика крепи и окружающих ствол пород. Существующие ныне методы диагностики достаточно совершенны, а их результаты позволяют более целенаправленно и с меньшими

затратами принимать инженерные решения по снижению горного давления окружающих ствол пород и повышению несущей способности крепи ствола. В частности методом электрометрии возможна оценка состояния приконтурной зоны породного массива, качества различных видов крепи, качественного распределения напряжений на сопряжениях ствола с горизонтальными выработками. Этот метод позволяет оценить не только асимметрию формирования зоны неупругих деформаций, но и косвенно определить неравномерность распределения нагрузок на крепь со стороны перемещающегося массива [9].

В общем случае в качестве мер, направленных на стабилизацию подсистемы «порода — крепь» можно использовать ремонтно-профилактические работы, работы по усилению напряжений, ремонт крепи набрызгбетоном, смолами, пленочное покрытие и покраску крепи, замену крепи; тампонаж, гидроизоляцию, дренаж, цементацию, бетонизацию или битумизацию закрепного пространства, заделку швов и др. [7].

Устойчивость крепи обеспечивается прочным контактом крепи с массивом пород [3]. При этом действующие на контакте крепи с массивом пород касательные напряжения компенсируют неравномерность радиальных нагрузок, существенно уменьшая изгибающие моменты в крепи и выравнивая тангенциальные напряжения на внутреннем контуре ее поперечного сечения.

Целесообразность применения тех или иных инженерных мер следует оценивать по степени их влияния на параметры входящих в формулу (5) факторов, изменения (увеличения) в связи с этим времени устойчивого равновесия подсистемы «порода — крепь» с учетом производимых затрат. И в проектах ликвидации стволов с учетом конкретных условий следует предусматривать специальные технико-технологические меры по повышению стабильности подсистемы.

Как следует из формулы (2) и рис.1 важнейшим условием длительной устойчивости крепи в постликвидационный период является ее начальная несущая способность на момент окончания эксплуатации ствола. А это значит, что длительная устойчивость ликвидированного ствола закладывается как в период его проведения (схемой проходки), так и во время его эксплуатации (своевременностью и качеством ремонтно-профилактических работ). И это следовало бы не только иметь в виду, но и реально учитывать в предшествующие ликвидации ствола периоды.

В тех же случаях, когда продолжительность рабочего состояния крепи мала или результаты проведенных расчетов недостаточно надежны (достоверны), безусловным должно быть заполнение ствола плотной закладкой, которая, во-первых, будет обеспечивать отпор крепи, уравновешивать силовое взаимодействие «порода — крепь», а во-вторых, при правильно выборе закладочного материала, опорных сооружений создавать единый массив «крепь — закладка» близкий к природному. Для сохранения же стабильности подсистемы «порода — крепь» в устьях стволов, расположенных в большинстве своем в слабых и сильно обводненных породах, можно рекомендовать способы и средства, изложенные в [10, 1].

Библиографический список

1. **И.Г. Ворхлик, В.И. Стрельников, И.Ф. Ярембаш.** Технология закрытия (ликвидации) угольных шахт: Учеб. пособие для вузов (под редакцией Ярембаша И.Ф.) — Донецк: Норд-Пресс, 2004. — 238 с
2. **Н.С. Булычев, Н.Н. Фотиева, Е.В. Стрельцов.** Проектирование и расчет крепи капитальных выработок. — М.: Недра, 1986. — 288 с.
3. **Н.С. Булычев, Б.З.Амусин, А.Г. Оловянный.** Расчет крепи капитальных горных выработок. — М.: Недра, 1974. — 366 с.
4. **Б.В. Бокий и др.** Проведение и крепление горных выработок. — М.: Госгортехиздат, 1963. — 558 с.
5. **Н.С. Булычев, Х.И. Абрамсон.** Крепь вертикальных стволов шахт. — М.: Недра, 1978. — 301 с.
6. **А.М. Козел, В.А. Борисовец, А.А. Репко.** Горное давление и способы поддержания вертикальных стволов. — М.: Недра, 1976. — 293 с.
7. **И.Г. Манец, Ю.Д. Снегирев, В.П. Паршинцев.** Техническое обслуживание и ремонт шахтных стволов. — М.: Недра, 1979. — 248 с.
8. **Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР.** Издание четвертое дополненное. — Ленинград, 1986. — 221 с.
9. **Левит В.В.** Результаты диагностики вертикальных стволов методом электрометрии. — Уголь Украины, 1977. — №6. — С.50-53.
10. **И.Ф. Ярембаш, И.Г. Ворхлик, В.Д. Мороз, А.И. Ярембаш.** Способы и средства предотвращения разрушений устьев погашенных стволов угольных шахт. Наукові праці ДонДТУ, серія: гірничо-геологічна, випуск 45. — Донецьк, 2002.

© Ворхлик И.Г., Ярембаш И.Ф., Мороз В.Д., 2005

УДК 622.363.83

ПЫРИН С.Н. (ГПО «Артемсоль»)

ЯРУСНАЯ ОТРАБОТКА МОЩНЫХ ПЛАСТОВ КАМЕННОЙ СОЛИ

Обоснованы параметры ярусной системы разработки, подготовки и технологической схемы очистной выемки.

Соленосная свита Артемовского месторождения содержит пять продуктивных пластов каменной соли (сверху вниз): Надбрянцевский (НБП) со средней полезной мощностью 10,6 м., Брянцевский (БП) — 40,9 м, III — 8,6 м, IV — 4,3 м, Подбрянцевский (ПБП) — 28,5 м. Мощность пород междупластья между подошвой вышележащего и кровлей нижележащего пластов составляет: НБП–БП — 25,7–75,5 м, БП–III–83,5–116 м, III–IV — 11,4–20,1 м, IV–ПБП — 11–20. Общая толщина соленосной свиты по месторождению колеблется в пределах 131,6–231,6 м. Пласты можно отнести к категории сближенных, т.е. отработка любого из указанных пластов должна производиться с учетом надработки-подработки выше и нижележащего пластов.

Анализ более чем 100-летнего опыта эксплуатации Артемовского месторождения с ведением горных работ практически на всех его продуктивных пластах, а также опыта разработки зарубежных соляных месторождений в западных странах Европы и Америки (Германия, Польша, Франция, США, Канада) [1,2] и месторождениях калийных солей в Украине, Белоруссии и России [1,2,3] показывает, что наиболее распространенной и практически не имеющей альтернативы при разработке весьма мощных пластов является камерная система разработки. Основными ее отличительными признаками при машинной (комбайновой) технологии добычи является отработка пласта короткими очистными забоями в направлении от транспортной выработки к вентиляционной с оставлением между образующими камерами постоянных (неизвлекаемых) целиков. При безотходной работе комбайнов возможна отработка запасов соли от вентиляционной к транспортной выработке).

Камерная система разработки получила наибольшее распространение на соляных рудниках благодаря следующим достоинствам:

— значительные размеры выработок позволяют применять мощное высокопроизводи-

тельное самоходное горное добычное и транспортное оборудование;

— небольшой объем подготовительных и нарезных работ;

— простота крепления (анкерования), а в большинстве случаев его отсутствие;

— высокая производительность труда благодаря большому фронту очистных работ и возможности использования высокопроизводительного оборудования;

— возможность реализации поточности технологических процессов выемки и транспорта с малозатратным процессом доставки соли с выемочного слоя на транспортный горизонт за счет самотечности движения горной массы по солеспускным скважинам;

— высокая безопасность труда, так как самоходное оборудование в камерах работает в основном на горизонтальных поверхностях подошвы очистных забоев.

Основной недостаток камерной системы — большие потери полезного ископаемого. Имеются определенные сложности с организацией эффективного проветривания очистных забоев при огромных объемах выработанных странств.

Варианты системы разработки зависят от мощности, расположения и количества разрабатываемых пластов.

Вариант отработки сближенных пластов может рассматриваться как ярусная отработка мощного пласта с той лишь разницей, что междуэтажным (междуюрусным) целиком является массив вмещающих пород между пластами. Такая отработка характерна для калийных месторождений, разрабатывающих сближенные пласты [1,2,3].

Небольшой мощности пласты отрабатываются одноходовыми или многоходовыми (двух-трехходовыми) камерами в зависимости от мощности междупластья, которое должно быть несущей конструкцией — междуэтажным целиком. Такие варианты отработки используются при разработке Верхнекамского

(Россия) и Старобинского (Беларусь) месторождений. На этих месторождениях испытаны варианты с оставлением целиков различной несущей способности от жестких (шириной 7-12 м) до весьма податливых (шириной 1,2-3,0 м) при высоте камер не более 3,7 м.

Интерес представляет вариант, при котором сохранилась соосность и единый размер «целик+камера» в двух обрабатываемых пластах. В случаях, когда ширина камер нижнего горизонта (пласта) превышала ширину камер верхнего горизонта, происходило обрушение межгоризонтного целика и краевых зон междукамерных целиков верхнего горизонта. Это послужило причиной корректировки параметров целиков как межгоризонтных, так и междукамерных в сторону увеличения ширины междукамерных целиков нижнего горизонта за счет сужения камер [4]. При обработке сближенных пластов пильного известняка используется камерно-столбовая система разработки при двух вариантах выемки камер: соблюдение соосного расположения целиков и камер в пластах и независимое расположение камер [5]. В первом случае размеры целиков в плане 10x10 м при ширине и высоте камер 6,5-7,2 м и 2,4-2,6 м, мощность междупластового целика 2,8-6,5 м. Горные работы на верхнем горизонте производились с опережением в пространстве не менее 30 м работ на нижнем горизонте. При несоосном расположении целиков и камер была увеличена до 15 м мощность межгоризонтального целика. В этом случае нижележащий пласт вовлекается в обработку после обработки вышележащего пласта.

Ярусную обработку мощных пластов можно уподобить обработке этажами ограниченных залежей, где массивы несущих конструкций состоят из полезного ископаемого. В отечественной практике такая обработка производится на Солотвинском месторождении каменной и Прикарпатских месторождениях калийных солей. Применяется этажно-камерная система с расположением камер вкрест простирания, длина камер зависит от мощности соляного тела. Размеры несущих конструкций (междукамерных и междуэтажных целиков) определяются, кроме всего прочего, принятыми размерами камер. Для Солотвинского месторождения характерна обработка участками панелями, меньший линейный размер которых определяется длиной камер от 80 до 170 м или их шириной при длине камер свыше 170 м. На

Стебниковском месторождении обработка производится блоками, включающими камеру шириной 15 м, высотой 60 м и междукамерный целик шириной 12 м, мощность междуэтажного целика — 12 м [2]. В зарубежной практике примером этажно-камерной разработки являются купольные месторождения Польши [7]. Так, рудник Сольно-II разрабатывает куполообразную залежь на глубине до 600 м камерами высотой 9 м, шириной 20 м с оставлением междукамерных целиков шириной 20 м, междуэтажных — 9 м. Залежь рудника Клодова, представленная крутыми пластами мощностью 20 м и 140 м, разрабатывается продольными горизонтальными камерами. В пластах мощностью 20 м, камеры шириной 15 м, длиной 100 м для удобства транспортировки соли, этаж высотой 75 м делится на подэтажи, высотой камеры в подэтаже 15 м, мощность междуэтажной потолочины — 10 м, камеры по длине определяются друг от друга целиком шириной 40 м. Пласты мощностью 140 м разрабатываются поперечными камерами, длина камер и междукамерных целиков — 15 м, высота — 10-15 м, мощность междуэтажного целика — 10 м.

Проведенный анализ показал, что при ярусной обработке мощных пластов каменной соли может быть использована камерная система с оставлением междукамерных целиков на каждом ярусе и междуярусных целиков, параметры которых зависят от горно-геологических условий и технологии добычи.

С технологической точки зрения возможно множество вариантов ведения горных работ в условиях ярусной обработки мощных пластов в зависимости от целевого назначения выработка и горно-геологических условий разработки, а также применяемой добычной и транспортной техники. Предлагаемая ярусная система разработки предназначена для применения в специальных случаях, когда экономические критерии эффективности не играют определяющей роли, так, например, при нестабильной нагрузке на забой в условиях изменяющегося рынка, а при выборе оптимальных параметров системы разработки приняты такие факторы, как максимальное извлечение полезного ископаемого из недр и технологичность работы добычного оборудования.

Добычной участок представляет собой часть шахтного поля, ограниченную в зависи-

мости от ориентации камер, например, по простиранию пласта разделительными целиками, а по падению и восстанию пласта главными транспортными и вентиляционными штреками или наоборот. Внутри участок содержит ряд

параллельно расположенных камер, разделенных междукамерными целиками.

На рис. 1 показана схема для расчета коэффициента извлечения каменной соли при ярусной системе отработки.

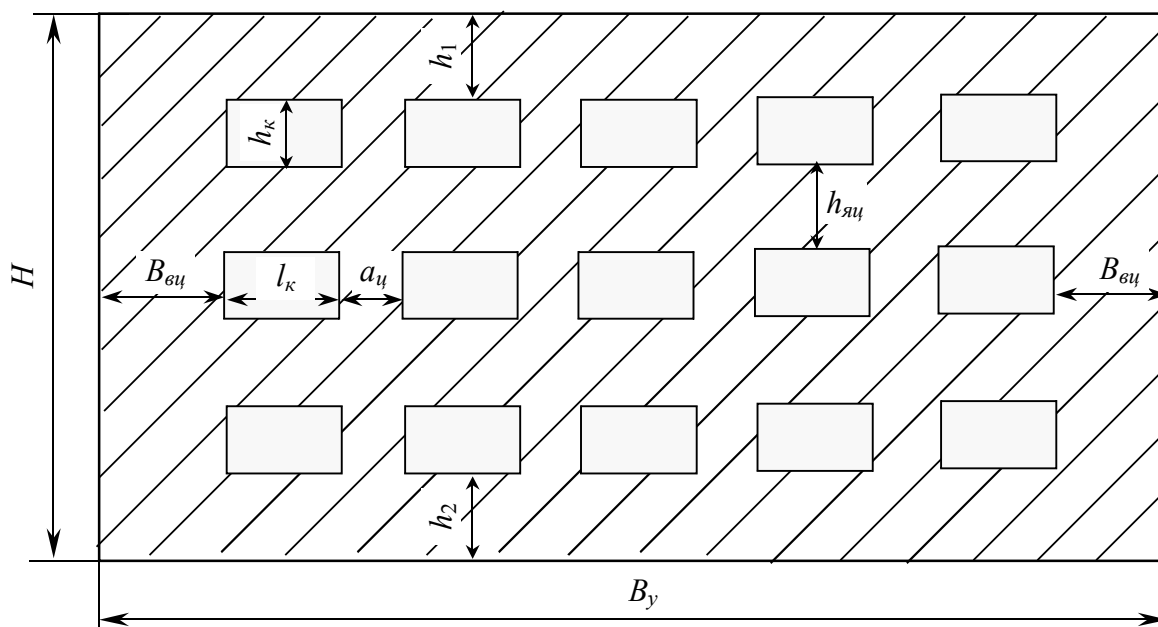


Рис.1. Схема для расчета коэффициента извлечения каменной соли при ярусной системе разработки

Добычный участок содержит геологические запасы, рассчитываемые по формуле:

$$Z_z = H \cdot B_y \cdot L, \quad (1)$$

где Z_z — геологические запасы соли, m^3 ; H — мощность пласта, м; B_y — ширина участка; L — длина участка, м.

Промышленные (извлекаемые) запасы рассчитываются по формуле:

$$Z_g = h_k \cdot l_k \cdot N_k \cdot N_{яп} \cdot L, \quad (2)$$

где Z_g — извлекаемые запасы соли, m^3 ; h_k — высота камеры, м; l_k — ширина камеры, м; N_k — количество камер в одном ярусе, шт.; $N_{яп}$ — количество ярусов в пределах пласта, шт.

Количество камер в ярусе равно:

$$N_k = \frac{B_y - 2B_{вц} - a_{ц}}{l_k + a_{ц}}, \quad (3)$$

где $B_{вц}$ — ширина разделительного целика, м; a — ширина междукамерного целика.

Количество ярусов в пределах мощности пласта равно:

$$N_{яп} = \frac{H - (h_1 + h_2) - h_{яц}}{h_k + h_{яц}}, \quad (4)$$

где h_1 — мощность целика, оставляемого в кровле пласта, м; h_2 — мощность целика, оставляемого в почве пласта, м; $h_{яц}$ — мощность междуярусного целика, м.

Формулы (1-4) используются для расчета коэффициента извлечения соли из добычного участка. $K_{изв}$ как критерия оптимальности его параметров, общая расчетная формула которого имеет вид:

$$K_{изв} = Z_g / Z_z. \quad (5)$$

В табл. 1 приведены результаты расчета коэффициента извлечения соли применительно к использованию комбайнов «Урал-10КСА», «Урал-20КСА» и «Паурат» по пласту Брянцевскому Артемовского месторождения в зависимости от ширины добычного участка.

По реальным условиям применения комбайнов высота камеры варьировалась в пределах 4-7 м, ширина 5,5-10 м. Исходя из размеров существующих шахтных полей предельная ширина участка ограничивалась 2000 м.

Из табл. 1 видно, что коэффициента извлечения соли возрастает при увеличении ширины участка до 800-1200 м. При дальнейшем росте ширины участка до 2000м $K_{изв.}$ не изменяется. Таким образом, при проектировании участков добычи соли с ярусной отработкой ширина участка должна быть не менее 800 м.

Применительно к использованию комбайнов «Урал-20КСА» сечением 20,2 м² при ярусной отработке Брянцевского пласта максимальный коэффициент извлечения в зоне рациональной ширины участка достигается при следующих параметрах камер $h_k=6$ м,

$l_k=6,3$ м, что соответствует работе комбайна двумя ходами по высоте. При использовании комбайна «Урал-20КСА» сечением 17,9 м² рациональные размеры камер следующие: $h_k=6,6$ м, $l_k=5,8$ м². В обоих случаях в пределах мощности пласта помещается 3-4 яруса и мощность пласта используется максимально по высоте. Вопрос о конкретных размерах камер должен решаться на стадии проектирования с учетом назначения выработок и технико-экономических показателей.

Табл. 1. Результаты расчета коэффициента извлечения соли в зависимости от ширины добычного участка при ярусной отработке Брянцевского пласта Артемовского месторождения комбайнами различных сечений

Сечение, м ²	Высота камеры, h_k , м	Ширина камеры, l_k , м	Мощность междукамерного целика, a , м	Мощность междуярусного целика, $h_{яц.}$, м	Коэффициент извлечения ($K_{изв.}$) : при ширине участка B_y					
					Количество ярусов в пределах пласта	400 м	800м	1200м	1800м	2000м
20,2	6,0	8,0	8,0	4,6	3	18	20	21	21	21
20,2	6,0	6,3	7,0	3,7	4	22	25	26	27	27
20,2	7,0	10,0	9,5	5,7	3	21	24	25	25	25
20,2	7,0	6,3	8,0	4,0	3	18	20	21	22	22
20,2	4,0	6,0	5,5	3,3	5	21	23	24	24	25
17,9	6,6	5,8	7,5	3,7	4	23	25	26	27	27
17,9	6,6	9,5	9,0	5,4	3	21	23	23	24	24
15,3	6,0	5,6	7,0	3,2	4	21	24	25	25	25
15,3	6,0	9,0	8,5	5,1	3	18	20	21	22	22
10,0	6,5	7,0	8,0	4,2	3	18	20	21	21	21
10,0	6,5	10,0	9,5	5,7	3	21	22	23	23	23
60,0	7,0	8,6	9,0	5,0	3	20	23	24	24	24
60,0	7,0	5,5	7,5	3,6	3	18	19	20	20	20

При разработке пологих и горизонтальных пластов полезного ископаемого наиболее приемлемым является панельный способ подготовки шахтного поля. При ярусной отработке каменной соли сохраняются основные признаки панельного способа подготовки, т.е. деление части шахтного поля системой взаимно перпендикулярных штреков на прямоугольные части.

При ярусной отработке часть шахтного поля делится на добычные участки, ограниченные с двух сторон, например по простиранию пласта, целиками, не играющими, в отличие от существующего деления шахтного поля на панели, с геомеханической точки зрения роли панельных целиков, а служащими для разделения и изоляции одного добычного участка

от другого или от опасной зоны (роль барьерного целика). С двух других сторон (например, по падению и восстанию пласта) участок ограничен главным транспортным и вентиляционным штреком, пройденными в пласте соли. Таким образом участок представляет собой изолированную часть шахтного поля, причем его отработка не лимитируется временным фактором, в отличие от существующих схем отработки панелей.

В работе [8] приведена типовая технологическая схема подготовки панели и отработки камер, рекомендованная к применению при машинной технологии добычи каменной соли мощных месторождений. Эта схема с отдельными изменениями применима и при ярусной системе разработки.

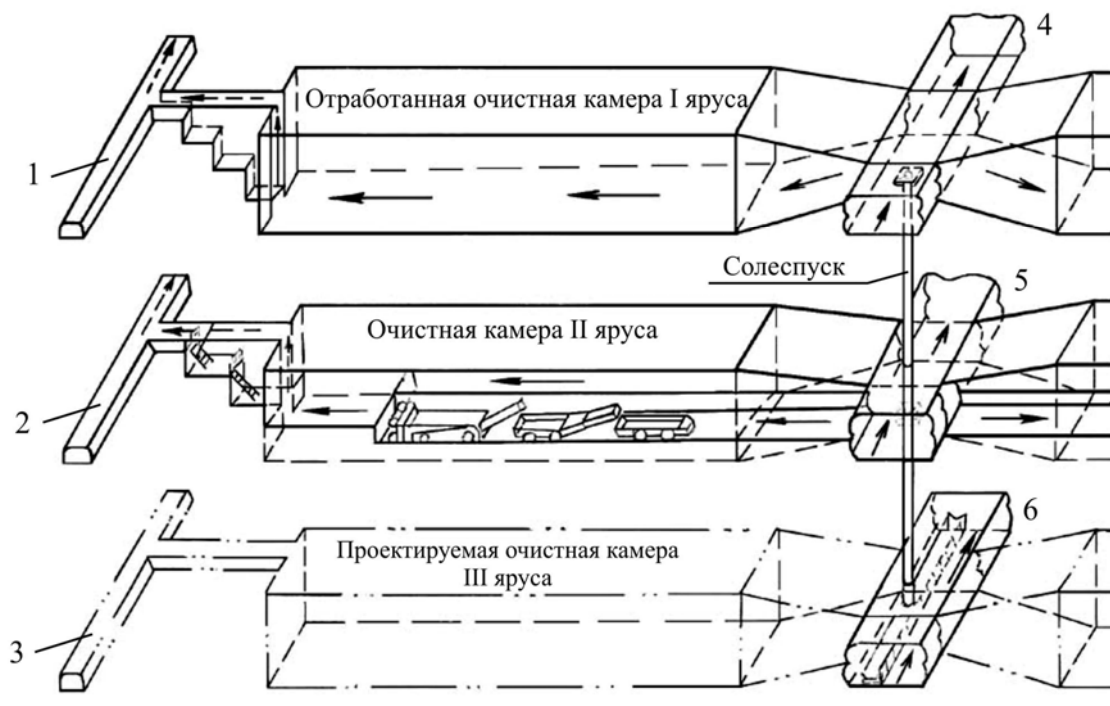


Рис. 2. Технологическая схема ярусной отработки пласта каменной соли и схема проветривания очистных камер: 1,2,3 — соответственно фланговые вентиляционные выработки; 4,5,6 — соответственно выемочные штреки

На транспортном горизонте участок оконтуривается нижними выемочными и вентиляционными штреками, пройденными в противоположных концах участка перпендикулярно продольной оси камер, и двумя участковыми штреками, соединяющими транспортный и вентиляционный штреки.

Участковые штреки соединяются между собой доставочными штреками, на которые

через скважины поступает соль из ярусных камер.

На верхнем горизонте контуры участка образуют верхние выемочный и вентиляционный штреки, расположенные в створе аналогичных нижних штреков. Эти штреки соединяются между собой в период подготовки участка двумя разрезными штреками. Верхние и нижние выемочные и вентиляционные штреки соединяются между собой наклонными сбойка-

ми. Из наклонных сбоек в створе оконтуривающих выработок проходятся промежуточные доставочный и вентиляционные штреки, количество которых соответствует числу ярусных камер между верхним и нижним ярусами.

Транспортные магистрали оборудуют ленточными конвейерами.

Вентиляционная сеть рудника включает главный транспортный штрек, наклонную сбойку, ярусный выемочный штрек (воздухоподающие выработки в камеру), ярусный вентиляционный штрек, наклонную сбойку на другой стороне участка и главный вентиляционный штрек (отвод исходящей струи воздуха из камеры).

При ярусной отработке добычного участка предусматривается применение на очистной выемке таких же комбайновых комплексов, что и при существующих технологических схемах, т.е. комбайнов типа «Урал», бункер-перегрузателей и самоходных вагонов.

В зависимости от целевых установок применения ярусной отработки, назначения выработок и горно-геологических условий возможны различные варианты очистной выемки, которые определяются различным количеством комбайновых ходов в ярусной камере: одним ходом комбайна, двумя перекрывающимися по ширине ходами, четырьмя перекрывающимися по высоте и ширине камеры ходами комбайна (2 слоя по высоте и 2 — по ширине).

При отсутствии требований к размерам ярусных камер, их параметры должны выбираться по критерию минимальных потерь соли в недрах, технологичности схемы выемки и обеспечения нормальных санитарно-гигиенических условий предпочтения следует отдавать схемам с увеличенным количеством комбайновых ходов, так как с увеличением сечения камеры легче обеспечить эффективность проветривания забоев за счет прямой вентиляцией.

При выемке камер одиночными ходами проветривание очистного забоя осуществляется принудительно посредством вентиляторов местного проветривания через отработанную камеру по вентиляционной скважине. Она бурится в смежную по высоте или ширине отработанную ярусную камеру. Расстояние между скважинами 100-120 м.

Условия работы забойного оборудования при ярусной отработке практически не отли-

чаются от работы такого оборудования при существующих технологических схемах слоевой отработки камер на полную высоту.

На современном этапе развития машинной технологии добычи соли, применяемая на рудниках камерная система разработки и технологические схемы с отработкой камерных запасов слоями сверху вниз на полную вынимаемую мощность пласта, не исчерпала своих потенциальных возможностей и может совершенствоваться в направлении повышения нагрузки на очистные забои, например, путем освоения схем поточной технологии.

Недостатками применяемой системы разработки и технологии добычи соли являются пребывание людей в открытом выработанном пространстве, что небезопасно при большой высоте камер (до 35 м), повышенные требования к выбору основных параметров панели, камеры и порядку ведения горных работ по геомеханическим факторам, невозможность использования камер для различных народнохозяйственных целей, например, хранения продукции. При отработке отдельных участков шахтного поля, опасных, например, по прорыву воды, существующие параметры системы разработки затрудняют создание надежной изоляции от других участков.

Применение усовершенствованной системы разработки с ярусной отработкой позволяет избежать указанных недостатков. Однако вследствие некоторого ухудшения технико-экономических показателей работы комбайновых комплексов, особенно при применении схемы с одиночными ходами комбайна, вопрос об использовании этой технологии должен решаться с учетом ее преимуществ. Отсюда областями применения ярусной отработки мощных пластов каменной соли могут быть следующие:

1. Участки с недостаточной устойчивостью обнажений выработок, когда требуется доступ рабочих для осмотра потолочины и боков камеры и приведения их в безопасное состояние.

2. Аварийные (опасные) участки шахтного поля рудников, требующие повышенной гидроизоляции.

3. Создание выработок целевого назначения, которые после извлечения соли будут использоваться для хранения народнохозяйственной продукции или для других целей.

4. Работа рудников в условиях резко изменяющихся объемов добычи (интенсивности

отработки), так как при ярусной отработке включается фактор времени планирования горных работ.

5. Селективная выемка соли по сортам при изменении качества ее по мощности пласта, например, в условиях отработки Надбрянцевского пласта Артемовского месторождения.

Библиографический список

1. **Пермяков Р.С.** Технология добычи солей. — М.: Недра, 1981. — 371 с.
2. **Зильбергимит В.Г.** Технология подземной разработки калийных руд. — М.: Недра, 1977. — 287 с.
3. **Ковтун В.Я. и др.** Пути совершенствования технологии комбайновой выемки. В кн.: «Повышение эффективности разработки Верхнекамского калийного бассейна». — Пермь, 1986. — С. 71-84.
4. **Ковалев О.В. и др.** Некоторые вопросы разработки сближенных пластов на калийных месторождениях. В сб. трудов ВНИИГ. — Л., 1977. — С. 33-36.
5. **Захваткин Л.Н., Шитиков В.П.** Опыт разработки сближенных пластов пильного известняка. — Кишинев, 1989. — 46 с.
6. **Схема рациональной отработки** Солотвинского месторождения каменной соли. — УкрНИИсоль-Артемовск, 1991. — 94 с.
7. **Кошелев К.В. и др.** Соляная промышленность Польской народной республики. — М.: ЦНИИТЭИПИЩЕПРОМ, 1969. — 31 с.
8. **Ещенко А.Н. и др.** Руководство по проектированию технологии машинной выемки каменной соли. — Артемовск: ВНИИсоль, 1990. — 156 с.

© Пырин С.Н., 2005

УДК 622.27:338.988

СЕЛЕЗНЕВ И.Н., ЛИЗУНОВА М.Ю., ГРЫШКО Л.В. (ДонНТУ)

ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ЗАКРЫТИЯ И ЛИКВИДАЦИИ НЕПЕРСПЕКТИВНЫХ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Приведен анализ и выявлены недостатки методологии и практики подготовки, принятия и реализации решений о закрытии неэффективных угледобывающих предприятий в рамках реструктуризации отрасли. Предложен организационный механизм формирования комплексной стратегии общеотраслевых ликвидационных процессов.

Реструктуризация угольной промышленности является важной составляющей всего процесса реформирования стратегической для национальной экономики Украины угольной отрасли, направленного на обеспечение энергетической безопасности государства, на содействие эффективному развитию металлургического комплекса [1].

Государственная политика в части угольной отрасли характеризуется первоочередной поддержкой развития базовых, прибыльных шахт — флагманов отрасли, и закрытием значительного количества убыточных и неперспективных с точки зрения оставшихся запасов и состояния шахтного фонда угледобы-

вающих предприятий [2]. Процессы ликвидации шахт, как показывает мировая практика и почти десятилетний опыт нашего государства, протекают достаточно сложно и находятся под воздействием многофакторных, разнонаправленных сил. С одной стороны государство, при массовом закрытии шахт, сталкивается с необходимостью решения многих социально-экономических, экологических проблем, с потерей производственных мощностей по добыче стратегически важного энергетического сырья. С другой стороны, государство не в состоянии содержать убыточные предприятия отрасли, обеспечивать их финансирование на достаточном для эффективного развития уров-

не. Значительная часть предприятий закрывается по причине недостаточности ресурсов деятельности в прошлом и в настоящее время.

Анализ практики принятия решения о закрытии того или иного угледобывающего предприятия, практики проектирования и организации подготовительного периода и периода ожидания, организации непосредственно физической ликвидации неперспективных шахт, позволил выявить большой круг организационных, нормативно-правовых, экономических, социальных и других проблем, требующих безотлагательного решения [2]. Сложность принимаемых решений и их значимость для будущего отрасли, отсутствие однозначной, эффективной нормативно-правовой базы, постоянное недофинансирование и ряд других факторов не позволяют эффективно организовать ликвидационные процессы в рамках реструктуризации отрасли.

Многими исследователями отмечается неэффективность существующих методов и способов разработки, принятия и реализации решений о ликвидации угледобывающих предприятий; отсутствие единого однозначного критерия отнесения угледобывающих предприятий к группе подлежащих ликвидации; неэффективность планирования выполнения всего комплекса мероприятий по закрытию шахт; неэффективность разработки региональных и отраслевых в целом, годовых, исходя из возможностей бюджета страны, ликвидационных план-графиков работ [2,3,4].

Разработка комплексного подхода к организации планирования и регулирования в целом ликвидационных процессов при масштабной реструктуризации угольной отрасли должно основываться:

— на анализе существующей методологии и практики подготовки, принятия и реализации решений о ликвидации угледобывающих предприятий, на выявлении и устранении недостатков данной методологии и практики;

— на учете отраслевых особенностей, влияющих на эффективность ликвидационных процессов;

— на формировании новых подходов к данному процессу, адаптивных к современным условиям хозяйствования, к быстро меняющимся условиям внешней и внутренней среды, к постоянной ограниченности финансовых и

других ресурсов для реализации ликвидационных программ;

— на повышении гибкости, многовариантности разработки годовых ликвидационных план-графиков выполнения работ и программ на более длительную перспективу.

Необходимо отметить, что в настоящее время процесс подготовки, принятия и реализации решений о ликвидации неперспективных угледобывающих предприятий регламентируется отдельными положениями многих Законов и нормативно-правовых актов, таких как Горный Закон Украины, Закон «О предприятиях в Украине», Кодекс «О недрах», Закон «О собственности», Указ Президента Украины «О структурной перестройке угольной промышленности» и других. Эти документы позволяют решать некоторый перечень проблем организации и планирования ликвидационных процессов, но далеко не все и не полностью [2].

Политика государства в части неперспективного на сегодняшний день шахтного фонда, заключается, прежде всего, в определении в принципе перспектив каждого предприятия: поддерживать его, выделять средства на его сохранение с возможностью развития в будущем, на его реконструкцию и капитальное строительство, или подготавливать предприятие к ликвидации добывая готовые к выемке запасы.

Согласно Постановления КМУ № 1733 «Порядок визначення та надання державної підтримки вугледобувним підприємствам» от 27.12.01 г. ежегодно отраслевая комиссия на основании оценки результатов деятельности предприятий, анализа существующего производственного потенциала, оценки технического состояния основных фондов, по представленным бизнес-планам развития горных работ и по ряду других факторов условно распределяет весь шахтный фонд на три группы. К третьей группе относят предприятия, которые должны быть подготовлены к закрытию в будущем в связи с отработкой запасов, и которые имеют кондиционные запасы угля, но их реконструкция и дальнейшая работа экономически нецелесообразна.

Последовательность шагов по подготовке, принятию и реализации решений о закрытии предприятия, вошедшего в 3 группу, определена «Порядком ликвидации убыточных угледобывающих предприятий Минтопэнерго...», утвержденным Постановлением КМУ №1164 от

29.06.99г. Реализация данного «Порядка...» на практике заключается в следующем:

1. Отнесение предприятия к третьей группе предопределяет: остановку в перспективе горных работ по добыче полезного ископаемого, если такие еще ведутся, финансирование его деятельности до закрытия по «Смете содержания» в соответствии с Постановлением КМУ №223 «Про затвердження порядку фінансування вугледобувних підприємств» от 28.02.02г. Предполагает возможность подготовки самим предприятием или вышестоящим звеном управления материалов Технических Советов различного уровня, иницилирующих процесс закрытия данного предприятия, как субъекта хозяйствования.

2. На основании рассмотрения представленных материалов Технических Советов различного уровня, МТЭУ принимает решение о выдаче профильному проектному учреждению Технического Задания (ТЗ) на разработку технико-экономического обоснования (ТЭО) нецелесообразности дальнейшей работы рассматриваемого предприятия. ТЭО не разрабатывается при отсутствии у предприятия промышленных запасов для работы более 3 лет.

3. Разрабатывается ТЭО нецелесообразности дальнейшей работы шахты — заказчиком выступает среднее звено управления отрасли - ГП, ПО, ГХК, преобразованные в настоящее время в региональные угольные коксовые и энергетические компании. По результатам рассмотрения ТЭО Кабинет Министров принимает Постановление о закрытии предприятия и дает задание на разработку Проекта ликвидации. ТЭО представляет собой сравнение двух сценариев развития — дальнейшая работа предприятия или его ликвидация. При разработке ТЭО и самого Проекта ликвидации, особенно в части определения финансово-экономических показателей, используются устаревшие методики. Так экономическая часть ТЭО разрабатывается на основании устаревшей «Инструкции...» 1988г. [5]. В ней нет расчета целого ряда финансово-экономических показателей, их сравнения с региональными и среднеотраслевыми, что позволило бы более взвешенно принимать то или иное решение. Нет анализа возможной динамики глубины убыточности, анализа возможного радикального изменения в будущем состояния шахтного фонда, как правило сильно изношенного и находящегося в предаварийном

состоянии, анализа возможного развития других негативных тенденций и мер по их предотвращению. Само название «ТЭО нецелесообразности дальнейшей работы предприятия» говорит о предрешенности выносимого по его рассмотрению решения. Практически по всем шахтам, по которым разрабатывалось ТЭО, принято решение о их ликвидации. Порой ликвидация предприятия очевидна. Здесь вообще разработка ТЭО носит формальный характер. Затраченное время и средства на его разработку, согласование и рассмотрение негативно сказываются на эффективности ликвидационного процесса.

4. На основании положений ТЭО разрабатывается Проект ликвидации — заказчик среднее звено управления отрасли и специализированные ГП «Донуглереструктуризация», «Луганскуглереструктуризация», «Укрторфреструктуризация» (ранее УГКР — Государственная компания «Укругле-реструктуризация»).

ТЭО и сам Проект ликвидации разрабатывается в соответствии с отраслевым «Стандартом...» [6], который не прошел согласования с рядом профильных министерств и ведомств, что позволяет завышать сметную стоимость выполняемых работ. В ТЭО и Проекте ликвидации рассматриваются проблемы и разрабатываются решения:

— по типу ликвидации (затопление или послеликвидационное содержание в водоотливного комплекса);

— по физической ликвидации выходов выработок на дневную поверхность, по разборке зданий и сооружений на дневной поверхности и другим технологическим аспектам;

— по обеспечению деятельности основных технологических служб в подготовительный период, в период ожидания и в период непосредственно физической ликвидации;

— по обеспечению экологической безопасности;

— по преодолению негативных социально-экономических последствий.

5. После экспертизы, согласования и утверждения в установленном порядке Проекта ликвидации, по его основным техническим решениям разрабатывается рабочая документация, рабочие проекты. Заказчиком выступают ранее указанные специализированные ГП. Принимаются соответствующие распоряжения о закрытии предприятия и его ликвидации по утвер-

жденному Проекту ликвидации, регламентируются все направления ликвидационного процесса.

6. На основании Постановления КМУ о ликвидации предприятия, не менее чем за год до планируемого по проекту начала работ, МТЭ соответствующим Указом, создает ликвидационную комиссию, определяет мероприятия по подготовке к ликвидации предприятия, продолжительность их выполнения.

7. Ликвидационная комиссия готовит к «обнулению» разделительный баланс, утверждает его в МТЭУ и Минфине, определяет исполнителя работ (как правило, специализированные ГП) и, на конкурсной основе, основных подрядчиков.

Комиссия определяет направления использования основных фондов предприятия: что должно быть передано местным органом самоуправления, в коммунальную собственность или реализовано, какой шахтный фонд должен быть погашен в подготовительный период, что должно быть передано специализированным ГП для окончательной ликвидации или может быть использовано при выполнении работ по физической ликвидации. Назначаются уполномоченные лица по надзору за работой администрации шахты по подготовке предприятия к закрытию.

8. Непосредственно физическая ликвидация, определение правопреемников по всем аспектам послеликвидационного содержания, передача объектов для последующей эксплуатации, организация контроля за экологической средой, преодоление негативных социально-экономических последствий.

9. Датой юридической ликвидации горного предприятия считается дата утверждения в МТЭУ актов приема работ по всем направлениям: физическая ликвидация, преодоление негативных социально-экономических последствий, снижение техногенной нагрузки на окружающую среду, определение правопреемников.

Ежегодно к третьей группе относятся до 30%, а в депрессивных районах, таких как Торез, Снежное и других, — до 70% всего шахтного фонда. Перечень данных предприятий определен в вышеуказанном «Порядке...» утвержденным постановлением КМУ №1164 от 29.06.1999г., и постоянно пополняется новыми предприятиями, по которым приняты соответствующие решения МТЭУ и КМУ. Учитывая ограниченность государственного бюджета,

значимость отрасли в обеспечении энергетической независимости страны, учитывая необходимость выполнения значительных объемов работ и решения многих социально-экономических проблем и, прежде всего, проблем трудоустройства увольняемых при ликвидации горняков, одновременно подготавливать к ликвидации, тем более ликвидировать все предприятия третьей группы не представляется возможным.

В этой связи является важной проблема определения последовательности, очередности закрытия шахт, вошедших в перечень подлежащих ликвидации, определения оптимальных сроков остановки горных работ по добыче полезного ископаемого на каждом предприятии и начала работ по физической ликвидации. Учитывая устойчивую тенденцию недофинансирования, составление региональных и общепромышленных, годовых, ликвидационных план-графиков работ должно основываться на принципах многовариантности, гибкости планирования, исходя из анализа возможных сценариев развития ликвидационных процессов в рамках всей отрасли в зависимости от выделяемых на эти цели бюджетных средств. Необходима оценка перспектив каждого варианта годового общепромышленного план-графика работ на более длительную перспективу.

Организация и планирование ликвидационных процессов в недостаточной степени учитывают специфику угледобычи, существенно отличающую ее от других производств и заключающуюся в неравномерном во времени, порой непредсказуемом изменении эксплуатационного состояния шахтного фонда и темпов его физического износа. Это определено значительной подверженностью технологического состояния основных фондов влиянию проявлениям различных природных опасностей, сопровождающих угледобычу. Практически на всех предприятиях, принятых к ликвидации, шахтный фонд находится в предаварийном состоянии. Горные выработки задавлены из-за отсутствия средств на их перекрепление. Значительная часть водоотливных установок, подъемных машин, вентиляторов главного проветривания, компрессорных установок и другого стационарного оборудования эксплуатируется два и более нормативных срока [4]. Поэтому важным для предупреждения развития негативных процессов, ведущих к возникновению аварийных ситуаций, представляется диагностика

текущего состояния шахтного фонда, прогноз его возможного ухудшения и реализация мер по продлению срока безаварийного содержания шахты в предликвидационные периоды и при выполнении работ по ликвидации. Здесь, в рамках ограниченных ресурсов, предпочтение к первоочередному закрытию необходимо отдавать предприятию, на котором более велика вероятность возникновения внештатной, аварийной ситуации, хотя остальные показатели деятельности у него могут быть лучше, чем у других, потенциально безаварийных шахт.

Принятие Постановления КМУ о закрытии угледобывающего предприятия и разработка других решений, связанных с организацией его ликвидации, порой производится по устаревшим горно-геологическим, горно-техническим, финансово-экономическим и другим данным. Плюс изначальная недостоверность исходной информации, отсутствие прогноза динамики изменения состояния шахтного фонда к моменту его ликвидации, растягивание во времени выполнения работ ввиду недофинансирования, технологическая неподготовленность соседних шахт, и как следствие, длительные до 3 и более лет периоды ожидания, приводят, во-первых, к удорожанию работ, к необходимости в ряде случаев пересмотра решений Проектов ликвидации, их существенной корректировки в ходе выполнения работ в сторону увеличения их стоимости. Во-вторых — к возникновению аварийных ситуаций (затопление, загазирование, обрушение выработок и т.д.) непосредственно перед ликвидацией предприятия или в процессе ее осуществления. Затраты на выведение предприятия из внештатной, аварийной ситуации для завершения ликвидационных работ соизмеримы со сметной стоимостью всего Проекта физической ликвидации.

Затраты на содержание закрываемого предприятия в подготовительном периоде, в период ожидания и в процессе выполнения работ, составляет по данным УГДР в среднем до 60% от сметной стоимости физических работ по Проекту ликвидации, а по некоторым оценкам, в случае сухой ликвидации или консервации шахты, достигает 80-95% всех затрат на работы по ликвидации [7,8]. Однако продолжительность этих периодов ввиду недофинансирования, а соответственно и данная статья затрат, на практике увеличиваются порой в два и более раза, что свидетельствует о нереальности, декларативном характере принимаемых планов.

Так, даже без увеличения сроков реализации, по Проекту ликвидации шахты №10-бис ГХК «Макеевуголь» при производственных затратах в 7,16 млн.грн. непосредственно на физические работы, затраты на содержание шахты были определены по Проекту в 8,05 млн. грн. ввиду необходимости предварительного расширения водоотлива на соседней шахте им. К.И. Поченкова для принятия водопритоков с закрываемого предприятия. Решение о закрытии шахты №10-бис, как и многих других, было принято не по показателям ее финансово-хозяйственной деятельности, а прежде всего, ввиду невозможности дальнейшего ведения горных работ по добыче полезного ископаемого без угрозы для жизни горняков. При этом на соседних шахтах не были выполнены мероприятия по защите их технологических процессов от негативного воздействия закрытия шахты №10-бис., что и предопределило продолжительность периода ожидания в 3 года. При эффективном планировании и своевременном финансировании работ этих затрат на содержание закрываемой шахты в подготовительном периоде можно было бы избежать. Здесь следует отметить отсутствие сколь либо эффективных организационно-технических мероприятий, позволяющих при отсутствии финансирования приостановить ликвидационный процесс с минимальным увеличением затрат на содержание шахты и негативным воздействием на окружающую среду до возобновления работ по ликвидации.

При отсутствии однозначной нормативно-правовой и методологической базы велик субъективный фактор при принятии решений. Порой закрываются не самые худшие предприятия, а затраты на ликвидацию и послеликвидационное содержание превышают затраты на обеспечение дальнейшей работы шахты [4]. Принимаются решения о введении предприятия в 3-ю группу подготавливаемых к ликвидации, однако в дальнейшем эти решения признаются ошибочными и шахты продолжают работать. Здесь характерен пример шахты им. М.И. Калинина ГП «Донецкуголь», которая была отнесена в 1998 году к разряду неперспективных и подлежащих ликвидации. Однако в дальнейшем, после реализации ряда антикризисных мероприятий, данное предприятие и в настоящее время работает с достаточно удовлетворительными показателями.

О преждевременности принятия решения о закрытии ряда шахт свидетельствует и тот

факт, что частный капитал проявляет интерес к возможности дальнейшей работы по добыче полезного ископаемого на основных фондах ликвидируемых предприятий. Так в 2001 году, на стадии разработки Технического задания на выполнение Проекта ликвидации шахты «Шахтерская» ГХК «Шахтерскантрацит», в МТЭУ обратился частный инвестор с просьбой учесть в Проекте ликвидации возможность сохранения существующего горного хозяйства шахтоучастка 1-6 принятой к ликвидации шахты «Шахтерской» и передачи инвестору данного участка в установленном действующим законодательством порядке с целью доработки остающихся после ликвидации 3,7 млн. тн. балансовых запасов. Своевременное привлечение частных инвестиций, пусть даже на неэффективных для угледобывающего предприятия условиях, позволило бы сохранить шахту «Шахтерская», не дать развиться тем негативным тенденциям, приведшим к принятию решения о ликвидации при наличии кондиционных запасов.

Зачастую на реконструкцию, развитие предприятий, по которым в дальнейшем приняты решения о их закрытии, необоснованно выделялись значительные средства на их модернизацию и на создание новых производственных мощностей. При ликвидации эти объекты оказались невостребованными, а средства — просто выброшенными на ветер. Здесь характерен пример шахты №9 «Капитальная» ПО «Донецкуголь», которая не входила в перечень шахт, подготавливаемых к ликвидации. Наоборот, для обеспечения ее гидробезопасности была произведена дорогостоящая модернизация общешахтного водоотлива для приема водопритоков с ликвидируемых соседних шахт №6 «Красная Звезда» и им. газеты «Правда». Однако коллектив шахты №9 «Капитальная» был настроен на прекращение эксплуатационных работ, на закрытие предприятия, предполагающее погашение задолженности по заработной плате и другим выплатам за счет выделяемых на ликвидацию бюджетных средств. В результате шахта была закрыта, а долги, составившие на момент закрытия более 9 млн. грн., до настоящего времени работникам ликвидированной шахты так и не выплачены в полном объеме. Данные негативные тенденции отмечены на таких предприятиях как ш. им. К.И. Поченкова, ш. №12 «Наклонная», ш. «Бутовка — Донецкая».

Существует и противоположная тенденция, когда необходимость ликвидации предприятия практически по всем факторам очевидна. Однако государство длительное время затягивает принятие данного решения, что также приводит к неоправданным затратам. Здесь характерен пример шахты «Мушкетовская» ПО «Донецкуголь», горные работы по добыче полезного ископаемого на которой не ведутся с 1998 года, а решение о ее ликвидации принято только в 2003 году.

Несовершенство механизма планирования расходов на добычу угля, отсутствие четких требований к методике планирования других показателей деятельности угледобывающих предприятий и критериев их оценки, предопределили тот факт, что к настоящему времени нет единого, целостного подхода к критерию или показателям, по которым можно отнести шахту к группе подлежащих ликвидации и, главное, определить в рамках региона и отрасли в целом оптимальную очередность закрытия принятых к ликвидации предприятий, сосредоточить ограниченные ресурсы на наиболее важных направлениях.

Необходимо признать, что во многом настоящее кризисное состояние подавляющего большинства угледобывающих предприятий определено не выделением государством, как основным собственником отрасли, достаточных средств на развитие шахтного фонда и его подерживание в удовлетворительном состоянии. В результате недофинансирования произошли порой необратимые негативные технологические изменения в горном хозяйстве ряда шахт, реконструкция которых в настоящее время стала нецелесообразной и данные предприятия отнесены к категории подлежащих ликвидации при наличии у них кондиционных запасов. Яркий пример здесь шахта «Бутовка — Донецкая». В этой связи ликвидационные процессы необходимо рассматривать как элемент всей системы проводимой государством политики в части угольной отрасли, а планирование и организацию ликвидационных процессов — как часть системы планирования развития отрасли в целом в рамках выделяемых угольщикам бюджетных средств.

Формирование целостного, общепромышленного, системного подхода к организации исследуемого процесса, должно основываться на построении и анализе возможных сценариев про-

текания общеотраслевых ликвидационных процессов на длительную перспективу, адаптивных к быстро меняющимся условиям внутренней и внешней среды, к хроническому недофинансированию ликвидационных программ.

Данный подход на практике может быть реализован в виде формирования при Государственном департаменте угольной промышленности МТЭУ постоянно действующей межведомственной комиссии, в состав которой помимо угольщиков должны войти представители других ведомств, научно-исследовательских институтов, местных органов власти, профсоюзов, природоохранных организаций, представители частного капитала и других учреждений, заинтересованных в эффективности проведения ликвидационных процессов в отрасли. Возможна реализация комплексного подхода к решению проблем ликвидации не перспективного шахтного фонда на базе и за счет расширения функций, задач и целей деятельности уже существующих структур. Например, на базе созданного в 2000г. по инициативе УГКР технико-экономического Совета (ТЭС), первоначальной задачей которого было совершенствование разработки и реализации проектов ликвидации шахт, использование мирового опыта в этом направлении.

Основной задачей деятельности данной комиссии является регулирование ликвидационных процессов в рамках масштабной реструктуризации отрасли и, прежде всего, разработка рекомендации по составлению годовых, исходя из возможностей государственного бюджета, ликвидационных план-графиков работ, с их проработкой на более длительную перспективу по каждому предприятию, в рамках региона и отрасли в целом. Формирование и оценка ликвидационных программ должно охватывать весь комплекс решаемых проблем: непосредственно физическая ликвидация, подготовка окружающей среды, преодоление негативных социально-экономических последствий, природоохранные мероприятия.

Основной целью деятельности данной комиссии является обеспечение минимизации затрат на ликвидацию предприятий отрасли с максимальным учетом и гармонизацией при этом интересов и приоритетов государства, регионов, территорий, трудовых коллективов, частного капитала.

Основным результатом деятельности данной комиссии является предварительная оцен-

ка, в зависимости от выделяемых ресурсов, возможных сценариев развития ликвидационных процессов в рамках региона и всей угольной отрасли, мониторинг и анализ результатов реализации на практике принятых на основании рекомендаций комиссии ликвидационных план-графиков работ.

Для решения указанных задач и достижения поставленной цели в рамках деятельности комиссии должно выполняться:

— мониторинг деятельности принятых к ликвидации угледобывающих предприятий, выполнение предликвидационных мероприятий на заключительном этапе этой деятельности перед остановкой горных работ по добыче полезного ископаемого и закрытием предприятия;

— анализ финансово-хозяйственных показателей деятельности угледобывающих предприятий и параметров состояния шахтного фонда, оценка возможной динамики их ухудшения на предприятиях, вошедших в третью группу подготавливаемых к ликвидации;

— анализ риска развития аварийной, внештатной ситуации на предприятии в предликвидационные периоды и разработка мер по ее предотвращению;

— прогнозирование ситуации, требующей внеплановой ликвидации предприятия для предупреждения развития техногенной аварии;

— оценка технологической и иной подготовленности соседних шахт к ликвидации рассматриваемого предприятия, разработка мероприятий по обеспечению этой подготовленности;

— предварительная, укрупненная проработка возможных решений Проектов ликвидации шахт и их оценка;

— установление оптимальной очередности закрытия принятых к ликвидации шахт, оптимальных сроков остановки горных работ по добыче и начала физической ликвидации по каждому предприятию;

— формирование региональных и отраслевых в целом план-графиков ликвидационных работ;

— учитывая граничность запасов полезного ископаемого на угледобывающем предприятии, отслеживание перспектив каждого из них с позиции его неизбежного закрытия если не в ближайшей перспективе, то в будущем, после полной отработки запасов.

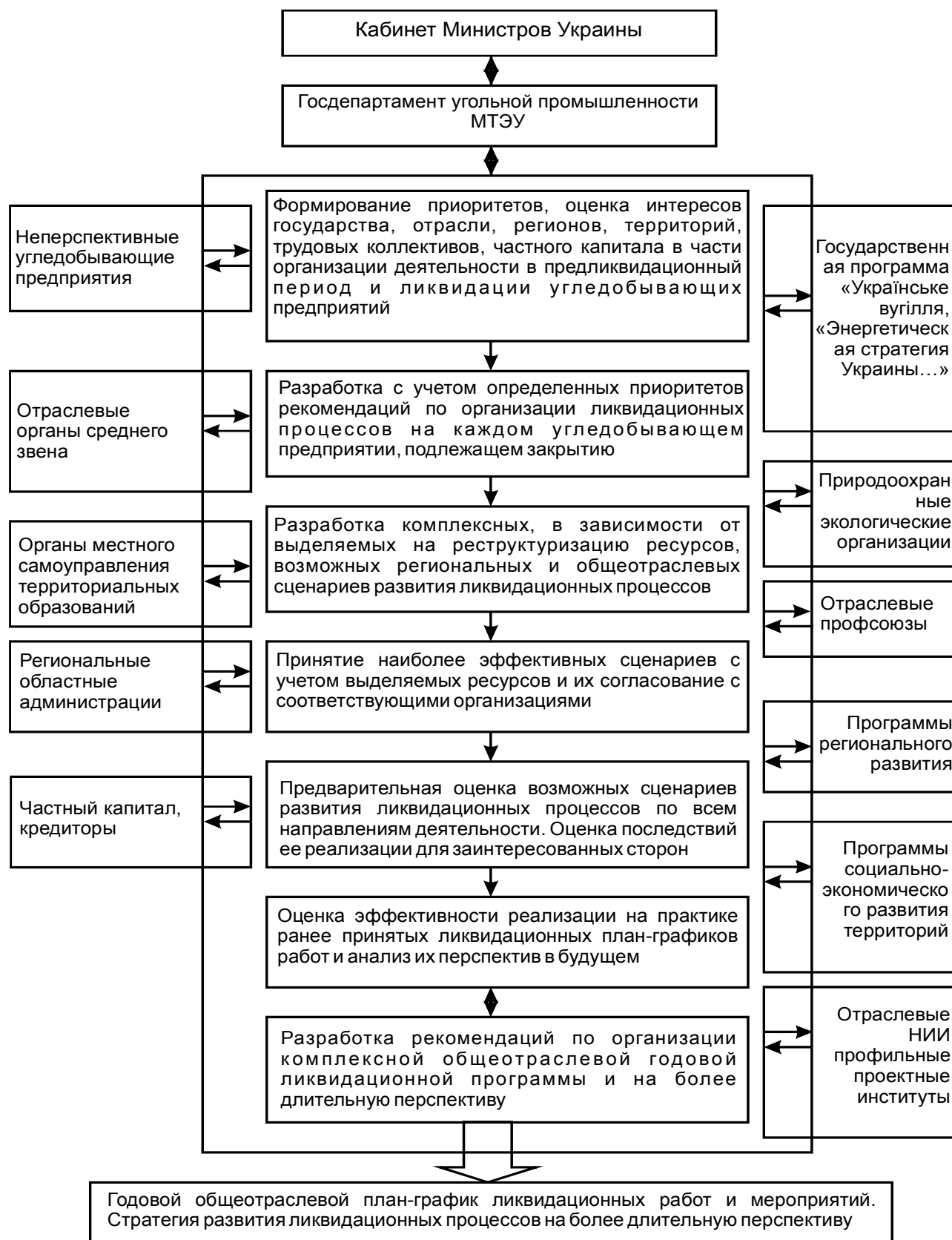


Рис.1. Организационный механизм формирования общепромышленных годовых ликвидационных программ и на более длительную перспективу

На рис. 1 представлен организационный механизм деятельности данной Комиссии по формированию стратегии развития общеотраслевых ликвидационных процессов с указанием входящих в него элементов и схемой их взаимодействия, основанной на перекрестном обмене информации, выдаче рекомендаций уполномоченным органам, информировании о принятых решениях этими органами. Данный механизм основан на принципах партнерства участников реструктуризации и всех заинтересованных сторон, что особенно важно с точки зрения гармонизации мероприятий по преодолению негативных социально-экономических последствий закрытия шахт с программами и планами развития территориальных образований где закрываемая шахта является градообразующим предприятием [9].

Таким образом формирование организационного механизма разработки общеотраслевых план-графиков ликвидационных работ, совершенствование существующей теоретико-методической и нормативно - правовой базы, разработка практических рекомендаций по эффективному регулированию процесса закрытия нерентабельных шахт и разрезов, формирование комплексного, системного подхода к организации этого процесса в рамках региона и отрасли в целом, должно во многом основываться:

— на минимизации суммарных затрат на физическую ликвидацию, на содержание закрываемых предприятий в подготовительном перио-

де и в периоде ожидания, в процессе ликвидации и в послеликвидационном периоде;

— на своевременном выполнении мероприятий по защите технологических процессов на соседних предприятиях от последствий ликвидации каждой шахты;

— на учете в отраслевых планах ликвидации возможности в будущем возобновления горных работ на закрываемой шахте по доработке оставшихся запасов, если такие еще имеются — возможности консервации горного хозяйства шахты;

— на комплексном решении совместно с органами местного самоуправления проблем по преодолению социально-экономических последствий, возникающих в связи с ликвидацией предприятия, и, прежде всего, проблем трудоустройства населения;

— на эффективном использовании выделяемых средств на ликвидацию предприятий, гораздо меньших по представлению МТЭУ, путем их концентрации на наиболее важных направлениях, а не их распылению по многим ликвидируемым шахтам.

Важным на современном этапе является совершенствование нормативно-правовой базы, подготовка и принятие единого документа, однозначно и в комплексе регламентирующего планирование, организацию и реализацию всех ликвидационных мероприятий в рамках МТЭУ, и позволяющего взвешенно подойти к выбору предприятий, подлежащих ликвидации.

Библиографический список

1. Програма «Українське вугілля»: Постанова Кабінету Міністрів України від 19 вересня 2001р. №1205
2. «Опыт ликвидации неперспективных угольных предприятий в Украине, Российской Федерации, республике Казахстан» / (Сборник докладов международных семинаров по вопросам реструктуризации угольной промышленности) / Под общ. ред. Ермакова В.Н. — Донецк, 2002г. — 120с.
3. В.И.Логвиненко, А.И.Амоша, С.В.Янко. Актуальные проблемы привлечения инвестиций в угольную промышленность // Економіка промисловості, 2002г. — №4(18) — С. 80-85.
4. Півняк Г.Г., Бондаренко В.І., Голінько В.І. та інші Проблеми сталого розвитку і безпечної експлуатації вугільних шахт України// Уголь Украины, февраль 2003г. — С.3-6.
5. Инструкция по составлению технико-экономической части проектов угольных и сланцевых шахт. М., 1988г. — 77с.
6. КД 12.12.001-98. Проект ликвидации угольных шахт. Стандарт.-К., 1998. — 179с.
7. Семенов А. П., Ермаков В. Н., Петренко С. Я., Рыбалко В. А. Влияние фактора времени на затраты по физической ликвидации шахт. // Уголь Украины, 2002г. — №2-3. — С.25-28.
8. Ворхлик И.Г., Стрельников В.И., Ярембаш И.Ф. Технология закрытия (ликвидации) угольных шахт. — Донецк, Норд-Пресс, 2004 — 238с.
9. Лукьянченко А. А., Ермаков В. Н., Денисов Ю. Д. Взаимодействие территориальных и отраслевых органов управления в процессе реструктуризации. // Уголь Украины, 2003 — №4. — С.29-34.

© Селезнев И.Н., Лизунова М.Ю., Грышко Л.В., 2005

УДК 338.33(477)

МИНЬКОВСКАЯ М.В. (ДонНТУ)

ИНФОРМАЦИОННАЯ СОСТАВЛЯЮЩАЯ В МЕХАНИЗМЕ ЭФФЕКТИВНОЙ СТРАТЕГИИ ДИВЕРСИФИКАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ

Обоснована необходимость определения эффективности диверсификационных процессов с информационной точки зрения в системе управления предприятиями.

Выбор и экономическое обоснование стратегии поведения в современных условиях производственно-хозяйственной системы не обходится без рассмотрения вопросов, связанных с диверсификацией производства, поэтому, [1,2,3,4,5,6] необходимо тщательно изучать возможные последствия её проведения, результаты влияния на структурные звенья сверхсложной открытой социально-экономической системы, которой является производственной предприятие. Изучение данной проблемы показывает, что наибольшие сложности имеют место при выполнении экономической оценки производственной и тесно связанной с нею продуктовой диверсификации. И хотя методически решение этой задачи состоит в определении в заданной области маневрирования ресурсами таких значений уровня, глубины и структуры диверсификации, при которых некоторая обобщающая целевая функция достигала бы своего экстремума, — многие же методологические вопросы практического её решения остаются пока ещё недостаточно разработанными. Конечной целью диверсификации производства является достижение высокой экономической эффективности и финансовой стабильности деятельности предприятия. Диверсификацию производства можно рассматривать как форму организационно-технического, преимущественно экстенсивного расширения производства: рост численности одновременно функционирующих рабочих мест, технологического оборудования, производственных бригад и участков; расширение ассортимента производимых услуг и продукции, увеличение числа рынков сбыта. Такое «распараллеливание» во времени и пространстве технологических цепочек, материальных, энергетических и информационных потоков является своеобразной формой резервирования (страхования) и направлено, прежде всего, на повышение технологической, эксплуатационной, коммерческо-сбытовой и

финансовой надежности функционирования системы. Вместе с тем, диверсификация сопровождается рядом нежелательных, но неизбежных эффектов. Во-первых, при расширении производства (как экстенсивном, так и интенсивном) усиливаются отрицательные проявления реально существующих пространственно-временных, технических, технологических, организационных и других видов ограничений. Во-вторых, усложняется информационная подсистема управляемого объекта.

Увеличение общего количества и интенсивности информационных потоков неизбежно усложняет процессы своевременной выработки и принятия управленческих решений, что сказывается, как правило, на ухудшении экономических характеристик управляемого объекта.

Предприятие является сложной динамической системой, элементы которой взаимосвязаны, функционируют совместно, балансируются и взаиморегулируются. Среди множества связей первостепенное значение занимают информационные связи. Характерной же особенностью информации является её полезность для потребителя. Именно это потребительное свойство (потребительная ценность) отличает информацию от данных (сведений) вообще. Последние преобразуются в информацию только в момент их использования. Поэтому сведения становятся информативными, когда они релевантны, достоверны и уменьшают неопределённость состояния исследуемого объекта или процесса. Любой материальный объект обладает множеством признаков - свойств, проявляющихся во взаимодействии с множеством других объектов окружающей среды. Изменение его количественных или качественных характеристик изменяет существующие или порождает новые свойства. Как источник информации такой объект представляет собой (на выходе) многоканальную информационную систему. Перемещаясь по многим

каналам связи от источника к потребителю, информация претерпевает ряд промежуточных преобразований, подвергается искажению и частично теряется.

В информационном контексте увеличение энтропии означает возрастание разнообразия системы, которое связывают с понятием количества информации, приходящееся на единицу сообщения. Это понятие, взятое из теории связи, не затрагивает ни смысла, ни важности передаваемой информации, а отражает количест-

венно лишь статистическую неопределённость сообщения.

Допустим, рассмотрим диверсификацию производства — расширение технологических линий на производственном участке путем добавления преобразующего звена (2) (параметры внутреннего состояния системы). Определим количественную оценку диверсификации производственного участка в некоторой технологической цепи предприятия, представленного на рис.1.

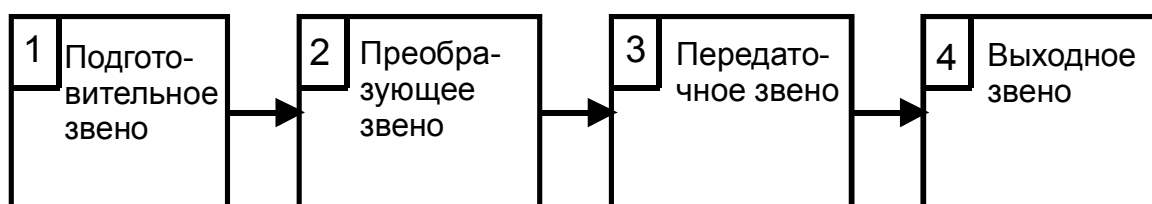


Рис.1. Упрощенная схема технологической цепи предприятия

Пусть вначале участок оснащен одной технологической линией ($n=1$), возможные состояния которой $S(s_1, \dots, s_j, \dots, s_m)$. Так как это означает единичное состояния системы (достоверное событие), то разнообразие системы количественно будет оценено нулевым значением энтропии (H):

$$H = \text{Log}_2 n = \text{Log}_2 1 = 0 \quad (1)$$

Следовательно, диверсификация в этом случае просто отсутствует. Выполним диверсификацию производства, добавив к существующей технологической линии (не оговаривая на этом этапе анализа целей расширения производственного участка) ещё одну такую же линию. В этом случае уже появляется возможность альтернативного выбора. И если выбор каждого элемента такого информационного источника был бы равновероятен, то само счетное количество его элементов (n) служило бы оценкой общего количества информации, содержащейся в сообщении единичной длины. Неопределённость же выбора элемента из n , иначе его энтропия, была бы при этом максимальной. Поэтому назовём эту величину предельным уровнем диверсификации (HD_n), численное значение которого зависит только от n и определяется по той же формуле, что и энтропия при равновероятных ($p=1/n$) исходах:

$$HD_n = \text{Log}_2 n. \quad (2)$$

Вторым количественным параметром диверсификации является численная характеристика структуры выходного потока производственного подразделения, в пределах которого непосредственно осуществляются диверсификационные процессы, то есть доли g_i , ($i=1 \dots n$), пропорционально которым перераспределяется производственный эффект (производительность, нагрузка) участка между этими линиями. И чем в большей степени отличаются доли g_i друг от друга, тем более определённой (менее разнообразной) становится система. Пусть эта количественная мера неопределённости называется структурным уровнем диверсификации (HD_g):

$$HD_g = \sum_{i=1}^n g_i \text{Log}_2 1/g_i. \quad (3)$$

Тогда количественные соотношения между рассмотренными показателями распределяются таким образом: 1) $n=2$; $g_1=g_2=1/n=0,5$ и 2) $n=2$; $g_1=0,2$; $g_2=0,8$. В первом случае имеет место равенство энтропий HD_n и HD_g , поскольку $\text{Log}_2 2=0,5(\text{Log}_2 1/0,5+\text{Log}_2 1/0,5)=1$. С увеличением n и сохранением равенства всех долей g_i возрастают численные значения той и другой энтропии при неизменности соотношения между ними. Во втором же случае при неизменной энтропии HD_n (т.е энтропии системы на входе) энтропия на выходе HD_g уменьшается ($HD_g=0,72$). Численно величина HD_g лежит в пределах от нуля до HD_n . Нижнее её

значение имеет место лишь тогда, когда все g_i нулевые, кроме одного, равного единице. Такое состояние технологической системы (в контексте рассматриваемого примера) может отражать лишь тот факт, что добавленная линия, увеличив энтропию на входе системы (поскольку возросло n), резко уменьшила разнообразие её исходов. Уменьшение же неопределённости состояний системы повышает управляемость последней, что свойственно процессам управления, происходящим в саморегулируемых системах. Однако из этого факта делать вывод о том, что нужно стремиться только к снижению энтропии, пока преждевременно.

В информационном плане производственный участок, где осуществляется процесс диверсификации, является исходным источником сообщений об этом процессе. И чем больше количество состояний, которые может принимать анализируемая производственная система, тем больше будет величина HD_g и, соответственно, тем больше можно извлечь информации из этих сообщений. Относительная характеристика этой возможности представляется

как своеобразный к.п.д., определяемый через соотношение двух ранее рассмотренных уровней диверсификации. Пусть этот показатель именуется как энтропийный индекс диверсификации производства (ID), о котором упоминалось ранее в литературе [1], но является отличным по своему смыслу:

$$ID = HD_g / HD_n. \quad (4)$$

Посредством данной величины можно количественно оценивать относительное уменьшение неопределённости (δH) и, собственно, долю информации, содержащейся в сообщении о системе:

$$\delta H = 1 - ID. \quad (5)$$

Рассчитанные для условного примера и приведенные в таблице 1 значения рассмотренных показателей свидетельствуют о том, что степень диверсификации, оцениваемая по энтропийному индексу, зависит, прежде всего, от структурных соотношений между элементами системы.

Табл. 1. Расчетные значения показателей диверсификации

Показатель	$n=2$		$n=4$	
	$g_{1,2}=0,5$	$g_1=0,2; g_2=0,8$	$G_{1,2,3,4}=0,25$	$g_{1,2}=0,1; g_{3,4}=0,4$
HD_n	1,00	1,00	2,00	2,00
HD_g	1,00	0,72	2,00	1,72
ID	1,00	0,72	1,00	0,86
δH	0,00	0,28	0,00	0,14

Для характеристики структуры системы необходимо знать величины g_i , трактуемые как доли, удельные веса. Отметим, что можно «сконструировать» множество подобных соотношений, опираясь на вполне объективные предпосылки, поскольку последствия диверсификации неоднозначны, даже если она осуществляется лишь в отдельном производственном звене. Поэтому при анализе конкретного направления влияния диверсификации взвешивающими параметрами приведенных формул могут быть продуктовые, энергетические, временные, трудозатратные, потоковые (динамические и статические) и ряд иных соотношений между однородными показателями

системы, требующими, в свою очередь, дополнительной дифференциации по каким-либо признакам.

Представляет сложность также и определение вероятностных состояний $S(s_1, \dots, s_j, \dots, s_m)$, требующее обязательного учета типа событий при вычислении вероятностей. Без досконального знания технологических и экономических процессов, а также основ теории вероятностей, сложно говорить о событиях как зависимых или независимых, совместных либо несовместных. Эти обстоятельства и обуславливают необходимость дальнейшего исследования процесса диверсификации производства в различных ее аспектах. Рассмотрим общие

подходы к информационной оценке тех или иных последствий производственной диверсификации (диверсификации производства).

Поскольку добавление к функционирующему производственному объекту аналогичного по своему назначению объекта (параллельная работа) вносит изменения в пространственно-временные характеристики материальных и информационных потоков, то можно рассматривать бесконечное множество состояний, порождаемых одним и тем же физическим объектом. Вместе с тем сама практика и цели проводимой диверсификации подсказывают место и время возникновения вероятностных ситуаций, для описания которых целесообразно использование предлагаемых энтропийных показателей [7,8,9,10,11,12,13,14].

Качество любого изделия характеризуется множеством признаков, допустимые границы значений которых лимитируются теми или иными условиями. Выход за эти границы снижает потребительную ценность изделия, либо вообще приводит к её полной потере. Поэтому у предприятия всегда существует риск того, что часть изготавливаемой им продукции будет забракована. Среди множества факторов, влияющих на качество изделия, первостепенная роль принадлежит технологии. Пусть событие S состоит в том, что произведенное на данной технологической линии изделие удовлетворяет качественным требованиям. Тогда

событие \bar{S} будет противоположным S и трактоваться как появление бракованного изделия. Поскольку эти события не совместны и образуют полную группу, то сумма вероятностей появления годного $P(S)$ и бракованного $P(\bar{S})$ изделий будет равна 1. Если, например, известна априорная вероятность изготовления бракованного изделия ($P(\bar{S})=0,1$), то вероятность появления противоположного события $P(S)$ будет равной 0,9. Неопределённость такого состояния (сообщения), оценённая энтропией, составляет 0,47 ($H=0,9\text{Log}_2 1/0,9+0,1\text{Log}_2 1/0,1$). Поскольку для двух равновероятных состояний ($P(\bar{S})=P(S)=0,5$) $H=1$, то сведения об указанных значениях вероятностей уменьшило абсолютную неопределённость на величину $\delta H = 1 - ID = 1 - 0,47 = 0,53$. Это же число в данном случае есть и относительное снижение неопределённости ($\delta H = 1 - 0,47/1$). Предположим теперь, что принято решение об увеличении производственной мощности технологического звена путём добавления ещё одной технологической линии того же производственного назначения, что и существующая линия. Для целей анализа вероятностных состояний построим графическую информационную модель, представленную на рис.2 в виде дерева вероятностей [10,11,12,13].

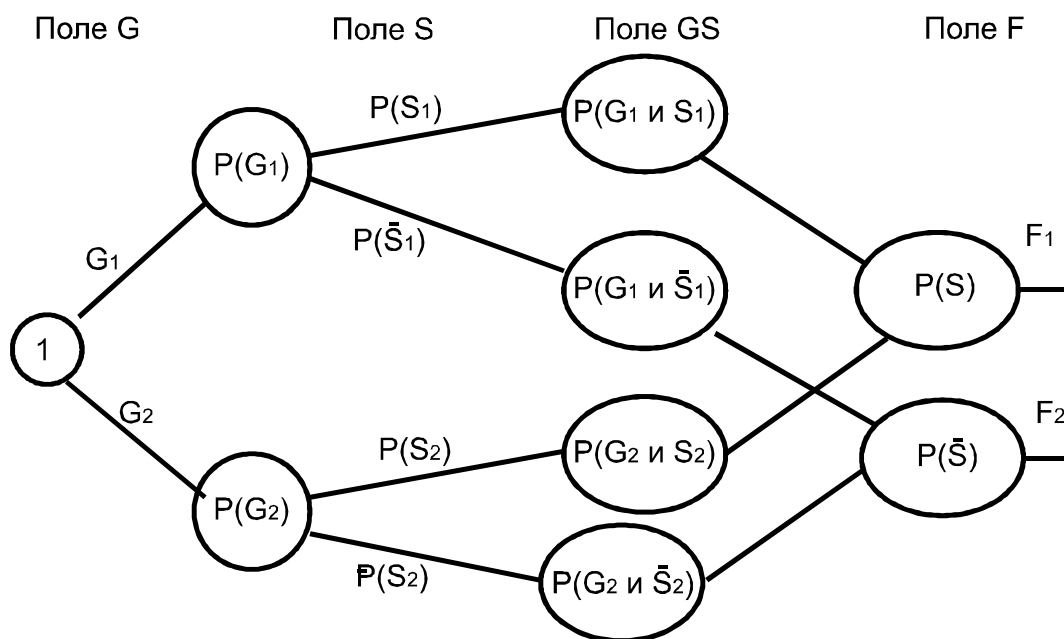


Рис.2. Вероятностная модель оценки выходного качества изделий

Здесь события поля G характеризуются вероятностями $P(G_i)$, определяемыми априорно как доля i -й технологической линии (g_i) в общем объёме изделий, производимых участком. Иначе, это вероятность того, что изделие изготовлено i -й линией. Следовательно, $P(G_i)=g_i$; $\sum P(G_i)=\sum g_i=1$; $i=1\dots n$.

Событие S_i (\bar{S}_i) состоит в том, что случайно отобранное изделие из партии, изготовленной на i -й линии, окажется годным (бракованным). Поле GS представлено событиями сложного испытания, вероятность совместного наступления которых определяется как произведение вероятностей независимых испытаний.

Так, например, в рассматриваемой модели $P(G_1, S_1)=P(S_1/G_1)P(G_1)$ есть вероятность того, что отобранное изделие оказалось годным ($P(S_1/G_1)$ — условная вероятность) и изготовленным первой технологической линией ($P(G_1)$ — вероятность наступления события

G_1). Поле $F(F_1, F_2)$ описывает выходные состояния всего технологического звена, состоящего из двух линий. Вероятность того, что наугад взятое изделие из общей партии окажется соответственно годным (событие F_1) либо бракованным (событие F_2) определим в соответствии с формулами полной вероятности: $P(S) = \sum_i^n P(S_i / G_i) \cdot P(G_i)$;

$$P(\bar{S}) = \sum_i^n P(\bar{S}_i / G_i) \cdot P(G_i). \quad (6)$$

Выполним численный анализ изменения информационного состояния рассмотренной системы, задаваясь несколькими вариантами сочетания условных исходных данных. Результаты расчётов приведены в табл. 2.

Табл. 2. Расчет вероятностей и энтропии полей событий, определяющих состояние качества изделий

Поля						
G	S		Композиция полей GS		F	
Вероятности						
g_i	$P(S_i/G_i)$	$P(\bar{S}_i/G_i)$	$P(S_i/G_i)P(G_i)$	$P(\bar{S}_i/G_i)P(G_i)$	$P(S)$	$P(\bar{S})$
Вариант А						
0,5	0,9	0,1	0,45	0,05	0,9	0,1
0,5	0,9	0,1	0,45	0,05		
Энтропия полей						
1,0	2×0,47=0,94		0,734+0,734=1,47		0,47	
Вариант Б						
0,8	0,9	0,1	0,72	0,08	0,9	0,1
0,2	0,9	0,1	0,18	0,02		
Энтропия полей						
0,72	2×0,47=0,94		0,63+0,56=1,19		0,47	
Вариант В						
0,8	0,95	0,05	0,76	0,04	0,94	0,06
0,2	0,90	0,10	0,18	0,02		
Энтропия полей						
0,72	0,29+0,47=0,76		0,49+0,55=1,04		0,32	

Пусть вторая технологическая линия имеет те же параметры качества, что и действующая, а общий объём производства участка распределён между ними поровну, т.е. $g_i=0,5$ (вариант А, табл. 2). Так как вероятность совмест-

$$H(GS) = -\sum_{i=1}^n [P(S_i/G_i)P(G_i)\text{Log}P(S_i/G_i)P(G_i)] + P(\bar{S}_i/G_i)P(G_i)\text{Log}P(\bar{S}_i/G_i)P(G_i)], \quad (7)$$

(в этой формуле и далее индекс, указывающий на основание логарифма, опущен; все вычисления выполнены для двоичного логарифма).

Энтропию поля F , то есть неопределённость на выходе рассматриваемой системы, можно вычислить несколькими способами при наличии данных, приведенных в таблице 2.

а) прямым расчетом с использованием формулы вида (5) и вероятностей событий $P(\bar{S})$ и $P(S)$:

$$H(F) = -[P(S)\text{Log}P(S) + P(\bar{S})\text{Log}P(\bar{S})] = 0,14 + 0,33 = 0,47;$$

б) как разность энтропий полей GS и G , поскольку в общем случае поле GS включает все события, которые могут встретиться как на входе (поле G), так и на выходе (поле F) передающего звена:

$$H(F) = H(GS) - H(G) = 1,47 - 1,0 = 0,47;$$

в) как среднее значение из энтропий (H_i) дискретного источника сообщений с конечным числом состояний [7, с.264] по выражению:

$$H = \sum_{i=1}^n g_i H_i. \quad (8)$$

Для условий рассматриваемого примера имеем два состояния (две линии), каждое из которых порождает по два несовместимых события с вероятностями их появления $P(S_i)=0,9$, $P(\bar{S}_i)=0,1$ и энтропией $H_1=H_2=0,47$. Тогда

$$H(F) = 0,5 \times 0,47 + 0,5 \times 0,47 = 0,47.$$

Таким образом, добавление линии с параметрами качества, подобными параметрам действующей линии (табл.2, вариант А), не привело к изменению информационного состояния выхода системы ($H(F)=H_i=0,47$). Действительно, соотношение между бракованными и годными изделиями участка не может поменяться только за счет перераспределения объёмов производства между линиями с одинаковыми характери-

ного появления совокупности состояний (поле GS) равна произведению вероятностей, одна из которых есть условная, то общая энтропия ансамбля определится по формуле Шеннона как условная энтропия [7, 12]:

стиками качества изделий. Расчёты, выполненные для варианта Б (табл.2), являются подтверждением сказанного.

Вариант В предполагает расширение производственного участка линией, обеспечивающей меньший (по сравнению с предыдущими вариантами) выход бракованных изделий. Полученные расчётные данные свидетельствуют о снижении на четыре пункта (10%-6%) вероятности того, что взятое из всей партии наугад изделие окажется бракованным. На столько же пунктов приросла и доля годных изделий (94%-90%). В результате увеличения интервала между этими показателями (0,94-0,06=0,88 против 0,9-0,1=0,8) снизилась неопределённость выхода, оценённая энтропией $H(F)=0,32$. Нетрудно также заметить, что перераспределение объёмов производства между линиями в этой ситуации изменит соотношение между бракованными и годными изделиями.

Численные соотношения между энтропиями в рассмотренном примере подтверждают наличие «закона о разнообразии», известного как принцип У.Эшби, согласно которому «только разнообразие может уничтожить разнообразие» [12, с.464]. Необходимо подчеркнуть, что уменьшение энтропии на выходе производственного звена, снижая неопределённость его состояний, не предопределяет направленность регулирующего воздействия, обеспечивающего достижение целей оперативного управления. Неопределённость выхода с той же энтропией $H(F)=0,32$ может быть получена и при противоположном соотношении долей между годными и бракованными изделиями. В этом случае дальнейшее понижение величины $H(F)$ будет означать, что доля годных изделий становится ещё меньшей.

Таким образом, анализ информационного аспекта диверсификации производства позволяет сделать следующие выводы:

1. Любые организационно-технологические процессы, осуществляемые в рамках действующего предприятия и приводящие к возрас-

танию разнообразия состояний производственно-хозяйственной системы в целом или отдельных её звеньев, следует рассматривать как конкретные формы проявления диверсификации производства в соответствующий момент времени на определенном участке системы.

2. Каждое диверсифицируемое звено предприятия характеризуется некоторым набором входных, внутренних и выходных состояний. Последние формируют входные состояния последующих звеньев системы.

3. Количественной оценкой уровня и глубины диверсификации каждого k -го звена могут быть рассмотренные в данном разделе энтропийные показатели: предельный и структурный уровни, а также индекс диверсификации (HD_{nk} ; HD_{gk} ; ID_k). Такими же показателями может быть охарактеризована и диверсификация продуктового портфеля предприятия.

4. Диверсификация любого производственного звена может иметь разные цели и обуславливать изменение многих вероятностных состояний (например, добавление технологиче-

ской линии может повлиять и на качество продукции, и на надёжность функционирования звена). Поэтому энтропийные показатели, характеризующие процесс диверсификации в пределах одного и того же производственного объекта, должны быть дифференцированы по каждому вектору изменяемых состояний, количественно описываемых своим набором значений энтропийных показателей.

Изменение численных значений энтропийных показателей в ту или иную сторону не является свидетельством того, что саморегулируемая система развивается оптимально с точки зрения некоторого обобщающего критерия. Разделение целей управления на оперативно-тактические (например, произвести и реализовать в заданные сроки продукцию определённого ассортимента, количества и качества) и стратегические (выжить, сохранить свою позицию, обеспечить устойчивое состояние организации) требует разных способов воздействия на управляемые подсистемы.

Библиографический список

1. Лебедев Ю.Г., Богатырев С.Ю. Диверсификация индустриальных систем // Известия высших учебных заведений. Сер.: Цветная металлургия, 1997. — № 4. — С.78-90.
2. Very Philippe. Success in Diversification: Building on Core Competence // Long Range Planning, 1993. — № 5. — P.80-92.
3. Goold M., Campbell A. Managing the Diversified Corporation: The Tension Facing the Chief Executive // Long Range Planning, 1988. — № 4. — P.12-24.
4. Валдайцев С.В. Оценка бизнеса и управление стоимостью предприятия: Учеб. пособие для вузов. — М.: ЮНИТИ-ДАНА, 2002. — 720 с.
5. Gort M. Diversification and Integration in American Industry. — Princeton, NJ: Princeton University Press, 1962.
6. Berry Ch.H. Corporate Growth and Diversification. — Princeton, NJ: Princeton University Press, 1975.
7. Шеннон К. Работы по теории информации и кибернетике: Пер. с англ.; Под ред. Р.Л. Добрушина и О.Б. Лупанова. — М.: Изд-во иностр. л - ры, 1963. — 832 с.
8. Трояновский В.М. Математическое моделирование в менеджменте: Учеб. пособие. — 2-е изд., испр. и доп. — М.: Изд - во РВЛ, 2000. — 256 с.
9. Колемаев В.А., Калинина В.Н. Теория вероятностей и математическая статистика: Учебник / Под ред. В.А. Колемаева. — М.: ИНФРА-М., 2001. — 302 с.
10. Исследование операций в экономике: Учеб. пособие для вузов / Н.Ш.Кремер, Б.А. Путко, И.М. Тришин, М.Н. Фридман; Под ред. проф. Н.Ш. Кремера. — М.: Банки и биржи, ЮНИТИ, 1997. — 407 с.
11. Смирнов Н.В., Дунин-Барковский И.В. Курс теории вероятностей и математической статистики. — 2-е изд., испр. и доп. — М.: Наука, 1965. — 512 с.
12. Математика и кибернетика в экономике. Словарь-справочник / Под ред. акад. Н.П. Федоренко. — 2-е изд. перераб. и доп. — М.: Экономика, 1975. — 700 с.
13. Уемов А.И. Системный подход и общая теория систем. — М.: Мысль, 1978. — 272 с.
14. Прыкин Б.В. Техничко-экономический анализ производства: Учебник для вузов. — М.: ЮНИТИ-ДАНА, 2000. — 399 с.

© Миньковская М.В., 2005

УДК 622.232.72

ГОРБАТОВ П. А., ПОТАПОВ В. Г. (ДонНТУ)

РАБОЧАЯ МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФАКТИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ НАДЕЖНОСТИ ОЧИСТНЫХ КОМБАЙНОВ

Представленная и апробированная рабочая методика базируется на синтезе опубликованных материалов, личного опыта авторов и их партнёров, работников шахт и предприятий угольного машиностроения. Методика предназначена для определения широкой номенклатуры показателей надёжности очистных комбайнов на основе наблюдений за ними в процессе эксплуатации и может быть использована не только учёными и производственниками, но и в учебном процессе.

1. Цель наблюдений. Определяемые показатели

Целью наблюдений является получение фактических основных показателей надёжности объекта.

Основные показатели, характеризующие надёжность объекта, приведены в табл.1.1.

Табл. 1.1. Основные показатели надёжности объекта

Наименование показателя	Обозначение	Единицы измерения	Наименование объекта		
			комбайн	комбайн без ИО	ИО
Наработка на отказ	T_0	ч, т	+	+	+
Удельное время восстановления	$T_{УВ}$	-	+	+	+
Средний ресурс до капремонта (между капремонтами)	$T_{РК}$ ($T_{РМК}$)	т	-	+	+
Средний срок службы до капремонта (между капремонтами)	($T_{СЛК}$) ($T_{СЛМК}$)	мес	-	+	+
Полный средний ресурс	$T_{РС}$	т	-	-	+
Полный средний срок службы	$T_{СЛС}$	мес	-	-	+
Объединённая удельная трудоёмкость технических обслуживаний и плановых текущих ремонтов	S	$\frac{\text{чел-ч}}{\text{ч}}$	+	+	+
Удельная суммарная трудоёмкость восстановления работоспособного состояния	S_B	$\frac{\text{чел-ч}}{\text{ч}}$	+	+	+

Кроме того, определяется удельный расход резцов для каждого исполнительного органа, $Z_{уд}$, шт/тыс.т, а также удельная относительная стоимость запчастей $C_{У}$, %, и ущерб от отказов β , грн.

Под объектами здесь понимаются: комбайн в сборе (комбайн); комбайн без составной части, которая может не оказывать влияния на его работоспособное состояние (работоспособность); составная часть комбайна, которая может не оказывать влияния на его работоспособность. В табл.1.1 в качестве примера указанной составной части приведены исполнительные органы, поскольку их надёжность может не оказывать влияния на работоспособ-

ность комбайна в целом. Например, устранение таких отказов ИО, как износ, поломка или потеря резцов во многих случаях производится во время подготовительно-заключительных и конечных операций, при выполнении ежемесячного технического обслуживания. Эта работа также может быть совмещена с выполнением другой, более необходимой с позиций восстановления работоспособности комбайна, операции. Монтажно-демонтажные операции ИО также обычно производятся в ремонтно-подготовительную смену. В этом случае необходимые показатели надёжности определяются для комбайна без учета надёжности ИО.

Наработка объекта на отказ T_0 определяется по формуле, ч (т):

$$T_0 = \frac{\sum_{j=1}^N T_{0j}}{\sum_{j=1}^N n_j},$$

где T_{0j} — наработка j -го объекта за период наблюдений, часы работы объекта (тонны добытого угля или горной массы (г.м.); n_j — количество отказов j -го объекта за период наблюдений, шт.; N — число наблюдаемых объектов, шт.

Под отказом здесь, понимается событие, заключающееся в нарушении работоспособного состояния объекта, т.е., такого состояния, при котором значение хотя бы одного параметра, характеризующего способность выполнять заданные функции, не соответствуют требованиям нормативно-технической и (или) конструкторской документации. Критерием отказа объекта является прекращение работы комбайна по выемке. При наблюдениях учитываются все отказы. При обработке результатов наблюдений отказы разделяются на три группы: конструкционные, производственные и эксплуатационные. Конструкционный отказ — это отказ, возникший в результате несовершенства или нарушения установленных правил и (или) норм конструирования объекта. Производственный отказ — это отказ, возникший в результате несовершенства или нарушения установленного процесса изготовления или ремонта объекта, выполнявшегося на ремонтном предприятии. Под эксплуатационным отказом понимается отказ, возникший в результате нарушения установленных правил и (или) условий эксплуатации объекта, приведенных в руководстве по эксплуатации, техническому обслуживанию и ремонту объекта. К эксплуатационным отказам относятся также отказы, вызванные воздействием внешних факторов, не предусмотренных техническими условиями (ТУ) на объект. В зависимости от цели наблюдений эксплуатационные отказы могут не учитываться при обработке.

Параметр T_{0j} в единицах времени по данным хронометражных наблюдений определяется следующим образом, ч (мин):

$$T_{0j} = \sum_{i=1}^{n_{pj}} T_{0ji},$$

где T_{0ji} — наработка (время непрерывной работы) j -го объекта между его i -м и $(i+1)$ -м простоями, ч (мин); n_{pj} — количество периодов непрерывной работы j -го объекта за период наблюдений.

T_{0j} при длительных наблюдениях определяется по зависимости, ч (мин):

$$T_{0j} = K_{mj} \cdot T,$$

где K_{mj} — коэффициент машинного времени работы объекта; T — общий фонд рабочего времени за период наблюдений, ч.

Параметр K_{mj} определяется по данным хронометражных наблюдений по формуле:

$$K_{mj} = \frac{\sum_{i=1}^{n_{cm}} T_{0jcm}}{T},$$

где T_{0jcm} — наработка j -го объекта в течении рабочей смены, ч(мин); n_{cm} — количество рабочих смен за период наблюдений.

Величина T определяется по зависимости, ч:

$$T = n_{cm} \cdot T_{cm},$$

где T_{cm} — продолжительность рабочей смены, ч(мин).

Параметр T_{0j} в единицах объема выполненной работы принимается равным количеству угля (г.м.), добытому комбайном за период наблюдений, т.

При работе комбайна по односторонней схеме параметр T_0 необходимо определять для каждого ИО. Нарботка опережающего (T_{0ju1}) и отстающего (T_{0ju2}) ИО определяется соответственно по формулам:

$$T_{0ju1} = \frac{T_{0j}}{1 + \frac{H_2}{H_1}}; \quad T_{0ju2} = T_{0j} - T_{0ju1}$$

Здесь H_1, H_2 — высоты пачек пласта, вынимаемых соответственно опережающим и отстающим ИО. Для ИО с горизонтальной осью вращения $H_1 = D_{III}$, где D_{III} — номинальный диаметр (по резцам) опережающего ИО.

Удельное время восстановления, $T_{y.v.}$, определяется по формуле:

$$T_{y.6} = \frac{T_g}{T_0},$$

где T_g — среднее время восстановления работоспособного состояния объекта (среднее значение суммарной продолжительности unplanned текущих ремонтов за период наблюдений), ч (мин).

Величина T_g определяется по зависимости, ч (мин):

$$T_g = \frac{\sum_{j=1}^N T_{ej}}{\sum_{j=1}^N n_j},$$

где T_{ej} — суммарная продолжительность восстановления работоспособности j -го объекта за период наблюдений, ч (мин).

Величина T_{ej} определяется по формуле, ч (мин):

$$T_{ej} = \sum_{i=1}^{n_j} T_{eji},$$

где T_{eji} — продолжительность восстановления работоспособности j -го объекта после i -го отказа, ч (мин).

При хронометражных наблюдениях T_{eji} определяется по зависимости, ч (мин):

$$T_{eji} = t_{oi} + t_{yi} + t_{on.i},$$

где $t_{oi}, t_{yi}, t_{on.i}$ — продолжительности соответственно обнаружения отказавшего узла (детали), устранения, i -го отказа и опробования j -го объекта, ч (мин).

Средние ресурсы до капремонта $T_{p.k}$ и между капремонтами $T_{p.mk}$ определяются по формулам, т:

$$T_{p.k} = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N T_{p.kj} ; \quad T_{p.mk} = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N T_{p.mkj},$$

где $T_{p.kj}$ и $T_{p.mkj}$ — ресурсы до первого капремонта и между капремонтами j -го объекта, т.

Здесь под ресурсом понимается наработка объекта от начала эксплуатации или ее возобновления после капремонта до наступления предельного состояния.

Под капитальным ремонтом (капремонтом) здесь понимается ремонт, выполняемый для

восстановления исправности и полного или близкого к полному восстановлению ресурса изделия с заменой или восстановлением любых его частей, включая базовые. Капремонт оборудования проводится на ремонтных предприятиях отрасли. Критерии предельного состояния по ресурсу для комбайнов принимаются по эксплуатационной документации на машины.

Средние сроки службы до капремонта $T_{сл.к}$ и между капремонтами $T_{сл.мк}$ определяются по зависимостям, мес:

$$T_{сл.к} = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N T_{сл.кj} ; \quad T_{сл.мк} = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N T_{сл.мкj},$$

где $T_{сл.кj}$ и $T_{сл.мкj}$ — сроки службы j -го изделия до первого капремонта и между капремонтами, мес.

Здесь под сроком службы понимается календарная продолжительность эксплуатации объекта или ее возобновление после капремонта до наступления предельного состояния.

Полный средний ресурс $T_{p.c}$ определяется по формуле, т:

$$T_{p.c} = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N T_{p.cj},$$

где $T_{p.cj}$ — полный ресурс j -го объекта до окончательного снятия его с эксплуатации, т.

Полный средний срок службы $T_{сл.c}$ определяется по зависимости, мес:

$$T_{сл.c} = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N T_{сл.cj}$$

где $T_{сл.cj}$ — полный срок службы j -го объекта до окончательного снятия его с эксплуатации, мес. В полный срок службы входят продолжительности всех видов ремонта объекта.

Объединенная удельная трудоемкость технических обслуживаний (ТО) и плановых текущих ремонтов (S) определяется по формуле, чел-ч/ч:

$$S = \frac{\sum_{j=1}^N W_{T_{0j}} + \sum_{j=1}^N W_{T_j}}{\sum_{j=1}^N T_{0j}},$$

где $W_{\text{ТО}(T)j}$ — суммарная трудоемкость ТО (Т) данного вида j -го объекта за период наблюдений, чел-ч.

Для определения $W_{\text{ТО}(T)j}$ необходимо знать фактическую трудоемкость ежесменного (Т0-1), ежесуточного (Т0-2), еженедельного (Т0-3) технических обслуживаний, ежемесячного ремонтного обслуживания (РО) и текущих плановых ремонтов (Т1, Т2). Параметр S учитывает также трудоемкость операций при монтаже-демонтаже ИО в ремонтно-подготовительную смену.

Удельная суммарная трудоемкость восстановления работоспособного состояния, S_{ϵ} , определяется по формуле, чел-ч/ч:

$$S_{\epsilon} = \frac{\sum_{j=1}^N W_{\epsilon_j}}{\sum_{j=1}^N T_{0j}}$$

где W_{ϵ_j} — суммарная трудоемкость unplanned текущих ремонтов j -го объекта за период наблюдений, чел-ч.

Удельная относительная стоимость запасных частей C_y определяется за год эксплуатации объектов по зависимости, %:

$$C_y = \frac{\sum_{i=1}^{n_r} C_{T_i} + \sum_{i=1}^{n_n} C_{\Pi_i}}{C_0} \cdot 100\%$$

где $\sum_{i=1}^{n_r} C_{T_i}$, $\sum_{i=1}^{n_n} C_{\Pi_i}$ — суммарная стоимость соответственно товарных и покупных запчастей, грн; C_0 — оптовая цена объекта, грн; n_r , n_n — количество соответственно товарных и покупных запчастей.

Средний ущерб от отказа β определяется по формуле, грн:

$$\beta = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N \beta_j$$

где β_j — средний ущерб от отказа для j -го объекта за период наблюдений, грн.

Величина β_j определяется по формуле, грн:

$$\beta_j = C_{pj} + C_{\text{отк.}j}$$

где C_{pj} — средние затраты на ремонт j -го объекта за период наблюдений, грн; $C_{\text{отк.}j}$ — средние потери подразделения от недополучения продукции из-за простоя оборудования, вызванного отказами j -го объекта, грн.

Величины C_{pj} и $C_{\text{отк.}j}$ определяются соответственно по зависимостям, грн:

$$C_{pj} = \frac{\sum_{i=1}^{n_j} C_{pji}}{n_j}; C_{\text{отк.}j} = \frac{\sum_{i=1}^{n_j} C_{\text{отк.}ji}}{n_j}$$

где C_{pji} — затраты на ремонт, обусловленные устранением i -го отказа, грн; $C_{\text{отк.}ji}$ — потери подразделения от недополучения продукции из-за простоя оборудования при i -ом отказе, грн.

C_{pji} определяется по формуле, грн:

$$C_{pji} = Z_{ji} + \Pi_{ji}$$

где Z_{ji} — зарплата рабочих, занятых ремонтом j -го объекта после i -го отказа, грн; Π_{ji} — стоимость новой сборочной единицы, заменяемой в j -ом объекте после i -го отказа, грн.

$C_{\text{отк.}ji}$ определяется по зависимости, грн:

$$C_{\text{отк.}ji} = T_{\epsilon ji} \cdot Q_{cp} \cdot q$$

где Q_{cp} — средняя производительность комбайна, т/ч; q — цена 1 т угля (г.м.), недополученного из-за простоя комбайна, грн.

2. Методика проведения наблюдений

Объектами наблюдений являются однотипные комбайны или их составные части, не имеющие конструктивных или других различий, изготовленные по единой технологии. Например, если ИО комбайна определенного типа (типоразмера) отличаются от серийных ИО комбайна того же типа (типоразмера) только наличием встроенного виброзащитного устройства, для каждой выборки (пробы) из указанных ИО определяются свои численные значения показателей надежности. Наблюдениям подвергаются не менее трех объектов в выборке.

Для получения достоверных данных подбираются представительные горно-геологические (г.г.у.) и горно-технические условия (г.т.у.) проведения наблюдений. Если целью наблюдений предусматривается получение сравнительных данных, характеризующих надежность однотипных объектов, харак-

теристики г.г.у. и г.т.у., в которых эксплуатируются интересующие объекты, должны быть максимально близкими.

Наблюдение по определению фактических показателей надежности включают в себя три этапа.

Этап 1 — кратковременные исследования, во время которых проводятся хронометражные

наблюдения за работой объектов. Длительность этапа составляет 8-10 суток. Хронометраж проводится непрерывно как в рабочие, так и в ремонтно-подготовительные смены.

Перечень характеристик, фиксируемых при хронометраже, приведен в табл.2.1.

Табл. 2.1. Перечень характеристик, фиксируемых при хронометраже

Наименование показателя	Обозначение	Наименование смены	
		рабочая	ремонтно-подготовительная
Время безотказной работы объекта между отказами, мин	T_{oi}	+	-
Продолжительность, мин:			
- обнаружения отказавшего узла (детали)	t_{oi}	+	-
- устранения i-го отказа	t_{yi}	+	-
- опробования	$t_{оп.i}$	+	-
Место отказа	-	+	-
Причина отказа	-	+	-
Наименование и количество отказавших узлов (деталей)	-	+	-
Принятые меры по устранению отказа	-	+	-
Характер и вероятные причины отказа	-	+	-
Количество человек, занятых ликвидацией последствий отказов и проведением технических обслуживаний, плановых ремонтов и осмотров (с указанием конкретных работ), чел.	$n_{ч}$	+	+
Количество замененных резцов, шт.	Z_p	+	+
Скорость перемещения комбайна м/мин	V_n	+	-
Производительность комбайна за смену, т/см	$Q_{см}$	+	-
Затраты времени на проведение работ при технических обслуживаниях и плановых текущих ремонтах, мин:			
- по ТО1	$t_{г1}$	+	-
- по ТО2	$t_{г2}$	-	+
- по ТО3	$t_{г3}$	-	+
- по РО ¹⁾	$t_{г4}$	-	+
- по Т1 ¹⁾	$t_{г5}$	-	+
- по Т2 ¹⁾	$t_{г6}$	-	+
Перечень и количество запчастей, расходуемых при заменах как после отказа, так и при проведении технических обслуживаний и плановых ремонтов и осмотров, шт.	Z_3	-	+

¹⁾ - регистрируется при совпадении периода хронометражных наблюдений с периодом проведения РО1, Т1, Т2

Хронометражные наблюдения обычно проводятся в соответствии с «Типовой методикой определения показателей ремонтпригодности ГШО по результатам эксплуатационных наблюдений». Исходным документом для обработки хронометражных данных является хронокарта (форма №2) или форма Ф-Г «Фото-

учет графический», принятые на шахтах. При обработке результатов наблюдений принято следующее:

— при совмещенных во времени отказах учитывается один отказ с большей продолжительностью времени устранения отказа;

— не учитываются отказы сопутствующего оборудования;

— отдельно учитываются эксплуатационные отказы.

Этап 2 — длительные наблюдения продолжительностью 3-5мес. Во время этого этапа наблюдений определяются характеристики, необходимые для определения следующих параметров: T_o , $T_{уб}$, $T_{р.к}$, $T_{р.мк}$, $T_{сл.к.}$, $T_{сл.мк}$, $T_{р.с}$, $T_{сл.с}$, S , $S_в$, $Z_{уд}$, β , C_y .

Параметры T_{oj} , T_{ej} j -го объекта определяются по Журналу наблюдений за работой оборудования форма которого была разработана ИГД им. А.А. Скочинского; по специальным журналам, которые целесообразно вести механикам и диспетчерам шахт; из информации обслуживающего персонала об отказах и длительности простоев оборудования. Информация приводится в хронологическом порядке в соответствии с принятой формой.

Параметры $T_{р.к}$, $T_{р.мк}$, $T_{сл.к.}$, $T_{сл.мк}$ j -го объекта определяются по данным диспетчерской и энергомеханической служб, а также плановых отделов шахт путем суммирования суточной добычи угля (г.м.) или соответственно времени работы в сутках (мес.) объектов за период с момента ввода их в работу до демонтажа для выдачи на первый (очередной) капремонт.

Наблюдения за объектом (ИО) продолжают-ся и в том случае, если он после капремонта попадает в другой забой с условиями, соответствующими требованиям проведения наблюдений. При определении $T_{р.к}$ и $T_{р.мк}$, необходимо предоставить анализ причин прекращения работы объекта и предложения по повышению его ресурса.

Аналогичным образом определяются параметры $T_{р.с}$ и $T_{сл.с}$.

Параметры $W_{T_{oj}}$ и $W_{T_{ej}}$ при проведении T01, T02, T03, P0, T1 и T2 для каждого j -го объекта, а также при монтаже-демонтаже ИО определяются по каждому виду в отдельности по книге нарядов участка. Кроме того, $W_{T_{oj}}$ и $W_{T_{ej}}$ при проведении указанных T0, P0, и T определяются посредством экспертного метода. В состав экспертной комиссии входят представители ЭМС шахт и участков, непосредственно занимающиеся техническим обслуживанием и ремонтом объектов. Индивидуальный метод опроса эксперта проводится по соответствующей карте опроса.

Параметры $W_{T_{oj}}$ и $W_{T_{ej}}$ для j -го объекта определяются соответственно по зависимостям, чел-ч:

— при ежесменном техобслуживании (T0-1): $W_{T_{01j}} = n_{ч1} \cdot t_{\epsilon1}$,

— при ежесуточном техобслуживании (T0-2): $W_{T_{02j}} = n_{ч2} \cdot t_{\epsilon2} + 3W_{T_{01j}}$,

— при еженедельном техобслуживании (T0-3): $W_{T_{03j}} = n_{ч3} \cdot t_{\epsilon3} + 6W_{T_{02j}}$,

— при ежемесячном техобслуживании (P0):

— $W_{P_{0j}} = 25W_{T_{02j}} + 5n_{ч3} \cdot t_{\epsilon3} + n_{ч4} \cdot t_{\epsilon4}$,

— при первом текущем ремонте (T1): $W_{T_{1j}} = n_{ч5} \cdot t_{\epsilon5}$,

— при втором текущем ремонте (T2): $W_{T_{2j}} = n_{ч6} \cdot t_{\epsilon6}$.

При определении $W_{T_{oj}}$ и $W_{T_{ej}}$ необходимо привести предложения по уменьшению затрат времени и человеческого труда на проведение технических обслуживаний и текущих ремонтов.

Параметр W_{ej} для каждого j -го объекта определяется в отдельности по каждому виду непланового ремонта по книге нарядов участка и индивидуальным методом опроса.

Наименование и количество замененных товарных и покупных запасных частей определяются по данным формуляра горношахтного оборудования (ГШО), по книге нарядов механической службы участка. Стоимость каждого наименования детали, сборочной единицы и покупного изделия определяется по данным бухгалтерского учета шахты или завода-изготовителя. Значения параметров C_{pj} , q , $C_{откj}$ определяется по данным наблюдений, бухгалтерского и статистического учета шахты.

Продолжительность этапа 3 равна 12мес. Во время этого этапа собирается информация для определения параметров: $T_{р.к}$, $T_{р.мк}$, $T_{сл.к.}$, $T_{сл.мк}$, $T_{р.с}$, $T_{сл.с}$, S , $S_в$, β , C_y .

Анализ результатов определения фактических показателей надежности очистных комбайнов позволит оперативно осуществлять совершенствование машин с целью повышения их надежности, долговечности и производительности.

УДК 622.232.72.031.2

ТАРАСЕВИЧ В.И. (ДонНТУ), ТАРАСЕВИЧ А.В. (АП «Шахта им. А.Ф. Засядько»)

ПОГРУЗОЧНЫЙ ЩИТ И ЕГО ВЛИЯНИЕ НА ВЫГРУЗКУ УГЛЯ ШНЕКАМИ МАЛОГО ДИАМЕТРА

Приведены некоторые результаты экспериментальных исследований выгрузки угля шнеками малого диаметром комбайна с погрузочным щитом и без него при различной мощности разрабатываемого пласта.

Выгрузка угля на забойный конвейер шнековым исполнительным органом очистного комбайна является одной из сложных частей добычи полезного ископаемого в подземных условиях. Особую сложность она представляет при работе комбайнов в тонких и весьма тонких пластах со шнеками малого диаметра (0,8, 0,71, 0,63 и 0,56 м). Сложность процесса выгрузки угля на конвейер объясняется малой мощностью разрабатываемого пласта с ограниченным пространством, в котором одновременно установлены и работают очистной комбайн со шнековым исполнительным органом и забойный конвейер. Совместная компоновка этих машин в тонких пластах определяет, прежде всего, малое сечение площади окна выгрузки из-за дополнительных сопротивлений в виде борта забойного конвейера и поворотного корпуса редуктора привода шнека, малые полезные объемы межлопастного пространства из-за малости диаметров шнеков. Все это обуславливает их недостаточную в современных условиях погрузочную способность [1]. В случае работы очистного комбайна, особенно с повышенными скоростями перемещения, без погрузочного щита (или погрузочных щитков) на почве пласта может оставаться значительная масса не погруженного остатка угля после прохода комбайна. Следовательно, передвижку забойного конвейера и секций механизированной крепи можно осуществлять лишь после дополнительной зачистки почвы пласта, что может привести к снижению общей производительности работ, особенно если при разрушении и выгрузке угольного массива комбайн работал на малых скоростях перемещения. Для отдельных комбайнов, например, типа К-103, значительный непогруженный на конвейер остаток угля на почве пласта создает дополнительные трудности перемещения комбайна вдоль линии забоя. Корпус таких типов комбайнов смещен в сторону забоя и не сможет в

процессе работы свободно проходить в выработанном пространстве, или будет проходить со значительными затратами энергии (лобовая стенка корпуса комбайна в этом случае выполняет роль погрузочного щита с зазорами, неполноразмерного щита, следовательно, значительно снижается рабочая скорость перемещения комбайна).

Для предотвращения появления остатка угля на почве пласта большинство очистных комбайнов комплектуются с погрузочными щитами. Проведенные исследования [2–4] работы шнеков диаметром свыше 0,8 м совместно с погрузочными щитами (ограждающими щитами) показали, что практически весь разрушенный уголь, за исключением просыпей, грузится на забойный конвейер. При этом, выгрузка угля сопровождается потреблением значительной энергии, до 0,3 кВт·ч/т [2], в то же время расчетная величина мощности при выгрузке определяется [3] значительно меньшей, а в [4] подчеркивается, что постановка погрузочного щита вызывает рост удельных энергозатрат в 1,5–2 раза. Несоответствие методик определения влияния погрузочного щита на величину удельных энергозатрат при выгрузке угля на конвейер потребовало дополнительных исследований по уточнению величин. Особую актуальность приобретает решение этой задачи применительно к шнекам диаметром 0,63 и 0,56 м [5].

Для решения поставленной задачи и определения конкретных значений некоторых величин выгрузки угля на конвейер шнеками малого диаметра при установленном погрузочном щите или его отсутствии, с учетом некоторых режимных параметров (частоты вращения шнеков, скорости перемещения) работы комбайна, необходимо было проведение экспериментальных исследований. В связи с этим поставленная задача решалась экспериментальным путем.

При проведении эксперимента были выбраны следующие условия для выгрузки угля на забойный конвейер:

— высота погрузки принималась равной 0,183, 0,133, 0,1 и 0 м, т.е. на эту величину перекрывалось окно выгрузки бортом забойного конвейера; принятые величины высот погрузки, кроме 0 м, обусловлены стандартными значениями высот линейных решета забойных конвейеров;

— вращение шнеков принималось от «кровли к почве» и наоборот;

— мощность пласта угля, поступающего в шнек, варьировалась в зависимости от поставленной задачи и принималась равной 0,2, 0,4, 0,56, 0,63 и 0,8 м;

— погрузочный щит за шнеком был установлен, отсутствовал (был демонтирован), или за шнеком на расстоянии, равном примерно 200 мм, устанавливался имитирующий корпус комбайна К-103 с зазорами 115×115×200 мм (согласно конструкции К-103); в дальнейшем этот корпус будем называть «неполноразмерным щитом»;

— использовались натурные, литые шнеки комбайна 1К-101 (диаметр шнека 0,8 м, ступицы 0,325 м, ширина захвата 0,8 м), комбайна К-103 (диаметр шнека 0,63 м, ступицы 0,32 м, ширина захвата 0,8 м), экспериментальный литой шнек Гипроуглемаша, г.Москва, диаметром 0,56 м, ступицы 0,3 м и шириной захвата 0,8 м; все шнеки двухзаходные с вылетом резцов 65 мм; шнеки диаметром 0,63 и 0,56 м имели консольные лопасти, а шнек 0,8 м имел сплошную по всей ширине захвата ступицу;

— проводилась имитация работы комбайна в забоях, подвигающихся по падению пласта, с углом падения $\alpha_p=9$ град. и $\alpha_p=0$ град. (все оборудование натурального стенда, в том числе комбайны, забойные конвейеры, поступающий в шнеки угольный массив, геометрические оси шнеков и др. необходимое оборудование, были отклонены от горизонта на угол $\alpha_p=9$ град.);

— в качестве угольного массива, выгружаемого шнеками, использовался антрацит Ак.

Экспериментальные исследования проводились на полноразмерном стенде ДПИ при варьировании частот вращения шнеков от 40 до 115 об/мин и скорости перемещения комбайна от 1 до 10 м/мин (для отдельных шнеков этот

диапазон изменялся). При проведении эксперимента, помимо наблюдений, фотографирования, осуществлялась запись осциллограмм следующих величин: скорости перемещения комбайна, момента сил сопротивлений выгрузки угля на валу шнека, массы выгружаемого шнеком угля, подаваемого в шнек и оставшегося на почве пласта невыгруженного угля, отметка времени вращения шнека и др. величин (в зависимости от поставленных задач).

Основным шнеком, которым должен оснащаться комбайн К-103, является шнек диаметром 0,63 м и шириной захвата 0,8 м. В связи с этим при исследовании выгрузки угля указанным шнеком направление его вращения принималось от «почвы к кровле», рассматривалось влияние погрузочного щита и неполноразмерного щита (имитирующего корпуса комбайна К-103, т.е. учитывалась схема работы К-103), угольный массив был мощностью 0,63 м.

Выгрузка угля шнеком при установке погрузочного щита и наличии сопротивлений, обусловленных высотой борта забойного конвейера и корпуса редуктора привода шнека, при перемещении комбайна со скоростью менее 4 м/мин, наблюдалась только из окна выгрузки с забойной стороны шнека. При этом, верхняя зона потока выгружаемого угля ограничивалась плоскостью, повернутой относительно горизонтальной диаметральной плоскости на угол примерно 30 град. в направлении вращения шнека. С увеличением скорости перемещения комбайна до 6 м/мин происходит заполнение незабойной стороны шнека примерно до верхней горизонтальной полки поворотного корпуса редуктора привода шнека. Однако и в этом случае выгрузка угля из незабойной стороны шнека практически не наблюдается. Так, при скорости перемещения комбайна 5,2–5,6 м/мин, в установившемся режиме его работы, из незабойной стороны шнека выгрузилось в течение времени 10 оборотов всего 8 кг разрушенного угля, что составило только 2% от общей массы угля, выгружаемого шнеком за оборот, как при частоте вращения шнека 80 об/мин, так и при частоте вращения 115 об/мин. Поэтому масса угля, выгружаемого через корпус редуктора привода шнека, не учитывалась при определении производительности шнека по выгрузке угля на конвейер.

При отсутствии сопротивлений, обусловленных бортом забойного конвейера (при скорости погрузки равной нулю), значительно

улучшаются условия выгрузки угля. Выгружаемый уголь при скорости перемещения комбайна до 6 м/мин заполняет в забойной стороне шнека его окно выгрузки примерно так, как и при высоте погрузки 0,133 м и скорости перемещения комбайна до 4 м/мин. Незабойную сторону шнека уголь заполняет на высоту, примерно равную половине диаметра исполнительного органа комбайна. Эти данные свидетельствуют о значительном влиянии на производительность шнека окна выгрузки и, прежде всего, окна выгрузки с забойной

стороны шнека при принятом направлении его вращения.

На рис.1 представлены результаты экспериментальных исследований — удельные энергозатраты выгрузки угля на конвейер шнеком при высоте погрузки 0,133 м и высоте, равной нулю (выгрузка угля с бермы пласта), с погрузочным щитом и неполноразмерным щитом (щитом с зазорами, площадь зазоров составляет примерно 40% от общей площади погрузочного щита).

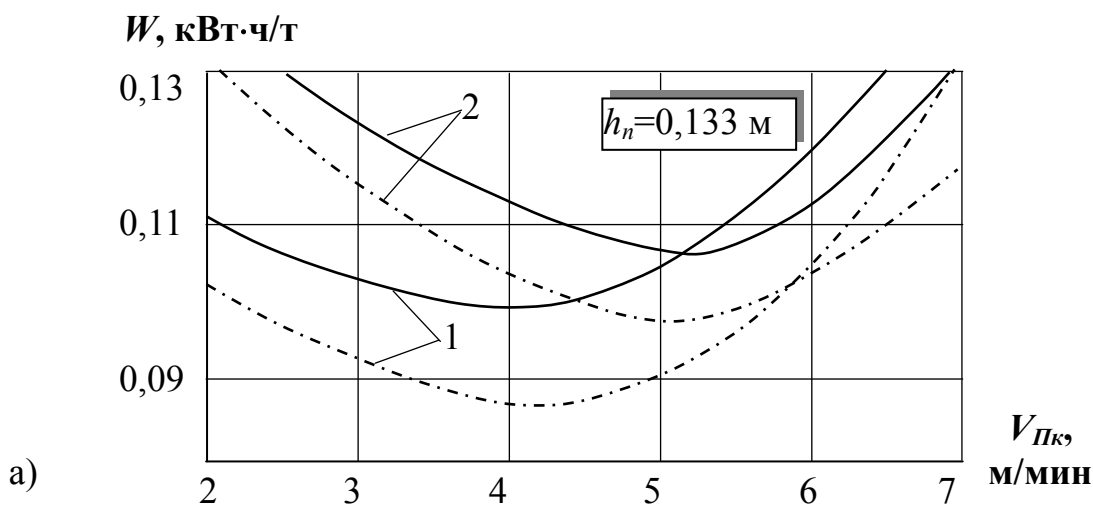


Рис.1(а). Зависимости удельных энергозатрат при выгрузке шнеком $D_{ш}=0,63$ м от скорости перемещения с $h_n = 0,133$ м (а) и частотах вращения 80 и 115 об/мин, соответственно 1 и 2

_____ с погрузочным щитом; - - - - - с неполноразмерным щитом.

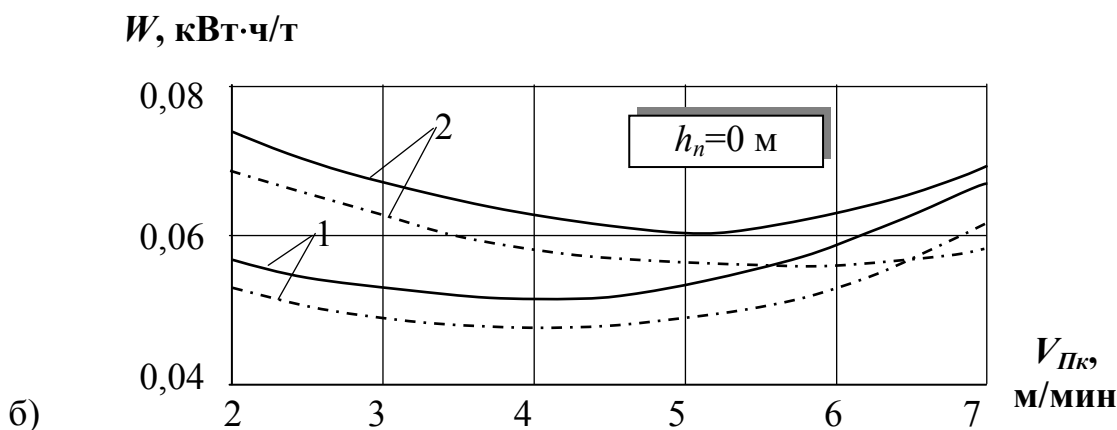


Рис.1(б). Зависимости удельных энергозатрат при выгрузке шнеком $D_{ш}=0,63$ м от скорости перемещения с $h_n = 0$ м (б) и частотах вращения 80 и 115 об/мин, соответственно 1 и 2

_____ с погрузочным щитом; - - - - - с неполноразмерным щитом

Анализ результатов экспериментальных исследований позволяет установить.

1. Установка погрузочного щита обуславливает повышение мощности выгрузки угля на конвейер шнеком при скорости перемещения комбайна 6 м/мин и высоте погрузки 0,133 м на 45%, при высоте погрузки, равной нулю — примерно на 25 и 40%, соответственно при частотах вращения шнека 80 и 115 об/мин.

2. При скорости перемещения комбайна 6 м/мин и высотах погрузки 0 и 0,133 м, удельные энергозатраты выгрузки угля шнеком с погрузочным щитом, соответственно составляют примерно 0,06 и 0,12 кВт·ч/т.

3. Производительность по выгрузке угля на конвейер шнеком с неполноразмерным щитом («щит с зазорами») уменьшается на 20 и 25% в сравнении с производительностью шнека со щитом, при скорости перемещения комбайна 6 м/мин и высотах погрузки 0 и 0,133 м.

4. Момент сил сопротивлений на валу шнека при выгрузке угля изменяется в функции угла его поворота. Средняя величина момента сил сопротивлений и его неравномерность обуславливаются наличием погрузочного щита, режимом работы комбайна и высотой погрузки.

5. Максимального значения момент сил сопротивлений при выгрузке угля на конвейер достигает в момент времени, предшествующий началу выгрузки угля лопастью шнека.

Таким образом, в случае перемещения комбайна с повышенными скоростями, при наличии значительной высоты погрузки (0,133 и более), целесообразна работа его без установки погрузочного щита, а при сравнительно малых скоростях перемещения (3 м/мин и менее) возможна его работа с погрузочным щитом.

Исследования выгрузки угля шнеком с консольными лопастями диаметром 0,56 м совместно с вертикальным погрузочным щитом проводились при вращении шнека от «кровли к почве», высоте погрузки 0 и 0,1 м, мощности пласта угольного массива 0,56 м, частотах вращения шнека 62, 80 и 115 об/мин. Следует отметить, что с целью максимально возможного исключения влияния корпуса поворотного редуктора привода шнека как дополнительного сопротивления движущемуся к конвейеру углю, этот корпус при эксперименте занимал вертикальное положение (комбайн вверху, а шнек занял самое низкое расположение). Таким образом, при высоте погрузки ноль метров

дополнительные сопротивления в окне выгрузки (по выходному торцу шнека) практически были сведены к минимуму. Полученные результаты исследований свидетельствуют о правомерности принятого решения.

На рисунке 2 приведены графики изменения удельных энергозатрат выгрузки угля шнеком диаметром 0,56 м совместно с погрузочным щитом в функции скорости перемещения комбайна при высоте погрузки ноль метров (а) и высоте погрузки 0,1 м (б). При высоте погрузки 0 м и скорости перемещения комбайна 3 м/мин удельные энергозатраты выгрузки определяются примерно в зоне 0,03...0,09 кВт·ч/т с частотой вращения шнека 62...115 об/мин, а при скорости перемещения 7 м/мин удельные энергозатраты выгрузки примерно равны 0,05 кВт·ч/т для всех исследованных частот вращения шнека. В случае высоты погрузки 0,1 м и скорости перемещения комбайна 3 м/мин удельные энергозатраты выгрузки угля на забойный конвейер примерно равны 0,13 кВт·ч/т при частотах вращения шнека 80 и 115 об/мин, а при частоте 62 об/мин они примерно равны 0,11 кВт·ч/т. Увеличение скорости перемещения до 5–6 м/мин обуславливает снижение удельных энергозатрат при частоте вращения 62 об/мин. Дальнейшее увеличение скорости перемещения вызывает значительный их рост. Для частот вращения шнека 80 и 115 об/мин зона снижения удельных энергозатрат выгрузки смещается к скорости перемещения комбайна примерно 8 м/мин, затем начинается их увеличение. В частности, при скорости перемещения комбайна 7 м/мин и частотах вращения 80, 115 об/мин удельные энергозатраты выгрузки примерно равны 0,1 кВт·ч/т, а при частоте вращения 62 об/мин величина их примерно составляет 0,12 кВт·ч/т. Особо следует отметить установленные значительные величины мощности при выгрузке угля на конвейер шнеком диаметром 0,56 м совместно с погрузочным щитом. Так, при высоте погрузки 0,1 м и скорости перемещения 10 м/мин, для частот вращения шнека 80 и 115 об/мин, величина мощности определена примерно 51 и 45 кВт, а при частоте вращения 62 об/мин мощность выгрузки угля 50 кВт установлена при скорости перемещения комбайна 8,5 м/мин. Уменьшение вы-

соты погрузки до нуля метров обуславливает снижение мощности примерно до 20 кВт при скорости перемещения 10 м/мин и частот вращения 80 и 115 об/мин, а для частоты вращения

шнека 62 об/мин эта величина мощности установлена при скорости перемещения комбайна 8,5 м/мин.

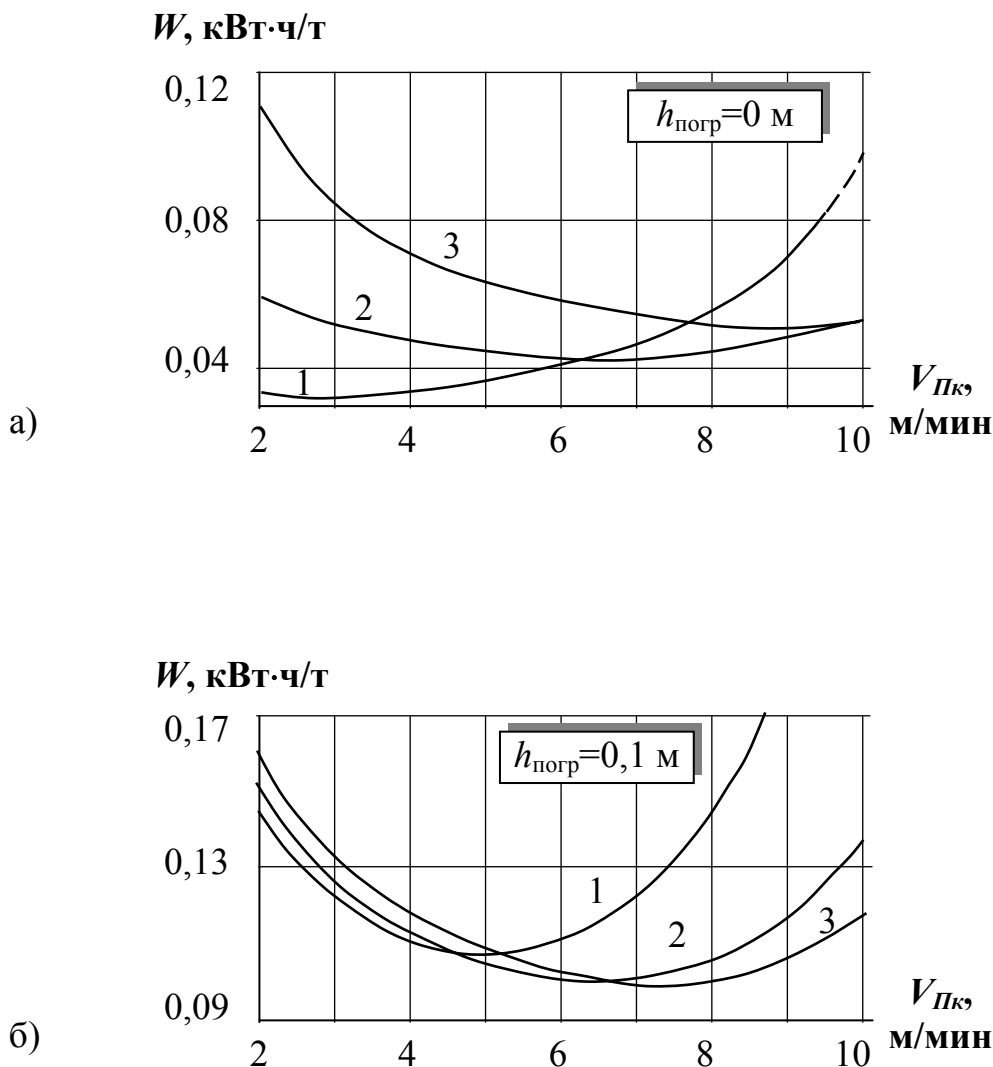


Рис. 2. Зависимости удельных энергозатрат при выгрузке шнеком 0,56 м с погрузочным щитом от скорости перемещения с высотой погрузки 0 м (а) и 0,1 м (б) и частотах вращения 62, 80, 115 об/мин, соответственно 1, 2, 3

Значительно меньшие значения мощности по выгрузке угля шнеком были установлены при работе комбайна без погрузочного щита. В частности, при высотах погрузки ноль и 0,1 м, скорости перемещения комбайна примерно 4 м/мин и частоте вращения шнека 62 об/мин значения мощности были примерно установлены 2,9 и 4,2 кВт соответственно. Для скорости перемещения примерно 8,5 м/мин, высоте погрузки 0,1 м и

той же частоте вращения шнека мощность определена примерно 7,5 кВт, а при частоте 80 об/мин значения мощности установлены примерно 9,7 кВт.

Проведенные исследования выгрузки угля шнеком диаметром 0,56 м совместно с погрузочным щитом показали необходимость значительной энерговооруженности очистного комбайна

для достижения высокой минутной производительности добычи полезного ископаемого.

Значительное число очистных комбайнов со шнековыми исполнительными органами оснащаются шнеками диаметром 0,8 м (например, комбайны 1К-101, 2К-101 и др.) и работают совместно с погрузочными щитами. Проведенными исследованиями выгрузки угля на забойный конвейер шнеками диаметром 0,8 м, шириной захвата 0,8 м, направлением вращения «от кровли к почве», с высотой погрузки 0,183 м, мощностью угольного массива 0,4 м при работе комбайна в забоях, подвигающихся по падению пласта с углом падения $\alpha_{\text{П}}=9$ град., были установлены величины мощности, производительности и удельных энергозатрат при выгрузке угля в функции скорости перемещения комбайна для дискретных частот вращения шнека.

В таблице 1 приведены некоторые результаты исследований выгрузки угля шнеком совместно с погрузочным щитом и при его отсутствии.

Анализируя приведенные в таблице значения величин, можно установить:

1. Удельные энергозатраты выгрузки угля шнеком совместно с погрузочным щитом в целом больше в сравнении с удельными энергозатратами выгрузки без щита. Однако при малых скоростях перемещения, примерно 1...2 м/мин, они незначительно выше или примерно равны. Это объясняется сравнительно низкой производительностью выгрузки угля на конвейер (примерно 0,06...0,38 т/мин в исследованном диапазоне частот вращения шнека) при отсутствии погрузочного щита и вращении от «кровли к почве»: шнек «прокатывается» по невыгруженному углю, нет дополнительного подпора со стороны щита или большой массы остатка угля на почве.

Табл.1. Некоторые результаты исследований выгрузки угля шнеком диаметром 0,8 м ($H_{\text{ПД}}=0,4$ м, $\alpha_{\text{П}}=9$ град.)

Частота вращения, об/мин	Величины	Скорость перемещения комбайна, м/мин									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
а) совместно с погрузочным щитом											
40	P , кВт	2,5	4,4	6,3	8,0	10,1	12,3	14,6	17,4	20,6	24,4
	W , кВт·ч/т	0,091	0,080	0,076	0,072	0,073	0,074	0,076	0,079	0,083	0,088
62	P , кВт	3,0	5,5	8,0	10,6	13,1	15,8	18,8	21,9	25,4	29,2
	W , кВт·ч/т	0,109	0,100	0,097	0,096	0,094	0,095	0,097	0,099	0,102	0,106
80	P , кВт	3,4	6,1	8,8	11,5	14,2	17,0	19,6	22,6	25,8	29,2
	W , кВт·ч/т	0,123	0,110	0,106	0,104	0,103	0,102	0,101	0,102	0,104	0,106
115	P , кВт	4,2	7,1	10,4	13,3	16,3	19,3	22,4	25,0	28,3	31,6
	W , кВт·ч/т	0,152	0,129	0,126	0,121	0,118	0,117	0,116	0,113	0,114	0,115
б) при отсутствии погрузочного щита											
40	P , кВт	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4	4,7	5,4	6,1
	W , кВт·ч/т	0,089	0,067	0,058	0,054	0,052	0,050	0,050	0,051	0,052	0,056
62	P , кВт	1,3	1,8	2,3	2,8	3,3	3,8	4,3	4,8	5,5	6,2
	W , кВт·ч/т	0,134	0,092	0,077	0,070	0,066	0,061	0,060	0,061	0,062	0,064
80	P , кВт	1,8	2,2	2,6	3,0	3,4	3,9	4,4	4,8	5,4	6,1
	W , кВт·ч/т	0,240	0,138	0,106	0,090	0,082	0,078	0,075	0,071	0,072	0,074
115	P , кВт	2,7	3,5	3,8	4,1	4,4	4,7	5,0	5,3	5,7	6,3
	W , кВт·ч/т	0,450	0,359	0,241	0,192	0,163	0,144	0,128	0,118	0,111	0,112

При увеличении скорости перемещения, свыше 6–7 м/мин, удельные энергозатраты выгрузки с погрузочным щитом начинают увеличиваться, а при отсутствии щита — они еще уменьшаются или увеличиваются, но очень незначительно.

2. Критические скорости перемещения комбайна при выгрузке угля на конвейер с погрузочным щитом меньше в сравнении с критическими скоростями перемещения комбайна при работе его без погрузочного щита примерно на 35, 30, 15 и 10%, соответственно при частотах вращения шнека 40, 62, 80 и 115 об/мин.

3. Зоны оптимума удельных энергозатрат выгрузки угля шнеком с погрузочным щитом определяются примерно в интервалах скоростей перемещения 4...6 м/мин (0,072...0,074 кВт·ч/т), 5...6 м/мин (0,094...0,095 кВт·ч/т), 6...8 м/мин (0,101...0,102 кВт·ч/т) и 8...9 м/мин (0,113...0,114 кВт·ч/т), а при выгрузке угля шнеком без погрузочного щита устанавливаются примерно в интервалах скоростей перемещения 6...8 м/мин (0,050...0,051 кВт·ч/т), 6...8 м/мин (0,060...0,061 кВт·ч/т), 8...9 м/мин (0,071...0,072 кВт·ч/т) и 9...10 м/мин (0,111...0,112 кВт·ч/т), соответственно при частотах вращения шнека 40, 62, 80 и 115 об/мин.

4. Выгрузка угля на забойный конвейер шнеком диаметром 0,8 м совместно с погрузочным щитом при больших (6 м/мин и выше) скоростях перемещения обуславливает необходимость использования электродвигателя с высокой энерговооруженностью. Это подтвердили результаты эксперимента. В частности, при изменении скорости перемещения от 6 до 10 м/мин мощности при выгрузке составили значения примерно 13...25 кВт, 16...30 кВт, 13...30 кВт и 20...32 кВт, соответственно при частотах вращения шнека 40, 62, 80 и 115 об/мин.

Проведенные экспериментальные исследования выгрузки угля на забойный конвейер шнеками диаметром 0,8 м, 0,63 м и 0,56 м совместно с погрузочным щитом или при его отсутствии, позволили сделать следующие общие выводы:

1. Оптимальный режим работы очистного комбайна по выгрузке угля на забойный конвейер рекомендуется при использовании шнека

а. диаметром 0,56 м, с консольными лопастями, вращением от «кровли к почве», высотой погрузки не более 0,1 м, работа совместно с погрузочным щитом при скорости перемещения комбайна примерно 4,5...5,5 м/мин;

б. диаметром 0,63 м, с консольными лопастями, вращением от «почвы к кровле», высотой погрузки не более 0,133 м, работа совместно с погрузочным щитом при скорости перемещения комбайна примерно 4,5...5,5 м/мин, а в случае работы с «неполноразмерным» щитом — скорость перемещения примерно 5,5...6,5 м/мин;

с. диаметром 0,8 м, со сплошной ступицей, вращением от «кровли к почве», высотой погрузки не более 0,183 м, при работе комбайна в забоях, подвигающихся по падению пласта с углом падения 9...10 град., с погрузочным щитом и скоростью перемещения примерно 4,5...8 м/мин, а без погрузочного щита — со скоростью перемещения комбайна 8...10 м/мин.

2. Результаты экспериментальных исследований позволили установить, что при работе очистного комбайна совместно с погрузочным щитом на тонких пластах особенно целесообразно применение шнеков с консольными лопастями, которые обуславливают повышение минутной производительности выгрузки угля на забойный конвейер.

3. При эксплуатации комбайна в пласте мощностью 0,4 м, со шнеком диаметром 0,8 м, вращении его от «кровли к почве», высотой погрузки 0,183 м, с углом падения пласта 9град., работа без погрузочного щита обуславливает снижение мощности выгрузки (примерно в 4 раза).

Библиографический список

1. **Бойко Н.Г.** Погрузка угля очистными комбайнами. — Донецк, 2002.— 157 с.
2. **Гридин Ю.А.** Исследование и создание погрузочных устройств узкозахватных шнековых комбайнов (пример комбайна 2К-52).— Автореф. дис. ... канд. техн. наук.— М., 1972. — 20 с.
3. **ОСТ 12.44.258-84** «Комбайны очистные. Выбор параметров и расчет сил резания и подачи на исполнительных органах. Методика. — М.: Изд-во стандартов, 1985. — 107 с.

4. **Миничев В.И.** Угледобывающие комбайны, конструирование и расчет. — М., 1976. — 248 с.
5. **Тарасевич В.И.** Повышение производительности выгрузки угля очистными комбайнами для тонких пластов со шнековыми исполнительными органами. — Дис. ... канд. техн. наук. — Донецк, 1979. — 192 с.

© Тарасевич В.И., Тарасевич А.В., 2005

УДК 622.3(477)+338.242

СЕЛЕЗНЕВ И.Н. (ДонНТУ), КУЗЬМИЧ О.Ю. (Донецкая облгосадминистрация), ГРЫШКО Л.В. (ДонНТУ)

ФОРМИРОВАНИЕ МЕХАНИЗМА ОЦЕНКИ СОЦИАЛЬНОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ В РЕГИОНАЛЬНОМ АСПЕКТЕ

Исходя из значимости предприятий угольной промышленности для социально-экономического развития углепромышленных регионов, в первом приближении сформирован механизм оценки социальной эффективности деятельности угледобывающего градообразующего предприятия на основе выделения факторов этой эффективности и разработки показателей их количественной оценки с последующей интеграцией механизма в систему экономических критериев.

Угольная отрасль, призванная обеспечивать энергетическую независимость государства и его экономическую безопасность, в то же время является средоточием многих нерешенных проблем, пересечением интересов социальных, экономических, политических и иных институтов общества. Не прекращаются дискуссии о роли государства в развитии угольной промышленности Украины, о целесообразности выделения значительных, до 4-5% бюджета страны, дотационных средств для поддержки развития отрасли, и какова ее значимость в решении общенациональных задач экономического развития [1].

Проводимое на протяжении практически всего периода независимости Украины масштабное реформирование отрасли не смогло существенно улучшить экономическую эффективность ее деятельности. Неоднозначны и результаты десятилетней реструктуризации угольной промышленности, не обеспечившие устойчивого состояния и улучшения финансово-экономических показателей большинства действующих угледобывающих предприятий, не позволившие достичь приемлемого уровня производительности труда, но обострившие социально-экономическую и экологическую ситуацию на территориях массового закрытия шахт и депрессивный характер их развития [2].

На фоне совокупной убыточности угледобывающей отрасли о достижении ее конкурен-

тоспособности на внешнем рынке вряд ли может идти речь. На внутреннем же рынке, с позиции учета общенациональных интересов, конкурентоспособность отрасли не может быть оценена только рыночными, экономическими механизмами [3]. Необходима разработка комплексного интегрированного подхода к оценке, учитывающего совокупную экономическую и общенациональную результативность деятельности отрасли.

На современном этапе все больше превалирует мнение, что государство не может рассматривать угольную отрасль только как объект собственной предпринимательской деятельности с расчетом получения прямой экономической выгоды, и что с позиции макроэкономических интересов, у государства нет иной возможности кроме как осуществления полной дотационной политики в отрасли во избежание непредсказуемых негативных социально-экономических последствий прекращения дотирования и либерализации угольной промышленности [3].

Для подтверждения безальтернативности данной политики, необходимо формирование механизма оценки на макро- и микроуровне общегосударственной, социальной значимости отрасли в целом и социальной эффективности деятельности каждого угледобывающего предприятия или их объединения в отдельности, особенно если предприятие является базо-

вым, градообразующим для территориального образования. Необходима разработка теоретико-методологической базы для осуществления данной оценки и ее трансформация в методологию разработки государственных программ развития угольной отрасли и национальной энергетической стратегии в целом.

Учитывая региональный характер размещения угледобывающих предприятий, большинство которых и наиболее проблемных из них сосредоточено в Донецкой и Луганской областях, безусловен определяющий характер влияния отрасли на эффективность решения стратегических задач социально-экономического развития углепромышленных регионов [4].

В данном исследовании осуществлена попытка формирования механизма оценки на региональном и территориальном уровнях социальной эффективности деятельности угледобывающего предприятия, являющегося базовым для территориального образования, на основе выделения факторов этой эффективности и разработки показателей количественной оценки этих факторов.

Экономическая эффективность деятельности угледобывающего предприятия или их различных объединений может быть оценена с позиции его финансового потенциала и доходности (Π) за определенный анализируемый промежуток времени не менее срока окупаемости капитальных вложений [3].

$$\Pi = \sum_{i=1}^n \frac{(\Pi_{oi} + \Pi_{ai} - N_i)}{(1+R)^i} + \frac{C_{ост}}{(1+R)^n} - C_{тек}, \text{ тыс. грн.},$$

где Π_{oi} — прибыль за счет деятельности предприятия в i -ом году анализируемого периода, тыс. грн.; Π_{ai} — прибыль от использования нематериальных активов в i -ом году, тыс. грн.; N_i — налоговые отчисления в i -ом, тыс. грн.; R — ставка дисконтирования денежных потоков, доли; n — продолжительность анализируемого периода, лет; $C_{ост}$ — остаточная стоимость имущественного комплекса предприятия на конец анализируемого периода, тыс. грн.; $C_{тек}$ — текущая стоимость имущественного комплекса предприятия на начало анализируемого периода, тыс. грн.

В свою очередь Π_{oi} можно определить следующим образом:

$$\Pi_{oi} = D_i [C_i - (C_i + \frac{K_i}{D_i}) + A_i],$$

где D_i — объем производства продукции в натуральных единицах, тыс. тн. в год; C_i — цена единицы произведенной продукции, грн./тн.; C_i — себестоимость единицы произведенной продукции, грн./тн.; K_i — капитальные вложения в i -м году на простое и расширенное воспроизводство, тыс. грн.; A_i — амортизационные отчисления в i -м году, тыс. грн.

Учитывая граничность запасов в пределах шахтного поля или его технологически обоснованной части (горизонта, блока, панели), целесообразно за анализируемый период принимать время отработки вскрытых или подготовленных запасов в пределах указанной части шахтного поля. В данном случае анализируемый период будет соответствовать законченному с точки зрения технологического содержания и полноты эксплуатации капитальных вложений этапу развития предприятия.

Далее выделим наиболее существенные на наш взгляд факторы социальной эффективности деятельности градообразующего угледобывающего предприятия и формализуем показатели их количественной оценки. Принимаем размерность критериев «тыс. грн.», учитывая необходимость интегрирования механизма оценки социальной эффективности с системой экономических показателей.

Первый фактор. Угольная промышленность относится к высокооплачиваемым отраслям промышленности, особенно ее угледобывающие предприятия, что обусловлено тяжелыми, вредными для здоровья и опасными условиями труда горняков. Превышение уровня оплаты труда на угольном предприятии средневзвешенного в регионе в определенном смысле можно отнести к положительному социальному эффекту деятельности и оценить следующим показателем:

$$CЭ_1 = \sum_{i=1}^n \frac{(\Phi O_{yi} - \Phi O_{cpi}) \cdot N_{zi}}{(1+R)^i} \cdot k_{ym}, \text{ тыс. грн.},$$

где ΦO_{yi} — средний уровень оплаты труда и начисляемых на фонд оплаты труда сборов во внебюджетные фонды на одного работника

угольного предприятия в i -ом году анализируемого периода, тыс. грн.; $\Phi O_{cp i}$ — средний уровень оплаты труда и начисляемых на фонд оплаты труда сборов во внебюджетные фонды на одного трудящегося в регионе (территориальном образовании) в i -ом году, тыс. грн.; k_{ym} — понижающий коэффициент, учитывающий тяжесть условий труда на угольном предприятии, $k_{ym} < 1$.

Отрицательное значение данного критерия свидетельствует о негативном социальном эффекте деятельности угледобывающего предприятия.

Второй фактор. В части занятости и регулирования рынка труда, альтернативой деятельности угледобывающего предприятия может быть экономически поддерживаемая государством миграция и создание новых рабочих мест в рамках планов развития территориального образования для трудоустройства высвобождающихся в связи с возможным закрытием шахты [4]. Тогда социальная эффективность деятельности угольного предприятия в аспекте занятости состоит в отсутствии затрат на реализацию вышеуказанных мероприятий и может быть оценена следующим показателем:

$$CЭ_2 = N_m \cdot C_m + N_{pm} \cdot C_{pm}, \text{ тыс. грн.},$$

$$N_m + N_{pm} = N_{zcp} - N_n - N_{mp}, \text{ чел.},$$

где N_{zcp} — средневзвешенное за анализируемый период количество занятых на угольном предприятии, чел.; N_m , N_{pm} — количество занятых на угольном предприятии, которые в связи с возможным его закрытием потребуют соответственно: субсидий для переезда в другую местность в поисках трудоустройства, государственных дотаций для создания новых рабочих мест, чел.; N_n , N_{mp} — количество занятых на угольном предприятии, которые в связи с возможным его закрытием не потребуют бюджетного финансирования для их последующего трудоустройства соответственно: прекращающих трудовую деятельность в связи с выходом на пенсию и по другим причинам, самостоятельно трудоустраивающихся на местном рынке труда и самостоятельно мигрирующих, чел.; C_m — средневзвешенный раз-

мер субсидий на миграцию одной семьи, зависящий от стоимости переезда и соотношения цен на оставляемое жилье (если такое имеется) и жилье в районе миграции, тыс. грн./чел.; C_{pm} — стоимость создания эффективного рабочего места в рамках планов развития территориального образования, где расположено угольное предприятие, тыс. грн./чел.

Третий фактор. Практически у каждого угледобывающего предприятия, особенно если оно является базовым в территориальном образовании, на балансе находятся объекты соцкультбыта. К социальной эффективности деятельности можно отнести входящие в валовые затраты расходы предприятия, направляемые на содержание жилищного фонда и социальной инфраструктуры:

$$CЭ_3 = \sum_{i=1}^n \frac{Z_{ком i}}{(1+R)^i}, \text{ тыс. грн.},$$

где $Z_{ком i}$ — ежегодные расходы угледобывающего предприятия на содержание коммунальных и социальных объектов за i -ый год анализируемого периода, тыс. грн.

Четвертый фактор. Деятельность угледобывающего предприятия оказывает негативное воздействие на экологию региона, которое компенсируется экологическими платежами. Возможное закрытие предприятия влечет за собой приостановку этих платежей, но не снимает, а только уменьшает техногенную нагрузку на окружающую среду и потребует выделения бюджетных средств на преодоление экологических последствий закрытия шахты [6]. Здесь социальная эффективность деятельности может быть оценена следующим показателем:

$$CЭ_4 = \sum_{i=1}^n \frac{(Z_{эк i} - \Delta Z_{эк i})}{(1+R)^i}, \text{ тыс. грн.},$$

где $Z_{эк i}$ — годовые экологические платежи угольного предприятия за i -ый год анализируемого периода, тыс. грн.; $\Delta Z_{эк i}$ — снижение необходимых экологических затрат в случае прекращения деятельности угольного предприятия за i -ый год анализируемого периода, тыс. грн.

Пятый фактор. Учитывая стратегическое значение для экономики государства практи-

чески единственного собственного энергоносителя, регулируемое ценообразование в отрасли и ее дотационный характер, к социальной эффективности деятельности угольного предприятия можно отнести сумму налоговых платежей и отчислений в различные внебюджетные социальные фонды. Так, в значимом для отрасли 2001 году, в котором была принята государственная программа “Українське вугілля”, при потенциальном доходе угледобывающих предприятий в 7,9 млрд. грн., сумма налогов на прибыль, на добавленную стоимость и других налогов должна была составить 1,5 млрд. грн. [7]. Данный фактор можно оценить следующим показателем:

$$CЭ_5 = \sum_{i=1}^n \frac{(H_i + H\Phi_i)}{(1+R)^i}, \text{ тыс. грн.},$$

где H_i — налоговые платежи угледобывающего предприятия за i -ый год анализируемого периода, тыс. грн.; $H\Phi_i$ — отчисления во внебюджетные фонды угледобывающего предприятия за i -ый год, тыс. грн.

Шестой фактор. Значимость базовой угледобывающей отрасли для всей экономики страны может быть основой для оценки социальной, общенациональной эффективности деятельности угольного предприятия в части его усилий по сохранению и развитию производственных мощностей по добыче стратегического энергоресурса, которая может быть определена следующим показателем:

$$CЭ_6 = A_{cp} \cdot СПМ \cdot \frac{n}{t_{cp}} \cdot \frac{(1+0,01R_{ent})}{(1+0,01R_{entcp})}, \text{ тыс. грн.},$$

где A_{cp} — средняя производственная мощность угольного предприятия за анализируемый период в n лет, сохраняемая (воспроизводимая) за счет собственных средств,

тыс. т. в год; $СПМ$ — среднеотраслевой объем капитальных вложений для ввода в эксплуатацию 1 тыс. т. в год производственной мощности по добыче угля аналогичной марки и качества, тыс. грн./тыс. т. в год; n — продолжительность анализируемого периода деятельности угольного предприятия, лет; t_{cp} — среднеотраслевое время сохранения производственной мощности в 1 тыс. т. в год, введенной в эксплуатацию за счет капвложений в сумме $СПМ$, лет; R_{ent} , R_{entcp} — рентабельность (убыточность) угледобычи соответственно: рассматриваемого предприятия и средневзвешенная по отрасли, %.

Седьмой фактор. Градообразующие угольные предприятия являются мощным фактором развития инфраструктуры, предприятий-смежников, фактором социально-экономического развития территориальных образований в целом. Его возможное закрытие приведет к снижению деловой активности смежников, к нарушению сложившихся хозяйственных связей, к постепенной экономической и социальной деградации территории, если не будет найден эффективный путь диверсификации горного производства[5]. Это подтверждает опыт депрессивных городов, таких как Шахтерск, Горез, Снежное и многих других небольших шахтерских городов и поселков. Здесь социальная эффективность угольного предприятия может быть оценена суммой возможных потерь от сворачивания хозяйственной деятельности в рамках территориального образования и объемов бюджетного финансирования на преодоление социально-экономических последствий развития кризиса в регионе.

$$CЭ_7 = \sum_{i=1}^n \frac{(\Delta H_{cmi} + \Delta H\Phi_{cmi} + \Delta Z_{комcmi})}{(1+R)^i} + \Delta Z_{эпсм}, \text{ тыс. грн.},$$

где ΔH_{cmi} — снижение объемов налоговых платежей предприятий-смежников в результате потери хозяйственных связей с угольным предприятием за i -ый год анализируемого пе-

риода, тыс. грн.; $\Delta H\Phi_{cmi}$ — снижение объемов отчислений во внебюджетные фонды предприятий-смежников за i -ый год анализи-

руемого периода, тыс. грн.; $\Delta Z_{ком см i}$ — снижение объемов финансирования предприятия-смежниками содержания коммунальных и социальных объектов за i -ый год анализируемого периода в результате сокращения хозяйственной деятельности, тыс. грн.; $\Delta Z_{сеп см}$ — затраты на преодоление негативных социально-экономических последствий снижения занятости на предприятиях-смежниках в результате возможного закрытия угледобывающего предприятия, тыс. грн.

Восьмой фактор. Региональный характер размещения угледобывающих предприятий в рамках одного месторождения или его части, специфика подземной угледобычи и многие другие технологические причины, объясняют тот факт, что закрытие одной шахты невозможно без выполнения мероприятий по защите технологических процессов на соседних шахтах, и, прежде всего, без расширения водоотливных комплексов для приема водопритоков закрываемой шахты, других дорогостоящих мероприятий. Необходима организация послеликвидационного содержания закрытого угольного предприятия, затраты на осуществление которого совместно со стоимостью его ликвидации порой превосходят объемы государственных дотаций при продолжении эксплуатационной деятельности [8]. Отсутствие приведенных выше затрат также можно отнести к фактору социальной эффективности деятельности угледобывающего предприятия:

$$CЭ_8 = \sum_{i=1}^n \frac{(Z_{zi} + Z_{ci} + Z_{mbi})}{(1+R)^i}, \text{ тыс. грн.},$$

где Z_{zi} , Z_{ci} , Z_{mbi} — затраты i -го года анализируемого периода соответственно: на возможное закрытие угледобывающего предприятия, на его содержание в послеликвидационном периоде, на мероприятия по обеспечению технологической безопасности соседних шахт, тыс. грн.

Девятый фактор, который по нашему мнению наиболее сложно поддается оценке. Регулируемое ценообразование в отрасли, политика сдерживания роста цен на уголь и ряд других объективных и субъективных факторов приводят к межотраслевому дис-

балансу результативности деятельности предприятий угольной промышленности и потребителей энергетического сырья, и, прежде всего, металлургических предприятий. Здесь социальная эффективность деятельности угольного предприятия в первом приближении может быть определена как сумма недополученной части прибыли от реализации конечного продукта-металла при ее распределении между участниками создания этого продукта пропорционально понесенным ими затратам:

$$CЭ_9 = \sum_{i=1}^n \frac{(P_{kni} \cdot d_{эci} - P_{mi})}{(1+R)^i}, \text{ тыс. грн.},$$

где P_{kni} — прибыль от реализации конечной продукции, изготовленного с использованием добытого угледобывающим предприятием топлива за i -ый год анализируемого периода, тыс. грн.; $d_{эci}$ — доля стоимости добытого угледобывающим предприятием топлива в затратах на изготовление конечного продукта в i -ом году анализируемого периода, долей; P_{mi} — прибыль (убытки) рассматриваемого угольного предприятия от угледобычи за i -ый год анализируемого периода, тыс. грн.

Общегосударственная значимость угольного предприятия может быть определена с позиции оценки социальной эффективности создаваемого им продукта — практически единственного для государства энергоносителя, разведанных запасов которого в Украине более 50 млрд. тонн, и роль которого внутри страны и в общемировой системе энергопотребления в ближайшие годы несомненно будет возрастать [9,10].

Данные показатели оценки различных аспектов социальной эффективности деятельности угледобывающего предприятия имеют ту же размерность что и критерий экономической эффективности — тыс. грн., но простое их суммирование было бы не корректным, т.к. неодинакова значимость оцениваемых аспектов для различных регионов, территорий и в целом для экономики страны. Показатели могут иметь как положительное, так и отрицательное значение при позитивном или негативном социальном эффекте его деятельности по одному из

девяти рассматриваемых факторов. Сформированный на их основе механизм оценки может быть использован при принятии большого круга решений в части планирования развития угледобывающих предприятий при анализе их общественной, социальной значимости, и, прежде всего, градообразующих предприятий, во многом определяющих социально-экономическое состояние углепромышленных административных образований [11].

Приведенный механизм оценки и входящие в него показатели не являются законченным методологическим инструментом, требует дальнейшего уточнения и развития, и является фрагментарной попыткой обоснования закрепления роли угля для Украины, как базового энергоносителя, и создания устойчиво функционирующей угольной отрасли, как основы энергетической независимости и экономической безопасности государства.

Библиографический список

1. **Черватский Д.Ю.** Угольная промышленность Украины: между неолиберализмом и неокейнсианством // Прометей, 2004. — № 2 (14).
2. **Рассуждай Л.Н.** Экономическая стратегия развития угольной отрасли: механизм формирования и реализации: Монография / НАН Украины. Ин-т экономики промышленности. — Донецк, 2003. — 116с.
3. **Развитие угольной промышленности в контексте энергетической стратегии Украины /** Амоша А.И., Ященко Ю.П., Чилик А.И. и др. — Донецк: ИЭПИ НАН Украины, 2002. — 340с.
4. **Лукьянченко А.А., Ермаков В.Н., Денисов Ю.Д.** Взаимодействие территориальных и отраслевых органов управления в процессе реструктуризации // Уголь Украины. — 2003.
5. **Підгайна О.** Місцеві громади в контексті реструктуризації вугільної галузі // Управління сучасним містом, 2003. — № 1-3 (9).
6. **Измалков А.В.** Экологический риск и безопасность при техногенных преобразованиях недр в процессе горного производства. — М.: ННЦГП-ИГД им. А.А. Скочинского, 2004. — 373с.
7. **Ященко Ю.П.** Политика финансово-экономического регулирования и финансирования угольной промышленности из государственного бюджета // Економіка промисловості, 2001. — №1 (11).
8. **Коновалюк В.И.** Рыночные преобразования в добывающих отраслях Украины // Економіка промисловості, 2003. — № 2 (20).
9. **Ставицька О.** Вугільна галузь України: стан та перспективи розвитку // Управління сучасним містом, 2004. — №10-12 (16).
10. **Проблеми сталого розвитку і безпечної експлуатації вугільних шахт України /** Півняк Г.Г., Бондаренко В.І., Голінько П.І. та інші. // Уголь Украины., 2003.
11. **Амитан В.Н., Зорина Е.И., Лукьянченко А.А.** Город: проблемы демократических и рыночных трансформаций. — Донецк: ИЭПИ НАН Украины, 2001. — 217с.

© *И.Н. Селезнев, О.Ю. Кузьмич, Л.В. Грышко, 2005*



ВАЛЕНТИН СЕРАФИМОВИЧ ИВАНОВ

(20.08.1933 – 12.09.2005)

На 73-м году жизни умер Валентин Серафимович Иванов — крупный специалист в области прогнозирования внезапных выбросов угля и газа, работы которого хорошо известны шахтерам Донбасса и всем, связанным с названной проблемой.

К началу 50-х годов прошлого века на шахтах произошло несколько аварий с тяжелыми последствиями. По решению правительства разворачивается работа по прогнозированию и предупреждению внезапных выбросов. К работам по прогнозированию внезапных выбросов привлекают крупного сейсмолога — академика Г.А. Гамбурцева, который предложил использовать для прогноза выбросов аппаратуру и методику сейсмологов. Сначала в ГеоФИАНе АН СССР, а затем в ИГД АН СССР под общим научным руководством академика А.А. Скочинского организуют Геофизическую лабораторию. Основная цель работы этой лаборатории — разработка технических

средств и методов прогноза внезапных выбросов угля и газа. Возглавляет ее М.С. Анцыферов. Большая часть экспериментальных работ проходит в Донбассе, на шахте «Юнком». Именно здесь пересеклись жизненные пути М.С. Анцыферова и В.С. Иванова — молодого выпускника Днепропетровского горного института. Эта встреча определила весь жизненный путь В.С. Иванова и, как показали дальнейшие события, предопределила тот облик прогноза, с которым мы знакомы сегодня.

Через некоторое время в Донбассе создана Центральная научно-исследовательская сейсмоакустическая станция (ЦНИСАСД), которая затем была реорганизована в лабораторию прогноза выбросоопасности по акустической эмиссии угольных пластов ДонУГИ-ДонНИИ. Около 40 лет эту лабораторию возглавлял В.С. Иванов. Творческая атмосфера, созданная М.С. Анцыферовым и В.С. Ивановым, и энтузиазм сотрудников позволили впервые провес-

ти ряд экспериментов и получить важные результаты.

Г.К. Бойко провел цикл опытов с жидкостными датчиками давления, которые размещались далеко впереди забоя. Так были впервые получены представления о параметрах эпюры горного давления и ее перемещении по мере подвигания забоя. Результаты этих опытов упоминают теперь в большом количестве монографий и учебников.

Н.Б. Паршиков провел сопоставительные наблюдения конвергенции вмещающих пород и активности акустической эмиссии. С тех пор мысль о том, что акустическая эмиссия — это неперенный спутник сдвижения пород в окрестности забоя, стала очевидной.

При участии сотрудников лаборатории, И.М. Лавров и Я.Я. Каган впервые проводят опыты по локации очагов импульсов АЭ в окрестности кутка лавы и получают подтверждение того, что куток — концентратор напряжений, и его окрестность «притягивает» к себе большинство очагов импульсов АЭ.

Сам М.С. Анцыферов впервые провел наблюдения с помощью микросейсмической аппаратуры за ходом развития Ташкентского землетрясения. Теперь микросейсмические наблюдения стали стандартной процедурой в практике сейсмологов, они помогают уточнить прогноз землетрясений и извержений вулканов на коротких интервалах времени наблюдений.

В 50-х годах в ходе большого количества установочных экспериментов сформулированы технические требования к звукоулавливающей аппаратуре первого поколения. На опытных образцах этой аппаратуры впервые получены «акустические» описания внезапных выбросов, впервые на основе аппаратных наблюдений высказано положение о наличии характерных фаз развития выбросов и измерены их длительности. Эти описания включены теперь в статьи и монографии о внезапных выбросах. Но способа прогноза еще нет. Причина в том, что даже точное предупреждение о месте и времени выброса не совпадает с технологической целью работы — добычей угля. Важнее оказывается предотвратить выбросоопасную ситуацию и, в подавляющем большинстве случаев, после прогноза «опасно» и выполнения профилактических мероприятий (или после остановки забоя на некоторое время) ничего не происходит — надежность прогноза ка-

жется недостаточной. Поэтому пока происходит накопление информации о выбросах и особенностях их звукового сопровождения на разных стадиях формирования и развития ситуаций.

В 60-х годах откристаллизовалась мысль, которая, по собственным словам Валентина Серафимовича, витала в воздухе, но не находила практического воплощения: необходимо прогнозировать не внезапные выбросы, а потенциально опасные ситуации. Сам В.С. Иванов считал осознание важности положения о потенциальной опасности — состоянии забоя, при котором необходимо выполнить профилактические мероприятия по борьбе с выбросами — своей главной научной заслугой. К этому времени М.С. Анцыферов и Н.Г. Анцыферова разработали математическую теорию прогноза по акустической эмиссии, и оказалось возможным сформулировать первую методику прогноза по акустической эмиссии. В этой методике был найден компромисс между техническими возможностями сейсмоакустических наблюдений и потребностями горняков. Отпала необходимость выполнения дорогостоящих профилактических мероприятий в прогнозируемых безопасных зонах. Без ущерба безопасности ведения горных работ было отменено более 70% общего объема профилактических мероприятий. Открылась дорога к широкому применению прогноза. В 70-х и 80-х годах масштабы применения прогноза по АЭ достигли своего исторического максимума: прогнозирование по акустической эмиссии применяли более 70 шахт Донбасса, одновременно под контролем звукоулавливающей аппаратуры обрабатывали около 400 очистных и подготовительных забоев. Народнохозяйственный эффект от применения прогноза составил многие миллионы рублей. Жизнь подтвердила правильность поставленной цели, поскольку задача прогноза времени и места выброса в общем виде не решена до сих пор.

В.С. Иванов обладал редким даром увидеть в работе коллег ростки новых здравых идей, он умел найти практическую полезность и «приспособить» новую разработку к текущим проблемам горного производства так, как никто другой. Имея острый практический ум, Валентин Серафимович уделял большое внимание работе с рядовым и руководящим

составом служб прогноза. Из этого общения немедленно возникали предложения по совершенствованию методики прогноза и постановки задач для исследований. Именно так родилась одна из методик применения сейсмоакустических наблюдений — управление интенсивностью ведения горных работ в зависимости от текущего состояния выбросоопасного массива.

Валентину Серафимовичу суждено было прожить на редкость плодотворную жизнь. Если его учителю — М.С. Анцыферову принадлежит честь создания научной школы спе-

циалистов по прогнозу выбросоопасности, то сам В.С. Иванов с полным правом мог бы себя считать основоположником новой профессии — работника шахтной службы прогноза выбросоопасности по акустической эмиссии. Благодаря В.С. Иванову почти полвека многие тысячи работников служб прогноза приносили и приносят пользу обществу и своим семьям.

Как известно, память о человеке существует столько, сколько живут его дела. С этой точки зрения, Валентин Серафимович Иванов воздвиг себе памятник сам.

ООО «Звукоулавливающая аппаратура»

Доцент кафедры горной геомеханики, к.т.н. Деглин Б.М.

СОДЕРЖАНИЕ

Пилюгин В.И. Геомеханические основы ведения горных работ в пликативно нарушенных осадочных массивах.....	3
Ещенко С.А. Особенности вентиляционных систем соляных рудников ГПО «Артемсоль»	8
Улитин Г.М., Царенко С.Н. Расчет обсадной колонны, как цилиндрической оболочки, по полубезмоментной теории.....	10
Трофимов В.А. Симметрия диагонального соединения.....	16
Кириллов А.К., Поляков П.И. Методы определения пористости ископаемых углей.....	17
Бокий Б.В. Опыт изолированного отвода метана из выработанного пространства по неконтролируемой выработке.....	20
Ещенко С.А. Анализ эффективности работы поверхностных главных вентиляционных установок соляных рудников ГПО «Артемсоль» и их вентиляционных систем	26
Чистюхин В.В., Мухаметзянов Р.Г. Теоретическое обоснование возможности повышения эффективности гидрообеспыливания	30
Petr Urban, Jindřich Lát The Utilization of the Mining areas and development on the Mines Determined to the Suppressing of Gas.....	36
Трофимов В.А., Харьковой В.М. Особенности проветривании шахты после остановки вентиляторов главного проветривания.....	43
Почтаренко Н.С. Подготовка в ВУЗе престижных и преуспевающих специалистов	47
Petr Urban, Petr Kubiček Supervision of Diffusive Sources of Methane in Post-mining Areas.....	50
Ещенко С.А. О возможности применения на соляных рудниках ГПО «Артемсоль» подземных вентиляторов главного проветривания.....	55
Сухоруков В.П. Расчет депрессии кассетного трубопровода при изменении его воздухопроницаемости в процессе разгазирования тупиковой выработки после пожара	58
Bulgakov Y.F., Falko S.V., Melnikova V. Aerodynamic Interaction of Drop Liquid with Ventilation Flows when Fires Occur in Underground Workings.....	61
Негрей С.Г. О возможности предотвращения повторного пучения пород почвы горных выработок после их подрывки.....	65
Artamonov V.N., Nikolayev Y.B., Borshch I.V. Some Peculiarities of Dust Formation under the Conditions of Coal Destruction.....	68
Пилюгин В.И., Гавриш Н.Н., Мирошниченко И.А. Прогнозирование конвергенции контура подготовительных выработок, поддерживаемых в пликативно нарушенной толще пород.....	72
Касьян Н.Н., Сахно И.Г. Влияние схем расположения анкеров в слоистом массиве на его деформационные характеристики.....	84
Bulgakov Y. F., Trofimov V. A., Kharkovoi M. I., Gorbylyova E. V. Estimation of Stability of Ventilation Flows while Having Fires in Excavations Comprising Diagonal Connections.....	87
Соловьев Г.И. Определение параметров силового взаимодействия арочной крепи и жесткой продольной балки.....	90

Кузик І.М., Артамонов В.М., Мокроусова Т.І., Тернова Н.В. Обґрунтування та розробка заходів по зменшенню шкідливого впливу діяльності шахтоуправління "Сніжнеантрацит" на навколишнє середовище.....	100
Джензля Б. Цели и способы групповой локализации гипоцентров горных толчков на примере «Р-метода» для однородной и изотропной среды.....	106
Гусев Ю.А., Комлева Ю.Н. Особенности формирования производственного плана шахты, разрабатывающей группу пластов.....	117
Пырин С.Н. Некоторые особенности управления горным давлением при разработке месторождения каменной соли ГПО «Артемсоль».....	122
Артамонов В.Н. Особенности формирования механизма фильтрации жидкости при увлажнении угольных пластов.....	126
Ворхлик И.Г., Ярембаш И.Ф., Мороз В.Д. О сохранности крепи ликвидированных вертикальных стволов.....	131
Пырин С.Н. Ярусная отработка мощных пластов каменной соли.....	136
Селезнев И.Н., Лизунова М.Ю., Gryшко Л.В. Организация процесса закрытия и ликвидации неперспективных угледобывающих предприятий.....	142
Миньковская М.В. Информационная составляющая в механизме эффективной стратегии диверсификационного развития предприятий.....	151
Горбатов П. А., Потапов В. Г. Рабочая методика определения фактических показателей надежности очистных комбайнов.....	158
Тарасевич В.И., Тарасевич А.В. Погрузочный щит и его влияние на выгрузку угля шнеками малого диаметра.....	164
Селезнев И.Н., Кузьмич О.Ю., Gryшко Л.В. Формирование механизма оценки социальной эффективности угледобывающих предприятий в региональном аспекте.....	171
Отзыв на учебник.....	177
Некролог.....	178
Содержание.....	181

**Вісті Донецького гірничого інституту
Всеукраїнський науково-технічний журнал
гірничого профілю (мовою оригіналу)**

Засновник — Донецький національний технічний університет (ДонНТУ)

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

Редакційна колегія: Александров С.М. (голова) та інші.

Редакційно-видавнича агенція ДонНТУ
83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, Гірничий інститут, 9-й учбовий корпус
Тел.: (0622) 99-99-94, 90-36-31

Редагування, коректура, редакційно-технічне оформлення та комп'ютерна верстка *В.І. Пілюгіна*

Підписано до друку 26.10.2005 р. Формат 60×84 ¹/₈. Папір PolSpeed. Друк різнографічний.
Ум. друк. арк. 21,16. Обл. вид. арк.20,02. Тираж 300 прим.