МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ, МОЛОДІ ТА СПОРТУ УКРАЇНИ
КРАСНОАРМІЙСЬКИЙ ІНДУСТРІАЛЬНИЙ ІНСТИТУТ
ДЕРЖАВНОГО ВИЩОГО НАВЧАЛЬНОГО ЗАКЛАДУ
«ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»

ПРОБЛЕМИ ГІРНИЧОЇ ТЕХНОЛОГІЇ

ЗБІРНИК МАТЕРІАЛІВ
РЕГІОНАЛЬНОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ

30 листопада 2012 року

Красноармійськ-2012

УДК 622 (06)

Проблеми гірничої технології: матеріали регіональної науково-практичної конференції, Красноармійський індустріальний інститут ДонНТУ, 30 листопада 2012 р.- Донецьк: Цифрова типографія, 2012.- 392 с.

У збірнику представлені праці регіональної науково-практичної конференції, яку проводила кафедра розробки родовищ корисних копалин Красноармійського індустріального інституту ДонНТУ. Основні напрямки роботи конференції – геомеханічні проблеми розробки корисних копалин; перспективні технології розробки родовищ корисних копалин; проблеми гірничої механіки; проблеми охорони праці і навколишнього середовища; соціально-економічні і організаційні проблеми вуглевидобутку. Матеріали віддзеркалюють рівень наукових інтересів, науковий та освітній потенціал спеціалістів і студентів Красноармійського та інших регіонів України.

.

Комп’ютерна верстка Рязанцев М.О.

◙ Красноармійськ, КІІ ДонНТУ, 2012.

З М І С Т

ГЕОМЕХАНІЧНІ ПРОБЛЕМИ РОЗРОБКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Касьян Н.Н., Дрипан П.С., Андрейко В.А., Антипов А.А., Кулиш А.А. Перспективные направления совершенствования технологи применения анкерной крепи 8

Стариков Г.П., Худолей О.Г., Завражин В.В., Дегтярь С.Е., Шажко Я.В, Соколов В.К. Экспериментальные исследования газодинамической активности краевой части выбросоопасного угольного пласта 14

Рязанцев А.Н., Рязанцев Н.А., Рязанцева Н.А., Лященко М.А. Особенности деформирования и разрушения аргиллитов и алевролитов 24

Рязанцев Н.А., Рязанцев А.Н., Лященко М.А., Рязанцева Н.А. Смысл коэффициента поперечной деформации при неравнокомпонентном объемном сжатии 36

Рязанцев Н.А., Рязанцев А.Н., Рязанцева Н.А. О чем свидетельствует наличие вывалов в кровле и пучение почвы в выработках ОП «Шахта «Стаханова» 42

Рязанцев А.Н., Лященко М.А., Носач А.К. Условия возникновения вывалов в выработках ОП «Шахта «Стаханова» 45

Халимендик Ю.М., Заболотная Ю.А. Особенности формирования зон повышенного горного давления в условиях Западного Донбасса 55

Халимендик Ю. М., Барышников А. С. О работе однобалочной крепи сопряжения 62

Кодунов Б.А. Развитие деформаций в основной кровле пласта при подвигании очистного забоя 66

Фурман Р.О., Ляшок Я.О. Дослідження проявів гірського тиску при відробці пластів в умовах ВП «Шахта «Стаханова» ДП «Красноармійськвугілля» 72

Болотов А.П. Моделирование первичной посадки труднообрушаемого массива кровли в лаве при поэтапном ее развороте 76

Осокіна Н.О., Нестеренко В. М. Охорона литими смугами підготовчих виробок при повторному використанні 83

Белогуб О.Ю. Анализ формирования вывалов пород кровли очистных забоев Донбасса 88

Стаднюк Е.Д., Козырь С.В. Исследование шага первичной посадки основной кровли для условий пологого пласта 94

Куцерубов В.М., Руденко Я.В. Особливості зсувів порід контуру пластових виробок у зонах впливу дрібно амплітудних диз'юнктивних порушень 100
Новиков А.О., Головко А.В. Об опыте применения комбинированной крепи в подготовительных выработках шахты «Добропольская» 104
Левицький В.Г., Соболевський Р.В. Тріщинуватість кар'єрів декоративного каменю та її вплив на форму природних окремостей 110
Петренко Ю.А., Резник А.В., Пешляев Р. Направления повышения работоспособности арочной податливой крепи 116
Новиков А.О., Чучко С.Г. О влиянии времени установки анкерного крепления относительно забоя по проведению выработки на ее устойчивость 121
Новиков А.О., Чучко В.Г. О влиянии схем и параметров усиливающей анкерной крепи при поддержании выработок комбинированными рамно- анкерными конструкциями на их устойчивость 128
Сахно И.Г., Кириллова А.А. Лабораторные исследования скорости гидратации невзрывчатого разрушающего состава в заряде с теплопоглощающим элементом 132
Сахно И.Г., Малышева Н.Н. Лабораторные исследования комплексных саморасширяющихся смесей, как средств повышения эффективности работы охранных сооружений 138
Сахно И.Г. Управление напряженно-деформированным состоянием массива горнах пород вокруг выработок поддерживаемых за лавой 146
Попов О.О., Бачурина Я. П. Щодо визначення безпечної відстані при підробці підземних водоносних об'єктів 153
Шуляк Я.О. Оценка эффективности способа направленного разрушения монолитных блоков при помощи НРС 158
Сиидов В.Н. Лабораторные испытания компрессионных свойств разрушенных пород при их уплотнении 163
Носач А.К., Пальмин Д.П. Определение параметров зоны опорного давления впереди лавы при отработке пласта m_4^2 в условиях шахтоуправления «Белозерское» 170
Лобков Н.И. Определение шага обрушения породного слоя над выработанным пространством 174
Кольчик А.Е., Волошина Н.И., Кольчик И.Е. Изменение характера вертикальных деформаций подрабатываемой земной поверхности при отработке угольных пластов с труднообрушаемыми кровлями 179
Фомин В.О. Параметры заторления ликвидируемых вертикальных стволов угольных шахт 183

ПЕРСПЕКТИВНІ ТЕХНОЛОГІЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Сынков В.Г., Мартищенко О.Ю. Краткий анализ способов выемки угля для условий шахт Донбасса 189
Сынков В.Г., Кушнир У.Л. Модернизация узла диафрагмы комбайна проходческого фронтального КПФШ "MIR" 194
Ісаєнков О.О., Ісаєнков К.О. Вугільний метан, перспективи видобутку та використання 198
Боблях С.Р., Козяр В.О., Стадник О.С., Ігнатюк Р.М., Гринюк Т.Ю. Технологія підземного вилуговування із застосуванням горизонтальних ділянок свердловин 203
Миронюк А. О., Бачуріна Я. П. Перспективні технології у гірничому виробництві 211
Исаенков А.А., Исаенков К.А. Програмное обеспечение для горнодобывающей промышленности 215
Исаенков А.А., Исаенков К.А. MINEFRAME - Система автоматизированного планирования, проектирования и сопровождения горных работ 221
Попов О. О., Вірич С.О., Лаппо І.М. Сучасний стан стандартизації вугільної продукції 226
Абакумова О.В. Вплив режиму роботи дегазаційної системи шахти на кондиційність вилученої метаноповітряної суміші 232
Денисенко В.П., Бєляєв В.О. Управління кондиційністю метанопловітряної суміші у процесі вилучення метану з підробленого масиву 240

ПРОБЛЕМИ ГІРНИЧОЇ МЕХАНІКИ

Мнухин А.Г., Тишин Р.А., Гого В.Б., Попов А.А., Никифоров М.А., Сыроватченко В.А. Направления энергетической и экологической стабильности шахт Донбасса 244
Триллер Е.А., Приймак А.С. Совершенствование технологи стиковки резинотканевых лент 248
Триллер Е.А., Приймак А.С. Обоснование параметров центрирования конвейерных лент 254
Шестаченко С.В., Савченко А.В., Триллер Е.А. Вспомогательный водоотлив с использованием струйных насосов 257
Савченко А.В., Шестаченко С.В. Триллер Е.А. Разработка технологии и конструктивных элементов по очистке предварительного отстойника 262
Кондратенко В.Г., Процай М.С. Статистическое исследование долговечности работы разгрузочного устройства центробежных

насосов шахты «Родинская» 266
Кушнир У.Л., Подгородецкий Н.С. Повышение эффективности системы пылеподавления очистных комбайнов 268
Ротко М.О., Тахтаров Є.В., Подгородецький М.С. Комбайнові комплекси для проведення підготовчих виробок 272
Тахтаров Е.В., Сынков В.Г. Дисковые тормозные системы шахтных подъемных установок 277
Петелін Е.А., Хорош В.В. Компенсація реактивної потужності та її стан в системах енергопостачання шахт 282
Батрак В.В. Определение основных геометрических размеров гидроэлеватора с помощью MATHCAD 287
Чернишев В.І. Удосконелення схеми автоматизації періоду уповільнення в режимі вільного вибігу шахтної підйомної установки 292

ПРОБЛЕМИ ОХОРОНИ ПРАЦІ І НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Антипов И.В., Жуковцов И.В., Баюн Р.Н., Куцерубов В.М. Анализ и прогнозирование производственного травматизма в комплексно- механизированных очистных забоях 295
Ващенко В.И., Лященко М. А. Терриконы Красноармейского углепромышленного района 301
Дуброва Н. А. Закономерности распределения вредных загрязняющих веществ в сложнонарушенном массиве горных пород (на примере ЦРД) 310
Романий С.М., Хорольський А.О, Богданов Я.С. Проблема професійних захворювань шахтарів 317
Браташ О.О. Аналіз нового порядку проведення розслідування та ведення обліку нещасних випадків, професійних захворювань і аварій на виробництві 322
Юсипук Ю. О., Холіч І.В. Перспективи і можливості систем безпеки шахт України 327
Юсипук Ю. О. Предупреждение травматизма во время перекрепления горных выработок 333
Рындина Т.Н., Нестеренко В.М. Основные аспекты проблемы и возможные пути обеспечения надежности функционирования очистных забоїв 336

СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНІ І ОРГАНІЗАЦІЙНІ ПРОБЛЕМИ ВУГЛЕВИДОБУТКУ

Скрипка В.М. Особенности разработки программы технико-

экономического развития горного предприятия в Украине 341
Пуханов А.А. Механизм стратегического и оперативного управления логистическими процессами в ТЕК 345
Школяренко О.О. Управление факторами производительности труда 352
Кодунов Б.О., Бедряк Т.Б., Лященко М.О. Формування основного стратегічного набору для ВП «Шахта «Стаханова» 355
Трунов Д.Н. Принципы организации индивидуальной образовательной деятельности 362
Исаенков А.А., Исаенков К.А. Использование анимации в учебном процессе 371
Трунов Д.Н. Принципы практического применения цифровых подписей 377
Відомості про авторів 386

УДК 622.28.044

КАСЬЯН Н.Н., ДРИПАН П.С. (ДонНТУ), АНДРЕЙКО В.А. (ДонУГИ),
АНТИПОВ А.А., КУЛИШ А.А. (ДонНТУ)

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРИМЕНЕНИЯ АНКЕРНОЙ КРЕПИ

Розглянуто перспективний напрям вдосконалення технології застосування анкерного кріплення на базі нових безклейових способів встановлення анкера.

В настоящее время до 90 % горных выработок поддерживаются металлической арочной податливой крепью, выполненной из тяжелых спецпрофилей. В усложняющихся горно-геологических и горно-технических условиях отработки угольных месторождений, как показывает опыт, они не обеспечивают необходимой устойчивости и безремонтного поддержания выработок. Их возведение является практически не механизированным, трудоемким процессом. Высокая материалоемкость крепей снижает технико-экономические показатели и сдерживает темпы проведения выработок. Анализ проведения ремонтных работ по перекреплению выработок показал, что их стоимость составляет до 70 % от общей стоимости проведения.

Анализ известных разработок и внедрений по креплению и поддержанию выработок в отечественной и зарубежной практике показал, что одним из перспективных направлений является применение анкерной крепи.

На угольных шахтах за рубежом происходит неуклонное увеличение объемов применения анкерного крепления, доля которого сегодня составляет: Австралия – 87%, КНР – 83 %, США -52 %. Оно позволяет в 5-10 раз уменьшить расход металлопроката, бетона, леса; в 3-5 раз повысить производительность работ при креплении выработок; в 2-3 раза повысить темпы проходки; вдвое сократить затраты на крепление и поддержание крепи в рабочем состоянии во время эксплуатации. В условиях шахт Украины объем применения анкерной крепи составляет 1-2 % от общего количества. Одной из основных причин, препятствующих широкому внедрению анкерной крепи на шахтах является не достаточное понимание

ее роли в процессе поддержания выработки, а также отсутствие нормативной базы, позволяющей с учетом конкретной геомеханической ситуации и опыта использования, обосновано принимать параметры крепления.

Существующие способы закрепления анкерной крепи условно можно разделить на три группы. К первой группе относятся способы закрепления, основанные на использовании замков различной конструкции, которые распираются в шпуре при вращении анкера. Несущая способность анкера составляет 20-60 кН при времени установки анкера 2-5 мин.

Ко второй группе относятся способы закрепления предусматривающие использование вяжущих материалов. При этом анкер закрепляется на некотором участке или по всей длине. Усилие закрепления анкера таким способом составляет 50-130 кН. Установка анкера производится за 3-5 мин., но включение в работу происходит через более длительный период, связанный с временем схватывания связующего состава.

Такой способ установки, с использованием полимерных смол, получил наибольшее распространение в отечественной и зарубежной практике.

Наряду с высокой технологичностью, реализация данного способа закрепления анкера связана с использованием дорогостоящей смолы, стоимость которой составляет от 20 до 40 % от общих затрат на установку анкера. По данным «Карбоспецполимеркрепи», стоимость установки одного анкера – 200-250 грн., в том числе стоимость связующего компонента – 100-120 грн. Общие затраты на крепление 1 п. м. выработки анкерной крепью – 1000-2500 грн.

Третью группу составляют способы, в которых закрепление анкера производится без связующих составов и механических замков – беззамковые способы закрепления. Закрепление анкера осуществляется за счет энергии взрыва [1], или за счет выпрямления предварительно смятой внутрь тонкостенной трубы диаметром 41 мм в шпуре диаметром 30-39 мм под действием давления воды 30 МПа [2].

Известен способ закрепления трубчатого тонкостенного анкера с продольным разрезом за счет упругих свойств при введении анкера диаметром 38 мм в шпур диаметром 35 мм. Усилие закрепления составляет от 25 до 50 кН на 1 м. Время установки анкера 2 мин. [2].

Одним из возможных ресурсосберегающих способов установки анкеров является безшпуровая технология разработанная в США.

Способ установки анкерной крепи предусматривающий закрепление анкера без предварительного бурения шпура за счет вдавливания анкера с помощью гидравлической установки в окружающий выработку массив [3]. Сплошной анкерный стержень диаметром 20,6 мм вдавливался в породы

прочностью 30-40 МПа на глубину 0,5–0,8 м. Одной из проблем при реализации данного способа установки анкера является обеспечение заданного направления его установки. К этому можно добавить плохую изученность характера перераспределения сил в зоне установки анкера.

Краткий обзор существующих способов закрепления анкерной крепи показывает, что для их реализации необходимы определенные материальные затраты, связанные с бурением шпуров, специальным изготовлением анкеров, необходимостью применения дорогих связующих материалов, использованием специального оборудования. Поэтому, поиск и разработка ресурсосберегающих способов и средств закрепления анкерной крепи является весьма актуальной задачей. Совершенствование способов закрепления анкерной крепи, на наш взгляд, необходимо вести в направлении разработки и использования малооперационных и простых способов и средств.

Сотрудниками кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» ДонНТУ разработаны новые безклеевые способы установки анкера [4,5]. В первом способе закрепление сплошного анкерного стержня диаметром d_a большим, чем диаметр шпура $d_{\text{ш}}$ осуществляется за счет сил возникающих в породном массиве на контуре шпура.

В предлагаемом способе впрессовка тела анкера в шпур происходит в импульсном режиме, что позволяет существенно уменьшить необходимое для этого давление на торец анкера $P_{\text{âä}}$ по сравнению со статическим режимом и сократить время, необходимое для вдавливания анкера на проектную величину. При этом происходит упруго-пластичное деформирование пород по контакту тела анкера и стенок шпура, а также в его окрестности. При этом происходит передача давления на торец анкера $P_{\text{âä}}$ в радиальных направлениях, перпендикулярных оси шпура, за счет которого упруго сжимаются породы в окрестности шпура. После впрессовки тела анкера до проектного положения сжимающее давление, создаваемое вдоль продольной оси шпура при его установке, не сохраняется. Однако в плоскости, перпендикулярной оси шпура, за счет сил упругого восстановления сжатых при впрессовке пород и тела анкера образуется давление около 200 МПа на стенки шпура и прилегающий массив, что позволяет за счет увеличения коэффициента бокового распора изменить вид и параметры напряженного состояния укрепляемых пород. При этом многократно возрастает прочность укрепляемых пород, повышается устойчивость укрепляемых пород и выработки в целом.

Схема установки анкера приведена на рис.1.

Реализация способа осуществляется следующим образом. Во вмещающем выработку массиве пробурили шпур *1*. Далее на сплошной металлический анкер *2*, который имел диаметр больший, чем диаметр

шпура, устанавливают опорную плиту *3*. После этого вставили свободный конец анкера *2* в шпур *1*. Для удобства вдавливания свободный конец

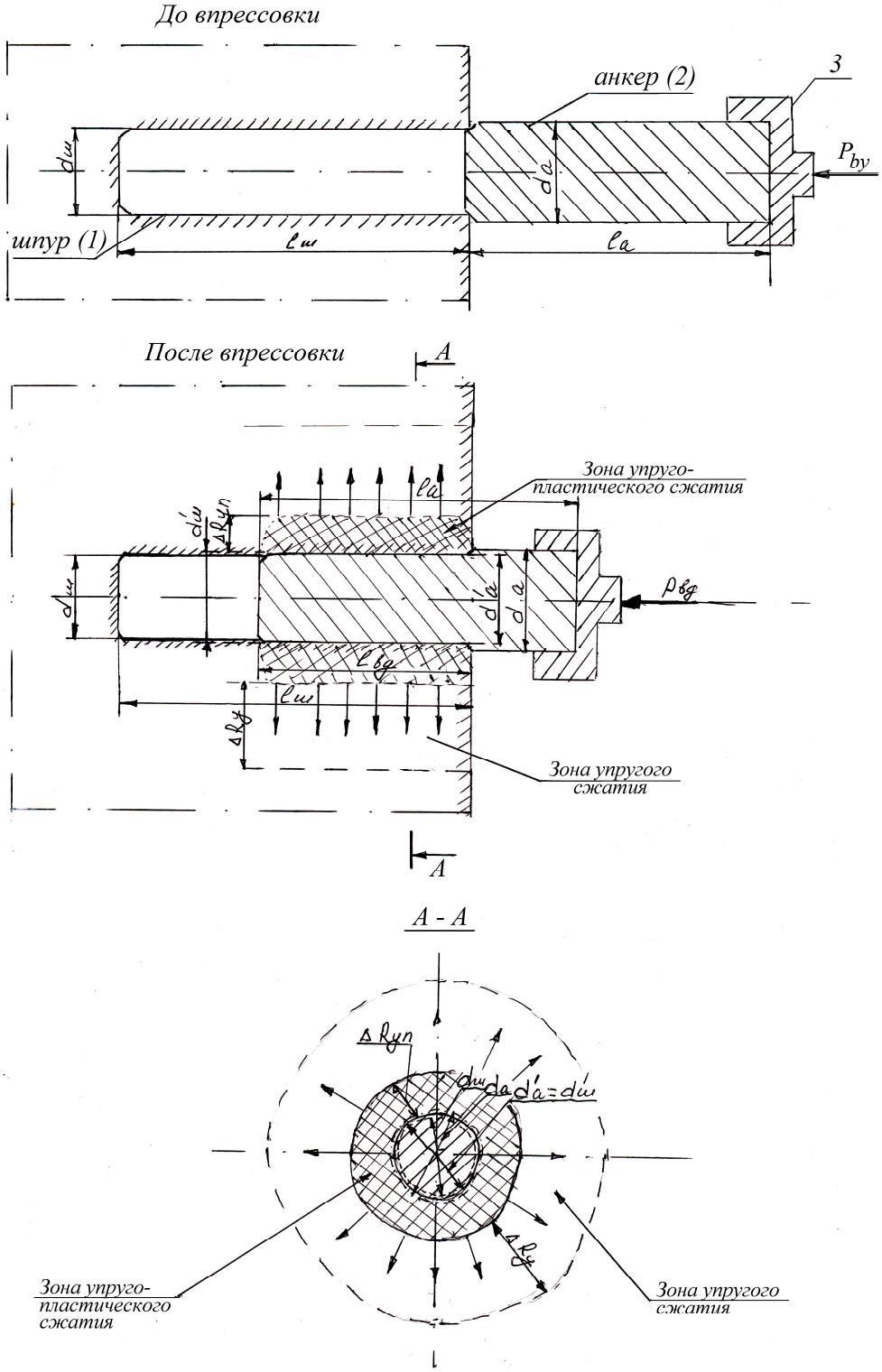


Рисунок 1 – Схема установки анкера: $\ell_{ш}$ – длина шпура, м; $d_{ш}$ – диаметр шпура, м; $d'_{ш}$ – диаметр шпура после впрессовки, м; ℓ_a – длина анкера, м; d_a – диаметр анкера, м; d'_a – диаметр анкера после впрессовки, м; ℓ_{by} – длина впрессовки анкера, м; P_{by} – усилие впрессовки; $\Delta R_{уп}$ – величина

зоны упруго-пластического сжатия, м; ΔR_y – величина зоны упругого сжатия, м.

анкера *2* имел сужение (фаску). Далее в импульсном режиме при помощи отбойного молотка производили впрессовку анкера *2* в шпур *1*. При этом давление на торец анкера 1 находилось в пределах $10\sigma_{пор}^{сж} \le P_{вд} \le \sigma_{анк}^{изг}$, диаметры шпура и анкера подбирали таким образом, чтобы соотношение площадей поперечного сечения шпура $S_{шпур}$ и анкера $S_{анк}$ находилось в пределах $0{,}74 \le \frac{S_{шпур}}{S_{анк}} \le 0{,}93$, а соотношение модулей деформации анкера $E_{анк}^{деф}$ и породы $E_{пор}^{деф}$ находилось в пределах $100 \le \frac{E_{анк}^{деф}}{E_{пор}^{деф}} \le 1000$. Где $\sigma_{пор}^{сж}$ - предел прочности породы на сжатие, Па; $\sigma_{анк}^{изг}$ - предел прочности анкера на изгиб, Па.

В настоящее время проведены аналитические и лабораторные исследования данного способа установки анкера. В ближайшее время планируется проведение шахтных испытаний.

Второй способ закрепления анкерной крепи основан на использовании процессов естественного деформирования стенок шпура. Учитывая тот факт, что зона влияния выработки распространяется на 3-4 её радиус [6], шпур длиной 2-3 м, пробуренный с контура выработки вглубь массива, попадает в зону действия повышенных напряжений. При этом вокруг шпура также формируется зона повышенных напряжений. В связи с тем, что уровень действующих напряжений в окрестности шпура выше чем вокруг выработки, можно с уверенностью предположить, что деформационные процессы вокруг шпура будут происходить с опережением деформированных процессов в породном массиве вокруг выработки. На рис. 2 показаны схемы к объяснению механизма закрепления анкера. Реализация разработанного способа закрепления анкера производится в два этапа. На первом этапе (рис. 2, а) в пробуренных шпур *1* вводится анкер *2*, который с помощью пластмассовой втулки *3* закрепляется в донной части скважины. После этого устанавливают опорную плиту *4* и с помощью гайки *5* производят предварительное натяжение анкера.

На втором этапе (рис. 2, б) за счет деформирования стенок скважины производится закрепление анкера по всей длине, что возможно только в случае, когда конвергенция стенок скважины превышает разность между диаметрами шпура ($d_ш$) и анкера ($d_а$).

Для реализации этого способа закрепления анкера необходимо обоснование ряда технических и технологических аспектов. На первом этапе на основании математического моделирования необходимо

установить зоны повышенных напряжений по периметру выработки, в направлении которых возможна реализация предлагаемого способа закрепления анкера. На втором этапе необходимо проведение инструментальных шахтных наблюдений за деформированием контура стенок шпуров, пробуренных в направлении зон повышенных напряжений вокруг выработки. Результаты шахтных измерений позволят обосновать рациональную величину диаметров шпура и анкера. После этого будут проведены шахтные испытания.

Таким образом, предложенные новые способы закрепления анкеров позволяют значительно (в 1,5-2 раза) снизить затраты на установку анкерной крепи и увеличить объемы ее применения на шахтах Украины.

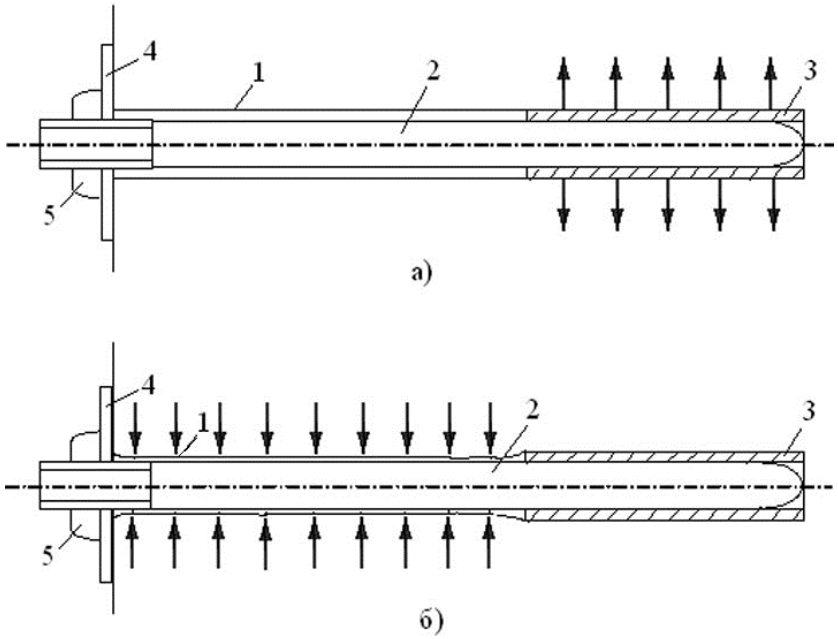


Рисунок 2 – Схема к объяснению механизма закрепления анкера

Литература

1. Анкерная крепь : Справочник / А. П. Широков, В.А. Лидер, М.А. Дзауров и др.- М: Недра 1990.- 205с.
2. Юхимов Я.И. Анкерные крепи и средства контроля за состоянием кровли (зарубежная информация) / Я.И. Юхимов, В.Г. Гальперин // Уголь Украины, 1983. – №10. –С.44-46.
3. Харрелл М.В. Новый гидравлический способ установки анкерных болтов / М.В. Харелл // Mining Congress Journal. – 1971.– №6.
4. Патент на корисну модель №55763 Україна. МКИ E21D 20/00. Спосіб встановлення анкера / Касьян М.М., Новіков О.О., Петренко Ю.А., Дрипан П.С., Шестопалов І.М., Гладкий С.Ю., Виговський Д.Д. – Заявл. 04.06.2010 ; опубл. 27.12.2010 ; бюл. № 24. – 6 с.
5. Патент Украины по заявке №2000063409 от 12.06.2000 г. Спосіб установки анкера / А.П. Клюев, Н.Н. Касьян, П.С. Дрипан,

А.И. Москаленко.
6. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений / Н.С. Булычев – М.: Недра, 1989. – 270 с.

УДК 622.831.322

СТАРИКОВ Г.П., ХУДОЛЕЙ О.Г., ЗАВРАЖИН В.В.,
ДЕГТЯРЬ С.Е., ШАЖКО Я.В, СОКОЛОВ В.К.
(ИФГП НАН Украины)

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГАЗОДИНАМИЧЕСКОЙ АКТИВНОСТИ КРАЕВОЙ ЧАСТИ ВЫБООСООПАСНОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

Проведена оценка газодинамического состояния призабойной зоны пласта k_3 «Колпаковский» «Шахта Коммунарская» по параметрам массопереноса метана в угле и спектрам ЯМР-H^1.

Существующие представления об условиях возникновения и развития внезапных выбросов угля и газа, несмотря на значительное их количество, в принципе можно свести к основным положениям энергетической теории выбросов угля и газа. Согласно этой теории основными факторами, определяющими выбросоопасность угольных пластов, являются: 1) газ, содержащийся в угольном пласте в свободном и сорбированном (адсорбированном, абсорбированном и растворенном в угле) состояниях; 2) закономерное скачкообразное распределение напряжений горного давления на газоносный угольный пласт; 3) характерные для выбросоопасных зон пластов отличия природных физико-механических, физико-химических и структурных характеристик угольного вещества.[1]

Внезапные выбросы являются многостадийными процессами, длительность которых зависит от длительности этапа накопления потенциальной энергии упругих деформаций пород и газа с переходом метаноносного массива в призабойной зоне в предельное напряженное состояние. Изменение напряженно-деформированного состояния углепородного массива, возникающее под действием горных работ, приводит к образованию зоны предельных состояний (необратимых деформаций) в призабойной области. Напряженное состояние в ней изменяется от обобщенного сжатия на границе с зоной влияния выработки до обобщенного сдвига или обобщенного растяжения. При этом механизм

разрушения призабойной части угольного массива будет определяться скоростью разгрузки и видом его напряженно-деформированного состояния.

Анализ выбросов угля и газа, проишедших за последние 15 лет при взрывных работах в режиме сотрясательного взрывания на пластах пологого падения показывает, что интенсивность выбросов в первую очередь определяется природной метаноносностью уголя, причем фактическое метановыделение превышает ее в среднем на 32%, а на пластах крутого падения, в частности при вскрытии, эта величина достигает 44%.[3]

Это может быть объяснено как неравномерным распределением метана в угольном пласте, так и наличием в поровой структуре значительного количества закрытых пор. Последнее утверждение более достоверно, поскольку объем закрытых пор у выбросоопасных пластов превышает объем открытых пор в 2-3 раза и находится в пределах 0,19-0,26 $см^3$/г. Естественно, основной объем метана находится в закрытых порах, а степень газодинамической активности будет определяться условиями трансформации пор в трещины и кинетикой газовыделения метана из угля.

Таким образом, из трех основных факторов выбросоопасности наиболее информативным и наименее изученным является структура газонасыщенного угольного вещества, трансформация которой при определенных условиях способствует образованию выбросоопасной ситуации.

Оценка степени газодинамической активности угольных пластов, основанная на учете частных признаков, вытекающих из существующих механических и энергетических моделей [1] возможна только после произошедших газодинамических явлений (ГДЯ). Данное обстоятельство указывает на то, что существующие нормативные [2] способы прогноза ГДЯ и контроля эффективности противовыбросных мероприятий не обладают необходимой информативностью. При этом основным сдерживающим фактором повышения их надежности является несовершенство существующих геомеханических моделей, которые определяют условия потери устойчивости газонасыщенного угольного массива и механизм его разрушения.

С этой целью была обоснована термодинамическая модель системы уголь-газ, подробно описанная в работе [3]. Базовой основой модели принята макромолекула угля, включающая полимерные цепи и мономерные молекулы газа нагруженные внутренним (поровым) и внешним горным давлением. Согласно общей термодинамической теории состояния газа сорбированного углем оценивается свободной энергией системы. При этом кинетика функционала свободной энергии в первую очередь определяется эффективным коэффициентом диффузии

(массопереноса). Величина этого параметра в зависимости от газонасыщенности угля и соотношения внутреннего и внешнего давления может характеризовать особенности фильтрационных и диффузионных потоков десорбирующегося газа из пластов расзной степени газодинамической активности.

На базе установленных закономерностей в Институте физики горных процессов НАН Украины разработана новая концепция прогноза выбросоопасных зон, основанная на измерении массопереноса метана в угле определяющих количество, давление метана и коэффициент эффективной диффузии ($D_{эфф}$) в краевой части пласта [4].

Оценка количества метана и его давления в пласте базируется на сопоставлении результатов измерений параметров кинетики десорбции газа из угольного штыба в шахтных условиях с данными десорбционного паспорта диагностируемого угольного пласта.

Физическая основа метода определения параметров массопереноса (количества и давления метана, $D_{эфф}$) базируется на результатах лабораторных измерений кинетики десорбции метана и суммирование его количества в угле после предварительного насыщения газом при температуре угольного пласта и различных равновесных давлениях. В испытании метода измеряют количество свободного метана ($Q^{св}$) в трещинах и открытых порах угля, количество адсорбированного метана в них ($Q^{адс}$) и количество метана в микроблоках угля ($Q^{мб}$). Рассчитывают газоносность образцов угля для каждого равновесного давления как сумму всего десорбированного метана: $Q_г=Q^{св}+Q^{адс}+Q^{мб}$. Первые две составляющие газоносности угля при диагностировании угольных проб в шахте существующими методами не определяется из-за потери их при отделении проб угля от пласта. Испытанный метод учитывает эти потери за счет применения предварительного тестирования пласта в виде десорбционного паспорта.

Десорбционный паспорт угольного пласта - это экспериментально установленная информация о корреляции между интенсивностью эмиссии метана из угля, пластовым давлением метана и его содержанием в угле. Для его составления выполняются предварительные лабораторные измерения параметров сорбции метана углем и кинетики десорбции метана из угля.

Определения этих параметров производят с использованием угольных проб, отбираемых со свежеобнаженной поверхности очистного забоя на расстоянии 20-25 м от подготовительных выработок с глубины 0,3-0,5 м. На пластах сложного строения отбирают пробы из каждой пачки. Место отбора должно быть удалено от зон нагнетания воды и других технологических скважин. Время между отбором угольных проб и подготовкой их к метанонасыщению не должно превышать 36 часов.

Для построения десорбционного паспорта пласта используются

угольные пробы с размером фракций 0,2-0,3 мм и массой 20 грамм в количестве не менее 10 штук, которые помещаются в контейнеры высокого давления, и насыщаются метаном при давлении от 0,5 до 10,0 МПа с интервалом 0,5 МПа. Время насыщения должно составлять 360 часов. Затем во время обратного процесса десорбции производят регистрации нарастания давления в герметическом накопительном сосуде. По результатам исследований строятся зависимости $Q=f(t)$ при $P=const$ и $\partial Q/\partial t=f(t)$, (где Q – объем десорбированного метана; P – начальное давление метана при насыщении образцов угля) используемые для составления десорбционного паспорта пласта.

На базе полученной информации устанавливается зависимость $\Delta P_{дес}=f(P_{нас})$ в интервале времени до 100 мин., позволяющая устанавливать давление метана в угольном пласте в месте отбора проб.

На основе предложенной физической модели и разработанной методики обоснованы критерии выбросоопасности: B_1 – учитывающий давление десорбируемого газа и эффективный коэффициент диффузии; B_2 – учитывающий два механизма десорбции метана (в виде отношения фильтрационной и диффузионной составляющей процесса массопереноса метана в угле).

Экспериментальные исследования газодинамической активности в призабойной части выбросоопасного пласта, включающие измерения динамики начальной скорости газовыделения и измерения параметров кинетики десорбции метана, проводились в условиях 12 западной лавы пласта k_3 шахты №22 «Коммунарская» ПАО «ШАХТОУПРАВЛЕНИЕ «ДОНБАСС»

Кроме этого была проведена оценка изменений молекуляроной структуры угля по спектрам ЯМР-H^1 [5] позволяющая учитывать количество резонирующих ядер протонов водорода от ароматической алифатической составляющих угля косвенно характеризующих степень его метаморфизма [6].

Согласно горно-геологическому прогнозу мощность пласта k_3 составляет 1,24 - 1,6 м, в основном 1,39-1,46 м, в среднем 1,41 м. По мере отработки пласта наблюдаются местные увеличения мощности пласта до 1,68м. Длина очистного забоя (средняя) составляет - 265 м. Плотность угля марки «Т» в массиве - 1,64 т/ $м^3$. Очистное оборудование: механизированная крепь – 2КД-90Т, комбайн - РКУ-10, лавный конвейер – СПЦ-271М.

Породы непосредственной кровли мощностью 3,5-4,5 м представлены чередованием сланца песчаного и песчаника:

- сланец песчаный с пределом прочности на сжатие в естественном состоянии 397-1015 кг/ $см^2$, мощностью 2,6-17,9 м, от малоустойчивого категории $Б_3$ до среднеустойчивого категории $Б_4$;

- песчаник серый с пределом прочности на сжатие 927-1206 кг/$см^2$,

мощностью 2,74-6,6 м, от среднеустойчивого $Б_4$ до устойчивого категории $Б_5$.

Основная кровля мощностью до 15 м представлена сланцем песчаным и песчаником от среднеобрушаемого категории $А_2$ до труднообрушаемого категории $А_3$. Породы почвы - $П_3(П_2)$.

Отработка запасов угля 12 западной лавой пласта k_3 выполняется по простиранию пласта по сплошной системе разработки от разрезного ходка в западном направлении. При отработке лавы повторно используется 11 западный конвейерный штрек пласта k_3. Конвейерный штрек проводится с опережением забоя лавы не менее 30 м., сечением в свету 21,4 $м^2$ и в проходке 27,8 $м^2$. Штрек закреплен арочной крепью КМП-А5КМ-12,8 с подставками 1,7-2,5 м. Расстояние между рамами крепи принимается: 2 рамы через 0,5 м + 1 рама через 0,8 м.

Выемка угля в лаве осуществляется самозарубывающимся комбайном РКУ-10 по всей длине лавы с глубиной захвата рабочего органа 0,63 м по односторонней или двухсторонней схеме после выполнения мероприятий по борьбе с газодинамическими явлениями выброса угля и газа.

Для обеспечения суточной нагрузки 790 т в лаве вынимают 2,1 стружки. Подвигание лавы за сутки составляет в среднем 1,26 м, за месяц 32м.

Отработка лавы осложняется мелкоаплитудными нарушениями пликативного характера, которые имеют северо-западное и юго-западное падение.

В поле лавы также присутствуют седиментационные нарушения – раздув пласта до 1,8 м (ПК113+3 м – ПК114), (ПК121+1 м), ПК124, где наблюдаются изменения углов падения пласта и пород с $22\text{-}25^0$ до $35\text{-}45^0$ и наоборот). При отработке лавы также встречаются размывы пласта и непосредственной кровли, размытая часть замещается песчаником. Породы кровли в данных зонах с зеркалами скольжения, весьма неустойчивы, категории $Б_1$, образуют куполообразные вывалы высотой 1,0-1,5 м. Отработка в зоне седиментационных нарушений также осложнена выбросоопасностью пласта.

Комплекс мер по борьбе с газодинамическими явлениями при отработке пласта включает следующие специальные мероприятия:

- верхняя и нижняя ниша: (проводятся около ранее пройденного штрека) выемка производится отбойными молотками в пределах безопасной глубины, определенной по динамике начальной скорости газовыделения. Контрольный шпур для определения зоны разгрузки и безопасной глубины выемки бурится на расстоянии 0,5 м от кутка ниши и ориентирован по ходу движения лавы (по простиранию). В опасных зонах выемка угля производится после гидрорыхления с контролем эффективности или БВР в режиме СВ;

- комбайновая часть лавы: выемка угля в лаве ведется в пределах безопасной глубины определенной по динамике начальной скорости газовыделения. Контрольные шпуры для определения зоны разгрузки и безопасной глубины выемки бурятся по всей длине лавы. Расстояние между контрольными шпурами не более 10 м. В зонах ПГД расстояние между контрольными шпурами не более 5м. Контрольные шпуры, в которых безопасная глубина выемки менее 0,63 м добуриваются до 7м и в них производится нагнетание воды в режиме гидрорыхления с контролем эффективности по динамике начальной скорости газовыделения. Если при бурении контрольных шпуров и скважин гидрорыхления или при выемке угля комбайном наблюдаются признаки внезапного выброса угля и газа, выемка угля производится сотрясательным взрыванием с глубиной шпуров не более 2-х метров.

За время работы 12-й западной лавы пласта k_3 было зафиксировано и задокументированно 9 ГДЯ которые происходили, как правило, в нижней части лавы.

Экспериментальные исследования и включали в себя:

- поинтервальное измерение начальной скорости газовыделения из шпуров. Схема расположения контрольных шпуров представлена на рис.1,2;
- отбор проб штыба для определения параметров кинетики массопереноса. Десорбционный паспорт пласта был составлен предварительно.

На момент проведения исследований в лаве были отмечены следующие особенности:

- от конвейерного штрека, через нижнюю нишу до 10-й секции крепи мощность пласта уменьшается до 1,2 м.;
- нижнюю часть лавы с 5-й по 30 секцию (такое же и в верхней части лавы) отрабатывают с помощью БВР в режиме СВ, после чего образуется трещина между кровлей и пластом ≈ 3 – 4 см.;
- выбросы угля и газа, как правило, наблюдаются из верхней пачки пласта (Рис. 3), а внезапные выдавливания в объеме всего пласта.

Привязка очистного забоя на момент проведения исследований составляла: верх лавы ПК 27+2,2; низ лавы ПК 54+1,1; нижняя ниша ПК 54+3,9; проходческий забой ПК 58+0,4.

Измерение давления, количества метана в угле и эффективной диффузии метана [4] производился с помощью десорбометра ДС-03, разработанного Институтом физики горных процессов НАН Украины и ГП «Петровский завод угольного машиностроения». Десорбометр допущен к эксплуатации в шахтах опасных по газу (Заключение экспертизы № 232.09.00.047.10 МакНИИ и разрешение Территориального управления Госгорпромнадзора по Донецкой области №07/891 от 14.09.09).

Результаты выполненных исследований представлены в таблице 1 и

на рисунке 4 и 5.

Анализ представленных результатов свидетельствует, что глубина зоны разгрузки по данным начальной скорости газовыделения (табл. 1) в очистной забое составляет 2,5 м, в нише 2,0 м, в конвейерном штреке 3,5 м.

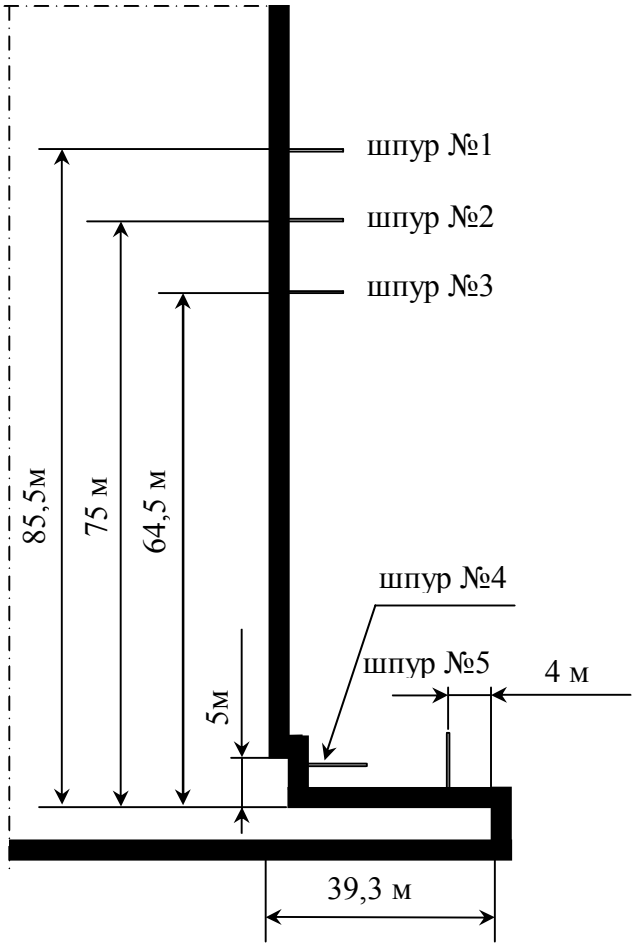


Рисунок 1 – Схема расположения шпуров по лаве

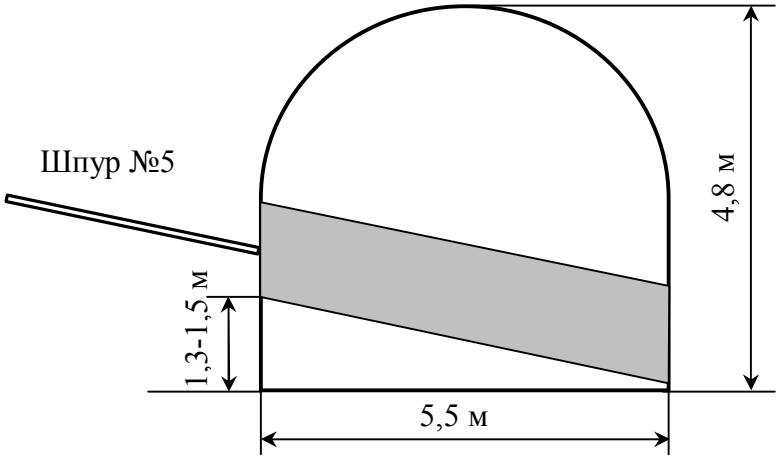
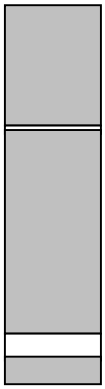


Рисунок 2 – Расположение шпуров в конвейерном штреке



Уголь - 0,43 м

Прослоек углистый сланец?- 0,3

Уголь - 0,73 м

Прослоек углистый сланец?- 0,08-0,1 м

Уголь - 0,07-0,1 м

Нижняя подрывка – 0,18 м

Рисунок 3 - Структура пласта в месте замера на 57 секции

Таблица 1

Результаты измерения начальной скорости газовыделения в шпурах

№ шпура	Начальная скорость газовыделения gн, л/мин						
	1,0м	1,5м	2,0м	2,5м	3,0м	3,5м	4м
1	0	0	след	след	0,29	0	0
2	0	0	след	0,29	1,38	2,51	2,68
3	0	0	0	0,29	след	0	0
4	0	0	1,82	1,51	1,51	2,09	0,29
5	0	0	0	0	след	0,29	0

По данным ЯМР-Н’ спектроскопии (рис. 4) установлено изменения в молекулярной структуре угля, связанной с увеличение площади широкой линии спектра ЯМР-Н’ угольного массива на протяжении 30 м от конвейерного штрека. Установленные закономерности подтверждают наличие геологической нарушености пласта и свидетельствуют, об уменьшение степени метаморфизма угля. Проведенные измерения параметров массопереноса угля в пределах этой зоны и рассчитанные критерий (рис. 5) характеризуют высокою степень газодинамической активности, выражающееся в проявление внезапных отжимов по длине лавы при комбайновой выемки угля. Поэтому в настоящее время комбайн используют в основном для погрузки угля после проведения сотрясательного взрывания в лаве.

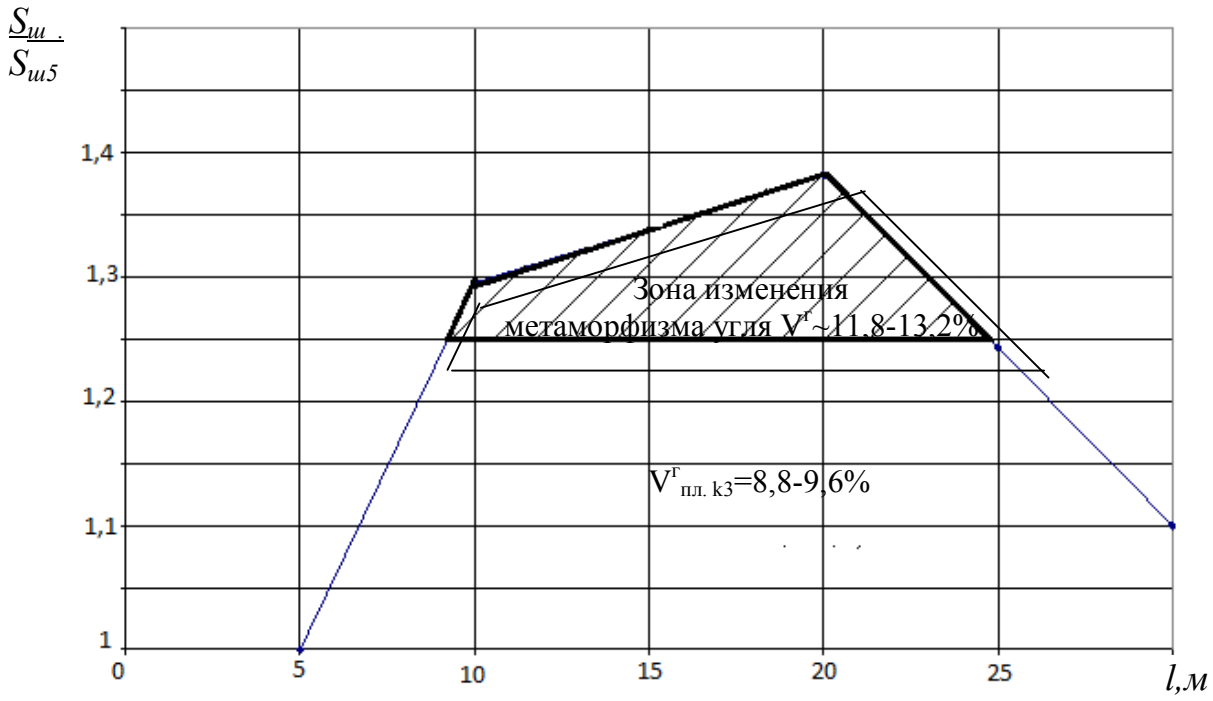


Рисунок 4 - Степень изменения площади широкой линии спектра ЯМР-Н' угля в интервале 5-30 м по длине лавы.

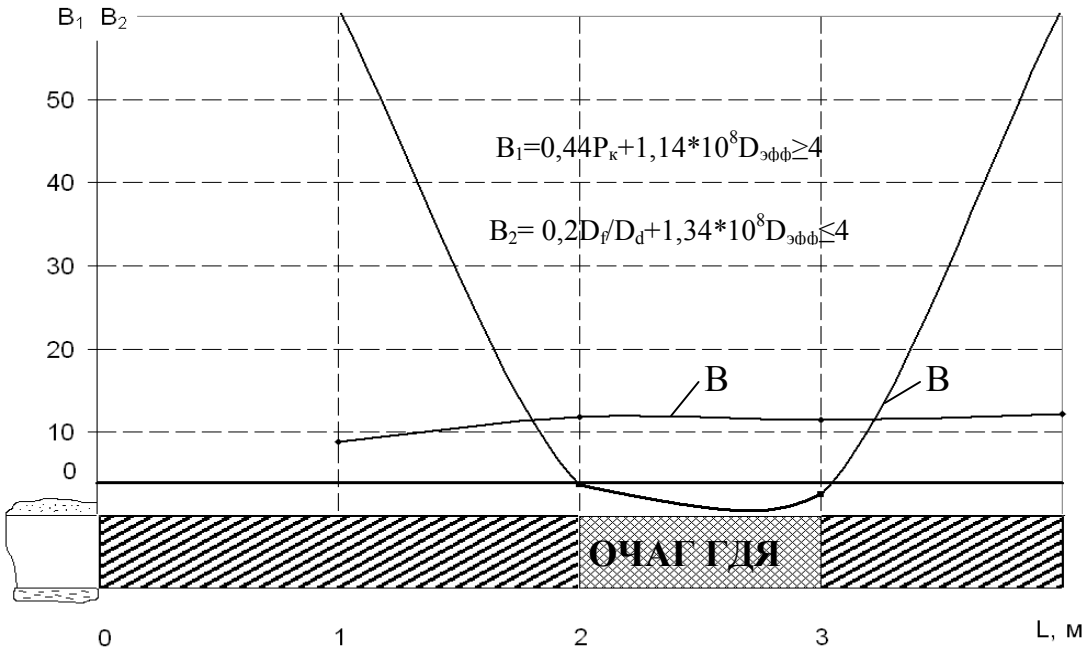


Рисунок 5 - Степень изменения газодинамической активности угольного пласта k_3 в «кутке» нижней ниши; где B_1, B_2 – критерии выбросоопасности; $P_к$ - давление метана контейнере ДС-03, кПа; $D_{эфф}$ - параметр эффективной диффузии метана в угле, м^2/с; B_1≥4 в интервале 1,0-4,0м; B_2≤4 в интервале 2,0-3,0м (очаг ГДЯ). D_f,D_d – фильтрационная и диффузионпараметр эффективной диффузии метана в угле, м^2/с.

Выводы.

1. С учетом допустимой погрешности, измерения зоны разгрузки по двум способам показали наличие очагов ГДЯ в «кутке» нижней ниши и 30м участке пласта;

2. Методики определения очагов ГДЯ основанная на измерениях давления и количества метана в угольном пласте и на основе ЯМР-Н' спектроскопии показала свою информативность и достоверность.

3. Применение десорбометра ДС-03 для прогноза выбросоопасности угольного пласта полностью исключает влияние «человеческого фактора».

4. Для снижения газодинамической активности в нижней части лавы угольного массива пласта k_3 наиболее рациональным может быть гидрообработкой водным раствором щавелевой кислоты через глубокие скважины для увеличения глубины зоны отжима.

Литература

1. Малышев Ю.Н. и др. Фундаментально-прикладные методы решение проблемы метана угольных пластов. М. Изд. Акад. горн. наук. 2003 – 517с.

2. СОУ 10.1.00174088.011 – 2005 Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ // Стандарт Мінвуглепрому України. - Макіївка: МакНДІ, 2006. – 225 с.

3. Прогнозирование неустойчивости системы уголь-газ / А.Д.Алексеев, Г.П.Стариков, В.Н.Чистоклетов. – Донецк: Изд-во «Ноулидж» (донецкое отделение), 2010. – 343 с.

4. Алексеев А.Д. Физика угля и горных пород. Киев Наукова думка. – 394с.

5. Алексеев А.Д. и др. Радиофизика в угольной промышленности М. Недра 1999 – 184с.

6. Патент на корисну модель № 62483 Способ определение месторасположения геологического нарушения угольного пласта, Бюл. №6 Алексеев А.Д., Стариков Г.П., Завражин В.В., Дегтярь С.Е., Кузнецова Л.Д.

УДК 622.831: 537.86

РЯЗАНЦЕВ А.Н., РЯЗАНЦЕВ Н.А., РЯЗАНЦЕВА Н.А., ЛЯЩЕНКО М.А.
(КИИ ДонНТУ)

ОСОБЕННОСТИ ДЕФОРМИРОВАНИЯ И РАЗРУШЕНИЯ АРГИЛЛИТОВ И АЛЕВРОЛИТОВ

Наведені дані про особливості деформування і руйнування гірських порід, до складу яких входять глинисто-слюдисті мінерали.

В толще карбона Донбасса превалируют аргиллиты и алевролиты, достигая по мощности 60-70%. По сравнению с другими породами осадочной толщи аргиллиты и алевролиты имеют ряд особенностей состава и строения, поэтому обладают, как правило, худшими физико-механическими свойствами. При ведении горных работ с ними связано ряд нежелательных явлений - пучение почвы и внезапные обрушения кровли.

В работе приводятся данные об испытаниях аргиллитов и алевролитов в объемном поле сжимающих напряжений на установке неравнокомпонентного трехосного сжатия конструкции ДонФТИ НАН Украины [1]. Показаны особенности деформирования и разрушения этих пород, приводящие к аномальным геодинамическим явлениям (внезапным обрушениям и вывалам).

Алевролиты и аргиллиты образуются при окаменении песчано-пылеватых и глинистых пород вследствие их уплотнения, повышения температуры, кристаллизации коллоидов. В зависимости от гранулометрического состава они могут быть песчаными, пылеватыми или глинистыми, однако гораздо большее значение на прочностные показатели алевролитов и аргиллитов оказывает состав и тип цемента.

В зависимости от цемента алевролиты и аргиллиты образуют обширный ряд последовательных переходов от слабопрочных разностей, близких по своим свойствам к плотным глинам, до окварцованных пород, прочность которых на одноосное сжатие превышает 100 МПа.

В Красноармейском регионе их прочность колеблется от 20 до 60 МПа. Объясняется это четко выраженной слоистостью тонкозернистых пород, высокой анизотропностью свойств, различием состава, структуры и текстуры, цементационных связей.

Аргиллиты относятся к глинистым породам, занимающим промежуточное положение между породами обломочного и химического происхождения. В их составе наряду с обломочными частицами содержатся тонкодисперсные, размером менее 0,002 мм. По составу глинистых минералов аргиллиты могут быть каолинитовые,

гидрослюдистые, монтмориллонитовые. Между собой эти минералы отличаются строением кристаллической решетки. Каолиниты имеют континентальное происхождение (озерные, болотные, речные, опресненных лагун). Гидрослюдистые могут быть как континентальными, так и морскими. Монтмориллонитовые – имеют морское происхождение. Глинистые минералы – это высокодисперсные и относительно стабильные соединения групп водных силикатов слоистого, цепочечно-слоистого или слоисто-ленточного строения, образовавшихся в процессе химического выветривания. На базальных поверхностях преобладают адсорбционные центры относительно катионов и молекул воды. Частицы каолинита представляют собой шестиугольные чешуйки размером от 0,3 до 4 мкм и толщиной от 0,05 до 2 мкм. Монтмориллонит –беспорядочная масса чрезвычайно малых частиц размером 0,02-0,2 мкм и толщиной 0,002 мкм.

При разрушении горных пород отмечается явная особенность фрактальных размерностей на макроуровне. В алевролитах и аргиллитах характерные размеры блоков в одном из направлений существенно больше. Среднее значение коэффициента формы алевролитов изменяется в диапазоне 1,46-1,95, аргиллитов – 1,52-1,65. Коэффициент блочности (отношение средних размеров частиц двух циклов разрушения) колеблется: для алевролитов в диапазоне 2,49-2,87; аргиллитов -2,09 – 3,16. Фрактальность наблюдается и на микроуровне [2].

Особенностью поведения аргиллитов и алевролитов при деформировании и разрушении в объемном поле сжимающих напряжений является отсутствие в ряде случаев дилатансии.

В геомеханике представление о дилатированном состоянии горной породы при нагружении ее выше порога длительной прочности настолько утвердилось, что объяснить ее отсутствие практически невозможно. Дилатансия считается основным предвестником разрушения.

По данным [3], дилатансия – это нелинейное разуплотнение среды за счет образования трещин сдвига вследствие превышения наибольшими касательными напряжениями некоторого порога.

В [4-6] авторы считают, что дилатансия – увеличение объема испытываемых образцов горных пород при их разрушении связано с образованием в них микротрещин. В [7] авторы указывают две причины дилатансии: образование субмикроскопических трещин и перемещением смежных поверхностей макроразрывов сплошности относительно друг друга. Причем, авторы считают, что преобладает второй механизм разрыхления породы, реализация которого определяется возможностью накопления упругой энергии в допредельной части.

Опираясь на дилатонно-фононную модель разрушения [8-10], авторы пришли к выводу, что остаточная объемная деформация в горных породах обусловлена образованием субмикроскопических трещин, приводящих к увеличению относительных деформаций в направлении,

перпендикулярном действию максимального сжимающего напряжения. При этом показано, что значения остаточной поперечной деформации превышают расчетные в 1,63-2,65 раза. Авторы разделяют процесс разрушения на два этапа: подготовительный и катастрофический. На первом этапе реализуются пластические деформации, подготавливающие условия образования дилатонов и субмикроскопических трещин. Здесь разрушение характеризуется стабильным накоплением и объединением микротрещин.

В [10] показано, что при пластическом течении материала ответственным за деформационные процессы является тензор-девиатор напряжений, а на момент образования и распада критических дилатонов – шаровой тензор. Этому этапу соответствует сдвиг по плоскости под углом к максимальному сжимающему напряжению с возникновением микроразрывов параллельных максимальному сжимающему напряжению. Испытания образцов по схеме $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$ при различных соотношениях $C = \sigma_2/\sigma_1$ показали, что относительная остаточная объемная деформация на последнем этапе разрушения в 23-285 раз превышает значения в точке достижения максимальной прочности породы. Именно это и позволило авторам сделать вывод, что микротрещинообразование является не единственной причиной увеличения объема породы и делают вывод о необходимости детального исследования механизма дилатансии после достижения предела прочности. На основании анализа затрат энергии на разрушение горных пород и наличия остаточной прочности авторами сделан вывод, что затраты упругой энергии в запредельной части складываются из расходов на тепловые флуктуации и перемещение берегов магистральных трещин. Причем значительная часть дилатансии вызвана перемещением берегов.

Процессы микротрещинообразования в образце горной породы при сжатии имеют свои закономерности и были установлены при испытаниях на жестких прессах с сервоуправлением и контролем гипоцентров образования микротрещин методом акустической томографии [11].

Как показано на рис. 1, образец при нагружении проходит несколько стадий формирования дефектной структуры. После этапа рассеянного накопления повреждений (a) наступает этап локализации дефектов с формированием очага макроразрушения (b, c) и последующим развитием макротрещины (d-f).

В работе [12] установлено наличие двух групп кривых объемного деформирования. Первая группа носит традиционный характер, известный в связи с явлением дилатансии, где с ростом напряжений приращение объемных деформаций меняет знак. Ко второй группе относятся S-образные кривые, где после достижения дилатированного состояния происходит новый поворот деформационной кривой и объем снова

уменьшается (рис.2). Однако эти закономерности не нашли обобщения и математического описания.

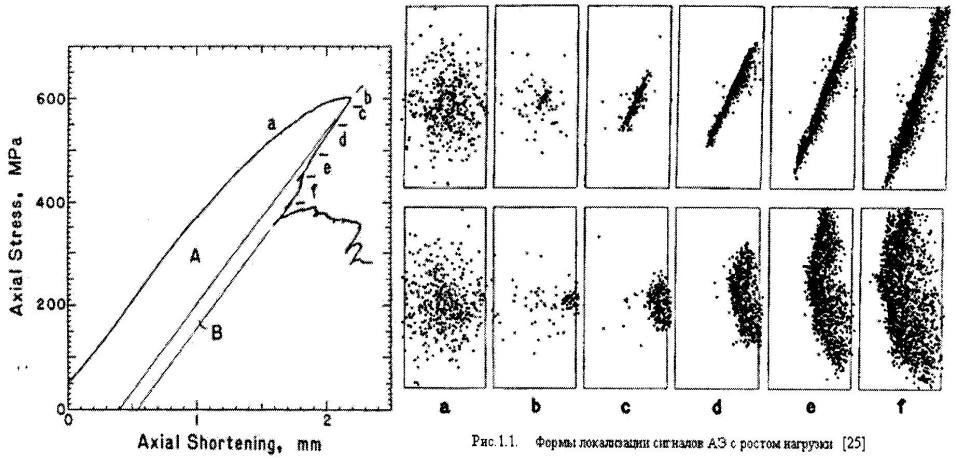


Рис.1.1. Формы локализации сигналов АЭ с ростом нагрузки [25]

Рисунок 1 – Закономерности формирования макроразрушения образцов горных пород при сжатии [11]

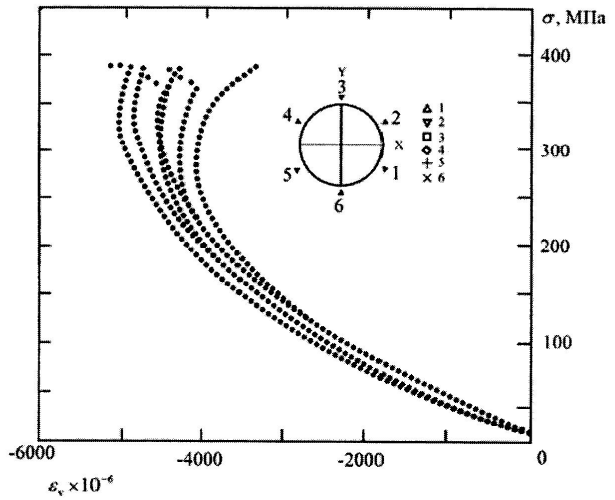


Рисунок 2 - Зависимость объемных деформаций от дифференциальных напряжений

Помимо указанных закономерностей деформирования образцов горных пород привлекает внимание также весьма яркий эффект локального реверсирования деформирования, когда меняется знак приращения продольных и поперечных деформаций при увеличении напряжений [13-17]. Установлена смена знака приращения первого инварианта плоской деформации при нагрузках 0,75 от разрушающей. Как уже отмечалось выше, изменение знака приращения объемных деформаций свидетельствует о начале трещинообразования в образце и переходе его в дилатированное состояние. Это может служить долгосрочным предвестником разрушения. Но наибольший интерес представляют среднесрочные и краткосрочные предвестники.

В последние годы появилось ряд публикаций о периодическом распределении деформаций при разрушении горных пород при одноосном сжатии [18-22], которые подтверждают гипотезу осциллирующего характера приращения объемных деформаций в предразрушающей области нагружения. Характерные этапы объемного деформирования образцов показаны на рис.3. Приращения объемных деформаций достигают максимума на начальных этапах нагружения и постепенно уменьшаются до достижения порога дилатансии. После этого происходит разделение участков деформирования на те, где объем продолжает увеличиваться значительно интенсивнее, чем в предыдущих стадиях нагружения, и где объем начинает, напротив, уменьшаться. На рис.4 показана типичная картина деформирования образца горной породы в предразрушающей стадии нагружения.

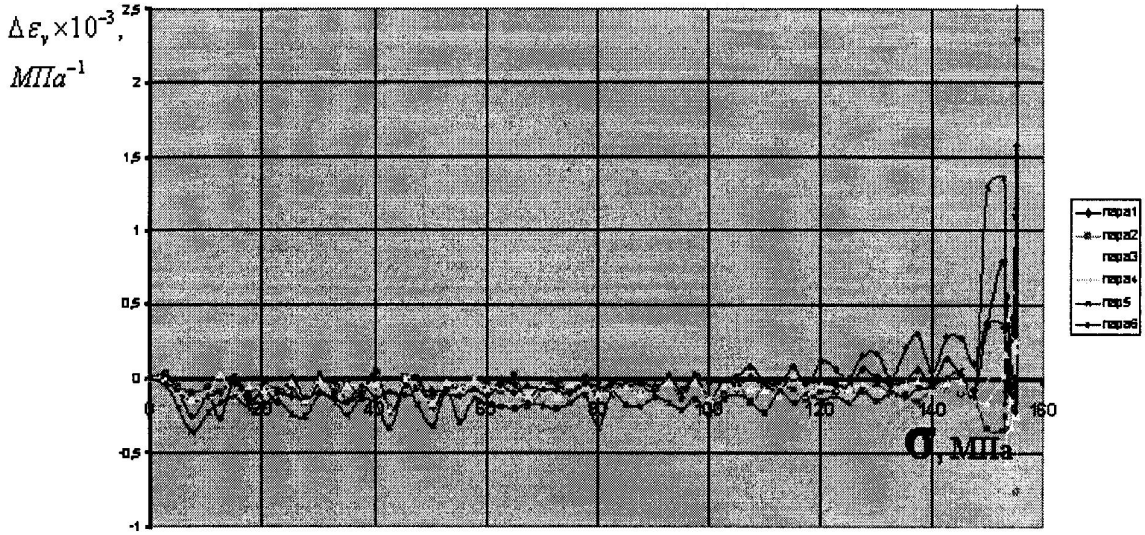


Рисунок 3 – Основные этапы деформирования образца горных пород при одноосном сжатии

После формирования дефектно-деформационной мезоструктуры наступает процесс ее развития, где вначале в областях относительного увеличения объема продолжают развиваться дилатансионные процессы, а в областях относительного уплотнения, напротив – процессы контракции. Затем наступает непродолжительный период стабилизации, за которым следует этап подготовки макроразрыва, завершающийся скачкообразной сменой знака приращения объемной деформации во всех частях структуры. После этого происходит макроразрушение. Каждый их этапов деформирования имеет однозначную интерпретацию, фиксируется достаточно точно и может быть использован в качестве надежного предвестника разрушения.

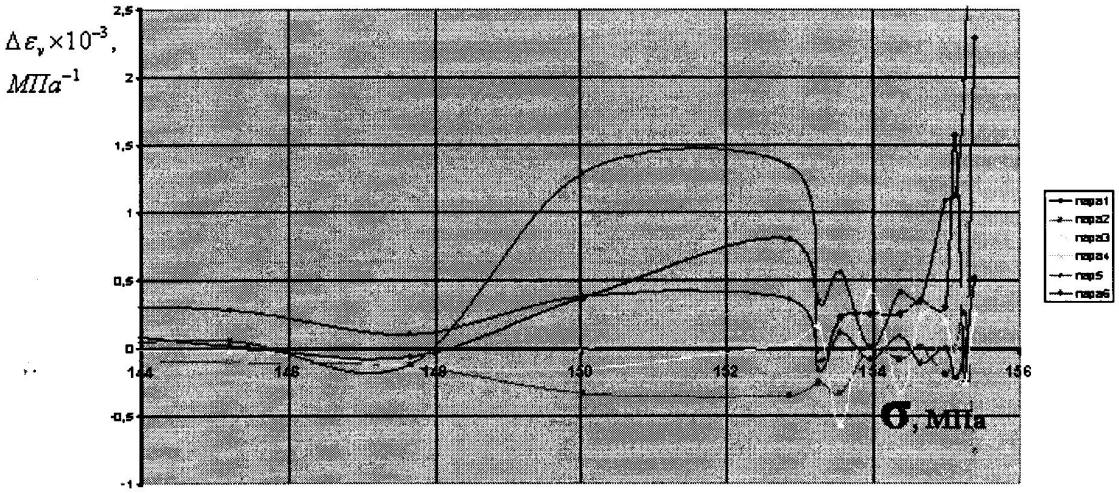


Рисунок 4 – Закономерности деформирования образца горной породы в предразрушающей области нагружения

В [19] разработана математическая модель, которая качественно описывает механизм явления осцилляционного периодического деформирования образцов горных пород при сжатии.

В работе [18] показано чередование положительных и отрицательных деформационных аномалий по периметру образца (рис.5), распределение продольных деформаций по высоте образца и по периметру образца (рис.6).

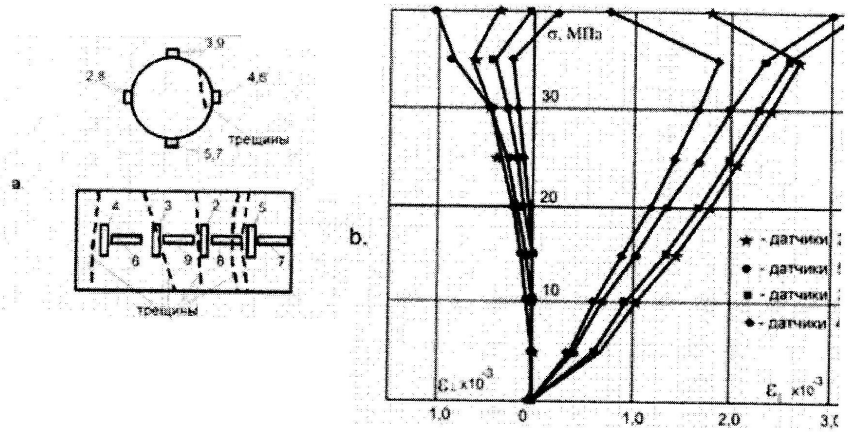
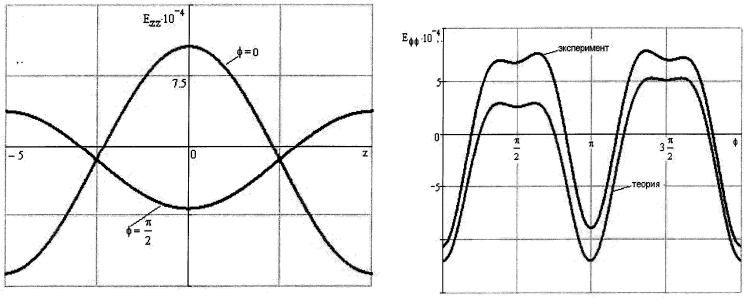


Рисунок 5 – Чередование положительных и отрицательных деформационных аномалий: а)- схема эксперимента; б) - характер деформаций

Сравнение результатов теоретических и экспериментальных исследований для деформаций по периметру образца приведено на рис.7. Видно полное качественное и удовлетворительное количественное совпадение.

Экспериментами установлено, что деформирование образцов приобретает аномальный реверсивный характер после достижения

нагрузкой порога дилатансии. Такое состояние горной породы, когда большая ее часть подвержена микроразрушению, предлагается охарактеризовать как состояние сильного сжатия.



а) б)

Рисунок 6 – Периодический осцилляционный характер деформирования образцов горных пород: а)- по высоте образца; б)- по периметру в центральной части

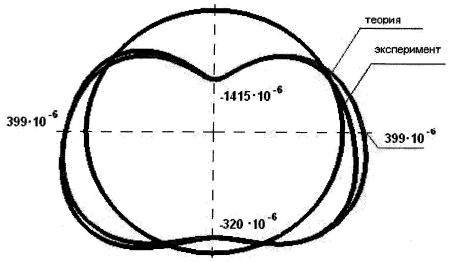


Рисунок 7 – Результаты теоретических и экспериментальных исследований

Как отмечалось выше, в процессе деформирования горной породы возникают дефекты различных структурных масштабов, основная часть которых находится в мезоскопической области (дефекты и дислокации атомного уровня, скопления дислокаций, микро- и субмикротрещины, границы фрагментов, зернограничные дислокации. По размерности дефекты разделяются на точечные (нуль-мерные), линейные (одномерные), плоскостные (двумерные) и объемные (трехмерные). По достижению некоторого максимального предельного количества дефектов происходит фазовый переход кристалла в другую полиморфную модификацию, аморфное или расплавленное состояние.

Внутри некоторого объема горной породы можно выделить ряд подсистем, соответствующих дефектам различных уровней. В частности, к плоским дефектам можно отнести поверхности двойникования, границы минеральных зерен, зародыши полиморфных переходов, поверхности больших градиентов дефектов. Такие плоские дефекты при определенных условиях могут образовывать поверхности трещин.

Для каждого кристаллического компонента существует несколько полиморфных модификаций, и переход из одной модификации в другую представляет собой фазовый переход, который сопровождается изменением внутренней энергии, энтропии и плотности частиц. При разрушении неоднородных горных пород фазовые переходы являются диффузными, происходящими в разных локальных областях.

Строгой теории фазовых переходов в горных породах к настоящему времени нет. Тем не менее, такие переходы существуют и их необходимо учитывать в процессах разрушения.

Для описания разрушения горных пород в работе [23] рассматривались фазовые переходы на поверхностях образующихся трещин. В работе [24] этот метод получил дальнейшее развитие. Из указанных работ следует, что линейные, плоские и объемные дефекты представляют собой разные фазовые состояния среды, отличающиеся от состояния идеальной структуры. Поскольку равновесие твердой фазы с вакуумом невозможно, равновесные состояния возможны лишь при контакте с газом, жидкостью, а при отсутствии таковых - со своим паром или расплавом. В тройной точке Т3 равновесие твердого тела наблюдается с обеими фазами одновременно. Частицы на поверхности среды находятся в разупорядоченном состоянии. Авторы [24] предположили, что удельный объем полностью разупорядоченной среды вблизи поверхности трещины соответствует удельному объему расплава. Увеличение удельного объема в расплаве составляет около 8-15% от удельного объема монолитной кристаллической среды. Для кварцсодержащей породы энергия активации разрушения для сдвиговых трещин оценена в 197 кДж/моль, а для трещин отрыва – 394 кДж/моль, структурный коэффициент при сдвиговых нагрузках – $2*10^{-3}$ $м^3$/моль, для отрывных – $60*10^{-3}$ $м^3$/моль, что близко к экспериментальным данным. Таким образом, предложенная модель фазовых переходов может быть использована для анализа развития дефектов.

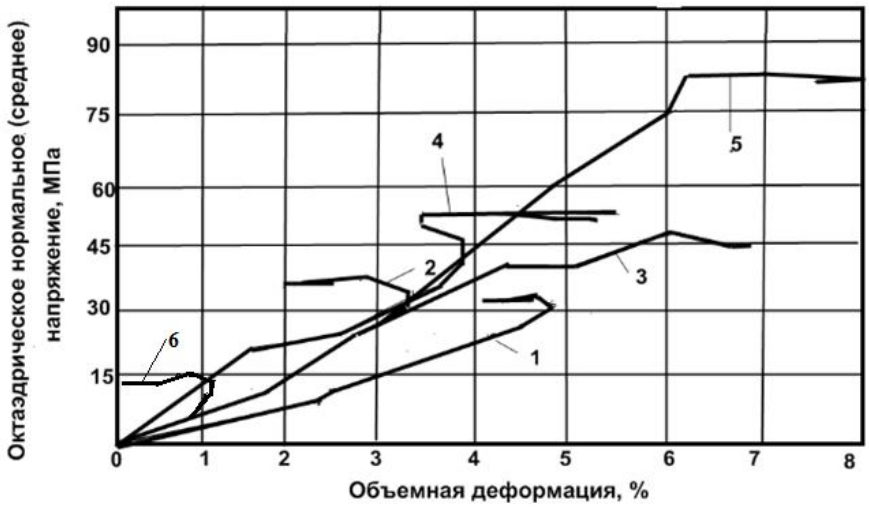
В работе [25] показано, что при α-β- переходе в кварце интенсивно растет коэффициент теплового расширения и меняет знак коэффициент Пуассона, что инициирует лавинообразно нарастающие микроразрывы в породах. Скрытая теплота перехода 0,59 кДж/моль, относительные микродеформации в кварце сравнимы с макродеформациями трансформационной и структурной сверхпластичности, и составляют 0,5-1,5%, одноосная загрузка в момент α-β- перехода составляет 27 МПа.

Все рассмотренные выше выводы сделаны при испытании пород на одноосное сжатие. Целесообразно проанализировать поведение горных пород в условиях объемного сжатия.

Данные экспериментов в условиях объемного сжатия целесообразно представить в виде двух диаграмм: «октаэдрическое нормальное напряжение (среднее напряжение) – объемная деформация» и

«октаэдрическое касательное напряжение – касательная (сдвиговая) деформация» (рис. 8). Из этих диаграмм легко вичислить модуль объемного сжатия, модуль сдвига, коэффициент поперечной деформации, плотность энергии изменения объема и формы. Кроме этого, указанные диаграммы хорошо отражают изменение деформаций в процессе нагружения.

а)



б)

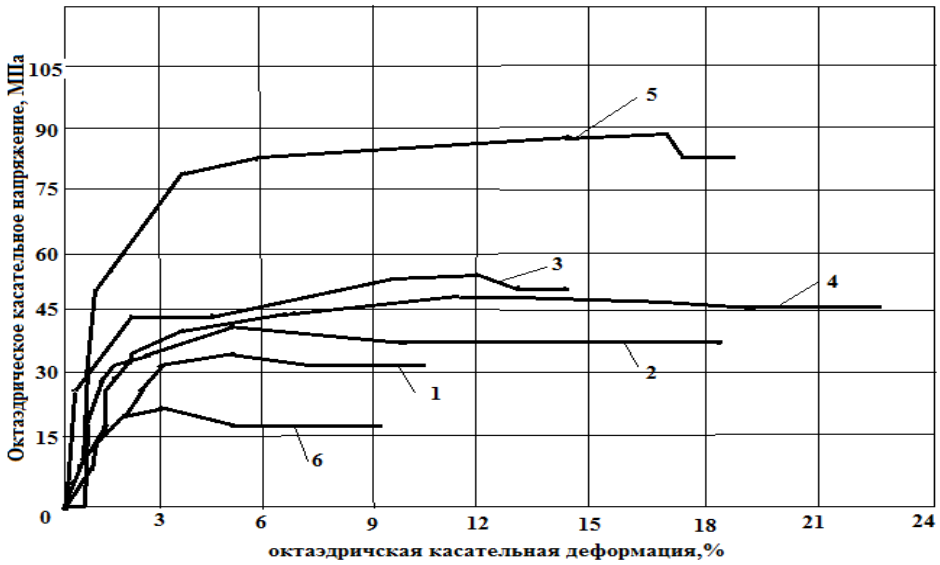


Рисунок 8 – Диаграммы испытаний аргиллитов в объемном поле сжимающих напряжений: 1,2,3 – $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3 = 9$МПа; 4 - $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$, $\sigma_2 = 20$МПа, $\sigma_3 = 16$МПа; 5- $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3 = 20$МПа; 6- $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3 = 0$.

На рис.8б хорошо видны структурно-фазовые переходы второго рода, когда модуль сдвига изменяется скачком. На рис.8а наблюдаются структурно-фазовые переходы первого и третьего рода. Переходы первого рода идут с уменьшением объема при постоянном давлении, а третьего рода – с увеличением объема при нарастающем давлении.

Интересно поведение образцов 3 и 5 на рис.9а, когда видимая дилатансия (увеличение объема) отсутствует. На самом деле на этих участках наблюдается знакопеременная объемная деформация практически при постоянном давлении.

На знакопеременной деформации в аргиллитах стоит остановиться детальнее. Рассмотрим начальную и конечную стадии деформирования. На начальной стадии деформирования объемная деформация идет строго с уменьшением объема. Перемена знака наблюдается после достижения предела сжимаемости (рис.8а). Что касается сдвиговой деформации, то знакопеременная деформация наблюдается вначале деформирования, а после достижения предела сжимаемости (на предразрушающей стадии) она неуклонно нарастает (рис.9).

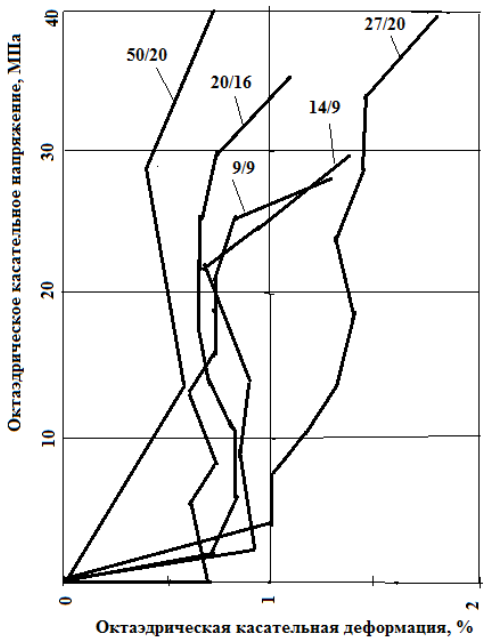


Рисунок 9 – Знакопеременная сдвиговая деформация в аргиллитах на начальной стадии деформирования (через дробь указаны величины промежуточного и минимального сжимающих напряжений)

По мнению авторов, указанные закономерности могут быть объяснены особенностями строения глинисто-слюдистых минералов. На начальной стадии деформирования идет интенсивное уплотнение межслоевых расстояний в слоистых, ленточных и цепочечных силикатах, а также залечивание имеющихся трещин, поэтому трансляционные сдвиги не выражены и носят упругий характер. Величина сдвиговых деформаций не превышает 2%. Возможны только скачкообразные изменения модуля сдвига за счет перестройки структуры минералов (переходы второго рода). После того, как количество накопленной теплоты в породе достигает предела (предел сжимаемости), происходит структурно-фазовый переход третьего рода с увеличением объема (дилатансия). В момент перехода

структура крайне разупорядочена, поэтому вероятность и интенсивность сдвигов резко возрастает, что приводит к пластическому течению и разрушению, либо, в начале, к структурно-фазовому переходу первого рода с уменьшением объема, а потом к пластическому течению. Изобарное уменьшение объема породы и интенсивное течение приводит к отделению определенной части массива от окружающих пород, что неминуемо приводит к вывалам.

Таким образом, поведение аргиллитов и алевролитов в объемном поле сжимающих напряжений коренным образом отличается от песчаников-разрушение идет с уменьшением объема. Поэтому между этими породами в зонах повышенного горного давления и менее напряженным массивом возникают отслоения, что приводит к формированию вывалов различной формы.

Литература:

1. Алексеев А.Д., Осыка Е.И., Тодосейчук А.Л. АС СССР №394692. БИ, 1973, №34.
2.Трубицын Н.В., Панов С.В. Обоснование принципа универсальной фрактальной делимости при разрушении осадочных горных пород. - Сб. трудов семинара №14 «Неделя горняка». - Кемерово: НЦ ВостНИИ, 2008.- С.269-270.
3. Николаевский В.Н. Обзор: земная кора, дилатансия и землетрясения. В кН. «Успехи науки и техники». Москва «Мир», 1982.- С.133-215.
4. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Пластичность горных пород. – м.: Недра, 1979.- 301с.
5. Глушко В.Т., Виноградов В.В. Разрушение горных пород и пронозирование проявления горного давления.- М.: Недра, 1982,- 192с.
6. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Механика деформирования и разрушения горных пород. – М.: Недра, 1992.-224с.
7. Цай Б.Н., Бондаренко Т.Т., Бахтыбаев Н.Б. О дилатансии пород при их разрушении. Караганда: изд. КарГТУ, 2008.- 204с.
8. Журков С.Н. Дилатонный механизм прочности твердых тел. //Физика твердого тела, 1983. Т.25, вып. 10. – С.3119-3123.
9. Петров В.А. Дилатонная модель термофлуктуационного зарождения трещин. //Физика твердого тела, 1983. Т.26, вып.11.-С.3124-3127.
10. Цай Б.Н. Термоактивационная природа прочности горных пород. Караганда: изд. КарГТУ, 2007.- 204с.
11. Lockner D.A., Dyerlee J.D., KukstnkoV., Ponomarev A., Sidorin A. Quasi-statik fault growth and shear fracture tntrgy in granite // Nature. 1991. V.350, N7. P.39-42.
12. Osamu Idehara, Tokashi Satoh, Osamu Nishizawa, Kinichiro Kusunose. Hypocenters distribution and fokal mechanisms of AE events under triaxial co

mpression. Experimental apparatus and hypocenter distribution// J. Seismology. Soc. Japan. 1986. V.39, N2. P. 289-300.
13. Томашевская И.С., Хамидуллин Я.Н. Предвестники разрушения образцов горных пород. //Изв. АН СССР. Физика Земли. 1972. №5. С. 12-20.
14. Тажибаев К.Т. Деформация и разрушение горных пород. Фрунзе: Илим, 1986.- 108с.
15. Стаховский И.Р. Трещинообразование и поверхностные деформации в зоне деформирующегося сдвигового разрыва в образце горной породы. //Изв. АН СССР. Физика Земли. 1988. №5. С.88-94.
16. Соболев Г.А., Кольцов А.В. Крупномасштабное моделирование подготовки и предвестников землетрясений / под.ред. А.А. Садовского. М.: Наука, 1988.-208с.
17. Соболев Г.А., Пономарев А.В. Физика землетрясений и предвестники. М.: Наука, 2003.- 270с.
18. Ксендзенко Л.С., Опанасюк А.А., Гнитиенко В.В. Периодическое распределение деформаций в сильно сжатых телах.
19. Куксенко В.С., Гузев М.А., Макаров В.В., Рассказов И.Ю. Концепция сильного сжатия горных пород и массивов.- Вестник ДВГТУ, 2011, №3/4 (8/9). Науки о Земле. С.14- 58.
20. Макаров В.В., Опанасюк А.А. Исследование деформационных предвестников оазрушения горных пород. – Геодинамика и напряженное состояние недр Земли. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2001.- С.163-164.
21. Макаров В.В., Опанасюк А.А., Чебуров Д.С., Ма Ри. О периодическом характере деформационных предвестников разрушения горных пород. - Геодинамика и напряженное состояние недр Земли. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2004.- С.511-512.
22. Макаров В.В., Гузев М.А., Опанасюк А.А. Исследование деформационных предвестников разрушения образцов горных пород и их математическое моделирование. // «Проблемы освоения георесурсов Российского Дальнего Востока и стран АТР», Труды П-й международной научной конференции. –Владивосток: изд. ДВГТУ, 2006.- С.56-61.
23. Менжулин М.Г. Фазовые переходы на поверхностях трещин при разрушении горных пород //ДАН РФ.- 1993.- Т.328.- №3.- С.305-307.
24. Менжулин М.Г. Модель фазовых переходов на поверхностях трещин приразрушении горных пород. /Физическая мезомеханика, 2008.- Т.11.- №4. - С.75-80.
25. Васин Р.Н. Нейтронографические и акустические исследования свойств кварца в области α-β- перехода и их влияние на геодинамические процессы. Автор.канд. дисс. Тула: 2008, с.18.

УДК 539.3

РЯЗАНЦЕВ Н.А., РЯЗАНЦЕВ А.Н., ЛЯЩЕНКО М.А., РЯЗАНЦЕВА Н.А.
(КИИ ДонНТУ)

СМЫСЛ КОЭФФИЦИЕНТА ПОПЕРЕЧНОЙ ДЕФОРМАЦИИ ПРИ НЕРАВНОКОМПОНЕНТНОМ ОБЪЕМНОМ СЖАТИИ

Показано, що коефіцієнт поперечної деформації не є константою матеріалу, а є структурно-чутливою характеристикою.

В 1948-1955 г.г. под руководством О.Я. Берга [1] были выполнены микроскопические наблюдения над различными участками сжимаемых бетонных призм. Параллельно проводились измерения поперечных и продольных деформаций бетона. Было установлено, что при определенной ступени нагрузки, задолго до призменной прочности, прирост поперечной деформации начинает интенсивно увеличиваться, достигая с ростом сжимающего усилия половины величины прироста продольной деформации, и превышая ее. Отношение прироста поперечной деформации к приросту продольной деформации назвали действительным значением коэффициента поперечной деформации. До этого коэффициент поперечной деформации отождествляли с коэффициентом Пуассона и считали константой материала. Было установлено, что начало роста действительного коэффициента поперечной деформации μ совпадает с возникновением микротрещин. Результаты измерения μ при увеличении сжимающей нагрузки показаны на рис.1.

По мнению авторов [1], когда μ превышает значение 0,5, математически это означает увеличение объема образца при сжатии, а физически- увеличение количества микротрещин, раскрытие микротрещин в поперечном направлении, их слияние и разрыхление материала.

Таким образом, большим значениям коэффициента поперечной деформации соответствуют перемещения, связанные с пластическими деформациями от развития микротрещин и с псевдопластическими деформациями от образования свободных поверхностей разрыва и перемещений структурных элементов как единых целых.

Если коэффициент Пуассона при малых величинах деформаций, с определенной условностью, можно считать константой материала, то при больших деформациях коэффициент поперечной деформации – это характеристика деформационных свойств композитного материала, состоящего из еще неповрежденного материала и пустот, образованных в результате накопления повреждений на микро- и макроуровнях.

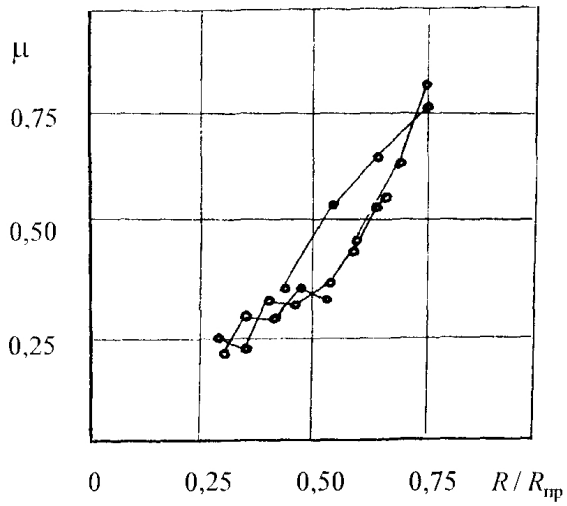


Рисунок 1 – Зависимость коэффициента поперечной деформации μ ототносительного сжимающего напряжения $R/R_{пр}$ (R- текущее напряжение, $R_{пр}$- призменная прочность) [1]

При одноосном сжатии в поперечном направлении нет усилий, но есть деформации. Можно сказать, что коэффициент поперечной деформации при одноосном сжатии отражает реальную кинетику процесса деформирования в поперечном и продольном направлениях, следовательно является кинетическим параметром [2]. Будет ли он и в объемном напряженном состоянии отражать кинетику или отражать нереализованную возможность деформирования в поперечном направлении? Чему он будет равен экспериментально, а не теоретически? В учебной литературе такие данные отсутствуют. Количество научных публикаций на эту тему ничтожно мало, к тому же они неоднозначны.

В теории упрогости И.А. Биргером [3] на основе кусочно-линейной аппроксимации диаграммы деформирования разработан метод переменных упругих параметров. В пределах каждого участка кусочно-линейной аппроксимации коэффициент поперечной деформации μ^1 зависит от интенсивности напряжений, интенсивности деформаций и коэффициента Пуассона μ:

$$\mu^1 = \frac{(1+\mu) - (1-2\mu)\varphi}{2(1+\mu) + (1-2\mu)\varphi};$$

где φ- функция пластичности, $\varphi = \Omega / \acute{\varepsilon}$; $\Omega = \sigma_i/\sigma_т$; $\acute{\varepsilon} = \varepsilon_i / \varepsilon_т$;

При $\varphi = 1$ **коэффициент поперечной** деформации совпадает с коэффициентом Пуассона, а при $\varphi = 0$ – стремиться к 0,5.

По мнению автора [4] экспериментальные исследования носят качественный характер и не в полной мере отражают свойства материала. В работе обосновывается математическая модель расчета коэффициента поперечной деформации, основная на электростатической природе упругости, расчетные и экспериментальные данные для металлов дают

ошибку не более 8,3%. Электромагнитную природу упругости автор считает доказанной и предлагает математическую модель расчета коэффициента Пуассона также и для поликристаллов.

Учитывая все вышесказанное, проанализируем экспериментальные данные о величине коэффициента поперечной деформации горных пород.

На рис. 2 приведены данные об изменении деформаций в аргиллитах по трем осям при объемном неравнокомпонентном сжатии, полученные авторами на установке УНТС конструкции ДонФТИ НАН Украины [5].

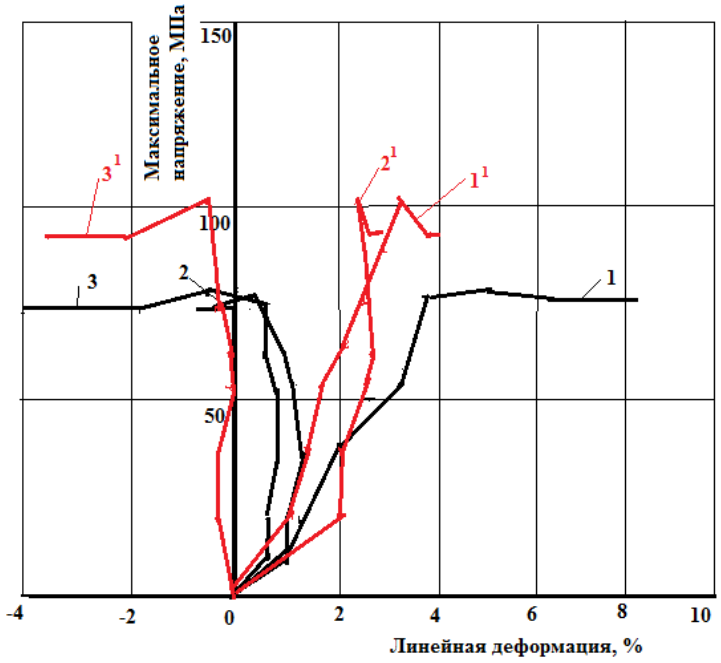


Рисунок 2 – Примеры изменения деформаций в аргиллитах по трем осям при неравнокомпонентном сжатии: 1,2,3 – $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3 = 9$МПа; 1^1, 2^1, 3^1 – при $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$, $\sigma_2 = 14$Мпа; $\sigma_3 = 9$Мпа.

Без расчетов видно, что модули деформации, а, значит, и коэффициент поперечной деформации меняются в процессе нагружения. Расчетные данные упругих параметров для различных напряженных состояний приведены в таблице 1.

В таблице для примера приведены данные только для обобщенного сжатия, однако, учитывая все экспериментальные данные для аргиллитов, можно сделать следующие выводы:

1. При давлениях до 5-6 иногда до 10МПа коэффициент поперечной деформации аргиллитов практически одинаков во всех экспериментах и составляет 0,37-0,4.
2. При дальнейшем нагружении он начинает уменьшаться, принимая иногда даже отрицательные значения.

Таблица 1

Упругие параметры аргиллитов

№ обр.	σ_1, МПа	σ_2, МПа	σ_3, МПа	ε_1, %	ε_2, %	ε_3, %	Модуль объемного сжатия K, МПа	Модуль сдвига G, МПа	Коэф. попер. деформ. μ
1	11	0	0	0,6	0	0	666	433	0,23
	20			0,8	0	0	1021	1050	0,12
	30			1,2	0,1	-0,3	1472	480	0,35
	39			1,7	0,2	-0,8	6115	307	0,48
	45,5			2,0	0,4	-1,8	-499	136	0,65
	36			3,8	0,2	-3,8	830	-96	0,58
	36			5,5	0,1	-5,8	0	0	
2	10	9	9	1,0	0,9	0,6	384	83	0,4
	18			1,2	0,9	0,6	1366	925	0,22
	39			2,0	1,1	0,7	628	825	0,04
	52			2,5	1,0	0,7	1017	620	0,25
	64			3,2	0,8	0,6	1012	350	0,34
	76			3,8	0,6	0,6	1157	475	0,32
	80			5,1	0,2	-0,5	-1738	48	0,51
	78			6,5	-0,2	-1,9	164	-23	0,57
	78			8,3	-0,8	-4,0	0	0	
3	41	20	20	1,1	0,7	1,3	889	990	0,09
	84			1,4	0,9	1,7	1656	5075	-0,26
	128			2,0	0,9	1,6	2526	5175	-0,11
	141			2,7	0,9	1,4	975	508	0,28
	188			4,7	0,9	0,5	1442	483	0,35
	197			6,3	0,4	-0,5	1673	96	0,47
	206			12,0	-1,7	-4,7	2281	25	0,49
	207			13,8	-2,1	-5,6	48	10	0,40
	197			14,6	-2,4	-5,0	-287	-480	-0,04
	197			15,5	-2,6	-6,7	0	0	

3. При нагрузке равной 2/3 от разрушающей коэффициент поперечной деформации снова начинает увеличиваться, принимая при разрушении значения близкие к 0,5 и более.
4. Бывают случаи, когда после приближения значения коэффициента к 0,5, происходит снова его уменьшение вплоть до отрицательных значений.

Для наглядности изменения коэффициента поперечной деформации аргиллита в зависимости от степени нагруженности показаны на рис.3.

Следует обратить внимание на изменение модуля объемного сжатия. В большинстве случаев он скачкообразно нарастает, проходит точку бифуркации и меняет знак на обратный, что свидетельствует о структурно-фазовом переходе третьего рода (уменшение объема сменяется

увеличением). В механике разрушения это явление называют дилатансией. При этом коэффициент поперечной деформации принимает значения больше 0,5 или отрицательные.

В большинстве случаев модуль объемного сжатия больше модуля сдвига. Однако на начальных стадиях нагружения в ряде случаев приращение сдвиговой деформации практически отсутствует, идет интенсивное уменьшение объема, и модуль сдвига становится больше модуля объемного сжатия. Коэффициент поперечной деформации при этом принимает отрицательные значения. Аналогичная ситуация наблюдается на стадии разрушения, когда структурно-фазовый переход третьего рода сменяется переходом первого рода (изобарное скачкообразное уменьшение объема).

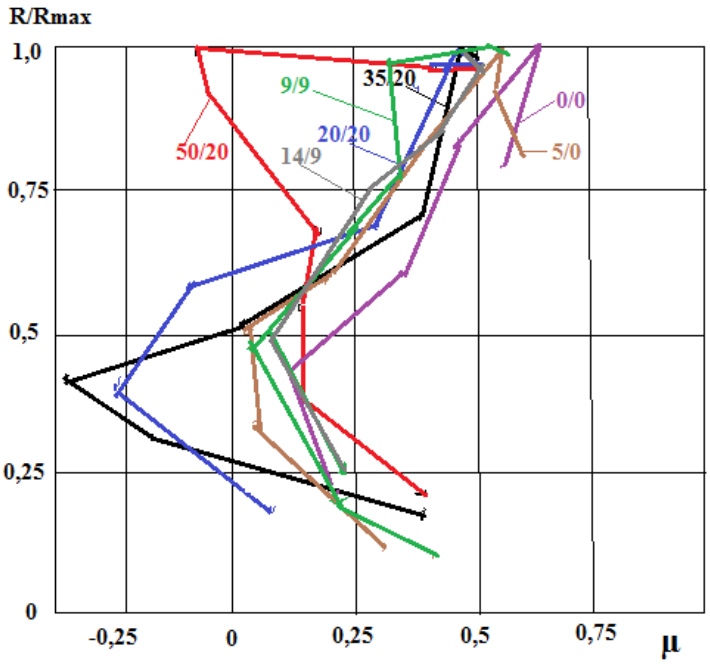


Рисунок 3 – Изменение коэффициента поперечной деформации от степени нагруженности образца

Учитывая, что упругие параметры горных пород изменяются в процессе нагружения, возникает некоторая неопределенность при анализе их зависимости от глубины, вида напряженного состояния, влажности, газонасыщенности и других влияющих факторов. Всегда возникает вопрос: «О какой величине идет речь?» Как показано на рис.4, даже при интерпретации диаграмм «напряжение-деформация» в виде кусочно-линейной функции получаем не менее 6-7 разных значений упругих параметров. Если же диаграммы изображать в виде гладкой кривой, то упругие параметры будут меняться от точки к точке. Поэтому, если анализировать их зависимости от глубины, вида напряженного состояния, или других факторов, нужно говорить о средних допредельных величинах

(до предела сжимаемости), поскольку на пределе сжимаемости ряд упругих параметров меняют знак.

В связи с вышеуказанным, к результатам работ [6-7] нужно относиться очень осторожно, поскольку не ясна методика определения упругих параметров.

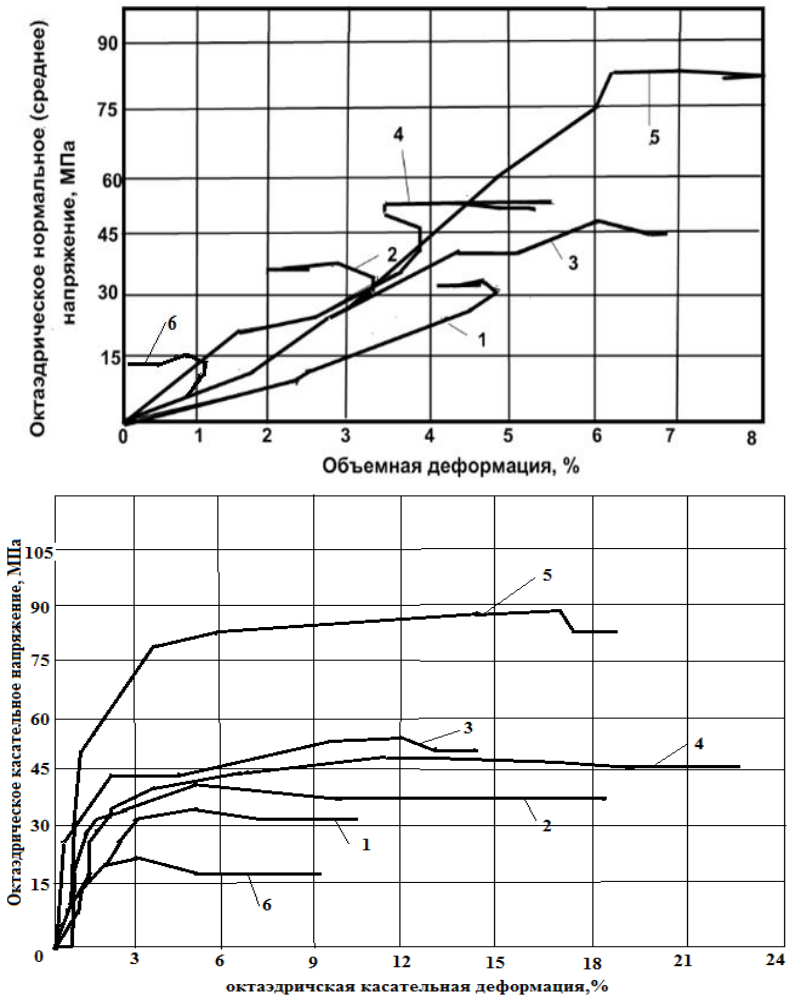


Рисунок 4 – Диаграммы испытаний аргиллитов в объемном поле сжимающих напряжений: 1,2,3 – $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3 = 9$МПа; 4 - $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$, $\sigma_2 = 20$МПа, $\sigma_3 = 16$МПа; 5- $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3 = 20$МПа; 6- $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3 = 0$.

Таким образом, коэффициент поперечной деформации не является константой материала, а является его структурно-чувствительной характеристикой. Его скачкообразные изменения в пределах от 0 до 0,5 свидетельствуют о скачкообразном изменении модулей упругости в процессе структурно-фазовых переходов второго рода. Увеличение значения коэффициента поперечной деформации более 0,5 свидетельствует о структурно-фазовых переходах третьего рода (уменьшение объема образца сменяется увеличением). Когда коэффициент

поперечной деформации принимает отрицательные значения – это свидетельство запрещенных сдвиговых деформаций и изобарного уменьшения объема (структурно-фазовых переходов первого рода).

Литература:
1. Берг О.Я. Некоторые физические обоснования теории прочности бетона // Теория расчета и конструирования железобетонных конструкций. – М.: Госстройиздат, 1958. – С. 14 – 22.
2.Потапов Л.Б., Ярцев В.П. Механика материалов при сложном напряженном состоянии. – М.: изд-во «Машиностроение-1», 2005.- 244с.
3. Биргер И.А. Некоторые общие методы решения задач теории пластичности // Прикладная математика и механика. – 1951. – Т. 15. – № 6. – С. 765 – 770.
4. Бадамшин И.Х. Расчет коэффициента поперечной деформации (Пуассона) монокристаллов на основе электростатической природы упругости.- Уфа: Вестник УГАТУ, Т.10.- №1 (26). С.57-59.
5. Алексеев А.Д., Осыка Е.И., Тодосейчук А.Л. АС СССР №394692. БИ, 1973, №34.
6. Ревва В.Н., Бачурин Л.Л., Кравченко А.В., Василенко Н.И. Влияние вида напряженного состояния на механические свойства углей при разрушении их в условиях объемного сжатия. //Физико-технические проблемы горного производства. – Донецк: ИФГП НАН Украины, 2006.- Вып.9.- С.97-101.
7. Молодецкий А.В., Ревва В.Н. Влияние глубины залегания угольных пластов на механические свойства угля. // Физико-технические проблемы горного производства. – Донецк: ИФГП НАН Украины, 2009.- Вып.12.- С.55-58.

УДК 622.83

РЯЗАНЦЕВ Н.А., РЯЗАНЦЕВ А.Н., РЯЗАНЦЕВА Н.А. (КИИ ДонНТУ)

О ЧЕМ СВИДЕТЕЛЬСТВУЕТ НАЛИЧИЕ ВЫВАЛОВ В КРОВЛЕ И ПУЧЕНИЕ ПОЧВЫ

Наведені дані на користь гравітаційно-тектонічного напруженого стану гірського масиву

Факт разрушения пород на контуре выработки означает, что действующие на ее контуре максимальные напряжения $\sigma_{мак}$ достигли или превысили предел прочности массива на объемное трехосное сжатие $\sigma_{м}$. Разрушение кровли и почвы – явный признак того, что в массиве максимальными по величине являются горизонтальные напряжения, то

есть, что исходное напряженное состояние является гравитационно-тектоническим.

Ранее в [1,2] авторами было показано, что в нетронутом горном массиве исходное напряженное состояние может описано следующим образом:

$$\sigma_в = k_в\gamma H + \lambda\, k_г\sigma_т ;$$
$$\sigma_ш = k_г\sigma_т + \lambda k_в\gamma H ;$$
$$\sigma_м = \lambda(k_г\sigma_т + k_в\gamma H) ;$$

где γH- напряжения от веса вышележащих пород;

$\sigma_т$ = 10-12 МПа – тектонические напряжения для Донбасса;

λ - коэффициент бокового распора;

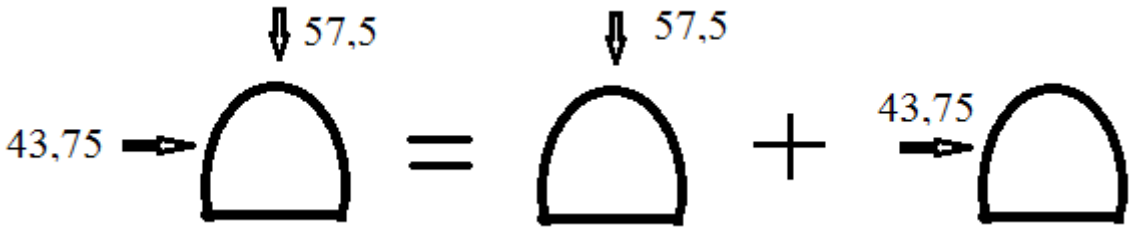
$k_в$, $k_г$ – коэффициенты концентрации вертикальних и горизонтальних напряжений за счет неоднородности свойств пород.

Коэффициент концентрации вертикальних напряжений мало отличается от единицы, в то время как коэффициент концентрации горизонтальних напряжений на границе слоев различных литологических разностей достигает десяти.

Расчеты проведенные для глубины 1000м при $\sigma_т$ = 10 МПа для границы раздела слоев, отличающихся величиной модуля упругости всего в 2 раза, дают ссследующие результаты:

$$\sigma_в = 57{,}5 \text{ МПа};\ \sigma_ш = 73{,}75 \text{ МПа};\ \sigma_м = 43{,}75 \text{МПа}.$$

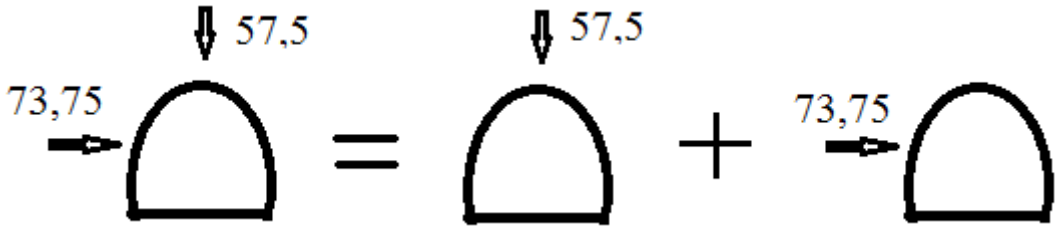
При ведении горных работ на контуре выработки возникает концентрация напряжений, зависящая от формы поперечного сечения. Для традиционной арочной формы поперечного сечения выработки, пройденной в субширотном направлении, широтная компонента напряжений разгружается до нуля и напряженное состояние становится плоским. При действии только вертикальной составляющей, коэффициент концентрации напряжений за счет формы выработки в кровле (-0,9), в боках 1,7. При действии только горизонтальной компоненты – в боках (-0,9), в кровле 3,8. Используя метод суперпозиции, для плоского напряженого состояния получаем:



$$\sigma_к = (-0{,}9)57{,}5 + 3{,}8\cdot 43{,}75 = 114{,}5 \text{ МПа};$$

$$\sigma_б = 1{,}7\cdot 57{,}5 + (-0{,}9)\cdot 43{,}75 = 58{,}37 \text{ МПа};$$

Для выработок, пройденных в субмеридиональном направлении



$$\sigma_к = (-0,9)57,5 + 3,8 \cdot 73,75 = 228,5 \text{ МПа};$$

$$\sigma_б = 1,7 \cdot 57,5 + (-0,9) \cdot 73,75 = 11,37 \text{ МПа};$$

Расчеты показывают, что при увеличении горизонтального давления, сжимающие напряжения в кровле резко возрастают и могут превысить прочность пород.

На рис.1 показано изменение прочности песчаника в зависимости от вида напряженого состояния μ_σ при $\sigma_{мин}$ = 0; 10; 20 и 30МПа.

Приведенные данные свидетельствуют о том, что непосредственно на контуре выработки и вблизи его (при $\sigma_{мин}$ = 0; 10МПа) максимальна прочность песчаников в Красноармейском регионе не превышает 220 МПа, и, лишь, в глубине массива она достигает 250-300 МПа. Что касается глинистих и песчаных сланцев, то их прочность не превышает 180-200 МПа даже в глубине массива [3], потому они могут разрушаться на значительном удалении от контура выработки.

Таким образом, разрушение горных пород в кровле и почве свидетельствует о том, что напряжения в кровле и почве достигают 200 МПа и более. Объяснить такие величины напряжений с позиций исходного гравитационного напряженого состояния (когда в качестве активной учитывается лишь одна гравитационная сила) невозможно. Поэтому

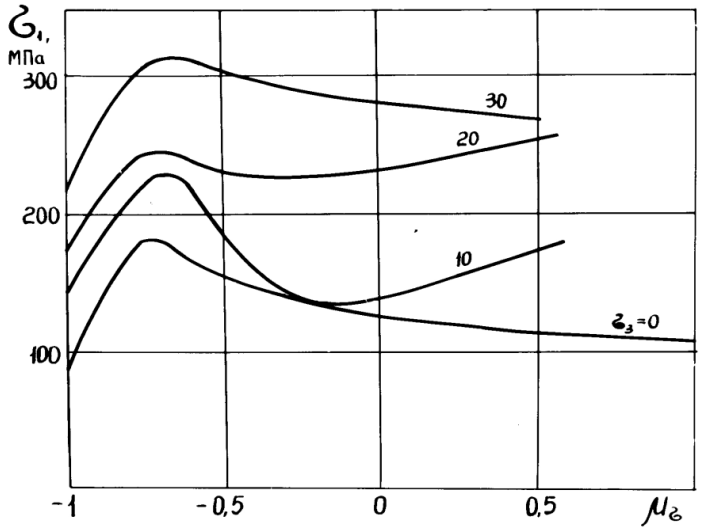


Рисунок 1 – Изменение прочности песчаника в зависимости от вида напряженого состояния при различных значениях минимального сжимающего напряжения

следует констатировать, что исходное напряженное состояние является гравитационно-тектоническим (в горизонтальном субширотном направлении также действует активная сила, которую, не вдаваясь в ее физическую природу, можно назвать тектонической).

Литература:

1. Рязанцев Н.А., Рязанцева Н.А. Современные представления о напряженном состоянии горного массива. В сб.матер.наук.-практ.конф. «Проблеми гірничої технології».- Красноармійськ: КІІ ДонНТУ, 2010.- С.54-61.
2. Носач А.К., Рязанцев Н.А., Кодунов Б.А., Ващенко В.И., Рязанцева Н.А., Лященко М.А. Влияние современных представлений о горном массиве на решение задач горной геомеханики. Матер.У конф. «Геотехнології і охорона праці у гірничій промисловості».- Красноармійськ: КІІ ДонНТУ, 2011.- С.53-60.
3. Рязанцев Н.А., Рязанцева Н.А., Лобков Н.И. Физико-технические свойства угля и вмещающих пород пласта l_1 шахты им. А.Г. Стаханова в свете проявления геодинамических явлений. //“Физико-технические проблемы горного производства”. Донецк: ИФГП НАНУ, 2005, Вып.8.- С.53-63.

УДК 622.261.27 : 622.834

РЯЗАНЦЕВ А.Н., ЛЯЩЕНКО М.А., НОСАЧ А.К. (КИИ ДонНТУ)

УСЛОВИЯ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ВЫВАЛОВ В ВЫРАБОТКАХ ОП «ШАХТА «СТАХАНОВА»

Наведений аналіз умов вивалоутворення при проведенні виробок шахти «Стаханова».

Изучение проявления горного давления до настоящего времени базируются на шахтных наблюдениях. Наиболее широкораспространенным проявлением горного давления в горных выработках являются вывалы. Проявления горного давления в форме внезапного разрушения и обрушения пород определяются как действующими напряжениями, так и прочностными свойствами и особенностями деформирования пород. В настоящей работе предлагается анализ условий возникновения вывалов при проведении выработок шахты «Стаханова».

Шахта «Стаханова» разрабатывает четыре пласта ℓ_1, ℓ_3, ℓ_7 и k_5^B. При проведении горных выработок возникают сотни случаев внезапного

обрушения пород кровли (вывалы), имеющие динамический характер, как до, так и после возведения крепи.

Пласт l_7 – имееь простое и сложное строение (2-3 пачки), относительно выдержанный, геологическая мощность 0,45-1,7 м, средняя – 1,26 м., пласт расщепляется по диагонали шахтного поля. Непосредственная кровля – глинистые и песчаные сланцы мощностью от 1,3 до 16,6 м, f=4-6. В нижней части "ложная кровля" 0,15-0,32 м. Устойчивость непосредственной кровли от $Б_1$ до $Б_4$. Основная кровля – песчаник мощностью 9,9-28,15 м, f=8. Обрушаемость кровли от $А_1$ до $А_3$.

Пласт l_3 – имеет сложное строение (2-3 пачки), геологическая мощность 0,5-2,3 м, средняя – 1,8 м. Непосредственная кровля – глинистые и песчаные сланцы мощностью 1,6-16,5 м, f=3-6. В нижней части "ложная кровля" 0,3-0,4 м. Устойчивость кровли от $Б_1$ до $Б_3$. На расстоянии 5,5-11 м выше пласта залегает угольный пропласток ℓ_3^1 мощностью 0,3 м. Основная кровля – песчаник мощностью 10,5- 46,4 м, f=8. Обрушаемость кровли – $А_2$.

Пласт l_1 – имеет сложное строение (2-3 пачки), геологическая мощность 0,45-1,9 м, средняя – 1,3 м. Пласт расщепляется 2 раза на пачки а+в+с. Пласт $l_{1а+в}$ за линией расщепления имеет мощность 0,98-1,5 м, характерная мощность 1,1-1,3 м. Непосредственная кровля – глинистые и песчаные сланцы мощностью 0,27-8,51 м, f=4-6. Устойчивость кровли от $Б_1$ до $Б_4$. Основная кровля – песчаник мощностью 38,7 м, f=8. Обрушаемость кровли $А_2$, $А_3$

Пласт k_5 – имеет сложное строение (2 пачки). Геологическая мощность 0,97-2,37 м. Две пачки имеют промышленное значение только в северной части шахтного поля. Непосредственная кровля – глинистые и песчаные сланцы мощностю 4-8,9 м, f=3-6. Устойчивость кровли $Б_2$, $Б_3$. Выше пласта на расстоянии 5,2-16,7 м залегает угольный пропласток k_5^1. Основная кровля песчаный сланец, песчаник мощностью 10,5 м, f=8. Обрушаемость кровли $А_2$, $А_3$.

Необходимо отметить, что наиболее крупные вывалы происходят в выработках пластов ℓ_3 и $k_5^В$, в кровле которых имеется естественная плоскость расслоения, представленная пропластками угля.

С другой стороны практически все вывалы приурочены к зонам повышенного горного давления, зонам опорного давления и зонам пересечения выработок.

Так, при подготовке 4-й южной лавы группового уклона пластов ℓ_1-ℓ_3 блока №2 многочисленные вывалы были отмечены при проведении вентиляционного штрека 4-й южной лавы вприсечку к выработанному пространству отработанной 3-й лавы южного уклона пласта ℓ_3, где зона опорного давления от этой лавы накладывается на зону опорного давления от целиков пласта ℓ_7. В зоне ПГД от целиков пласта ℓ_7 проходились также

конвейерный уклон пласта ℓ_3 с ходками и ярусный квершлаг группового уклона.

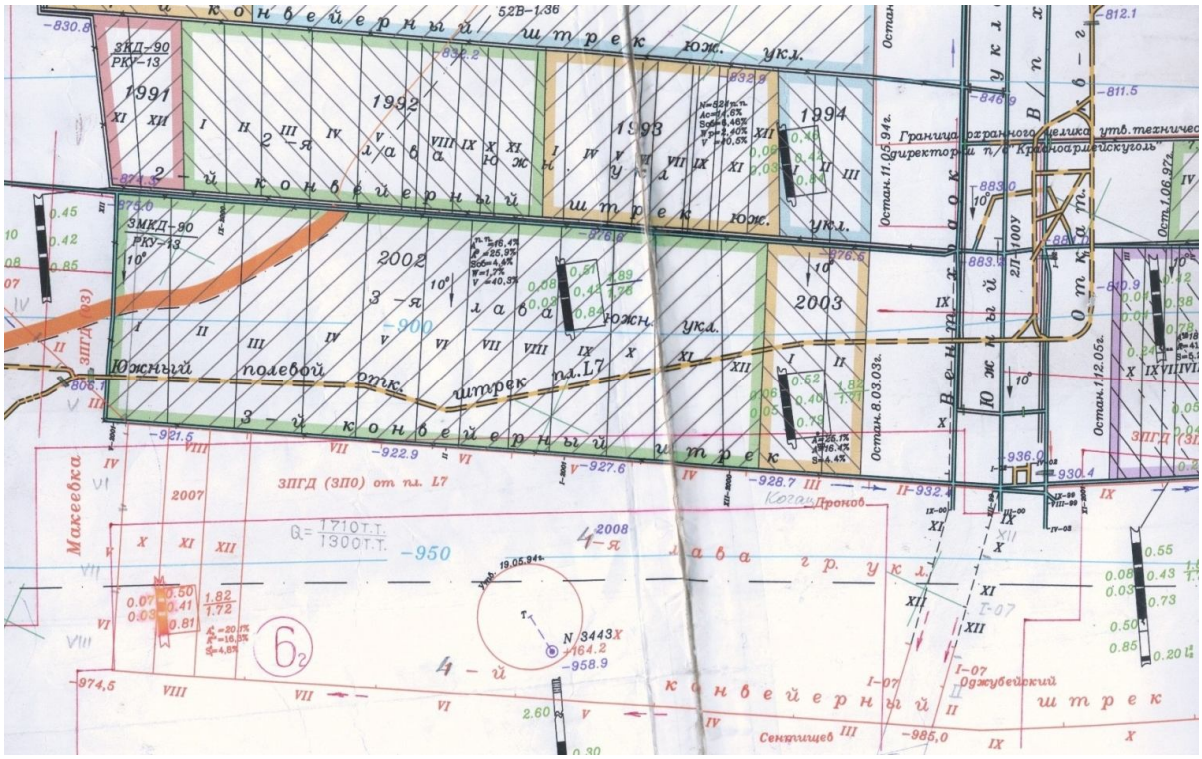


Рисунок 1 – Зоны повышенного горного давления на пласте ℓ_3 в пределах подготавливаемой 4-й южной лавы группового уклона пластов ℓ_1-ℓ_3 от целиков, оставленных на пласте ℓ_7

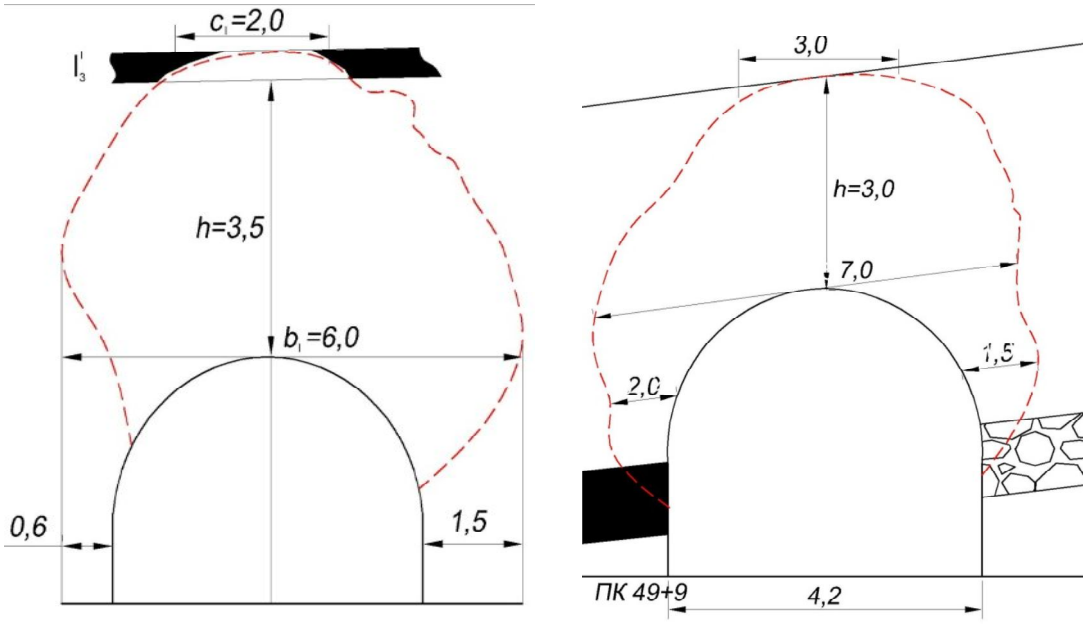


Рисунок 2 – Характерные вывалы в конвейерном уклоне, воздухоподающем ходке и вентиляционном штреке (до пропластка ℓ_3^1 -3,5 м)

Очень крупный вывал высотой до 10 м произошел при пересечении сбойки, расположенной выше 3-го конвейерного штрека, с вентиляционным ходком, вследствие чего уклон пришлось углубить и проводить конвейерный штрек на 85 м ниже. Вывалы также происходили в конвейерном уклоне (ПК24+1-ПК30+3), в воздухоподающем ходке (ПК19+1-ПК22+2), вентиляционном штреке (ПК49+9,5– ПК50+2 ; ПК53- ПК55; ПК67+9 - 68+9), конвейерном квершлаге группового уклона (ПК14+5-ПК15+1). Протяженность вывалов достигает 20 м (рис.3).

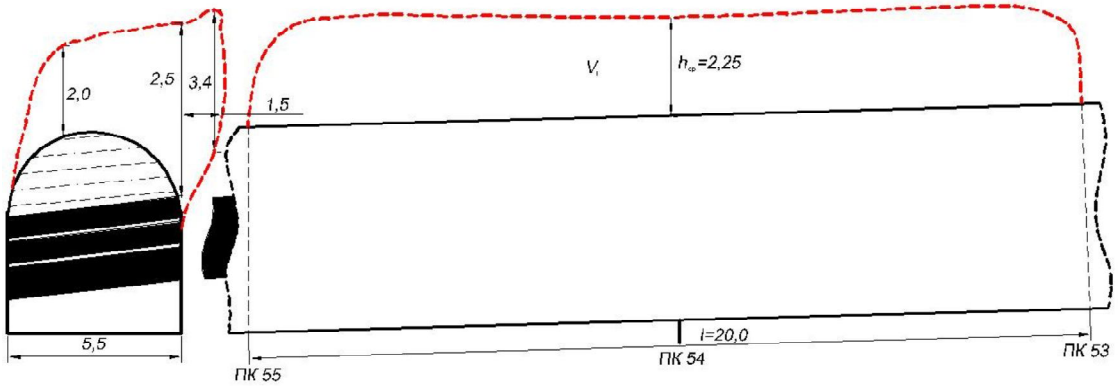


Рисунок 3 – Протяженный вывал в 4-м южном вентиляционном штреке пласта ℓ_3 группового уклона (ПК53-ПК55)

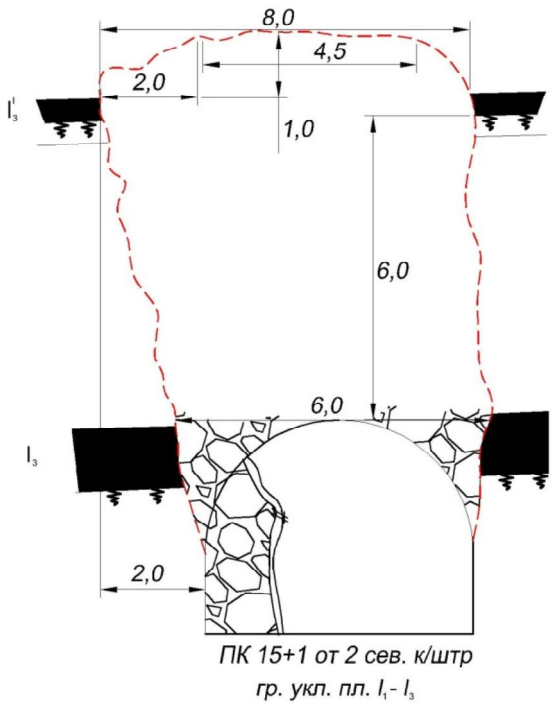


Рисунок 4 – Характерный вывал в конвейерном квершлаге группового уклона (до пропластка ℓ_3^1 - 6 м)

Аналогичные вывалы характерны для выработок бремсбергового поля блока №2 и выработок центрального уклона пласта ℓ_3 блока №4.

Много вывалов происходит при пересечении и устройстве сопряжений выработок.

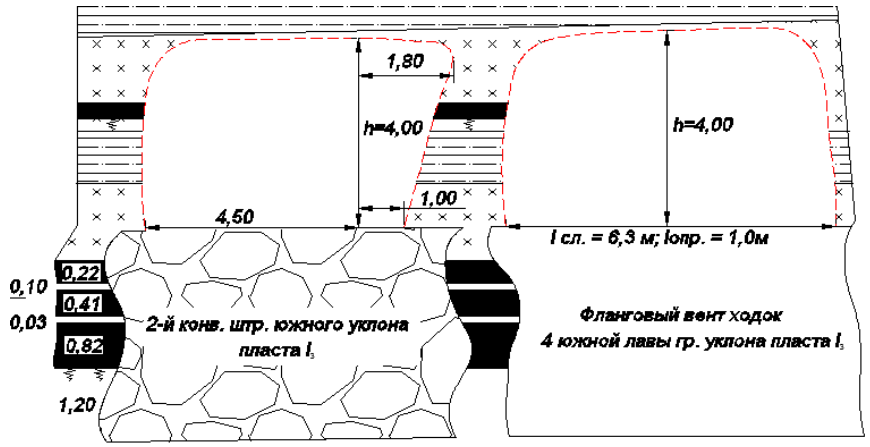


Рисунок 5 – Вывал при пересечении флангового вентиляционного ходка 4-й южной лавы группового уклона со 2-м конвейерным штреком южного уклона пласта ℓ_3

При наличии в кровле выработки угольного пласта вывалы набдюдаются также на сопряжениях полевых выработок (рис.6).

Значительное количество вывалов связано с перекреплением выработок, однако, в отличие от вывалов при проведении выработок, они не являются внезапными, происходят при выпускании пород, дезинтегрированных в процессе длительного воздействия повышенных напряжений на контуре выработок, поэтому в данной работе не рассматриваются.

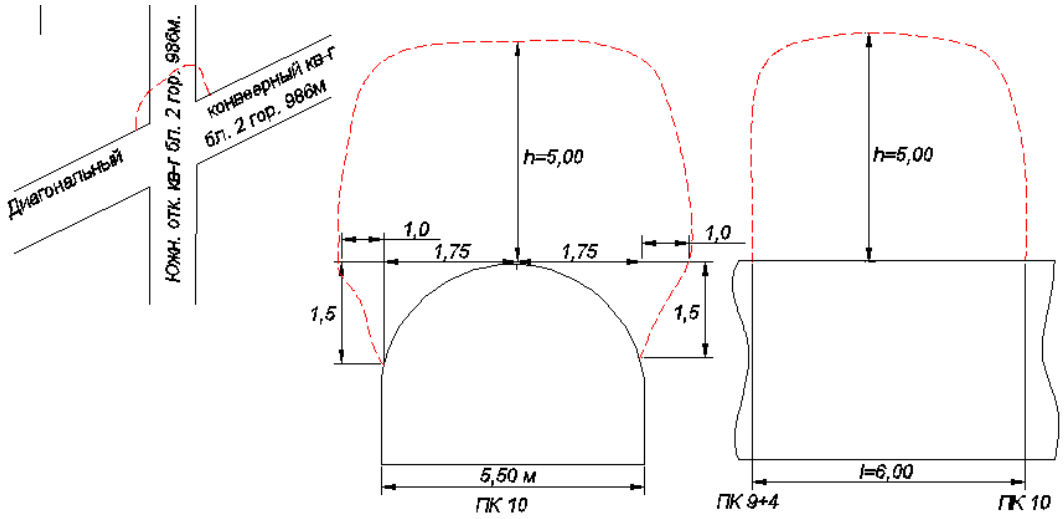


Рисунок 6 – Характерный вывал на сопряжении полевых выработок до пласта $\ell_6^{в}$

Как уже отмечалось ранее в [1], внезапное вывалообразование характерно также для пласта k_5^B, в кровле которого залегает пропласток угля k_5^1. На рис.7 приведена выкопировка из плана горных выработок в месте одного из последних внезапных обрушений кровли при пересечении 2-го северного вентиляционного штрека с погашенным без извлечения крепи северным конвейерным штреком коренной лавы гор. 825м.

Часть штрека 2-го северного вентиляционного штрека от квершлага №7 до конвейерного штрека северной коренной лавы проводилась по диагонали к простиранию в пределах охранного целика вентиляционного ходка шириной 75 м.

После пересечения с конвейерным штреком северной коренной лавы вентиляционный штрек проводился вприсечку к выработанному пространству северной коренной лавы. Пересечение конвейерного штрека вентиляционным осуществлялось в зоне ПГД от краевой части остановленной северной коренной лавы на расстоянии 20 м от лавы при ширине зоны ПГД 58 м. В районе пересечения выработок непосредственно над пластом мощность аргиллита составляла 2,2 м, выше – алевролит 6,5 м, песчаник – 0,5 м, аргиллит – 0,5 м и угольный пропласток k_5^1 - 0,6 м. После пересечения конвейерного штрека северной коренной лавы, в вентиляционном штреке 2-й северной лавы произошел внезапный вывал пород на высоту 7,5 м (до пропластка k_5^1) с тяжелыми последствиями (рис.8).

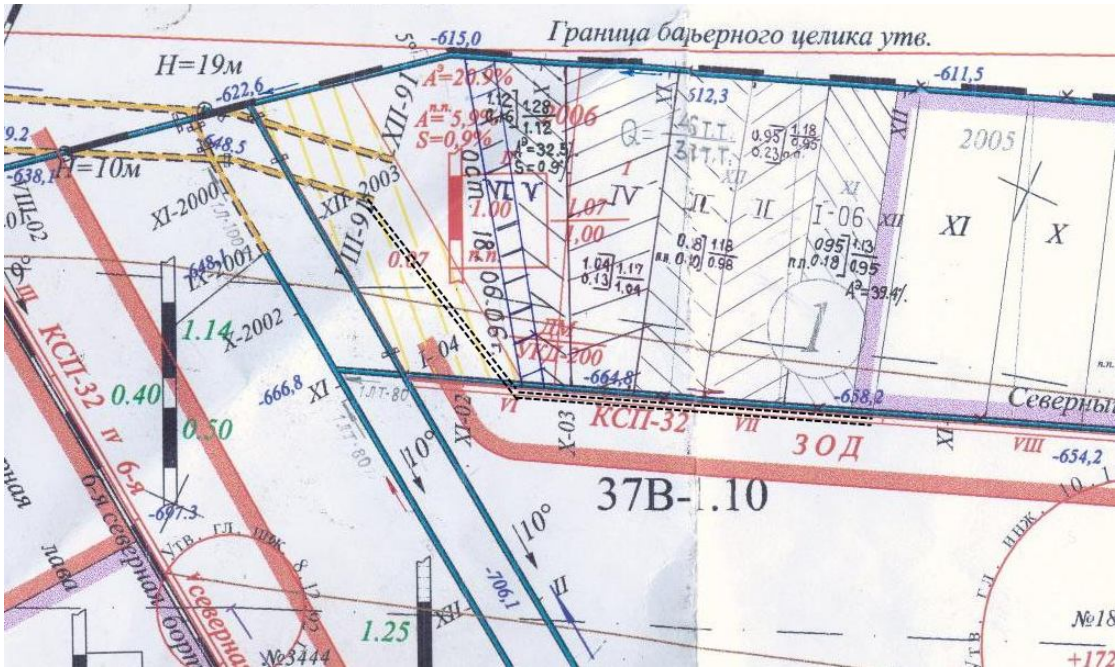


Рисунок 7- Выкопировка из плана горных выработок пласта k_5^B в районе места обрушения кровли

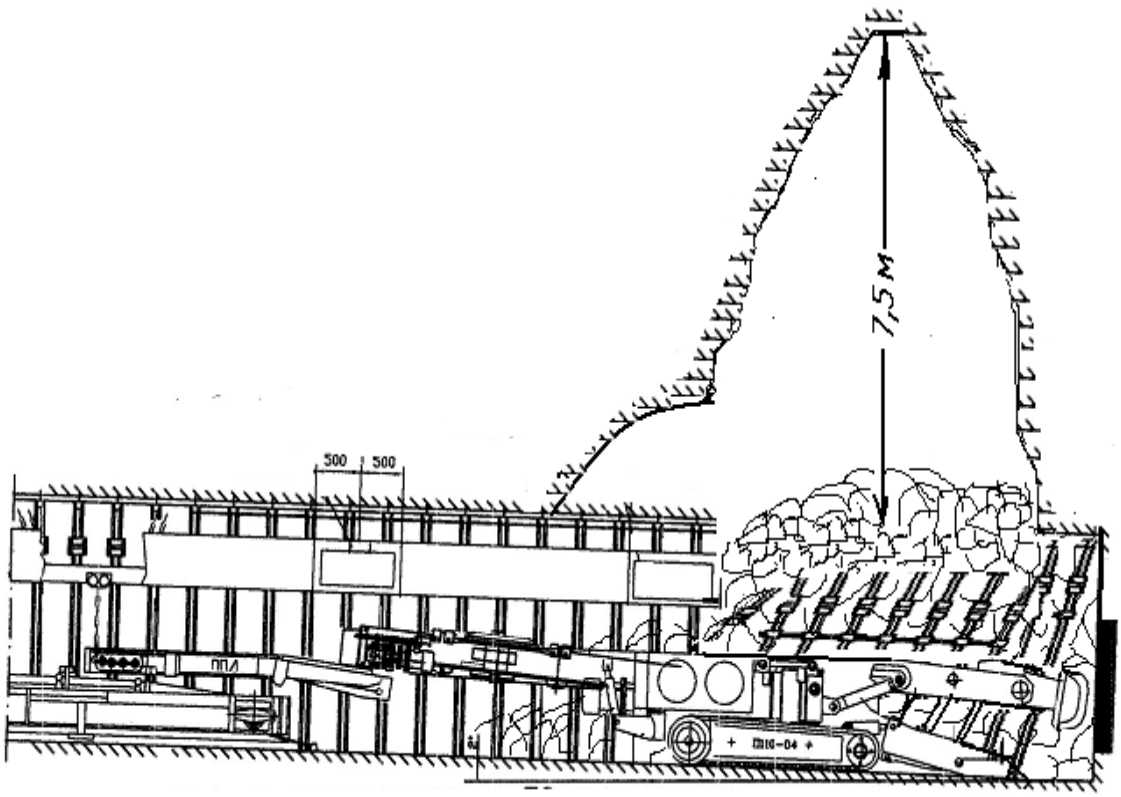


Рисунок 8 - Вывал в вентиляционном штреке 2-й северной лавы пласта k_5^B гор.825 м при пересечении старого конвейерного штрека северной коренной лавы в 20 м от окна остановленной лавы

Аналогичные вывалы на пласте k_5^B наблюдались неоднократно и связаны с проведением выработок в зонах ПГД и с разделкой сопряжений.

Наименьшее количество вывалов наблюдается на пласте ℓ_7, который отрабатывался первым без наличия зон ПГД от других пластов. Вывалы на пласте ℓ_7 связаны, в основном, с перекреплением выработок.

Специфическое строение кровли пласта ℓ_1 вызывает также и специфику вывалообразования. В районе группового уклона пластов ℓ_1- ℓ_3 блока №2 наблюдается приближение песчаника основной кровли к пласту. При мощности сланцев непосредственной кровли до 2 м, они выступают в роли «ложной кровли» и обрушаются вслед за обнажением (рис.9). Возрастание мощности непосредственной кровли и появление в кровле пропластка угля ℓ_2 меняет характер вывалообразования (рис.10).

Наиболее обширные вывалы наблюдались на сопряжении 4-й южной лавы центрального уклона пласта ℓ_1 блока №4 с конвейерным штреком, проводимым вслед за лавой, вприсечку к выработанному пространству ранее отработанной южной коренной лавы пласта ℓ_1 гор.1136м (рис.12).

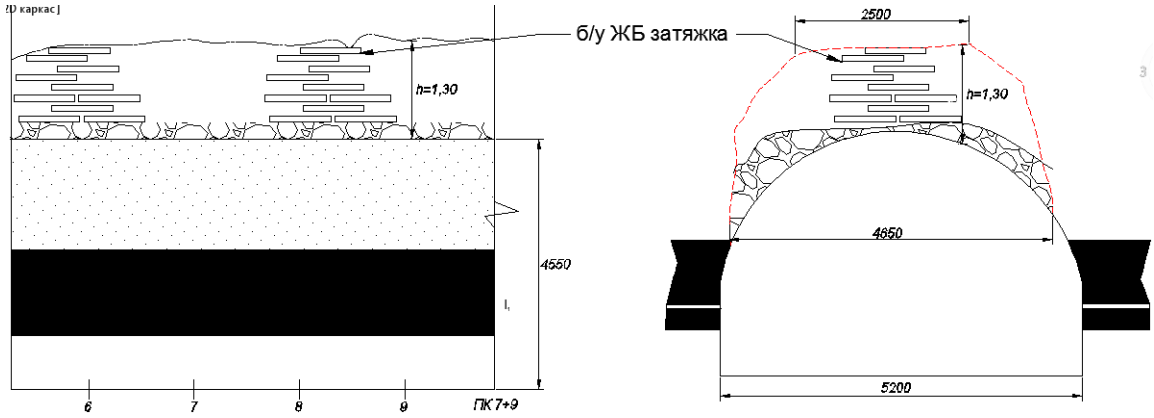


Рисунок 9 – Характерные вывалы в выработках пласта ℓ_1 при приближении песчаника основной кровли

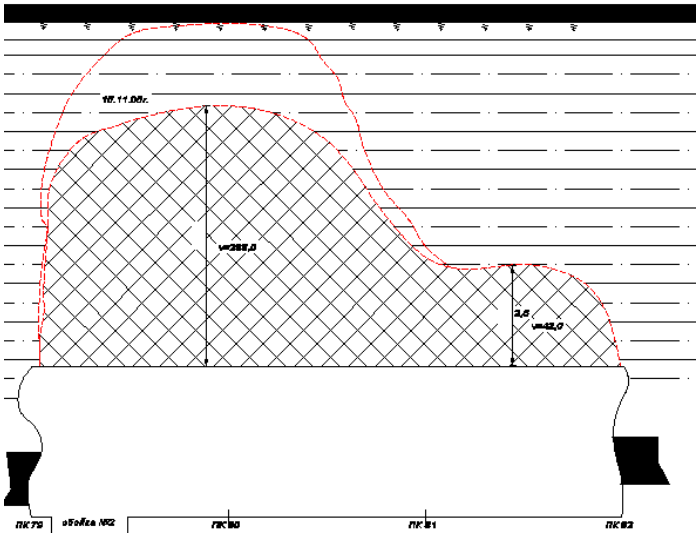


Рисунок 10 – Характерные вывалы в наклонных выработках центрального уклона пласта ℓ_1 блока №4

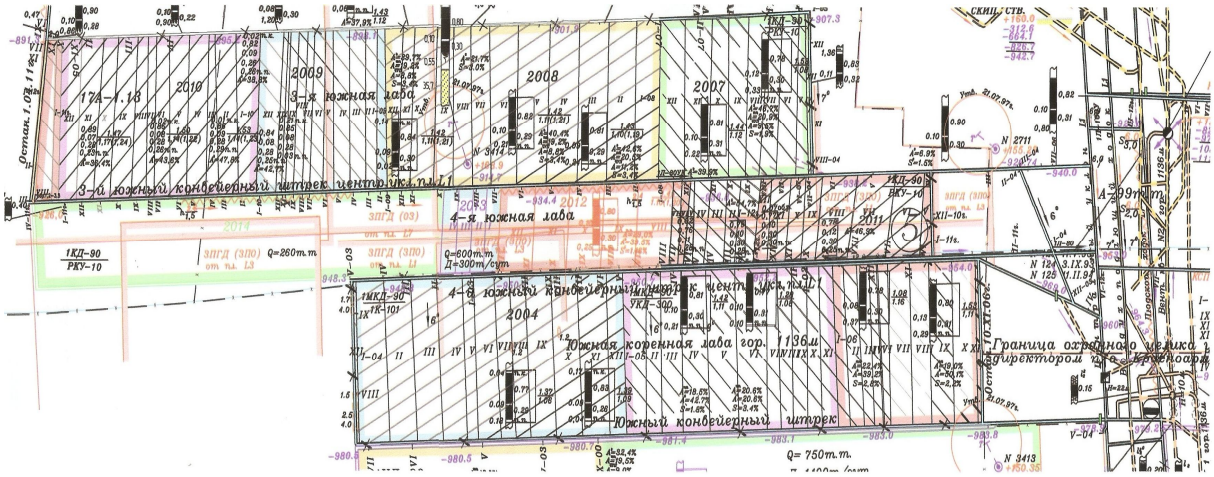


Рисунок 11 - Выкопировка из плана горных выработок пласта ℓ_1 блока №4

Оставшийся целик шириной 130-140 м между отработанными южной коренной и 3-й южной лавами представляет собой сплошную зону опорного давления, осложненную поперечными зонами ПГД от целиков, оставленных на пласте ℓ_3 при отработке 414 и 416 лав. Наложение этих зон приводило к возникновению характерных вывалов, показанных на рис.11.

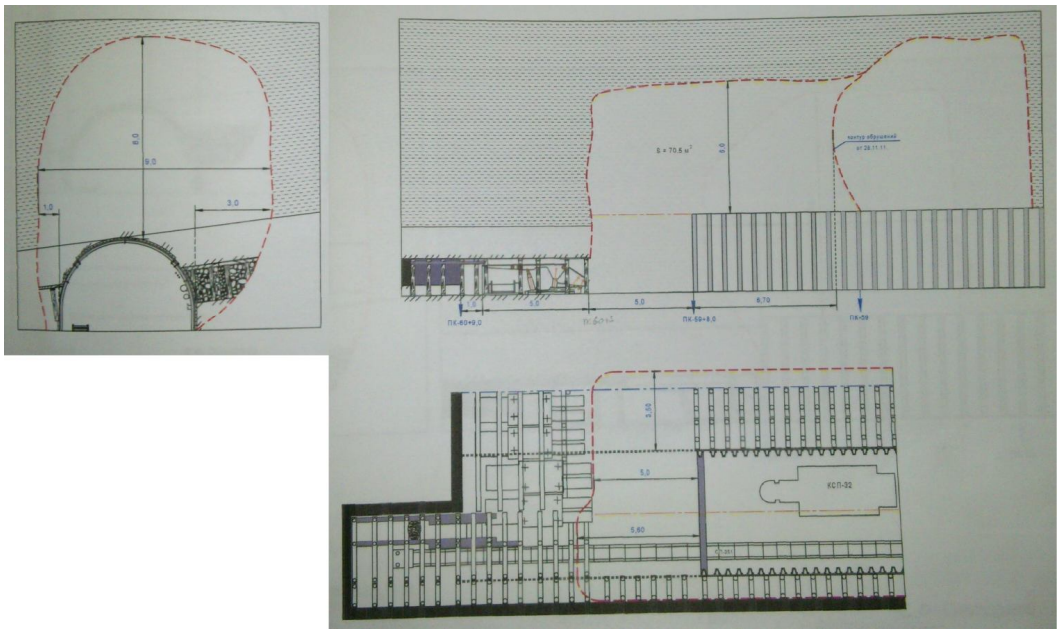


Рисунок 12 – Характерные вывалы на сопряжении 4-й южной лавы центрального уклона пласта ℓ_1 с конвейерным штреком.

Анализируя все вышеперечисленные условия возникновения вывалов, следует констатировать, что внезапные обрушения пород кровли, имеющих динамический характер, происходят:

1. При проведении выработок в зонах опорного давления, в зонах повышенного горного давления от целиков и краевых частей, оставленных на смежных пластах свиты, а также при их наложении.
2. При пересечении выработок под различными углами и разделке их сопряжений в зонах ПГД.
3. На сопряжениях лав с выемочными выработками, при их проведении вслед за лавой в зонах ПГД.
4. Практически во всех случаях внезапных обрушений в кровле пласта обнаруживается естественная плоскость расслоения в виде пропластка угля или резкого контакта слоев пород различных литологических разностей.

Влияние зон ПГД и сложных сопряжений приводит к концентрации напряжений и деформаций на контуре выработок и увеличению смещений контура выработок и нагрузки на крепь в несколько раз. В этом случае, даже уже установленная крепь, рассчитанная без учета дополнительной

нагрузки от вывала, может быть разрушена, что приводит к возникновению аварий.

Например: При проведении вентиляционного штрека 2-й северной лавы пласта k_5^B гор.825 м при пересечении старого конвейерного штрека северной коренной лавы в 20 м от окна остановленной лавы необходимо учитывать влияние зоны ПГД с помощью коэффициента $k_{од} = 2$ и влияние сопряжения под углом 142^0 – с помощью коэффициента взаимного влияния выработок $k_в = 2,5$ [2,3]. В этом случае величина смещений кровли составит

$$U_{кр} = k_\alpha k_\theta k_s k_в k_t k_{од} U_т ;$$

где k_α – коэффициент угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород; $k_\alpha = 0,85$;

k_θ – коэффициент направления смещения пород; $k_\theta = 1$;

k_s – коэффициент влияния размеров выработки; $k_s = 1,25$;

k_t – коэффициент влияния времени на смещения пород; $k_t = 0,75$;

$U_т$ – среднее смещение пород для типовых русловий; $U_т = 400$ мм.

$$U_{кр} = 0,85*1*1,25*2,5*0,75*2*400 = 1593 \text{ мм} ;$$

Расчетная загрузка на крепь

$$P = k_п k_н k_{пр} b P^н ;$$

где $k_п$ – коэффициент перегрузки, $k_п = 1$;

$k_н$ – коэффициент надежности; $k_н = 1$;

$k_{пр}$ – коэффициент условий проведения выработки; $k_{пр} = 1$;

b – ширина выработки в проходке, м; b = 5 м;

$P^н$ – нормативная загрузка, $P^н = 210$ кПа.

$$P = 1*1*1*5*210 = 1050 \text{ кН} ;$$

Расчетная плотность крепи

$$n \geq P / N_s ;$$

где N_s – несущая способность крепи, кН; для КМП А3К -15,3 $N_s = 365$ кН;

$$n \geq 1050 / 365 \geq 2,88 ;$$

Однако, как показано в [1], проблема не столько в плотности крепи, сколько в прочности межрамных соединений (стяжек и хомутов М16), которые не выдерживают дополнительную нагрузку от вывалов.

Нынешняя горняцкая наука, к сожалению, не может запрогнозировать момент разрушения горной породы. Что касается прогноза вывалов, то его просто не существует.

Таким образом, решение проблемы внезапных обрушений пород кровли при проведении горных выработок должно быть связано с разработкой способа их прогноза и предотвращения.

Литература:

1. Рязанцев Н.А., Перекупка И.Н., Рязанцева Н.А. Особенности и причины вывалообразования в выработках пласта k_5 шахты им. А.Г.

Стаханова. – Дни науки-2012 в КИИ ДонНТУ. Красноармейск: КИИ ДонНТУ, 2012.- С.
2. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. Л.: ВНИМИ, 1985.- 211с.
3. Методичні вказівки КД 120101201-98 «Розташування, охорона і підтримка гірничих виробок при відпрацюванні вугільних пластів на шахтах України». Донецьк: УкрНДМІ, 1998. -215 с.

УДК 622.1:622.831.3

ХАЛИМЕНДИК Ю.М., ЗАБОЛОТНАЯ Ю.А. (ГВУЗ «НГУ»)

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОН ПОВЫШЕННОГО ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Представлені результати досліджень стану гірничих виробок у зонах підвищеного гірського тиску в умовах шахт Західного Донбасу. Виконано порівняння меж зон підвищеного гірського тиску і проявів гірського тиску у виробках з положенням меж і розмірами, розрахованими за нормативними документами. Сформульовані висновки про те, що зона підвищеного гірського тиску в умовах слабких бічних порід відрізняється наявністю двох складових частин: зона дезінтеграції, як небезпечна за обваленнями порід покрівлі, і зона з підвищеним гірським тиском без порушення суцільності гірського масиву

Отработка угольных пластов приводит к образованию в толще пород зон повышенного горного давления (ПГД) от влияния краевых частей или целиков надрабатывающих и подрабатывающих пластов.

Опорная зона повышенного горного давления непосредственно над угольным пластом, которая формируется от влияния краевых частей и целиков при разработке пластовых месторождений характеризуется шириной зоны опорного давления, максимальным напряжением в ней, расположением максимального значения опорного давления относительно забоя лавы или границы очистных работ и расстоянием от максимума напряжений до точки, где напряжения соответствуют напряжениям нетронутого массива [1]. Значения указанных параметров зависят от крепости боковых пород, что требует дополнительных изучений с подтверждением натурными наблюдениями.

Особенностью шахт Западного Донбасса является наличие слабых боковых пород. Вся толща горного массива представлена аргиллитами,

алевролитами и песчаниками. Средняя прочность пород по шахтам изменяется от 12,5 МПа до 24 МПа [2].

На сегодняшний день существует ряд действующих нормативных документов [3-5], позволяющих выполнять расчет и построение зон ПГД.

Для расчета и построения зон ПГД исходная величина – ширина зоны опорного давления, размер которой определяется в зависимости от вынимаемой мощности пласта и глубины разработки пласта, на котором оставлен целик или краевая часть [3-5]. При этом указанные методики не учитывают прочностные характеристики вмещающих пород. Размер зоны опорного давления также используется при охране выработок целиками. При охране выработок целиками ширину угольных целиков принимают равными не менее размеров зоны опорного давления, которые следует определять в зависимости от глубины расположения выработок и сопротивления пород сжатию на контуре выработки [6]. Таким образом, при определении ширины зоны опорного давления используются разные исходные данные, что приводит к неодинаковым результатам.

Существуют противоречия также при определении расположения максимума опорного давления относительно забоя лавы или границы очистных работ. Исследования немецких ученых говорят о том, что размер этой величины зависит от прочности пород [7]. С увеличением крепости пород кровли положение максимума опорного давления приближается к забою [7], а по сведениям Донуги [8] наоборот, чем крепче боковые породы, тем дальше от границы очистных работ располагается максимум опорного давления.

В связи с вышеизложенным, прогноз параметров зон ПГД и их плановое положение является актуальной задачей.

С целью установления фактических значений параметров зон повышенного горного давления проведен мониторинг состояния выработок в зонах повышенного горного давления в условиях шахт им. Героев Космоса и «Западно-Донбасская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».

Мониторинг состояния выработок и горного массива в зонах влияния очистных работ выполнен на 14 участках магистральных и подготовительных горных выработок шахт им. Героев Космоса и «Западно-Донбасская». Состояние крепи выработок обследовалось с помощью линейных измерений и фотовизуализации.

В условиях шахты им. Героев Космоса были обследованы следующие выработки: вентиляционный штрек № 3 пласта c_{10} (2 участка с ПГД), 1068-й сборный штрек (1 участок ПГД), 1068-й бортовой штрек (2 участка с ПГД), 2 западный магистральный штрек гор. 370м (2 участка ПГД).

По результатам мониторинга выявлено несоответствие границ и размеров проявления горного давления в выработках и положения границ зон ПГД и размеров, рассчитанных по методике [3]. На рис. 1 и рис. 2

указаны границы расчетных зон ПГД и границы проявления повышенного горного давления при обследовании вентиляционного штрека № 3 пл. c_{10}.

На рис. 3 представлен профиль вентиляционный штрек № 3 пласта c_{10}.

Состояние крепи выработки в начале расчетной зоны ПГД оценивается как удовлетворительное, деформация крепи выработки и пучение отсутствует (рис. 4). При выходе за пределы расчетных границ зоны ПГД наблюдается потеря высоты сечения выработки до 110 см, деформация затяжки по всему контуру выработки, пучение (рис. 5).

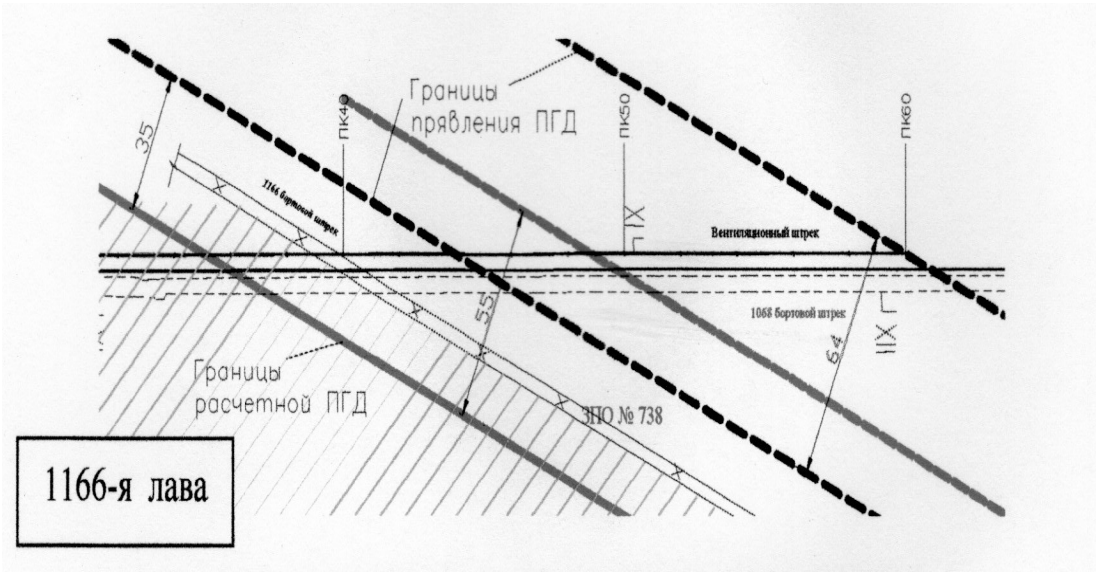


Рисунок 1- Расположение зоны повышенной опасности № 738

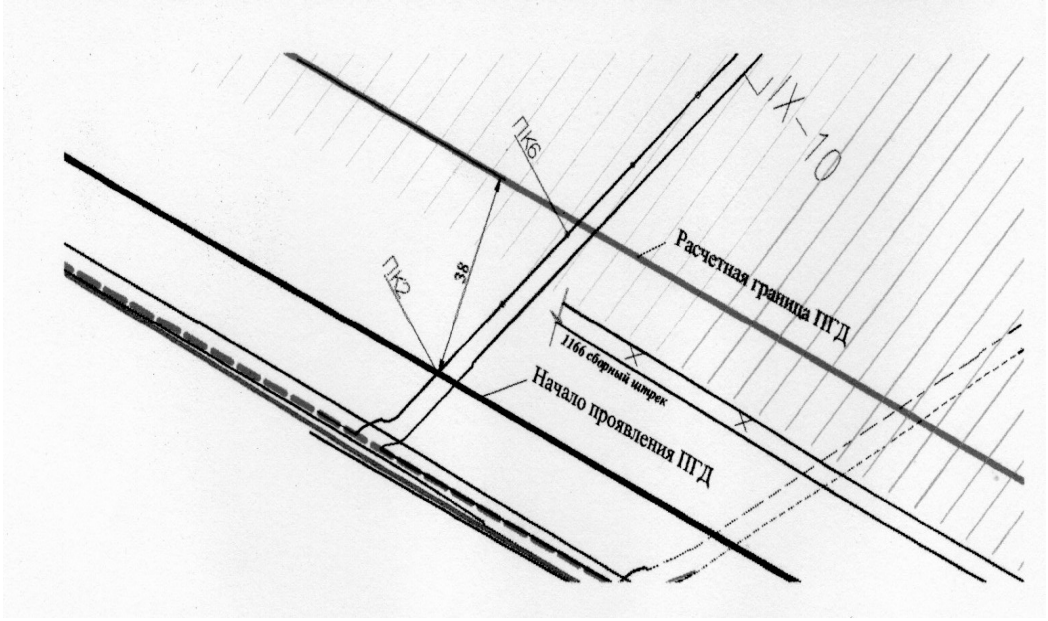


Рисунок 2- Расположение зоны повышенной опасности № 736

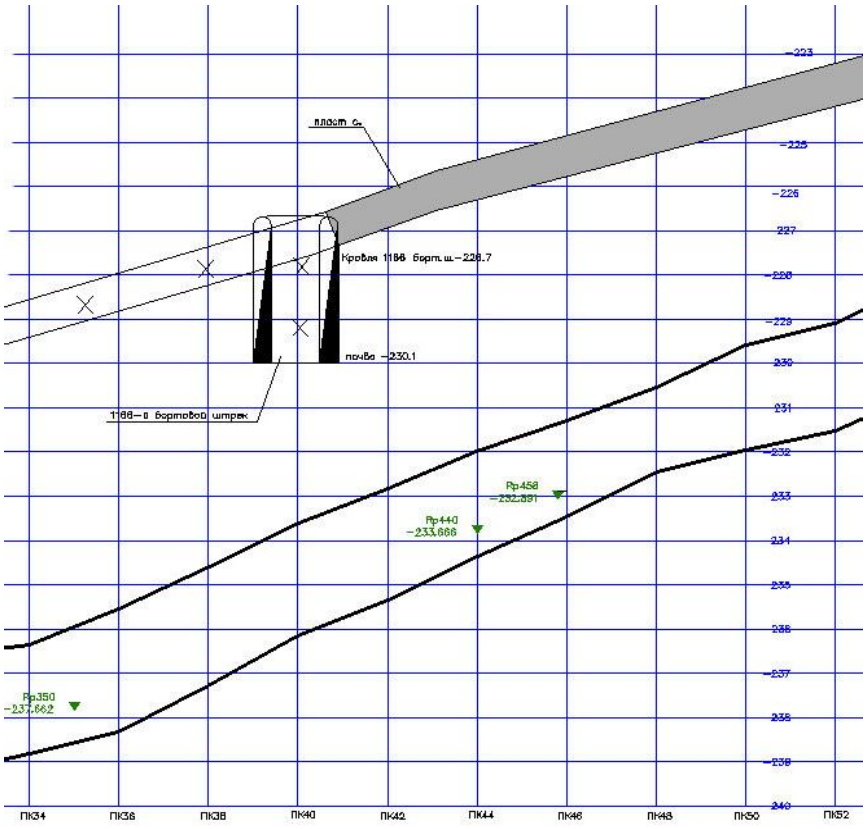


Рисунок 3- Профиль вентиляционного штрека № 3 в районе расположения зоны повышенной опасности № 738

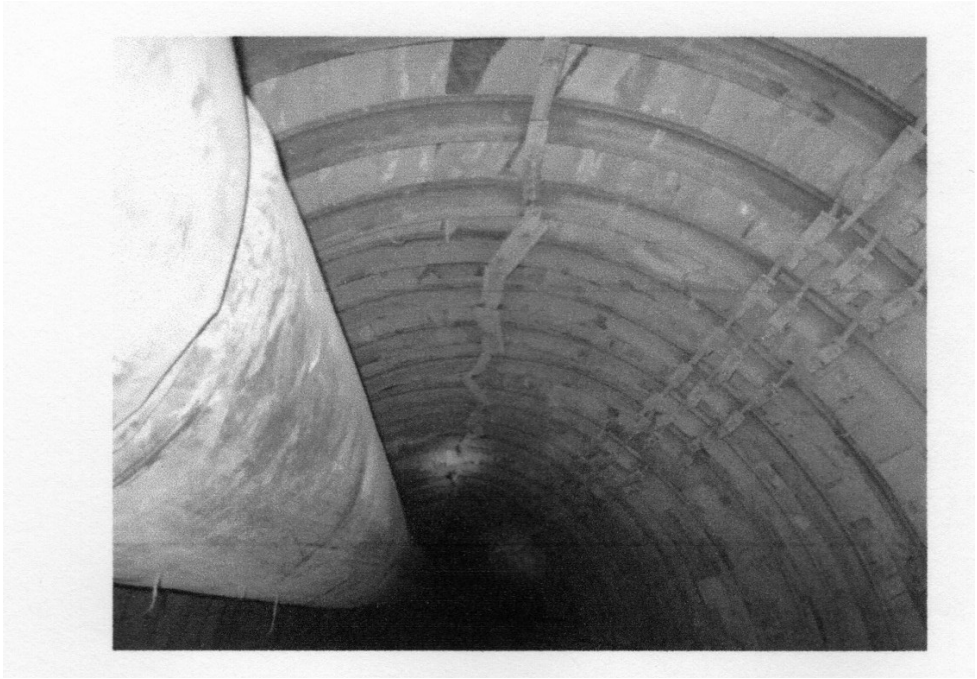


Рисунок 4- Состояние вентиляционного штрека № 3 в начале расчетной зоны ПГД

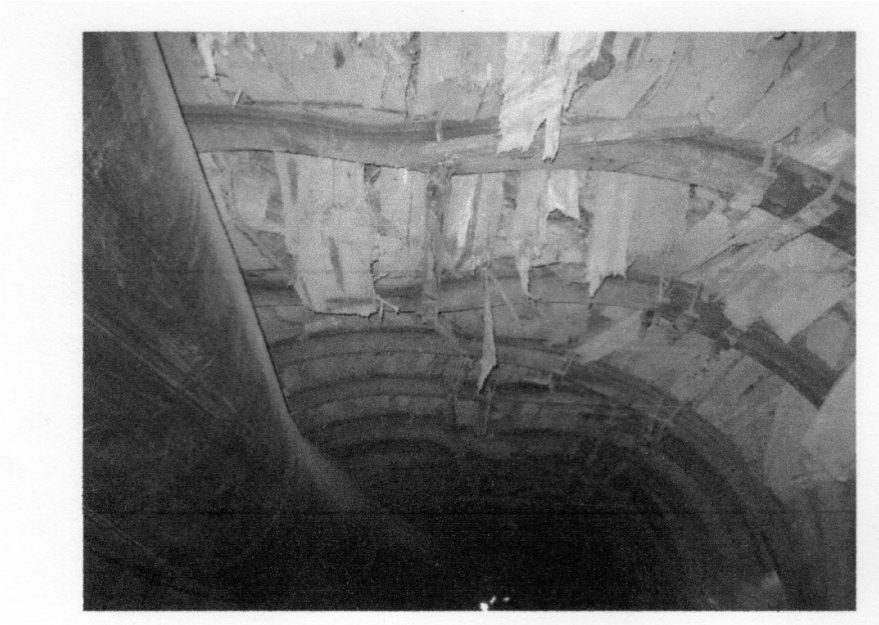


Рисунок 5- Деформирование крепи вентиляционного штрека № 3 за пределами расчетной зоны ПГД

При входе выработки в зону ПГД со стороны разгруженного горного массива на расстоянии до 60м состояние выработки не указывает на присутствие повышенного давления. Противоположная ситуация наблюдается при выходе из зоны, где отмечено сильное деформирование крепи, пучения и потеря площади сечения.

В результате проведенных исследований установлено, что состояние выработок в пределах расположения прогнозных зон повышенного горного давления, построенных по нормативным документам, характеризуется меньшим проявлением повышенного горного давления, чем за их пределами.

Нормативные документы [3-6] не учитывают разрушение прилежащего к очистной выработке пространства и смещение границы зоны разгрузки в нетронутый массив, а построение зон ПГД выполняется от границы очистных работ.

Подтверждением существования такой зоны разгрузки являются исследования состояния 854 лавы, очистные работы в которой велись в зоне ПГД от краевой части массива со стороны 928 сборного штрека пласта $c_8^в$, в условиях шахты «Западно-Донбасская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь». Установлено, что по всей длине лавы зафиксировано множество техногенных трещин и нарушений залегания угольного пласта и пород в виде сбросов, взбросов, грабенов с амплитудой до 0,15 м (рис. 6) [9]. Количество техногенных нарушений увеличивается по мере приближения к 854 сборному и 854 бортовому штрекам.

Результатами мониторинга очистных забоев в условиях шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» обосновано наличие нарушенной зоны. Для

краевой части угольного пласта установлена зависимость ширины нарушенной зоны в очистном забое лавы от глубины разработки H:\

$$m = 0{,}03H + 1{,}8 \quad (1)$$

где H – геометрическая глубина ведения горных работ, м.

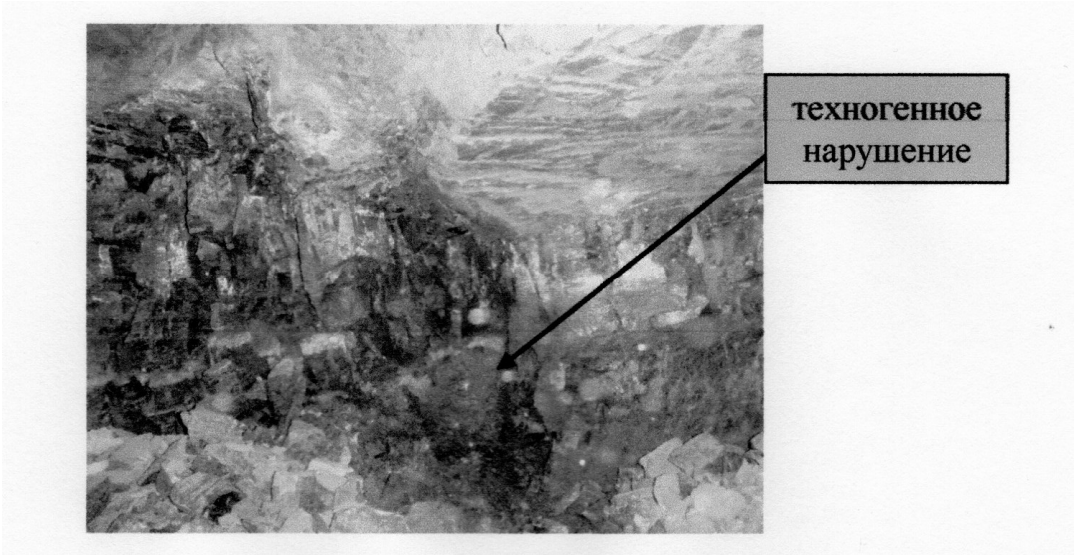


Рисунок 6- Техногенное нарушение в 854 лаве

В соответствии с нормативным документом [5] при движущемся очистном забое определяется зона разрушенного угля, размер которой зависит от угла внутреннего трения угля, коэффициента бокового распора и сцепления угля. Для статических зон ПГД определение зоны разрушенного угля нормативным документом [5] не регламентируется.

На основании выполненного мониторинга горных выработок можно сделать вывод, что зона повышенного горного давления в условиях слабых боковых пород отличается наличием двух составляющих: зона дезинтеграции, как опасной по обрушениям, и зона с повышенным горным давлением без нарушения сплошности горного массива.

Для условий Западного Донбасса схема распределения опорного давления впереди очистного забоя представлена на рис. 7.

Для условий слабых боковых пород опорная зона характеризуется шириной зоны опорного давления l, максимальным напряжением в ней P, расположением максимума относительно забоя лавы или границы очистных работ k, шириной зоны разгрузки r и шириной нарушенной зоны. При этом ширина нарушенной зоны определяется по формуле (1).

Таким образом, разделение зоны повышенного горного давления на две составляющие на зону дезинтеграции, как опасную по обрушениям, и зону с повышенным горным давлением, позволяет дифференцировано

производить планирование крепления выработок в зонах с повышенным горным давлением.

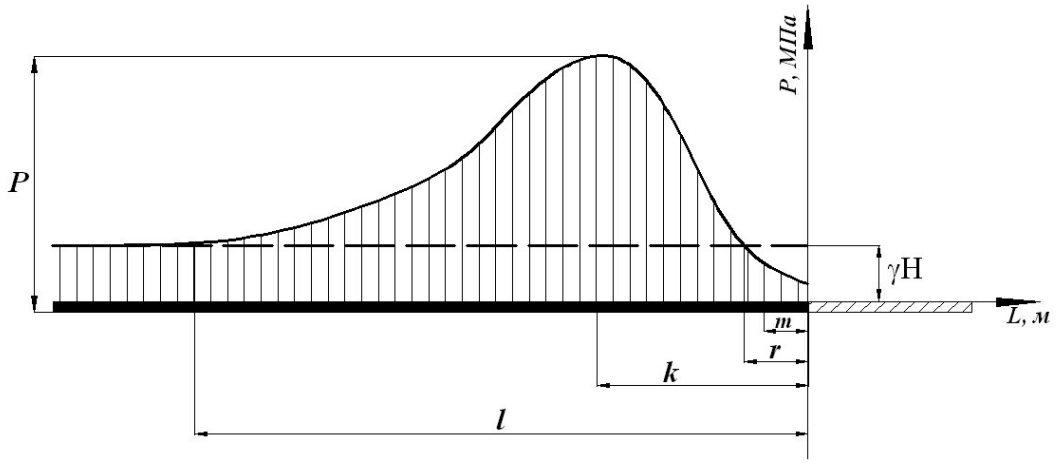


Рисунок 7- Характер распределения опорного давления для условий слабых боковых пород

Список литературы

1. Савостьянов А.В., Клочков В.Г. Управление состоянием массива горных пород. – К.: УМК ВО. – 1992. – 276с.

2. Усаченко Б.М. Охрана подготовительных выработок глубоких горизонтов шахт Западного Донбасса / Усаченко Б.М., Кириченко В.Я., Шмиголь А.В. // Обзор/ЦНИЭИуголь.-М.,1992.- 168с.

3. Указания по управлению горным давлением в очистных забоях под (над) целиками и краевыми частями при разработке свиты угольных пластов мощностью до 3,5 м с углом падения до 35º / С.Т. Кузнецов, Д.Г. Пекарский, В.В. Сычев и др. – Л.: ВНИМИ, 1984. – 62с.

4. Построение зон защиты и ПГД для условий больших глубин. Методика КД 12.07.301-96 / Руководящий нормативный документ. – Министерство угольной промышленности Украины, 1997. – 46 с.

5. Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35º. Руководство КД 12.01.01.503-2001 / [Е.Д. Дубов, В.И. Ефремов, А.М. Ковтун и др.] – ДонУГИ, 2002. – 141с.

6. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах / Руководящий нормативный документ КД 12.01.01.201.98. – Мінпаливенерго України, 1998. – 149с.

7. Junker M. Gebiqsbeherrschunq von Flözstrecken. Verlaq Gbuckauf GnbH. – Essen, 2006. – 656s.

8.Типовые материалы для проектирования «Сопряжения очистных забоев с подготовительными выработками, закрепленных рамной, анкерной и рамно-анкерными крепями. Типовые схемы поддержания» ТМП 10.1.00185790.002:2010. – ДонУГИ, 2010. – 89с.

9. Халимендик Ю.М., Заболотная Ю.А. Состояние горного массива в зонах повышенного горного давления // Науковий вісник НГУ.–2011. -№ 3.

УДК 622.28

ХАЛИМЕНДИК Ю. М., БАРЫШНИКОВ А. С. (ГВУЗ «НГУ»)

О РАБОТЕ ОДНОБАЛОЧНОЙ КРЕПИ СОПРЯЖЕНИЯ

Розглянуто питання ефективності застосування механізованих однорядних кріплень сполучення. Наведені результати спостережень за положенням верхнього елемента аркового кріплення при експлуатації однорядного кріплення сполучення в умовах шахти «Комсомолець Донбасу»

На сопряжении лавы с подготовительными выработками, в процессе эксплуатации лавы, возникает опорное давление. Крепление не выдерживает данного давления, деформируется, уменьшается сечение выработки, ухудшается безопасность труда из-за обрушения пород кровли. Поэтому целесообразно усиливать крепление сопряжений.

На практике применяются несколько вариантов крепления сопряжений:

- установка ремонтин или гидравлических стоек под каждую раму[1, 2];
- использование механизированной специальной крепи сопряжения, которая при помощи специального приспособления перемещается вслед за лавой[1, 2];
- анкерование пород кровли[3].

Считается, что использование специальной крепи сопряжения полностью механизирует процесс крепления сопряжения, способствует повышению безопасности и производительности работ[2]. Они предназначены для механизации процессов крепления и управления кровлей на сопряжении очистного забоя с конвейерным штреком, создания бесстоечного пространства для размещения привода лавного конвейера, концевой части штрекового перегружателя. Крепи сопряжения функционируют в сочетании с лавной крепью, забойным конвейером и штрековым комплексом доставочных средств.

На данный момент существуют однобалочные (однорядные) крепи сопряжения. Авторы статьи ставят под сомнение эффективность такого технического решения.

Наблюдения за состоянием кровли и работой однобалочной крепи сопряжения проведены в бортовой выработке 2-ой западной лавы пласта l_7 горизонта 810 м шахты «Комсомолец Донбасса»[4].

Штрек пройден сечением 13,8 м^2 в свету, закреплен арочной крепью АП-13,8 с замком АПЗ-030. Крепь сопряжения расположенная на оси штрека имеет заметный прогиб в центральной части (фото 1).

Наблюдательная станция заложена на промежутке между ПК62+12 м и ПК63 бортовой выработки 2-ой западной лавы пласта l_7. Исходные репера

(Rp1, Rp2, Rp3) заложены на промежутке между ПК53 и ПК55. Репера в момент закладки находились на расстоянии 160 м от наблюдательной станции вне зоны влияния очистных работ. Каждое измерение начиналось с осуществления контроля положения реперов путем определения превышения между ними.

Фото 1.

Наблюдательная станция представляет собой совокупность 10 рам арочной крепи, на верхняке которых была сделана маркировка красной краской и проставлена нумерация всех рам (рис. 1). Маркировка верхняков производилась со стороны лавы.

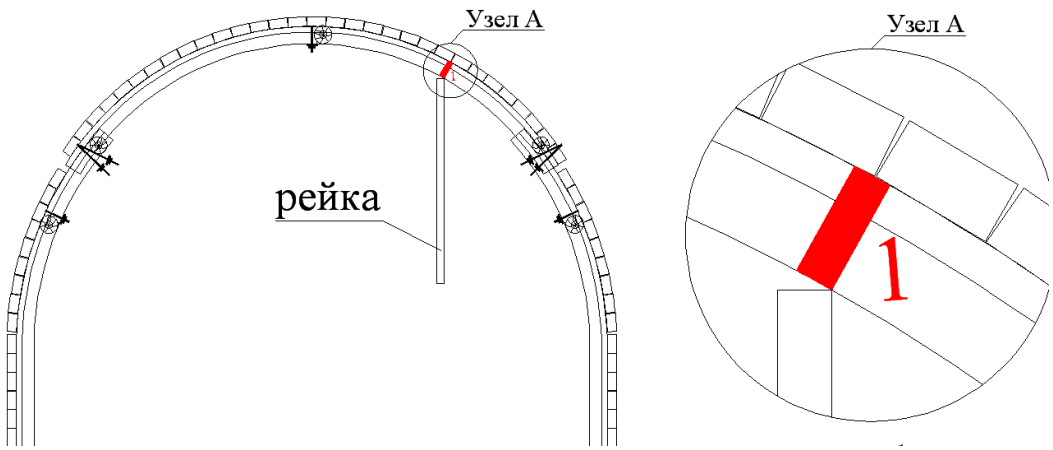


Рисунок 1- Схема наблюдательной станции

Измерения выполнялись следующим образом: от исходного куста реперов (Rp1, Rp2, Rp3) прокладывался нивелирный ход технической точности к наблюдательной станции, после чего выполнялась съемка промаркированных верхняков арочной крепи.

По результатам обработки нивелирования получены смещения контура выработки на наблюдаемых рамах в зависимости от расстояния до лавы. Началом проявления опорного давления впереди лавы можно считать расстояние в 40 м (рис. 2).

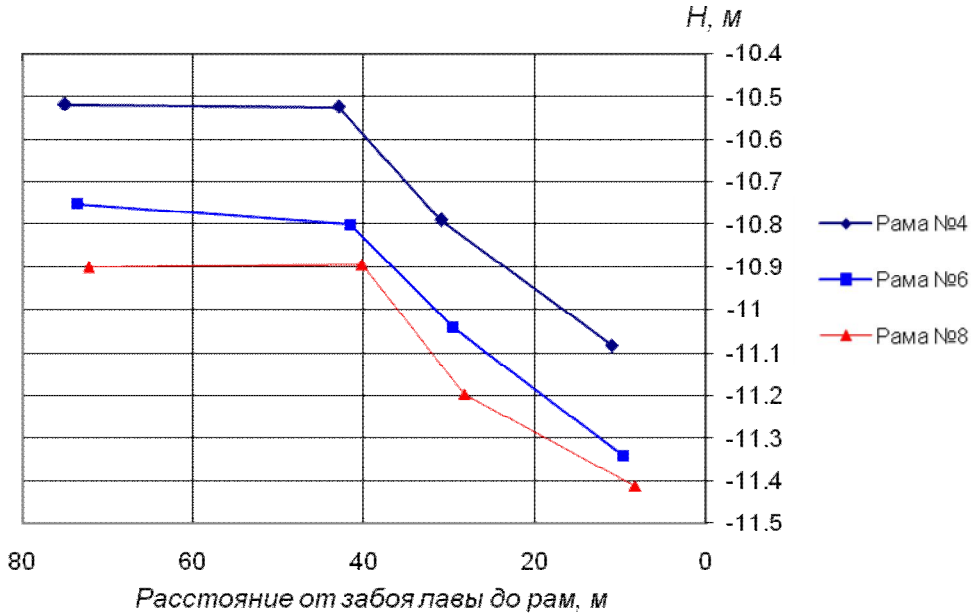


Рисунок 2 - Опускание верхнего элемента крепи на характерных рамах наблюдательной станции (высотные отметки приведены в условной системе)

Интенсивность опускания кровли в створе с лавой увеличилась, несмотря на наличие крепи сопряжения. Если учесть, что до подхода лавы (крепи сопряжения) уже имелось опускание кровли около 0,6 м, можно вычислить ожидаемую высоту свода обрушения H по формуле[5]:

$$H = \frac{\Delta h}{K - 1}, \qquad (1)$$

где: Δh - величина опускания кровли, 0,6 м;

K – коэффициент разрыхления пород свода обрушения, K=0,14.

Отсюда $H \approx 4{,}2$ м.

Вес пород в своде обрушения можно примерно определить по формуле:

$$P \approx \frac{\text{Í} \cdot \text{b} \cdot \gamma}{2} \approx 26{,}3\,\text{ò} / \text{ì} \qquad (2)$$

где: b – ширина выработки в черне, 5 м;

γ – объемный вес пород, γ =2,5 т/м^3.

Такое количество породы не может эффективно удерживаться крепью сопряжения при весе пород в своде ≈ 26 т/м, а по всей длине крепи сопряжения можно ожидать нагрузку около 260 тонн. На сопряжении лавы с штреком смещению этих пород вниз противодействует две гидравлические опоры с несущей способностью примерно по 90 т и 6 арок из 10 поддерживаемых крепью сопряжения с отпором не более 10 т на 1

раму (замок АПЗ-030 с прямой планкой) – общий отпор Р = 10*6+90*2 = 240 т. Таким образом, крепь сопряжения не препятствует формированию свода обрушения над штреком и опусканию кровли выработки.

Интересными являются результаты наблюдений за положением верхнего элемента крепи при перемещении крепи сопряжения с одного положения в другое. Положение меток фиксировалось с помощью профильной съемки перед началом работ («начало»), после опускания балки крепи («слив») и после перемещения крепи сопряжения и ее разжима («разжим»). Результаты съемки приведены в таблицу 1.

Таблица 1.

Результаты маркшейдерской съемки

№ рамы	Высотные отметки, мм							
	13.04.2011			Δ, мм		17.04.2011		Δ, мм
	начало	слив	разжим	слив-начало	разжим-начало	начало	разжим	разжим-начало
9	-11.579	-11.608	-11.684	-29	-105	-12.071	-12.185	-114
8	-11.412	-11.514	-11.514	-102	-102	-11.988	-12.149	-161
7	-11.345	-11.499	-11.536	-154	-191	-12.084	-12.141	-57
6	-11.341	-11.467	-11.433	-126	-92			
5	-11.273	-11.390	-11.373	-117	-100			
4	-11.083	-11.202	-11.19	-119	-107			
3	-11.094	-11.214	-11.162	-120	-68			
1	-10.939	-10.989	-10.973	-50	-34			
			сумма	-817	-799			-374
			ср.знач.	-102	-99.9			-93.5

Средние разницы в отметках между «сливом» и «началом», «разжимом» и «началом» составляет около 100 мм (рис. 3). Они свидетельствуют о большом эффекте «топтания» и недоразжиме крепи после ее перемещения в новое положение. Как правило, рабочие подкладывают деревянные клинья в неровности и производят распор до видимой деформации лесоматериалов.

С учетом коэффициента разрыхления (1) можно утверждать, что после каждой передвижки однобалочной крепи сопряжения свод обрушения увеличивается на величину 0,5 – 1,0 м.

Выводы:

Однобалочная крепь сопряжения выполняет функцию крепления при передвижке приводной станции главного конвейера, но не обеспечивает достаточного постоянного отпора крепи на сопряжении с лавой. Применяемая крепь сопряжения с одной балкой обладает высоким эффектом «топтания», который составляет около 100 мм на одной передвижке для каждой рамы, что приводит к увеличению нагрузки на крепь после прохода лавы.

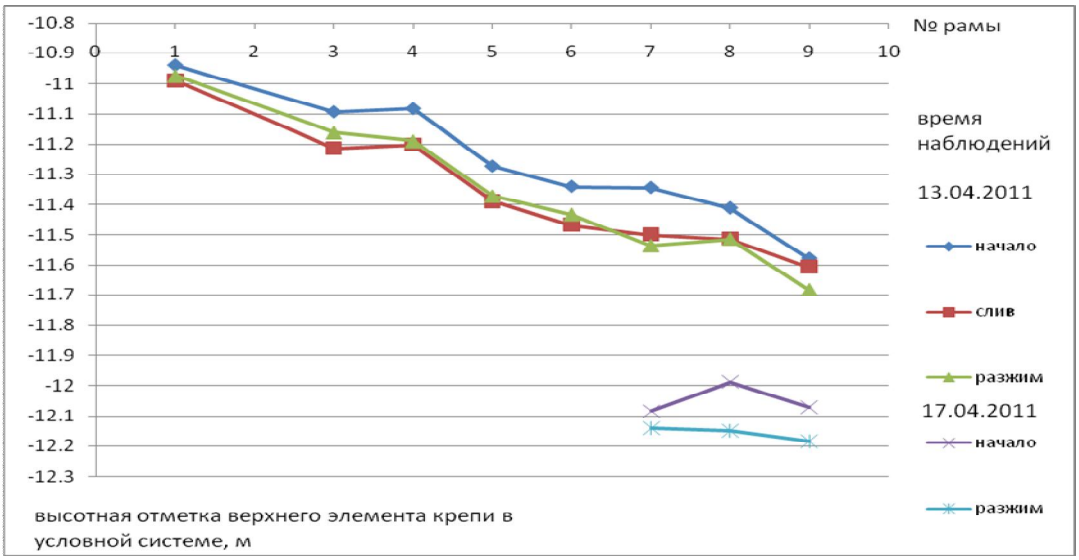


Рисунок 3- График оседания верхнего элемента крепи при работе однобалочной крепи сопряжения

Список литературы

1. Широков А. П., Лидер В. А., Петров А. И. Крепление сопряжений лав. М. Недра, 1987 г.
2. Правила безопасности в угольных шахтах. - К.: Основа, 1996.- 421с.
3. Булат А. Ф., Виноградов В. В. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт. Институт геотехнической механики НАН Украины. Днепропетровск, 2002.– 372 с.
4. Отчет о научно-исследовательской работе «Мониторинг состояния выемочных выработок на сопряжениях с лавой в условиях шахты «Комсомолец Донбасса» и разработка рекомендаций по поддержанию этих выработок с целью повторного использования» № госрегистрации 0111U005872. НГУ – Днепропетровск, 2011.
5. Гусев В.Н. Геомеханика техногенных водопроводящих трещин. СПб. – 1999.– 156 с.

УДК 622.83

КОДУНОВ Б.А. (КИИ ДонНТУ)

РАЗВИТИЕ ДЕФОРМАЦИЙ В ОСНОВНОЙ КРОВЛЕ ПЛАСТА ПРИ ПОДВИГАНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Розглянуто результати математичного моделювання процесу зрушення гірських порід під впливом підземної відробки вугільних пластів. Проаналізовано математичні формули, що пропонуються для розрахунку деформацій в масиві гірських порід.

Проблема и её связь с научными и практическими задачами. Очистные работы приводят к возникновению области сдвижения, распространяющейся в направлении к земной поверхности. В результате этого в толще горных пород происходит перемещение и изгиб слоев, что приводит к их деформациям и разрушению. При этом изменяется напряженно-деформированное состояние горного массива – возникают области повышенного горного давления, происходит обрушение непосредственной и основной кровли угольного пласта и т. п. Данные факторы непосредственно влияют на выбор технологии ведения горных работ и способа управления горным давлением. Поэтому изучение закономерностей развития деформаций в массиве горных работ при ведении очистных работ является важной научной и практической задачей.

Анализ исследований и публикаций. Вопросу определения закономерностей сдвижения массива горных пород посвящено множество работ, так как он непосредственно связан с общей теорией сдвижения [1]. В тоже время единого общепризнанного метода и математических зависимостей для расчета сдвижений и деформаций толщи горных пород в настоящее время нет, что предопределяет необходимость дальнейших исследований.

Постановка задач исследований. Задачей данной работы является определение закономерностей развития деформаций в подработанном массиве горных пород при ведении горных работ. Для решения поставленных задач используются метод математического анализа а также компьютерное моделирования процесса перемещения породных блоков (частиц) при отработке угольного пласта.

Изложение материала и результаты. Особый интерес в изучении данного вопроса представляет определение максимальных деформаций, которые приводят к образованию трещин в массиве горных пород и к обрушению слоев основной кровли пласта. Указанные деформации связаны с образованием зоны водопроводящих трещин, периодичностью обрушения основной кровли угольного пласта. Установив пространственную локализацию максимальных деформаций можно оконтурить зону трещин в подработанном массиве горных пород, выделить зону полных сдвижений, определить шаги первичного и вторичных обрушений основной кровли пласта.

В работе [2] предложен метод определения расположения трещин в слоях горных пород по закономерностям образования и перемещения точек с максимальной кривизной рис.1.

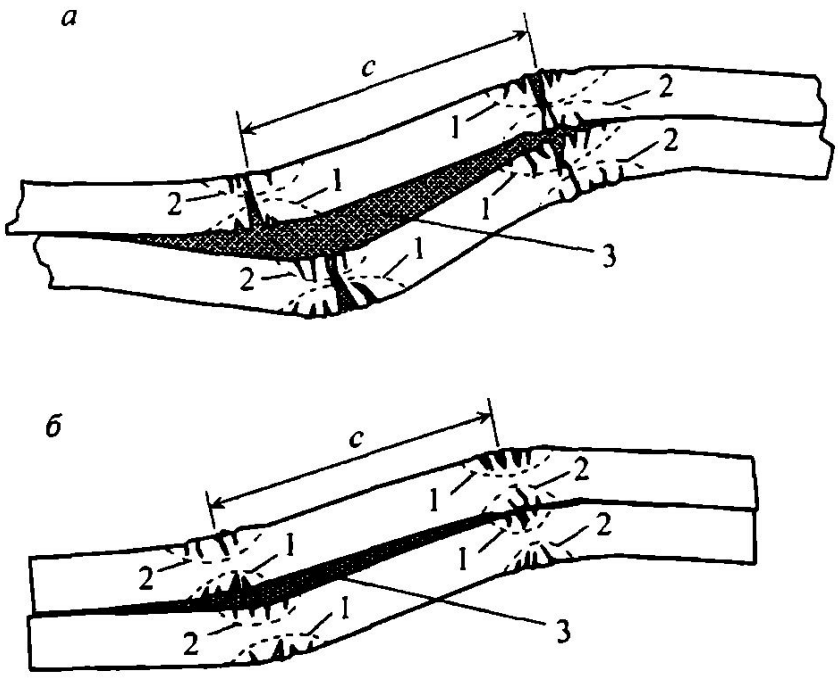


Схема образования техногенных трещин в слоях, расположенных вблизи пласта (*а*) и на некотором удалении от него (*б*)

1 – зона растяжения; 2 – зона сжатия; 3 – полость отслоения; *с* – размер блока

Рисунок 1 - Образование трещин в основной кровле пласта [2].

Согласно данному методу трещины образуются в местах максимальной кривизны выпуклости и вогнутости за счет разной степени изгиба соседних слоев.

Одним из основных вопросов в данном случае является определение мощности слоев, на которые разбивается массив горных пород при подработке [1].

При помощи математического моделирования процесса сдвижения горных пород и земной поверхности [3] нами установлена закономерность, связывающая толщину породного слоя с физико-механическими свойствами горных пород, характеризуемых интегральным показателем сдвигаемости Р. Для этого использованы известные формулы зависимости горизонтального сдвижения от толщины слоя и наклона

$$i_x = \eta_x^{'}; \quad (1)$$

$$\xi_x = K_n \eta_x^{'}; \quad (2)$$

где $\eta_x, i_x, \xi_x, \varepsilon_x$ – оседание, наклон, горизонтальное сдвижение, в точке с абсциссой x (начало координат в точке максимального оседания);

$\eta_x^{'}$ - первая производная от η_x;

K_n – коэффициент, зависящие от свойств горных пород (принимается равным мощности породного слоя $h_{сл}$);

$$h_{сл} = \frac{\xi_x}{i_x}; \quad (3)$$

В результате компьютерного моделирования получены значения ξ_x, i_x для различных показателей сдвигаемости Р и построен график (рис.2).

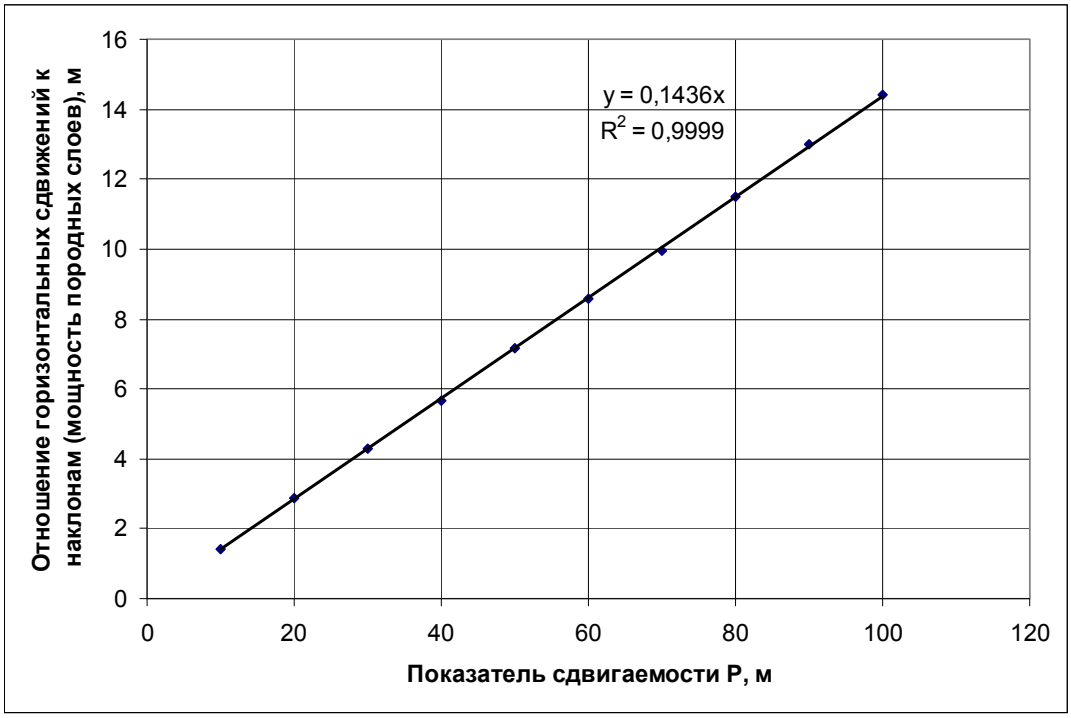


Рисунок 2 - Зависимость мощности породных слоев от показателя сдвигаемости горных пород

Таким образом, получена зависимость

$$h_{сл} = kP; \quad (3)$$

где k – коэффициент, равный 0,14 на удалении слоя от разрабатываемого пласта на 100 м, 0,15 – 1000 м).

Мощность слоев пород для типичных условий Донбасса (при Р = 50 м.) равна 7,2 м.

В работе [1] предложены формулы для расчета мощности породных слоев, используя их кривизну

$$\frac{1}{R} = 5\frac{m}{\Delta H^2}, \quad (4)$$

где R – радиус кривизны; m – мощность разрабатываемого пласта; ΔH - расстояние от пласта до породного слоя.

Сравнение значений кривизны, полученных при компьютерном моделировании с формулой (4) показало их сходимость только начиная с расстояния $\Delta H = 250$ м (рис. 3).

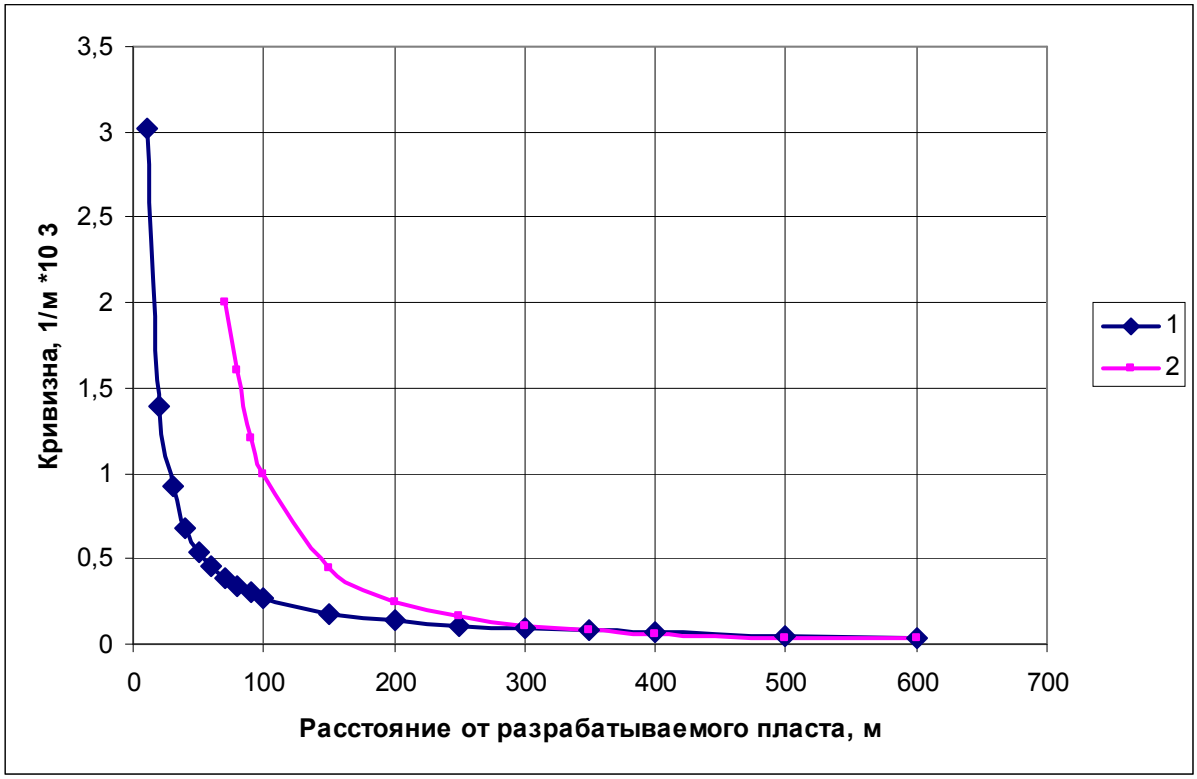


Рисунок 3- Зависимость кривизны породных слоев от расстояния до разрабатываемого пласта: 1 – по данным компьютерного моделирования; 2 – по формуле (4).

Проверка значений кривизны, вычисленных по формуле (4) показала, что значения в диапазоне 10 – 250 м не являются достоверными, так как на порядок превышают максимальные величины, полученные по общеизвестным формулам.

Для установления шага обрушения основной кровли выполнено компьютерное моделирование сдвижения породной толщи на высоте 20 м от разрабатываемого пласта (рис. 4).

Результаты моделирования показали, что распределение деформаций при подвигании лавы имеет волновой характер. Первичное обрушение основной кровли наступило при отходе забоя лавы на расстояние 90 м от разрезной печи. Установившийся шаг обрушения основной кровли составил 18 м. Полученные данные лежат в диапазоне, соответствующем фактическим значениям для средних условий отработки угольных пластов в Донбассе, что позволяет сделать вывод о возможности применения

предложенной модели сдвижения горных пород для прогнозирования деформаций породной толщи.

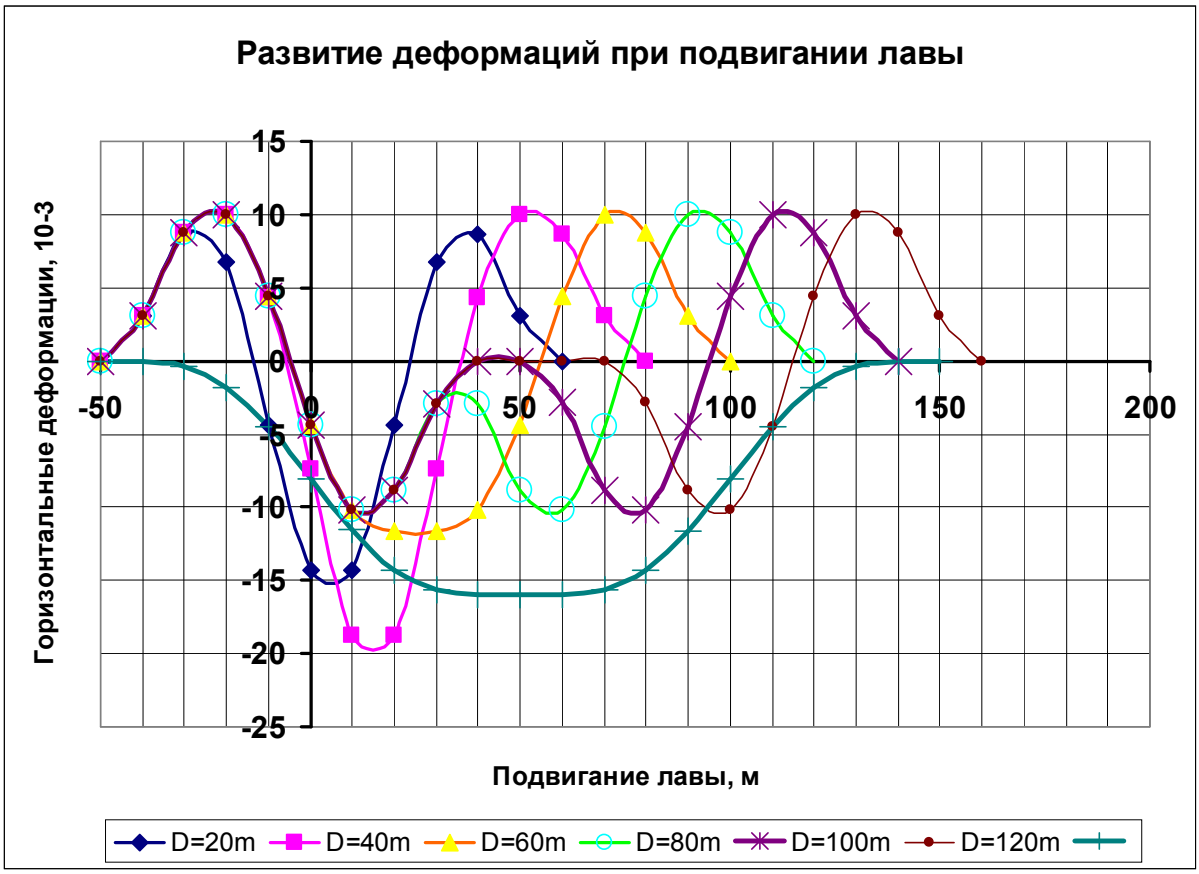


Рисунок 4 – Развитие деформаций при подвигании лавы

Библиографический список

,

1. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. – Л: Недра,

1989.- 488 с.

2. Гусев В.Н., Рожнов Е.С. Сдвижения и деформации слоев массива горных пород с образованием техногенных водопроводящих трещин // Записки Горного института / СПГТИ.СПб. 2011. Т.190.- С. 274-277

3. Б.А. Кодунов. Метод прогнозирования сдвижений горных пород и земной поверхности при подземной разработке угольных месторождений // Уголь.- 1991.-№2.-С.54-56.

УДК 622.831

ФУРМАН Р.О., ЛЯШОК Я.О. (КІІ ДонНТУ)

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЯВІВ ГІРСЬКОГО ТИСКУ ПРИ ВІДРОБЦІ ПЛАСТІВ В УМОВАХ ДП «КРАСНОАРМІЙСЬКВУГІЛЛЯ» ВП «ШАХТА «СТАХАНОВА»

Приведені результати шахтних спостережень за проявами гірського тиску в умовах ДП «Красноармійськвугілля» ВП «Шахта «Стаханова».

На даний час гірничі роботи ведуться на пластах 1_1 та 1_3. Слід зазначити, що структурна будова порід покрівлі у пластів, що відробляються, схожа. У обох пластів безпосередня покрівля представлена слабкими породами глинистого сланцю малої потужності (до 2 м), та невеликої міцності (40 МПа). Основна покрівля представлена потужними пісковиками з міцністю на одновісне стискання 60 МПа. Однак прояв гірського тиску у лавах, що відробляються, різний. Це пов'язано з різними гірничотехнічними умовами відробки лав, та наявності зон підвищеного гірського тиску.

Так на 4-ту південну лаву центрального похилу пласту 1_1 діють зони ПГТ від трьох пластів (рис. 1). Зі сторони підняття на лаву діє ЗПГТ від раніш відробленої 3-ої південної лави центрального похилу пласту 1_1. Область дії ЗПГТ розповсюджуються на 60 м за падінням від 3-го південного конвеєрного штреку. З боку 4-го південного конвеєрного штреку за підняттям також діє ЗПГТ, яка так само розповсюджується на 60 м. Так враховуючи, що довжина лави складає 130 м, то можна вважати, що ЗПГТ від раніш відроблених лав по пласту 1_1 розповсюджуються на всю довжину лави.

Слід відзначити що на лаву діють також ЗПГТ від лав, які відроблялися на пластах 1_3 та 1_7. Таким чином в деяким місцях виїмкового стовпу перетинаються декілька зон з підвищеним гірським тиском. Треба відмітити , що при відробці лави на вугільний пласт та вміщуючі породи буде діяти також тимчасовий опорний тиск.

Таким чином породи та вугільний пласт зазнають вплив сумарного опорного тиску, тимчасового та стаціонарного. Високий рівень напружень в зоні опорного тиску надає негативний вплив на стійкість порід. Слабкі породи піщанистого та глинистого сланцю зазнають тиск, який значно перевищує їхню гранично допустиму межу на міцність. Це призводить до розвитку та подальшого розкриття природних та експлуатаційних тріщин, наслідком чого є виникнення обвалів порід покрівлі

При посуванні лави відбуваються вивали порід безпосередньої покрівлі по всій її довжині на висоту понад 0,3 м. В деяких випадках висота вивалів складала більше 2 м. Обвалення найчастіше відбуваються в

момент оголення порід покрівлі, слідом за посування очисного комбайна. Так ширина зони незакріплених порід становить 0,93 м. Слід також відзначити, що незакріпленими ці породи знаходяться приблизно 15 хвилин. Це пов'язано з тим, що породи підошви дуже слабкі, тому при пересуванні секції часто відбувається вдавлювання її основи в підошву, що значно затрудняє та збільшує час на пересування секції кріплення. Таким чином відставання кріплення від комбайну фактично становить не 2 м, як зазначено у паспорті ведення очисних робіт, а 7-10 м. Це і є одною з причин, що призводить до обвалення порід безпосередньої покрівлі.

Значна кількість вивалів відбувається також в момент розвантаження секцій механізованого кріплення. Слабкі тріщинуваті породи безпосередньої покрівлі легко руйнуються та обвалюються після втрати опори. Обвалення порід відбуваються по тріщинам, які мають приблизно паралельне вибою лави направлення.

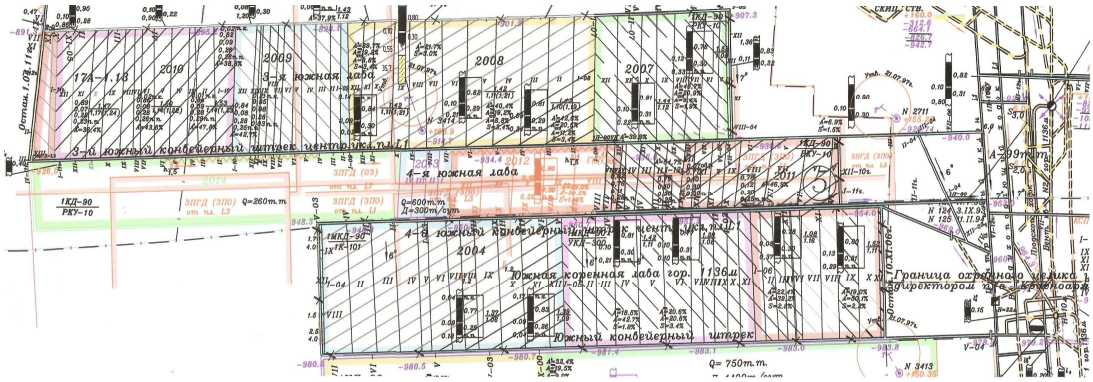


Рисунок 1 - Гірничо-геологічні умови відробки 4 південної лави пласту 1_1

Породи руйнувалися на мілкі фракції розміром від 0,10х0,5х0,5 м до блоків 0,5х0,3х0,2 м. Вивали порід суттєво погіршують взаємодію перекриття секції кріплення з породами покрівлі. При роздавлюванні породних виступів, які утворилося після вивалів порід, на перекритті утворюється породна подушка висотою до 0,3 м, що призводить до незадовільного початкового опору секції кріплення.

Так наслідками постійних обвалень порід безпосередньої покрівлі призвели до зменшення фактичного навантаження на очисний вибій – 250 т/добу в порівнянні з проектною – 700 т/добу.

Слід відзначити, що найменша кількість вивалів в лаві спостерігалася у нижній його частині. Це пояснюється тим, що транспортний штрек проводиться слідом за посуванням вибою і охороняється бутовою смугою.

Але, якщо в лаві утримати тріщинуватий масив порід у нижнього сполучення ще вдається, то при проведенні транспортного штреку вслід за очисним вибоєм виникають обвалення порід покрівлі на велику висоту. При проведенні виробки роблять присічку порід підошви та

безпосередньої покрівлі, на всю її потужність. Транспортний штрек проводять за допомогою прохідницького комбайну КСП-32 та скребкового конвеєру СП-251. Охороняють виробку за допомогою бутової смуги, яка викладається вручну. Кріпиться виробка металевим арковим трьох ланковим кріпленням з кроком установки 0,5 м.

В основному обвалення порід покрівлі відбуваються в процесі роботи прохідницького комбайну, у незакріпленій зоні вибою. Купол, який утворюється в наслідок обвалення порід покрівлі, розповсюджується в обидва боки від виробки. Об'єм породи, що обрушилася змінюється від 250 до 800 $м^3$.

В деяких випадках купол вивалу досягає вугільного пласту 1_2, який розташовується над основною покрівлею. Наявність таких вивалів унеможливлює подальшу роботу дільниці до повної їх ліквідації. Порожнини закладають дерев'яними кострами та накатниками. Усю порожнину, яка утворилася від обвалень порід покрівлі закласти не вдається, тому у масиві над виробкою постійно відбуваються процеси обвалення та зсування порід, що негативно впливає на стан кріплення у штреку.

Однією з причин обвалення порід покрівлі за лавою у прохідницькому вибою є те, що головною опорою, яка тримала масив порід покрівлі є секції механізованого кріплення. Поза секціями, коли відбувається періодичне осідання основної покрівлі,породи бутової смуги приймають на себе навантаження від порід та ущільнюються, даючи змогу породам основної покрівлі провисати. Таким чином породи покрівлі руйнуються за тріщинами які направлені на очисний вибій. Так при проведенні штреку, попереду прохідницького вибою породи основної покрівлі є вже зруйнованими та обвалюються в момент роботи комбайну.

При дослідженні прояву гірського тиску у 420-ої лави виїмковий стовп слід розділити на дві частини (рис. 2). Перша частина – дільниця від монтажного штреку до кінця бар'єрного цілика (400 м). Так як ширина цілика складає 100 м, то можна вважати відробку цієї дільниці, як ту, що знаходиться в масиві вугілля з обох боків. В цій частині на лаву діє зона підвищеного гірського тиску (ЗПГТ) від раніше відробленої лави по пласту 1_7, яка розповсюджується посередині лави вздовж хідників.

В ході ведення очисних робіт спостерігалися обвалення порід безпосередньої покрівлі в привибійній зоні. В багатьох випадків висота вивалів не перевищувала 0,3 м, але в середній частині лави вивали інколи досягали висоти більшої 1 м. Це обумовлено тим, що пік опорного тиску в даних умовах проявляється в середній частині лави. Таким чином накладання опорного тиску та зони ПГТ сприяють руйнуванню порід безпосередньої покрівлі ще до моменту їх оголення.

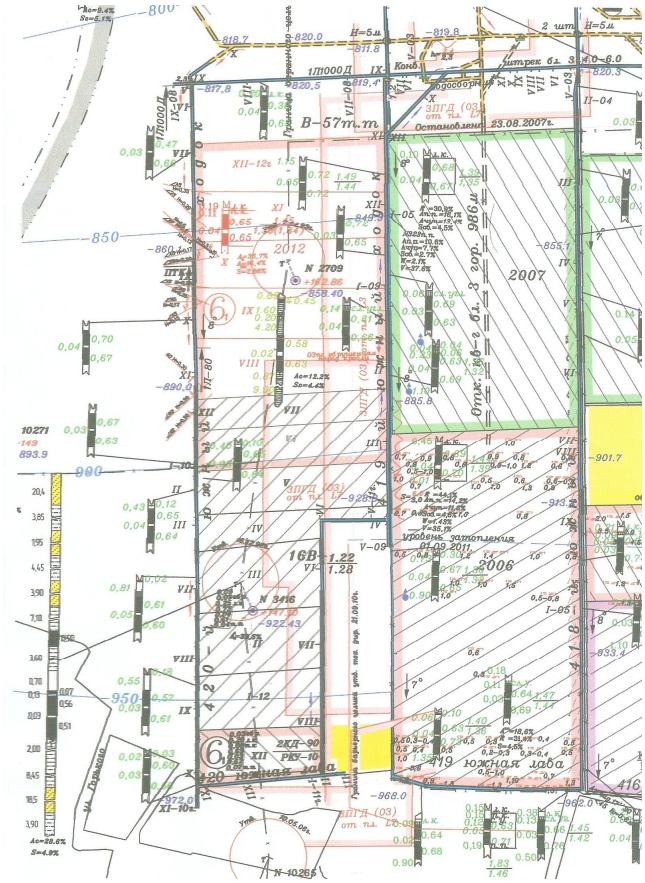


Рисунок 2 - Гірничо-геологічні умови відробки 420 південної лави пласту 1_3

Особливих труднощів обвалення порід безпосередньої покрівлі при відробки лави в цій частині виїмкового стовпу не створили. Порожнини від обвалення порід покрівлі закладали дерев'яними кострами та накатником. В ході роботи дільниці було досягнуто проектне навантаження на очисний вибій.

Друга частина виїмкового стовпа – від кінця бар'єрного цілика до конвеєрного штреку блока №3, відрізняється наявністю вздовж вентиляційного хідника додатково ЗПГТ від раніш відробленої лави пласта 1_3 та довжиною лави у 300 м. Особливу небезпеку становили місця накладення двох зон ПГТ від пласту 1_7 та 1_3. На цих ділянках лав спостерігалися значні обвалення порід безпосередньої покрівлі, які досягають 1,6 м. Обвалення порід відбувалися в основному в момент пересування секцій механізованого кріплення. В цей час втрачається контакт між породами покрівлі та консоллю механізованого кріплення. Породи починають прогинатись та руйнуються по тріщинам у очисного вибою. Середні розміри порід, що обвалюються, складають 0,4×0,5×0,4 м, в окремих випадках спостерігається обвалення блоків розмірами 1,0×0,6×0,7 м. Площа вивалів змінюється в діапазоні від 3-10 м^2 до 15-25 м^2. Завдяки направленню основної тріщинуватості під кутом 60-70^o до лінії

очисного вибою інколи вдається підхопити консоллю секції механізованого кріплення зруйновані породи, та уникнути їх обвалення в привибійну зону лави.

Погіршує ситуацію, зі стійкістю порід покрівлі, наявність дрібноамплітудних порушень на сполученнях лави з транспортним хідником. В цих місцях спостерігається наявність підвищеного гірського тиску, який перевищує стаціонарний у 5-6 разів. При накладанні його до тимчасового опорного тиску від роботи лави, відбуваються значні вивали порід безпосередньої покрівлі, що значно ускладнює роботу дільниці. Виникають додаткові витрати часу на усунення наслідків обвалення та збільшується зольність вугілля.

Таким чином основним проявом гірського тиску при відробці лав є обвалення порід безпосередньої покрівлі. Слід відзначити, що інтенсивність обвалень порід безпосередньої покрівлі у 4-й південній лаві центрального похилу пласту 1_1 набагато більша ніж у 420-й лаві пласту 1_3. Це обумовлено насамперед розташуванням основної тріщинуватості відносно лінії очисного вибою, дії зон ПГТ та їхнє накладення одна на одну, наявності виробленого простору навколо очисних виробок та технологій ведення гірничих робіт.

УДК 622.831

БОЛОТОВ А.П. (ДонГТУ)

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЕРВИЧНОЙ ПОСАДКИ ТРУДНООБРУШАЕМОГО МАССИВА КРОВЛИ В ЛАВЕ ПРИ ПОЭТАПНОМ ЕЁ РАЗВОРОТЕ

Проведені дослідження напружено-деформованого стану методом математичного моделювання важкообвалюваного масиву покрівлі при розвороті лінії очисного вибою в усереднених умовах антрацитових шахт. Установлені контури зон поетапного руйнування безпосередньої й основної покрівлі й величини максимальних опускань останньої в межах оголеного виробленого простору.

Выемка комплексно-механизированными лавами пластов с труднообрушаемыми массивами кровли, особенно до её первичной посадки, даже при использовании крепей повышенного сопротивления, не всегда обеспечивает устойчивое управление этим динамическим проявлением горного давления. Повышение интенсивности смещений пород, сопровождаемое увеличением нагрузки на крепь, не исключает посадку её секций на «жесткую базу», вывалообразование кровли в

пределах призабойного пространства, завалы лав, а также воздушные удары [1]. Одним из способов локализации негативных проявлений горного давления в лаве до первичной посадки труднообрушаемой кровли является предварительный разворот линии очистного забоя при отходе лавы от монтажной камеры [2]. Поскольку механизм и параметрические характеристики опусканий и разрушений кровли при попеременно-диагональном обнажении её массива не изучены, исследования рассматриваемого вопроса носят актуальный характер.

Для математического моделирования напряженно-деформированного состояния (НДС) обнажаемого одиночной лавой труднообрушаемого массива кровли использован метод конечных элементов (МКЭ) [3, 4] многофункционального программного комплекса «Лира» [5], позволяющий для различных сочетаний исходных прочностных характеристик пород определить их предельное состояние вокруг образуемых подземных полостей любой конфигурации.

При моделировании учитывались усредненные условия разработки антрацитовых пластов глубокими шахтами Украинского Донбасса: глубина заложения выработок $H = 1000$ м; мощность горизонтального пласта $m = 1{,}0$ м; непосредственная кровля (первый слой) – глинистый сланец мощностью $h_1 = 3{,}5$ м и прочностью на одноосное сжатие $\sigma_{сж1} = 50$ МПа; труднообрушаемый (второй слой) – песчаник ($h_2 = 8{,}0$ м; $\sigma_{сж2} = 90$ МПа). Поскольку в рассматриваемых условиях средние значения длины лавы составляют $l_л = 200$ м и шаг первичной посадки – $Ш_о = 80$ м, то эти величины при построении модели, принимались близкими к последним соответственно $l_y = 201{,}6$ м и $l_x = 78{,}4$ м. Общая расчетная схема, охватывающая область моделирования, представлена на рисунке 1, а.

Согласно методике расчета в модели на боковых границах исследуемой области приняты только вертикальные перемещения, на нижней – жесткое закрепление. На верхней границе у земной поверхности могут проявляться как вертикальные, так и горизонтальные перемещения. Моделируемое пространство разделено на блоки: угольный пласт – Бл1, первый Бл2 и второй Бл3 слои кровли. Вышележащая толща массива представлена блоком Бл4, а нижележащая – Бл5. Минимальный размер конечных элементов (КЭ) принят равным 1,0х1,6 м, максимальный – 42,6х43,2 м. Сгущение сетки в блоках Бл1-Бл3 выполнено на исследуемом участке, имитирующем выемку угольного пласта при развороте линии очистного забоя, с использованием элементов в плоскости пласта трапециевидной формы. Исследуемый участок и его фрагмент с разбивкой области на КЭ представлены соответственно на рисунках 1, б и 1, в.

Расчет НДС с использованием модели производится в физически нелинейной постановке шагово-итерационным методом с разделением на 2 равных по величине шага. Для всех КЭ модели принят экспоненциальный закон деформирования геоматериала.

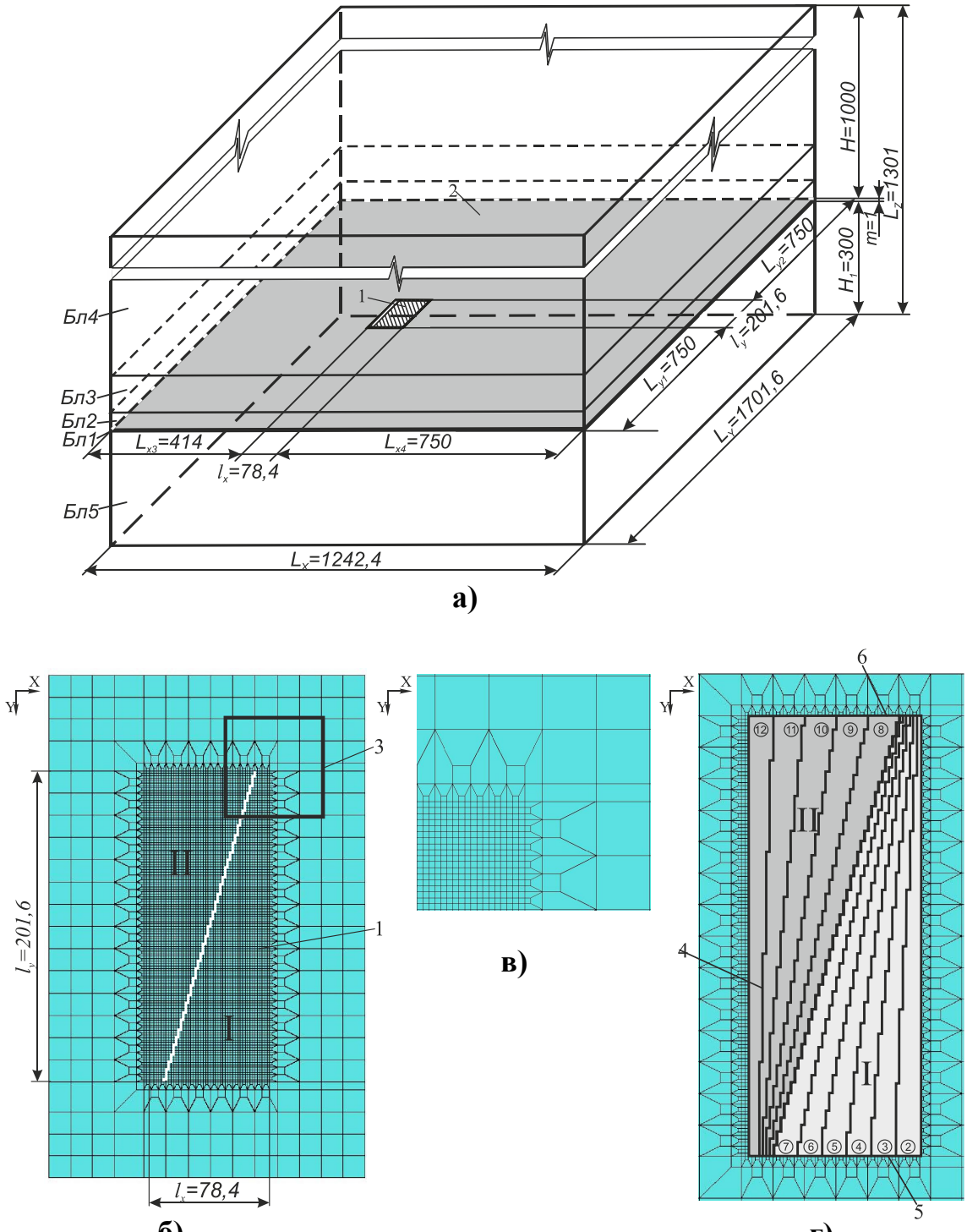


Рисунок 1 – Исходная расчетная схема моделирования**: а** – общая; **б** – исследуемого участка **1** в плоскости пласта **2; в** – фрагмент угловой части выработанного пространства **3**; **г** – положения линий очистного забоя **4** при развороте у боковых краевых частей **5** и **6** угольного массива, сопряженных с выработками соответственно транспортной и вентиляционной на различных стадиях расчета ② - ⑫: **I** и **II** – участки с контурами обнажения при попеременно-диагональном развороте линии очистного забоя

Расчет модели состоит из 12 стадий (рис. 1, г): первая – нагружения, последующие – моделирования полостей, имитирующих попеременно-диагональное подвигание линии очистного забоя на участках разворота I и II относительно сопряженных с лавой боковых краевых частей угольного массива соответственно у транспортной V_{mi} (стадии ② - ⑦) и вентиляционной $V_{вi}$ (стадии ⑧ - ⑫) выработок, расчетные параметры которых представлены в таблице 1.

Таблица 1 –

Расчетные параметры подвигания линии очистного забоя на участках её разворота

Участок разворота	Стадия расчета	Подвигание линии очистного забоя по оси X на участках её разворота относительно сопряженных с лавой боковых краевых частей угольного массива выработок, м	
		транспортной (V_{mi})	вентиляционной ($V_{вi}$)
I	② - ⑦	11,2	1,6
II	⑧ - ⑪	1,6	14,4
	⑫	4,8	11,2

По результатам моделирования установлены контуры формируемых зон разрушения породных слоев над угольным пластом и опусканий второго слоя кровли.

Первый слой кровли разрушается на стадии расчета ③ (рис. 2) и формирует контур зоны с максимальными размерами X_3 = 12,8 м и Y_3 = 75,2 м соответственно по осям X и Y и площадью S_3 = 740 м^2. Подвигание очистного забоя у транспортной и вентиляционной выработок составило соответственно V_{m3} = 22,4 м и $V_{в3}$ = 3,2 м. На I участке разворота линии очистного забоя по мере отхода лавы от монтажной камеры на стадиях расчета ④, ⑤, ⑥ и ⑦ геометрические параметры контуров этих зон разрушения увеличиваются. Полное формирование контура зоны разрушения первого слоя кровли по всей длине лавы площадью S_8 = 8988 м^2 происходит на II участке её разворота (стадия расчета ⑧), при максимальной и минимальной величинах подвигания лавы соответственно у транспортной V_{m8} = 68,8 м и вентиляционной $V_{в8}$ = 24,0 м выработок.

Второй слой кровли разрушается на I участке разворота лавы, начиная со стадии расчета ⑥, при подвигании очистного забоя у транспортной и вентиляционной выработок соответственно V_{m6} = 56 м и $V_{в6}$ = 8 м. Площадь зоны разрушения этого слоя составляет $S_{р6}$ = 837 м^2 при общей площади его обнажения $S_{о6}$ = 4981 м^2. На стадии расчета ⑦ (V_{m7} = 67,2 м и $V_{в7}$ = 9,6 м) общие площади зон обнажения и разрушения возрастают и составляют соответственно $S_{о7}$ = 7862 м^2 и $S_{р7}$ = 4644 м^2. На II участке разворота лавы наблюдается рост площадей зон разрушения.

Полное формирование зоны разрушения второго слоя кровли по всей длине лавы происходит при расчете на стадии ⑩ (V_{m10} = 72 м и $V_{в10}$ = 52,8 м). Контуры формируемых разрушенных и неразрушенных зон второго слоя кровли в пределах обнажения исследуемых участков на стадиях расчета ⑥ - ⑩ представлены на рисунке 3.

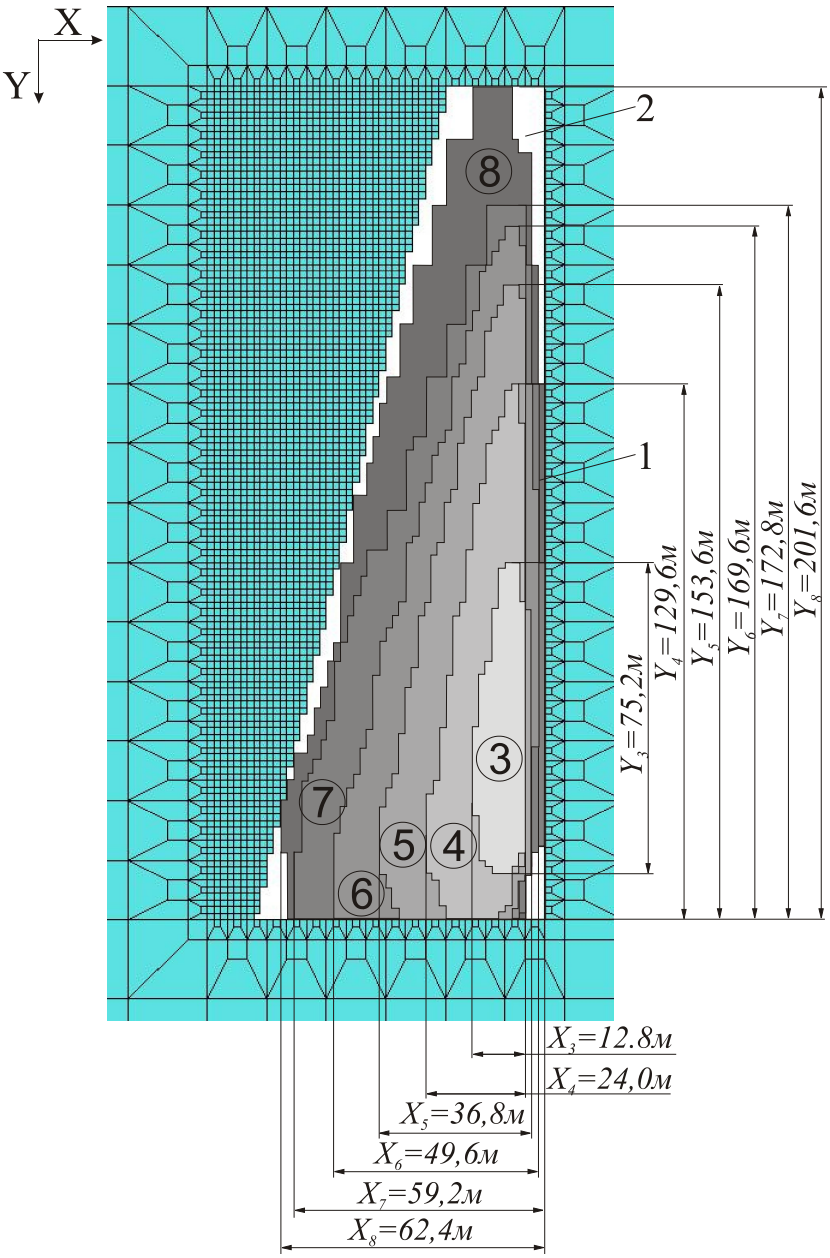


Рисунок 2 – Контуры формируемых зон разрушения **1** непосредственной кровли в пределах площади её обнажения **2** по результатам стадий расчета ③, ④, ⑤, ⑥, ⑦ и ⑧

Графическая интерпретация изменений опусканий второго слоя кровли по стадиям расчета ⑦, ⑧, ⑨, ⑩ и ⑪ представлена на рисунке 4. Максимальная величина опускания кровли на стадии расчета ⑦ в точке

С7 составляет 126 мм, находится относительно сопряженной с лавой транспортной выработки по длине лавы на расстоянии 40 м и 30,4 м по подвиганию лавы от монтажной камеры. На стадиях расчета ⑧ и ⑨ максимальные величины опусканий кровли в точках С8 и С9 составили соответственно 175 мм и 256 мм. На стадиях расчета ⑩ и ⑪ максимальные величины опусканий кровли в точках С10 и С11 составили соответственно 382 и 521 мм. При этом точки по длине лавы относительно транспортной выработки сместились в соответствии с координатами 80,0 м и 100,8 м, а по подвиганию очистного забоя – 30,4 м и 44,8 м.

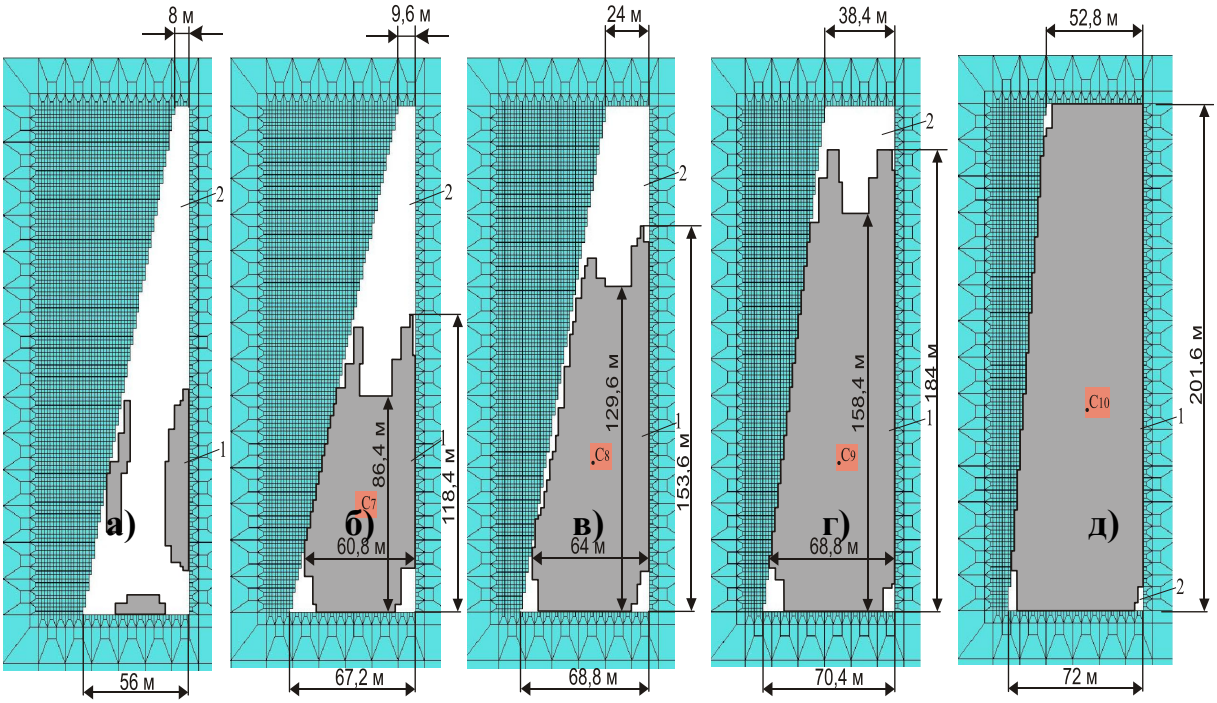


Рисунок 3 – Контуры формируемых разрушенных **1** и неразрушенных **2** зон второго слоя кровли в пределах обнажения исследуемых участков: **а**, **б**, **в**, **г** и **д** – соответственно по результатам стадий расчета ⑥, ⑦, ⑧, ⑨ и ⑩: **С7 – С10** – точки максимальных опусканий второго слоя кровли

Выводы. Площадь зоны разрушения непосредственной кровли при попеременно-диагональном обнажении массива на различных участках пролёта его зависания по длине лавы возрастает. Полное разрушение этого слоя относительно сопряженных с лавой вентиляционной и транспортной выработок происходит соответственно при максимальных пролётах зависания на 24 и 68,8 м с вовлечением в процесс смещения труднообрушаемого слоя.

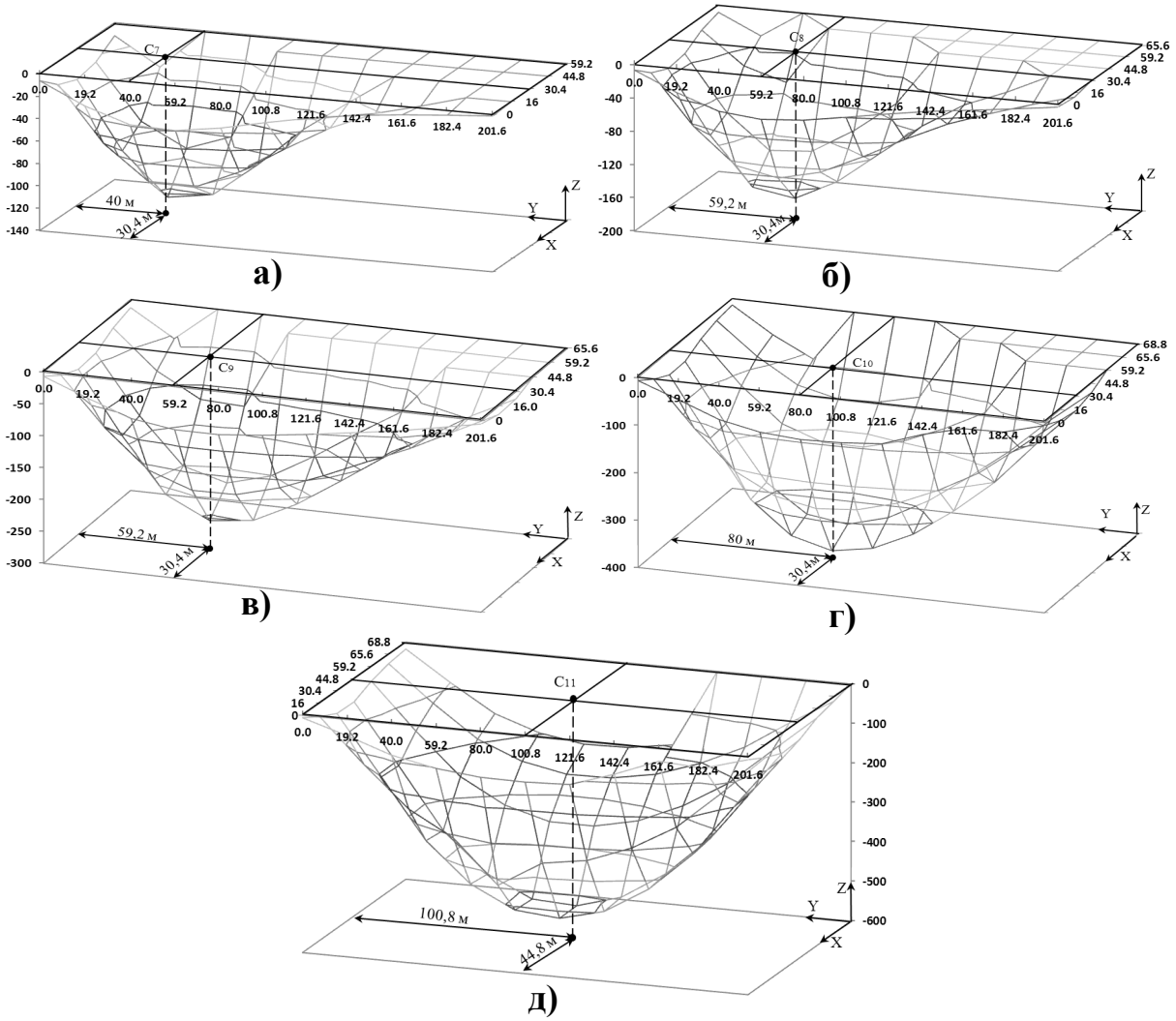


Рисунок 4 – Графическая интерпретация изменений опускания второго слоя кровли соответственно по результатам стадий расчета ⑦ (**а**), ⑧ (**б**), ⑨ (**в**), ⑩ (**г**) и ⑪ (**д**)

Поверхность прогиба труднообрушаемого слоя представляет собой неправильную вогнутую форму с ассиметричным расположением её центра в точках максимальных опусканий, перемещающихся по мере обнажения массива.

Полное разрушение труднообрушаемого слоя кровли происходит по всей площади обнажения с максимальной величиной опускания 521 мм на удалении от оставленной краевой части угольного массива у монтажной камеры 44,8 м и транспортной выработки 100,8 м, что примерно совпадает с центром лавы по её длине и подвиганию.

Математические модели напряженно-деформируемого состояния массива методом конечных элементов рекомендуется использовать для прогнозирования в конкретных исходных условиях зон разрушения массива кровли до первичной её посадки при поэтапном развороте лавы.

Список ссылок

1. Журило А. А. Горное давление в очистных забоях с труднообрушающимися кровлями / А. А. Журило – М.: Недра, 1980.–124 с.

2. Борзых А.Ф. Опыт поэтапной первичной посадки кровли в комплексно-механизированных лавах / А.Ф. Борзых, А.П. Болотов, В.Н. Григоряк // Уголь Украины. – 2009. - № 5. – С. 3-4.

3. Комиссаров С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок / С.Н. Комиссаров. – М.: Недра, 1983. – 237 с.

4. Компьютерное моделирование геомеханических процессов / [А.Н. Шашенко, С.Н. Гапеев, А.В. Солодянкин и др.] - Вісті Донецького гірничого інституту: Всеукраїнський науково-технічний журнал гірничого профілю - Донецьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2008. – № 1. – с. 178-189.

5. Лира® 9.4. Примеры расчета и проектирования: учебное пособие / Борисов В.Е., Гензерский Ю.В., Гераймович Ю.Д. и др. – К.: ФАКТ, 2008. – 280 с.

УДК 622.831; 622.224

ОСОКІНА Н. О., НЕСТЕРЕНКО В. М. (КІІ ДонНТУ)

ОХОРОНА ЛИТИМИ СМУГАМИ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ПРИ ПОВТОРОМУ ВИКОРИСТАННІ

Показані переваги, технологія зведення та конструкція литих смуг при охороні повторно використовуємих виїмкових штреків на прикладі ПАТ «ШУ «Покровське»

Для зниження величини навантаження на кріплення після проходу лави і зменшення ступеня його асиметрії на вугільних шахтах Росії та України наприкінці минулого століття досить широке поширення набуло використання породних смуг. Основними їх перевагами є дешевизна і робота в режимі наростаючого опору. На жаль, для умов ПАТ «ШУ «Покровське», де виймальна потужність пласта досягає 2 м, а глибина ведення гірничих робіт складає близько 800 м, доставка та укладання необхідної кількості матеріалу для створення ефективно працюючої породної смуги є досить трудомістким. До того ж використання сучасного обладнання, яке дозволяє забезпечити навантаження на очисний вибій до 5 000 т вугілля на добу, вимагає перетину підготовчої виробки 15,5 м^2 і більше. З урахуванням значного ущільнення матеріалу породної смуги

занадто проблематично забезпечити експлуатаційні параметри з урахуванням втрати перетину виробки після відходу лави.

З урахуванням позитивного досвіду, накопиченого на вугільних шахтах Німеччини й Польщі, фахівці «ЗАТ« Донецьксталь » і ПАТ «ШУ «Покровське» за методичної підтримки вчених ІГТМ НАН України розробили і впровадили комплексну технологію охорони повторно використовуємих гірничих виробок, яка включає зведення литих смуг.

Лита смуга є ефективною охоронною конструкцією, але її широке використання стримується значною вартістю матеріалу. Першопочаткова орієнтація на використання імпортних матеріалів (польського «Текбленд» і німецького «Про-Монт Пе-Аш 61») показала недоцільність такого вибору для умов ПАТ «ШУ «Покровське». За технологічними умовами транспортування заливальної суміші необхідно здійснювати на відстань до 100 м, що потребує підвищення вмісту води в розчині. При прийнятному для транспортування водоцементному співвідношенні 2 : 1 міцність зразків з матеріалу «Текбленд» за даними лабораторних випробувань на 28 добу становила лише 4,6 МПа. Для матеріалу «Про-Монт Пе-Аш 61» зазначена величина значно вище - близько 18 МПа, проте і вона є недостатньою. До того ж слід враховувати високу вартість імпортних матеріалів.

Найбільш підходящим для зведення литих смуг на вугільних шахтах Донбасу є вітчизняний матеріал «БІ-кріплення», на який отримано патент України № 53569А. В'яжучим компонентом є портландцемент. В якості наповнювача використовується кварцовий пісок з домішками кремнезему і подрібненої карбонатної породи. Для регулювання часу схоплювання служать домішки хлористого кальцію та цукру.

Лабораторні дослідження і шахтні спостереження [1] за станом комбінованих охоронних конструкцій після проходу лави дозволили зробити певні висновки щодо ефективності роботи литої смуги: використання литої смуги доцільно тільки при відпрацюванні лавами великої довжини, що дозволяє знизити темпи посування очисного вибою при збереженні продуктивності очисної дільниці; лита смуга повинна зводитися з мінімальним відставанням від вибою, що збільшує час твердіння матеріалу до досягнення пікового навантаження на охоронну конструкцію після проходу лави і запобігає розшаруванню породних блоків у покрівлі, які надають додатковий тиск на смугу.

Литі смуги із швидкотвердіючого матеріалу виконують кілька важливих функцій. По-перше, вони забезпечують опір осіданню порід у зоні активних зрушень. По-друге, смуга повинна бути піддатливою, щоб не концентрувати підвищені напруження і не руйнувати покрівлю та підошву відпрацьованого пласта. По-третє, лита смуга повинна швидко набирати міцність і обрізати зависаючу консоль порід, що зменшує концентрацію гірського тиску. Окрім того, суміш повинна володіти достатньою

текучістю і стійкістю проти розшарування, щоб забезпечити можливість її транспортування від місця виготовлення до місця зведення литої смуги.

Окрема технологічна задача зведення литих смуг складається з декількох компонентів. Це: технологія доставлення суміші до місця зведення смуги, замішування суміші, зведення опалубки та подача до неї суміші. В результаті системного аналізу існуючих технологій та виконаних експериментів розроблена гранично проста і ефективна технологія [2]. Суміш пакетується в мішки масою по 25 кг і доставляється на виїмкову дільницю монорельсовою дорогою в піддонах, потім складується біля стінки виїмкової виробки. При зведенні смуги суміш перемішується з водою у бетонному змішувачі-дозаторі, який, використовуючи пневматичну енергію повітря, перекачує суміш по гофрованій трубі в опалубку. Реологічні характеристики суміші такі, що дозволяють подавати суміш на відстань до 100-150 м, що полегшує технологію зведення литих смуг і знімає накладку технологічних операцій на сполученні лави з виїмковою виробкою.

При зведенні литих смуг використовується також дерево: для встановлення органного кріплення, що охороняє литу смугу до моменту досягнення певної міцності; для перекриття зазору між верхньою горизонтальною поверхнею литої смуги і безпосередньою покрівлею.

Посилення литої смуги здійснюють шляхом заміни одинарного ряду органки з боку відпрацьованого пласта подвійним рядом, а також додавання третього ряду здвоєного органного кріплення, віддаленого в глибину виробленого простору відповідно до рис. 1. Ширину a смуги приймають такою, яка дорівнює потужності h пласта. Відстань u між другим та третім рядами органки вибирають рівною 0,8 - 1,0 м. Перекриття зазору між покрівлею та охоронною конструкцією здійснюють брусом товщиною до 150 мм, який розташовується перпендикулярно осі штреку.

Границя литої смуги з боку охороняємої виробки у всіх варіантах її виконання віддалена від контура на відстань q, яка дорівнює висоті нижнього підривання пласта h^*.

Запропонована конструкція литої смуги найбільш ефективна при швидкому посуванні очисного вибою. За рахунок перерозподілу навантаження на органне кріплення на початковому етапі твердіння смуги, вона встигає набрати необхідну міцність до підходу зони опорного тиску за лавою. Крім цього, за результатами математичного та фізичного моделювання, така конструкція смуги спільно з анкерно-стяжним кріпленням стримує розвиток тріщини над сводчатою частиною виробки і тим самим поліпшує умови роботи металокріплення.

Найбільш складною по виконанню, але і найбільш ефективною при великих навантаженнях на охоронну конструкцію, є дворядна лита смуга. Її конструкція представлена на рис. 2.

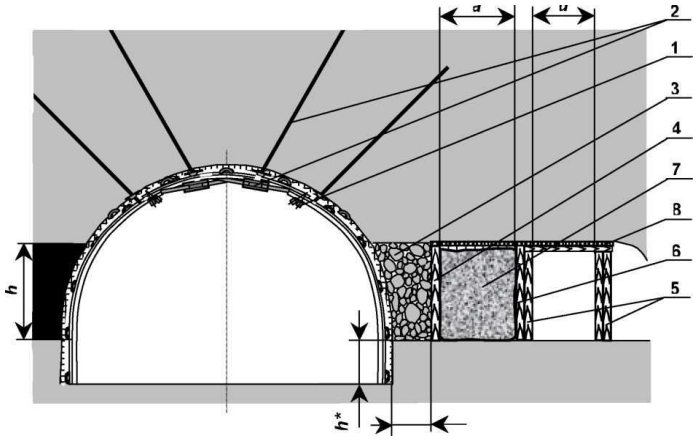


Рисунок1 – Посилена однорядна лита смуга у складі комбінованої охоронної системи:
1 - арочне кріплення, 2 - анкерно-стяжне кріплення, 3 - забутовка, 4 - стійки одинарного органного кріплення, 5 – стійки здвоєного органного кріплення, 6 – заливальний мішок, 7 – жорстка лита смуга, 8 - затяжка покрівлі

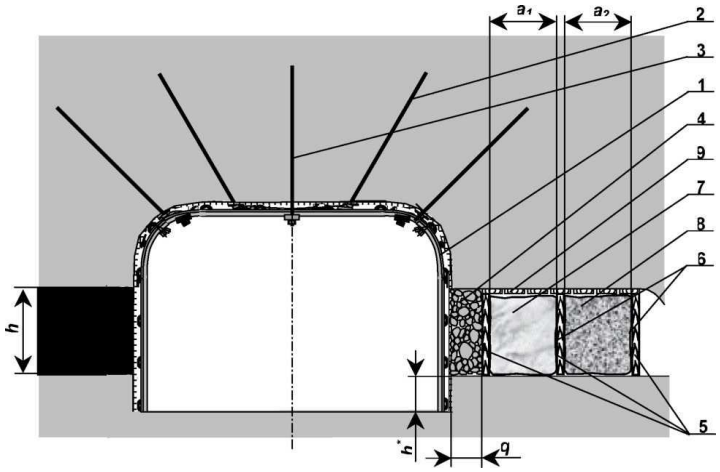


Рисунок 2 – Дворядна лита смуга у складі комбінованої охоронної системи виробки з плоскою покрівлею:
1 – рамне кріплення, 2 - анкерно-стяжне кріплення, 3 - анкера підхвату рами, 4 - забутовка, 5 - одинарний органний ряд,
6 – заливальний мішок, 7 - податлива лита смуга, 8 – жорстка лита смуга, 9 - затяжка покрівлі

Дворядна смуга рекомендована для охорони повторно використовуємих виїмкових штреків, що знаходяться в найбільш важких гірничо-геологічних умовах. При її зведенні необхідно враховувати перераховані далі особливості, що мають принципове значення.

Смуги повинні бути різножорсткими. Основна жорстка смуга, сприймаюча навантаження від осідаючої покрівлі пласта, повинна бути віддалена від штреку. Зі збільшенням відстані від краю смуги до контуру виробки зона інтенсивного пучіння зсувається у бік виробленого простору. В той же

час, при надмірному віддаленні смуги від контуру виробки, в покрівлі між смугою і штреком виникає зона розтягуючих напружень, що призводить до її руйнування і значним деформаціям. Крім цього, з віддаленням смуги всередину відпрацьованого простору ускладнюється технологія її зведення і подальший контроль за її станом. Рекомендоване віддалення жорсткої смуги від контуру виробки - не більше 4,5 м.

Допоміжну податливу смугу розташовують впритул до основної зі сторони охороняємої виробки. Міцнісні, пружні та деформаційні характеристики її матеріалу повинні бути близькими до відповідних характеристик порід підошви пласта з урахуванням впливу вологи. У цьому випадку податлива смуга найбільш ефективно протидіє пучінню порід, викликаних дією основної жорсткої смуги.

Наявність допоміжної податливої смуги сприяє створенню бічного підпору для основної смуги, тим самим стримує її поперечні деформації і, таким чином, підвищує несучу здатність після появи тріщин.

Другий позитивний ефект від наявності податливої смуги полягає в протидії перекидаючому моменту, що діє на основну смугу. Слід зазначити, що обидва ефекти реалізуються тільки при щільному контакті смуг. Наявність навіть невеликого зазору між ними (зближені смуги) зводять нанівець всі переваги даної комбінованої охоронної конструкції [3].

Викладені технічні рішення по охороні виробок для повторного використання впроваджені в ПАТ «ШУ «Покровське» і вже показали свою ефективність.

ДЖЕРЕЛА ІНФОРМАЦІЇ

1. Кожушок О. Д. (ЗАО «Донецксталь»), Борщевский С. В. (ДонНТУ). Совершенствование комбинированных охранных конструкций для поддержания повторно используемых выемочных штреков // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2008. - №1. – с. 193 – 197.

2. М. А. Ильяшов. К вопросу актуальности охраны подготовительных выработок литыми полосами // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. - №1. – с. 37 – 38.

3. Булат А.Ф., Усаченко Б.М., Сергиенко В.Н. (ИГТМ НАН Украины), Ильяшов М. А., Кожушок О. Д., Агафонов А.В. (ЗАО «Донецксталь»). Рекомендации по применению «Технологического регламента поддержания повторно используемых выемочных штреков комбинированными охранными системами» // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2009. - №1. – с. 55 – 58.

УДК 622.834.2

БЕЛОГУБ О. Ю. (ДонНТУ)

АНАЛИЗ ФОРМИРОВАНИЯ ВЫВАЛОВ ПОРОД КРОВЛИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ ДОНБАССА

У роботі розглянуто особливості формування вивалів порід покрівлі у очисних вибоях в умовах шахти №22 «Комунарська» ПАТ «Шахтоуправління «Донбас».

Вследствие наличия различных систем трещин горный массив представляет собой дискретную многокомпонентную среду, отличающуюся значительным колебанием физико-механических свойств. Наличие природной трещиноватости пород и технологической, обусловленной ведением горных работ на смежных пластах, приводит к формированию локальных вывалоопасных зон в породах непосредственной кровли над опорным контуром лавы.

Увеличение глубины отработки пластов Донецкого бассейна проявляет негативное влияние на работу очистного забоя в увеличении интенсивности вывалов пород кровли в призабойное пространство. В условиях глубоких шахт Донбасса площадь вывалов достигает 50-60 % от поверхности кровли, размеры куполов 1-6 м, а их средняя ширина составляет 1,8-7,2 м [1, с.3].

В современных условиях ведения работ на больших глубинах в результате совместного действия значительного первоначального и повышенного дополнительного горного давления, боковые породы и угольный пласт переходят в предельное состояние на значительном расстоянии перед лавой и в призабойном пространстве в основном находятся в разуплотненном состоянии. Повышенное горное давление ведет к повышенной конвергенции. В лаве это может быть причиной повышенного трещинообразования в породах кровли, а также усиленного отжима угля и обрушения разрушенных пород кровли. Количество вывалов кровли увеличиваются с ростом давления, в результате чего сопротивление крепи уменьшается, или же она вообще перестает поддерживать кровлю. Как следствие этого, наблюдается дальнейшее ухудшение устойчивости пород кровли. Если отжим угля и обрушение пород кровли не происходит, то максимум опорного давления формируется непосредственно на опорном контуре угольного массива, что при определенных обстоятельствах может привести к опасности возникновения горного удара.

Известные методы механики сплошной и дискретной сред не позволяют прогнозировать предельные состояния кровли, создание предпосылок и реализацию вывала пород в призабойное пространство. Причина этого заключается в отсутствии учета сложных деформационных

процессов, происходящих в кровле и приконтурной части пласта при выемке угля.

Таким образом, для предотвращения обрушений кровли в очистных забоях, оснащенных высокопроизводительными механизированными комплексами, необходим оперативный и точный прогноз горно-геологических условий отработки выемочных участков, на основании которого производится выбор и обоснование рациональных технологических решений по обеспечению устойчивости пород кровли.

Породы основной кровли, прогибаясь над призабойным пространством, передают свой вес и пригрузку от вышележащих пород на непосредственную кровлю на участке опорного контура лавы, в котором формируются две основные зоны – отжима угля и участка повышенного давления. Над этими зонами наблюдается знакопеременное нагружение нижнего слоя непосредственной кровли: над участком давления вследствие перегиба кровли наблюдается его сжатие, а над зоной отжима происходит растяжение. Такое знакопеременное деформирование нижнего слоя в значительной степени способствует развитию вывала кровли на участке незакрепленного пространства между забоем и консолью механизированной крепи [2, с. 38].

В окрестности очистного забоя после выемки полосы угля происходит перераспределение напряженно-деформированного состояния боковых пород в результате реализации потенциальной энергии горного массива, что сопровождается интенсивным трещинообразованием пород кровли и почвы.

В статье рассматривается процесс формирования и реализации вывалов в комплексно-механизированных лавах для условий шахты №22 «Коммунарская» ПАО «Шахтоуправление «Донбасс», горно-геологические условия которой обеспечивают залегание в непосредственной кровле глинистых и песчано-глинистых сланцев, приведенная прочность которых значительно меньше приведенной прочности пород основной кровли, представленной песчаником, реже песчаным сланцем.

В работе приведены результаты исследований, проведенных в очистных забоях: 11-й восточной лаве пласта k_5, 11-й восточной лаве пласта k_3, 12-й западной лаве пласта k_3. Горно-геологические условия следующие: глубина ведения работ 525-635 м, мощность пласта 0,9-1,6 м, угол падения 17-19°.

Лавы были разделены на равномерно распределенные по всей длине участки наблюдений − над каждой четвертой секцией крепи. На таких участках наблюдали за раскрытием трещин в породах кровли, фиксировали их количество, измеряли размеры вывалов породы с учетом их формы и частоты, измеряли конвергенцию пород кровли и почвы стойками СУИ-2.

Угольный пласт k_5 «Боковский» марки Т состоит из одной угольной пачки мощностью 0,90-1.20 м, при средней 1, 04 м, угол падения составляет 16-20°. Очистной забой 11-й восточной лавы пласта k_5 оборудован механизированной крепью ДМ, выемка производится комбайном УДК-200. Породы непосредственной кровли в лаве представлены песчаным сланцем с пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$=67,6 МПа, малоустойчивым (Б3-Б4), слабослюдистым, слоистым. Нижняя часть слоя мощностью 0,1-0,5 м неустойчивая, образует «ложную кровлю». При мощности слоя менее 1,20 м, песчаный сланец склонен к обрушению до вышележащего песчаника основной кровли светлосерого, кварцевого, слоистого, обводненного, с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж}$=96,8-107,7 МПа, от среднеобрушаемого (А2) до труднообрушаемого (А3). На наблюдаемом участке мощность непосредственной кровли составляла 3,0-4,5 м, а основной − до 15 м.

Пласт k_3 «Колпаковский» марки Т сложного строения, состоит из 2-4 угольных пачек, с полезной мощностью 1,16-1,58 м при средней 1,35 м и углом падения 20°. Литологический состав вмещающих пород 11-й восточной лавы и 12-й западной лавы пласта k_3 сходен. Ложная кровля представлена глинистым сланцем горизонтально слоистым с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж}$=24,4 МПа, от неустойчивого (Б2) до весьма неустойчивого (Б1), обрушающегося на высоту 0,3-0,5 м до вышележащего углистого сланца мощностью до 0,22 м. При ведении очистных работ в смежных лавах глинистый сланец обрушался на высоту 0,8 – 1,2 м.

Непосредственная кровля мощностью 3,5-6,0 м представлена песчаным сланцем слоистым, средней устойчивости (Б4). На отдельных участках прослеживается полого-волнистая слоистость, обусловленная прослоями серого песчаника, сцепление между прослойками слабое, предел прочности на сжатие $\sigma_{сж}$=57,3 МПа. Основная кровля мощностью 15 м представлена чередованием песчаного сланца $\sigma_{сж}$=62,2 МПа, глинистого сланца $\sigma_{сж}$=41,4 МПа, песчаника $\sigma_{сж}$=124,2 МПа и известняка $\sigma_{сж}$=108,1 МПа. В очистных забоях по пласту k_3 выемка ведется комбайном РКУ-10 в комплекте с механизированной крепью 2 КД-90 по сплошной системе разработки.

Установленные при проведении исследования различия в характере процесса деформирования массива вмещающих пород при отработке лав оценивались с точки зрения влияния на основные показатели интенсивности обрушения пород кровли: площадь вывалов в процентах от наблюдаемой поверхности кровли, высоту вывалов, объемы одиночных вывалов и частоту их проявления в различные периоды технологического цикла.

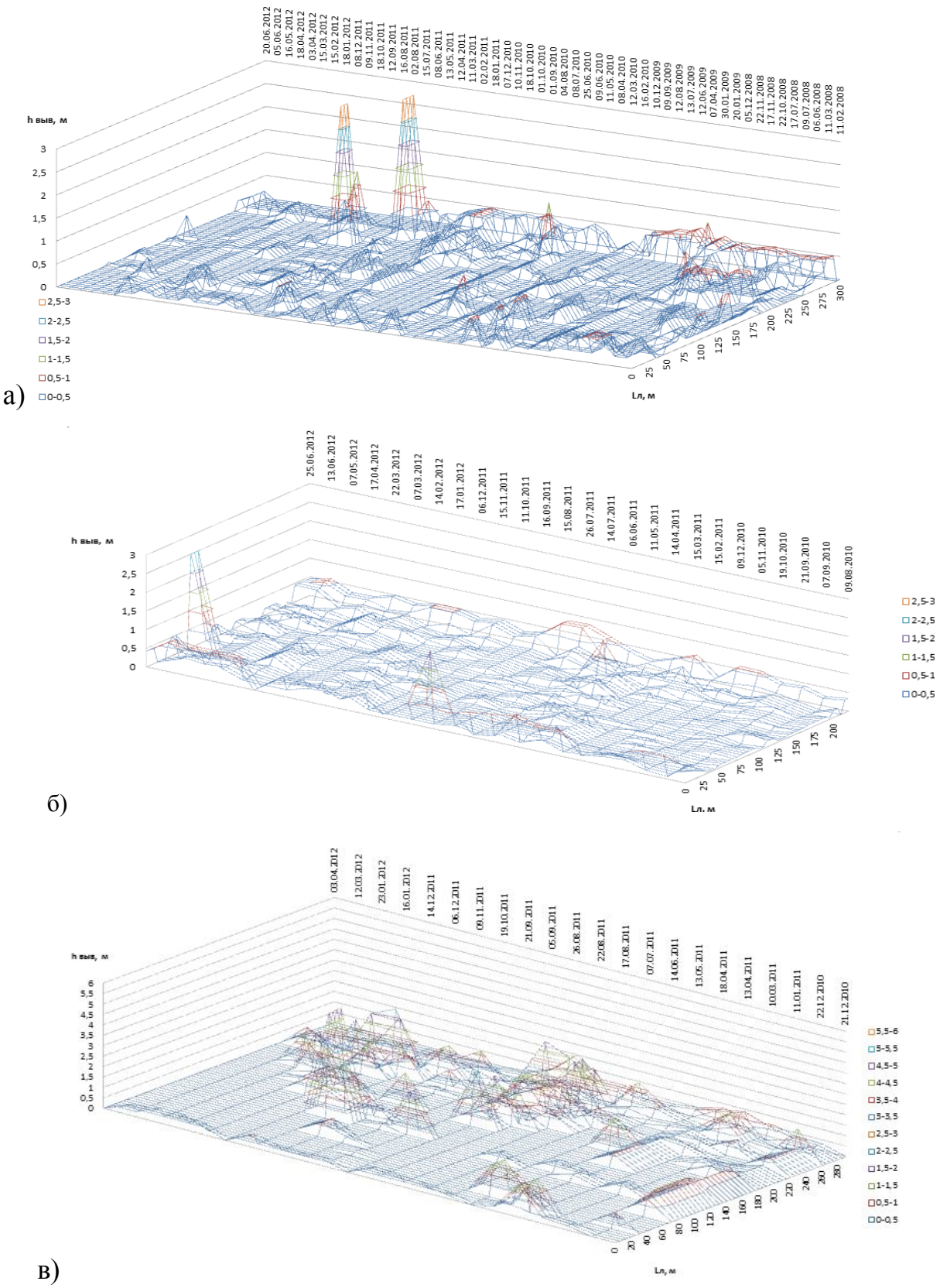


Рисунок 1 - Графики поверхности кровли очистного забоя: а) 11-й восточной лавы пласта k_3, б) 11-й восточной лавы пласта k_5, в) 12-й западной лавы пласта k_3.

Проведенные исследования позволили получить графики поверхности кровли очистного забоя с учетом высоты купола вывала пород кровли. Из представленных на рисунке 1 графиков видно, что высота купола вывала на концевых участках лав по пласту k_3 составляет 0,63 м, а по пласту k_5 − 0,47 м, что в 3,5-4 раза превышает соответствующие показатели для центральной части лавы.

Интенсификация вывалов пород кровли прослеживается на сопряжениях как следствие наложения опорного давления от проведения подготовительных выработок и зоны динамических проявлений горного давления на опорном контуре лавы.

Особенность интенсификации вывалообразования пород кровли в 12-й западной лаве пласта k_3 обусловлена тем, что лава примыкает своим верхним сопряжением к смежной лаве, работы в которой окончены менее двух лет назад, что свидетельствует о продолжении процесса сдвижения пород кровли в выработанном пространстве.

Во всех лавах в кровле угольного пласта наряду с трещинами кливажа, слоистости и микрослоистости образуются системы трещин: отрыва, сдвига и изгиба. После выемки полосы угля происходит упругопластическая деформация пород непосредственной кровли в виде прогиба в полость призабойного пространства и, таким образом, ранее сжатая нижняя часть каждого слоя пород кровли начинает испытывать растягивающие напряжения, что приводит к раскрытию трещин и формированию контура вывала, зачастую, еще над зоной отжима пласта.

Из представленных на рисунке 2 графиков видно, что гистограммы количества вывалов и их высоты по длине очистного забоя на всех графиках коррелируют, а длина участков с повышенной интенсификацией вывалов составляет: в 11-й восточной лаве пласта k_5 − 15 м на нижнем сопряжении и 20 м на участке верхнего сопряжения; в 11-й восточной лаве пласта k_3 – 17 м и 55 м соответственно; в 12-й западной лаве пласта k_3 15 м на нижнем сопряжении и 120 м соответственно. Вероятность проявления вывалов на указанных участках уменьшается от максимальной непосредственно на сопряжении с выемочными выработками до минимальной на границах вышеуказанных участков.

Согласно гипотезе В. П. Зубова [3, с. 23] о влиянии мощности пород непосредственной кровли на размер участков с повышенной интенсивностью вывалов в указанных очистных забоях прослеживается зависимость: с увеличением мощности пород непосредственной кровли до 3,5-4,0 м размер участков возрастает, а при дальнейшем увеличении мощности пород непосредственной кровли размер участков с повышенной интенсивностью вывалов остается неизменным. Так для 11-й восточной лавы пласта k_3 мощность пород непосредственной кровли над нижним сопряжением составляет 0,6 м и размер зоны с повышенной интенсивностью вывалов 17 м, а над верхним сопряжением мощность

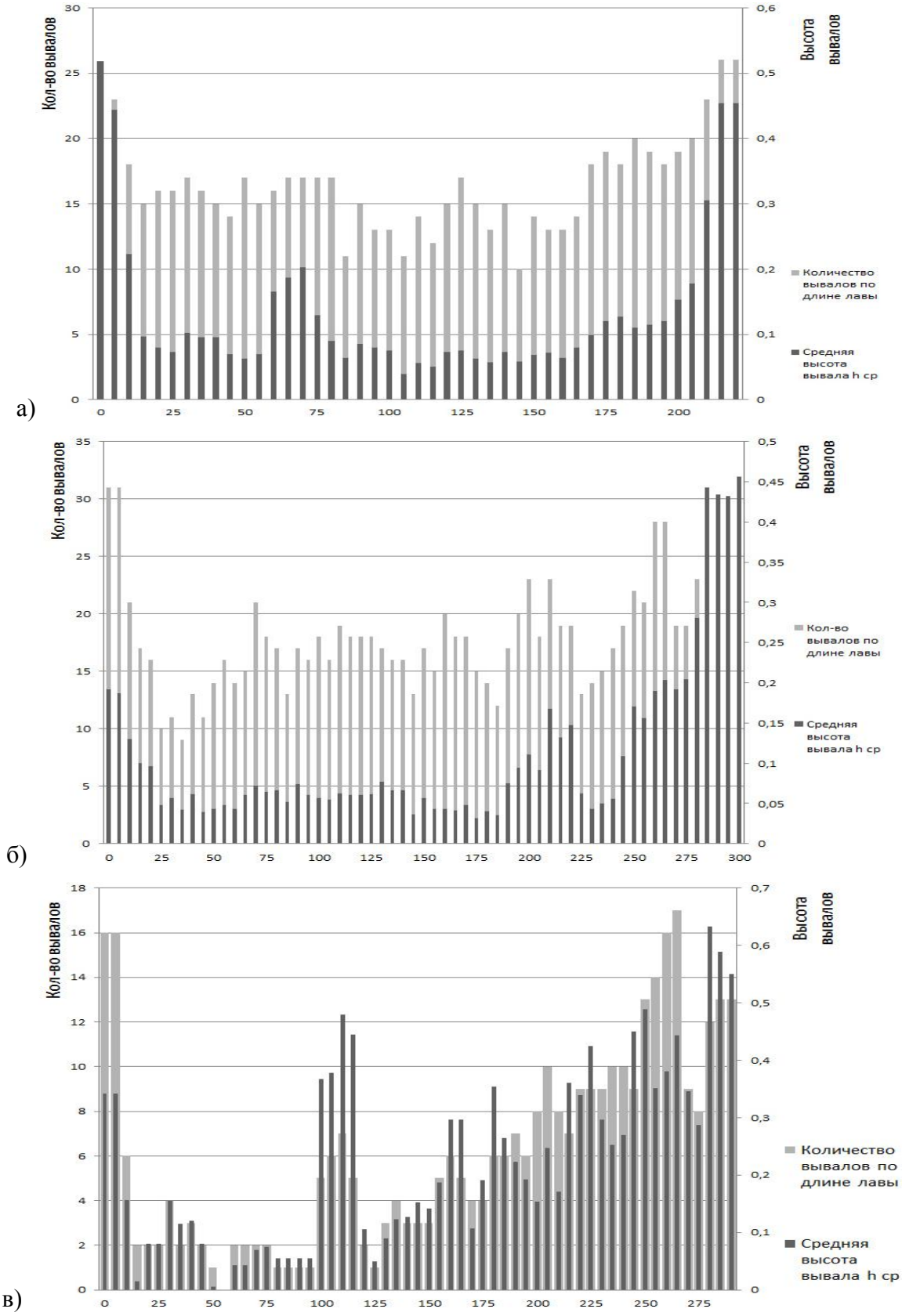


Рисунок 2 - Графики распределения вывалов по длине очистного забоя: а) 11-й восточной лавы пласта k_5, б) 11-й восточной лавы пласта k_3, в) 12-й западной лавы пласта k_3.

пород непосредственной кровли увеличивается до 1,7-2,0 м и размер зоны соответственно увеличивается и составляет 55 м.

Развитию вывала предшествует разуплотнение нижнего слоя пород непосредственной кровли вследствие его знакопеременного нагружения под действием повышенного горного давления на опорном контуре лавы. Значения величин напряжения и их месторасположение изменяется в зависимости от литологии пород и анизотропии. А размер зон с повышенной интенсивностью вывалов определяется в зависимости от мощности и физико-механических свойств пород кровли.

Литература:

1. Грядущий Ю.Б. Геомеханические основы управления вывалоопасными кровлями в очистных забоях. Автореферат на соискание уч. степени доктора техн. наук.– Днепропетровск, 1997.– 35с.
2. Ляшок Я. А. Разработка способа предотвращения вывалов пород кровли в лавах пологих пластов при выемке угля механизированными комплексами. Диссертация на соискание уч. степени канд. техн. наук. / Я. А. Ляшок − Донецк, 2000. – 137 с.
3. Зубов В. П. Особенности управления горным давлением в лавах на больших глубинах разработки. / В. П. Зубов − С-Пб.: Издательство Ленинградского университета, 1990. – 224 с.

УДК 622.831.27

СТАДНЮК Е.Д. (ИФГП НАН Украины),
КОЗЫРЬ С.В. (ОП «Шахта «Трудовская» ГП «ДУЭТ»)

ИССЛЕДОВАНИЕ ШАГА ПЕРВИЧНОЙ ПОСАДКИ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ ДЛЯ УСЛОВИЙ ПОЛОГОГО ПЛАСТА

Представлено новий підхід до математичного моделювання та високоточного розрахунку шагу первинної посадки основної покрівлі в очисних вибоях. Наведено ре-зультати досліджень щодо прогнозування шагу первинної посадки основної покрівлі в 6-й за-хідній лаві пласта l_4 ПАТ "Шахта ім. О.Ф.Засядька".

Угольные пласты Донбасса, разрабатываемые подземным способом, характеризуются разнообразием горно-геологических условий, которые все более усложняются с ростом глубины разработки и интенсификацией процессов добычи угля [1,2]. Большинство разрабатываемых на данный

момент пластов обладают труднообрушаемыми основными кровлями. Неожиданные неуправляемые динамические обрушения наносят большой вред – опасны для людей; приводят к длительным простоям, разрушению выработок и большим экономическим затратам.

В период до первичной посадки по мере отхода очистного забоя от целика площадь обнажения кровли возрастает до того момента, пока не происходит ее обрушение. Это наиболее ответственный период работы лавы, поскольку обрушение часто происходит без предупредительных признаков и сопровождается воздушными ударами, приводит к завалам лавы и «посадкой механизированного комплекса на жесткую базу».

Долгое время считалось, что первичное обрушение проходит неуправляемо и стихийно. В настоящее время на шахтах Донбасса для определения проявлений горного давления используют данные по аналогичной лаве. Считается, что горное давление в данной конкретной лаве будет проявляться так же, как и в соседней аналогичной лаве. Для этого на шахтах составляются акты на первичную посадку кровли. Первичная посадка кровли в следующей лаве ожидается на том же расстоянии.

В реальных же условиях картина над новой лавой может существенно отличаться от картины над предыдущей. Сравнив геологические разрезы по соседним скважинам, можно сделать вывод, что слои пород меняют свою мощность, выклиниваются слоями других пород и т.д. Поэтому данный способ определения проявлений горного давления не является корректным. Для получения картины максимально приближенной к реальным условиям необходимы более точные методы.

Основой изменения напряженного состояния массива горных пород является внесение нарушения в него путем горных работ и процессами сдвижений пород над выработанным пространством. Существуют факторы, оказывающие непосредственное влияние на сдвижение пород и формирование горного давления. Большое внимание этим факторам уделяется в работах С.Т. Кузнецова, Г.Н. Кузнецова, И.А. Турчинова, Г.Л. Фисенко, А.А. Борисова, А.С. Бурчакова, В.Т. Глушко, М.П. Зборщика, М.А. Ильяшова, В.В. Назимко, Е.И. Питаленко, Е.И. Кольчика, А.Д. Алексеева, В.Н.Реввы, И.В. Антипова и других. Эти факторы могут быть разделены на регулируемые и не регулируемые. [3-19]. Геологические факторы, такие как элементы залегания пластов и другие факторы не поддаются искусственному изменению человеком и относятся к заданным. Технологические факторы - вынимаемая мощность пласта, размер выработанного пространства, способ управления горным давлением, параметры очистных выработок, скорость подвигания очистного забоя, порядок ведения горных работ - относятся к регулируемым.

На основе таких факторов Н.И.Лобковым был предложен усовершенствованный аналитический метод расчета шага первичной и

вторичных посадок основной кровли [20-23]. Он развил представления А.В.Савостьянова [11] о слоистой структуре породного массива и впервые установил аналитическую зависимость шага посадки кровли, которая дает максимальную ошибку в поле исходных данных 9%, что было подтверждено на практике. Однако при расчете по методу Н.И.Лобкова максимальная ошибка 9% обуславливает погрешность ±18 метров при шаге первичной посадки основной кровли 200 м. Промежуток в 36м является достаточно продолжительным для применения средств предупреждения последствий первичной посадки, поэтому необходимо более точное предсказание шага первичной посадки основной кровли.

Поэтому актуальными являются исследования направленные на установление шага первичной посадки основной кровли в лаве с высокой точностью, приемлемой для практического применения.

В процессе работы были собраны и проанализированы данные о горно-геологических и горно-технических условиях отработки 42 очистных забоев на пластах m_3, l_1 и l_4 ПАО "Шахта им. А.Ф.Засядько" с 1995 г. до настоящего времени.

Анализ горно-геологических и горно-технических факторов отработки пластов m_3, l_1 и l_4 ПАО "Шахта им. А.Ф.Засядько" показал, что в кровле пластов содержаться мощные слои пород. В частности над пластом l_1 залегает песчаник крепостью $f = 9$ и мощностью до 25-30 м. Согласно опыту работы лав в подобных условиях управление горным давлением полным обрушением часто может приводит к вывалам пород в призабойное пространство во время первичной посадки основной кровли, длительным простоям лавы и потере угледобычи.

В результате обработки полученных данных с помощью метода группового учета аргументов (МГУА) [24] была установлена зависимость (модель) шага первичной посадки кровли от комплекса технологических, горно-геологических факторов и физико-механических характеристик вмещающих пород.

Полученная модель шага первичной посадки кровли включает один параметр ($L_{пр}$) и девять факторов (v, m, $l_л$,, $m_о$, $\sigma_{ро}$, $\sigma_{со}$, $m_н$, $\sigma_{рн}$, $\sigma_{сн}$). В общем виде математическая модель представляется как функция нескольких переменных, причем, для каждого фактора (переменой) установлена область допустимых значений, обусловленная ограничениями в области исходных данных:

$$L_{пр} = f\left(v, m, l_л, m_о, \sigma_{ро}, \sigma_{со}, m_н, \sigma_{рн}, \sigma_{сн}\right),$$

где, $L_{пр}$ – шаг первичной посадки кровли, м; – средняя скорость подвигания очистного забоя до первичной посадки кровли, v=1,5-4,5 м/сут.; m – средняя вынимаемая мощность пласта до первичной посадки кровли, m=0,8-2,25 м; $l_л$ – средняя длина лавы до первичной посадки кровли, $l_л$=180-315 м; $m_о$ – средняя мощность основной кровли до

первичной посадки, m_o=2,7-30 м; σ_{po} – среднее значение предела прочности на растяжение основной кровли, σ_{po}=7,5-14,5 МПа; σ_{co} – среднее значений предела прочности на сжатие основной кровли, σ_{co}=87-116 МПа; $m_н$ – средняя мощность непосредственной кровли до первичной посадки, $m_н$=1,8-19,7 м; $\sigma_{pн}$ – среднее значение предела прочности на растяжение непосредственной кровли, $\sigma_{pн}$=5,2-6 МПа; $\sigma_{cн}$ – среднее значение предела прочности на сжатие непосредственной кровли, $\sigma_{cн}$=45-70 МПа.

Данная зависимость была проверена на практике в условиях 6-й западной лавы пласта l_4 ПАО "Шахта им. А.Ф.Засядько". Т.к. геологические условия и длина лавы до момента первой посадки остаются постоянными (или меняются не значительно), а основным определяющим фактором изменения шага первичной посадки будет являться скорость подвигания забоя, то для условий отработки этой лавы получена зависимость шага первичной посадки кровли ($L_{пр}$) от скорости подвигания лавы (v):

$$L_{пр} = 1{,}2428 \cdot \cos v - 0{,}1176 \cdot v - \left(32{,}776 \cdot \cos v - 0{,}1621\right) \cdot \cos 2v +$$
$$+ 7{,}8425 \cdot \ln v - 80{,}3612 \cdot siv\, v - 0{,}22 \cdot \cos v \cdot \sin v + \frac{0{,}00003 \cdot v}{\cos v \cdot \sin v} -$$
$$- \frac{0{,}0002}{\cos 2v + 1} + \frac{0{,}2447 \cdot \cos v + 0{,}0063}{v^2} + \frac{1{,}3093 \cdot \cos v \cdot \sin v + 0{,}1042}{v} -$$
$$- \frac{0{,}514 \cdot \ln^2 v - 0{,}044 \cdot \ln v \cdot \sin v + 1{,}4128}{\ln^2 v \cdot \sin v} + 241{,}9051$$

Моделирование вариантов шага первичной посадки кровли с помощью установленной зависимости позволило получить значения параметра ($L_{пр}$) от влияющего фактора (v) для условий отработки 6-й западной лавы пл. l_4 (табл. 1)

19 января 2012 г. был подписан акт между Институтом физики горных процессов НАН Украины и ПАО "Шахта им. А.Ф.Засядько", в котором зафиксированы прогнозируемые значения величины шага первичной посадки основной кровли при отработке 6-й западной лавы пл. l_4 (табл. 1).

27 февраля 2012 г. сейсмоакустическими приборами и визуальными наблюдениями были зафиксированы признаки первичной посадки кровли в 6-й западной лаве пл. l_4.

2 марта 2012 г. между Институтом физики горных процессов НАН Украины и ПАО "Шахта им. А.Ф.Засядько" был подписан акт, согласно которого фактическая скорость подвигания 6-й западной лавы пл. l_4 до первичной посадки составила 3,2 м/сут. Фактический

шаг первичной посадки при отработке 6-й западной лавы пласта l_4 по данным сейсмоакустических наблюдений составил 247,5 м, а прогнозное значение составляло 248,3 м (табл. 1). Ошибка прогноза составила 0,3%, что соответствует 0,8 м, т.е. ширине одной стружки и приемлемо для практического использования.

Таблица 1 –
Зависимость шага первичной посадки кровли ($L_{пр}$) от скорости подвигания (v) 6-й западной лавы пл. l_4 ПАО "Шахта им. А.Ф.Засядько"

$L_{пр}$, м	v, м/сут.
135,1	2,4
155,1	2,6
176,7	2,8
192,0	3,0
248,3	3,2
239,7	3,4
245,3	3,6
250,5	3,8
257,0	4,0

Таким образом, аналитические исследования обрушения основной кровли по результатам работы 42 очистных забоев ПАО "Шахта им. А.Ф.Засядько" позволили установить некоторые закономерности сдвижения пород. На основе этих закономерностей получена математическая модель шага первичной посадки основной кровли, которая учитывает технологические и горно-геологические факторы работы лавы.

Установленная зависимость отличается тем, что позволяет моделировать шаг первичной посадки основной кровли до начала работы лавы и позволяет определить, как изменится шаг первичной посадки кровли при изменении скорости подвигания лавы. Заранее вычисленный шаг первичной посадки кровли позволяет заблаговременно осуществить технологические мероприятия, которые значительно уменьшат или позволят исключить неблагоприятные последствия первичного обрушения основной кровли. Этим обуславливается уменьшение простоев лавы, повышение угледобычи, снижение себестоимости угля и повышение безопасности работ.

Внедрение разработанного в Институте физики горных процессов НАН Украины метода прогнозирования шага первичного обрушения основной кровли в очистном забое позволило спрогнозировать и снизить отрицательное влияние последствий первичной посадки кровли в 6-й западной лаве пласта l_4, сократить потери рабочего времени, увеличить объем добычи угля.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Насонов И.Д. Моделирование горных процессов. Изд. 2, перераб. и доп. М., «Недра», 1978. 256 с.
2. Кузнецов Г.Н. Моделирование проявлений горного давления. – М.: Недра, 1964. – 420 с.
3. Турчанинов И.А. Основы механики горных пород/ И.А. Турчанинов, М.А. Иофис, Э.В. Каспарьян. – Л.: Недра, 1977. – 503 с.
4. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок/ Г.Л. Фисенко. – М.: Недра, 1976. – 272 с.
5. Липкович С.М. Механика горных пород./ С.М. Липкович. (Конспект лекций для специальности 0202). Часть I. – Донецк, 1970. – 92 с.
6. Борисов А.А. Управление горным давлением/А.А. Борисов, В.И. Матанцев, Б.П. Овчаренко. – М.: Недра, 1983. – 168 с.
7. Кравченко В.И. Безопасность при управлении горным давлением в лавах пологих пластов/ В.И. Кравченко. – М.: Недра, 1975. – 221 с.
8. Сапицкий К.Ф. Технология, механизация и автоматизация производственных процессов при подземной разработке пластовых месторождений/ К.Ф. Сапицкий, Д.В. Дорохов, А.Ю. Якушевский. – М.: Недра, 1974. – 240 с.
9. Протодьяконов М.М. Трещиноватость горных пород и массивов [Текст] / М.М.Протодьконов, С.В.Чирков // М.: Недра, 1964. – 67 с.
10. Слесарев В.Д. Управление горным давлением при разработке угольных пластов Донецкого бассейна [Текст] / В.Д.Слесарев // М.: Углетехиздат, 1952. – 380 с.
11. Савостьянов А.В. Управление состоянием массива горных пород [Текст] / А.В.Савостьянов, В.Г.Клочков.– К.: УМК ВО, 1992. – 276 с.
12. 5. Булат А.Ф. Управление геомеханическими процессами при отработке угольных пластов [Текст] / А.Ф.Булат, А.Т.Курносов // К.: Наукова думка, 1987. – 197 с.
13. 6. Комиссаров С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок [Текст] / С.Н.Комиссаров // М.: Недра, 1983. – 237 с.
14. 8. Руппенейт К.В. Давление и смещение горных пород в лавах полого-падающих пластов [Текст] / К.В.Руппенейт // М.: Углетехиздат, 1957. – 228 с.
15. 9. Цимбаревич П.М. Механика горных пород [Текст] / П.М.Цимбаревич // М.: Углетехиздат, 1948. – 184 с.
16. 10. Черняк И.Л. Периодические проявления горного давления при разработке угольных пластов [Текст] / И.Л.Черняк // М.: МГИ, 1992. – 69 с.
17. 11. Шевяков Л.Д. Разработка месторождений полезных ископаемых [Текст] / Л.Д.Шевяков // Л., 1928.
18. 12. Шемякмн Е.И. Введение в теорию упругости / Е.И.Шемякин // М.:

МГУ, 1993. – 95 с.
19. 15. Алексеев А.Д. Разрушение горных пород в объемном поле сжимающих напряжений [Текст] / А.Д.Алексеев, В.Н.Ревва, Н.А.Рязанцев // К.: Наукова думка,
20. Лобков Н.И. Определение разрушающих напряжений при первичной посадке кровли [Текст] / Н.И.Лобков, А.И.Сергиенко, Е.Н.Халимендиков // Донецьк: ДонНТУ, Вісті Донецького гірничого інституту, № 2, 2008. – С. 79-86.
21. Лобков Н.И. Определение разрушающих напряжений и предельного пролета кровли в очистных забоях [Текст] / Н.И.Лобков, А.И.Сергиенко, Е.Н.Халимендиков // "Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горнах породах и выработках", XVIII Международная научная школа: Крым, Алушта, 2008, С. 199-201.
22. Антипов И.В. Геомеханическое обоснование характера обрушения кровли в очистных забоях [Текст] / И.В.Антипов, Н.И.Лобков / Межвед. сб. научн. тр. "Геотехническая механика". – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины, вып. 93. – 2011. – С. 38-45.
23. Антипов И.В. Формирование разрушающих напряжений в изгибающихся породных слоях [Текст] / И.В.Антипов, Н.И.Лобков / Межвед. сб. научн. тр. "Геотехническая механика". – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины, вып. 96. – 2011. – С. 172-176.
24. Антипов И.В. Моделирование производственных процессов методом группового учета аргументов [Текст] / И.В.Антипов, А.Н.Шкуматов // Проблемы экологии.- Общегосударственный научно-технический журнал, № 1, 2000. – С. 5-9

УДК 622.235: 622.271

КУЦЕРУБОВ В.М., РУДЕНКО Я.В. (КІІ ДОНТУ)

ОСОБЛИВОСТІ ЗСУВІВ ПОРІД КОНТУРУ ПЛАСТОВИХ ВИРОБОК У ЗОНАХ ВПЛИВУ ДРІБНОАМПЛІТУДНИХ ДИЗ'ЮНКТИВНИХ ПОРУШЕНЬ

Розлянуто особливості зсувів порід контуру пластових виробок у зонах впливу диз'юнктивних порушень.

Для розкриття особливостей впливу дрібноамплітудної розривної порушеності на стійкість пластових виробок був виконаний комплекс досліджень в умовах пласта d_4 шахтоуправління «Покровське» [1].

Інструментальні спостереження за зсувами контуру виконувалися в 12-ти дільничних і 4-х підготовчих вибоях. Вони підтримувались в зонах сталого гірничого тиску поперед очисних вибоїв, тимчасового опорного тиску поперед лави й за очисними вибоями на границі з виробленим простором і охоронялися однобічними литими смугами. Глибина ведення гірничих робіт в умовах експериментів змінювалася від 505 до 725 м. Відпрацьовування виїмкових полів здійснювалися з використанням зворотного ходу, тобто застосовувалися стовпові й комбіновані системи розробки. П'ять виробок були проведені за падінням пласта, 11 — за простяганням. Потужність пласта змінювалася від 1,55 до 2,06 м. У його безпосередній покрівлі залягав піщанистий сланець середньої стійкості потужністю 0,5-1,7 м. Вище розташовувався пісковик потужністю від 14 до 28 м, що має межу міцності на стиск 90-105 МПа. Розкриті підготовчими вибоями розривні порушення мали амплітуду від 0,2 до 1,5 м, тобто відносились до групи дрібноамплітудних. Площини їх зміщувачів розташовувалися під кутами 25-75° до вісі виробок.

Всі виробки, у яких виконувалися виміри, мали проектну площу перетину у світлі 15,2-15,5 м^2. Проведення виробок здійснювалось комбайнами. Для кріплення використалися дві основні схеми: звичайне аркове кріплення із кроком установки 0,63-0,80 м і комбінована, з посиленням анкерами. Довжина анкерів становила 2,2-2,4 м. Вони встановлювалися між арками основного кріплення комплектами по 7 штук у породи покрівлі. При цьому крок кріплення збільшувався до 0,80-0,95 м.

Виконані дослідження показали, що в зонах впливу розривних порушень має місце досить істотне зниження стійкості пластових виробок. Приріст вертикальної конвергенції при їхній підтримці в масиві поза зоною впливу очисних робіт становив приблизно 0,5-0,6 м. Довжина зони впливу порушення по довжині виробок змінювалася від 12 до 20 м . При цьому незалежно від схеми кріплення на частку зсувів з боку покрівлі доводилося від 70 до 90% загальної конвергенції. Швидкість деформування контуру виробок поза зоною впливу очисних робіт становила за даними спостережень протягом 100 діб приблизно 0,2 см/доб. Поблизу розривних порушень цей показник істотно зростав, досягаючи величини 0,3 см/доб .

Аналогічні результати були отримані у вибоях, підтримуваних у границі виробленого простору в зоні сталого гірничого тиску й охоронюваних литими смугами. У цьому випадку величина додаткових зсувів досягала приблизно 0,15-0,25 м, довжина зони впливу порушення також становила 12-20 м (рис. 2), а швидкість вертикальної конвергенції контуру виробок змінювалася від 0,15 см/доб. на звичайних ділянках до 0,20 см/доб. - на порушені (рис. 3).

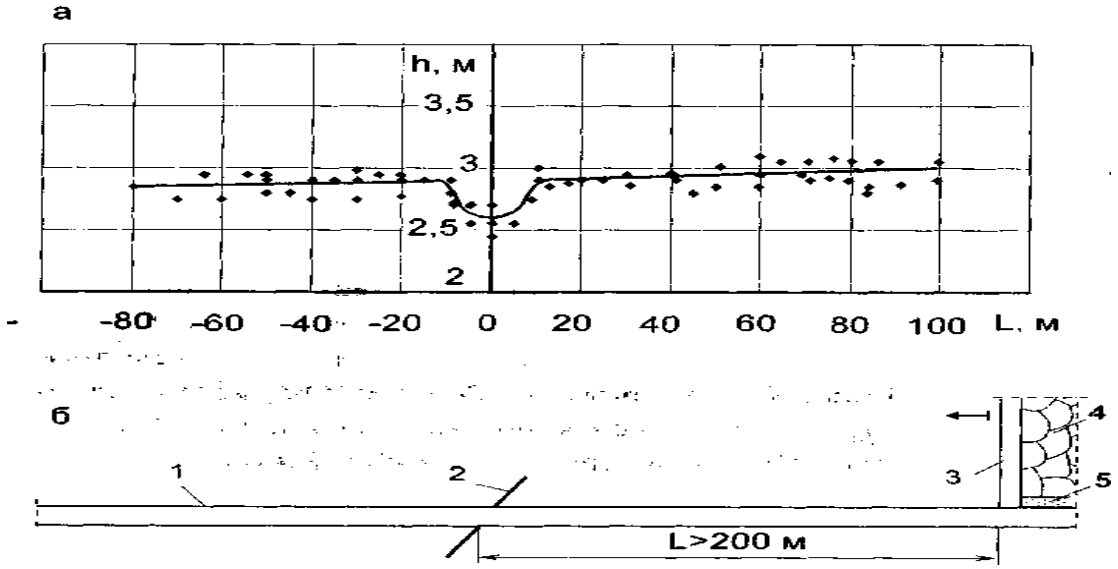


Рисунок 1- Зміна висоти 2-го південного конвеєрного штреку. Який підтримується у масиві в зоні впливу дрібно амплітудного диз'юнктивного порушення: а – графік зміни висоти штреку; б – схема розташування штреку; 1 – штрек; 2 – порушення; 3 – очисний вибій; 4 – вироблений простір; 5 – лита смуга

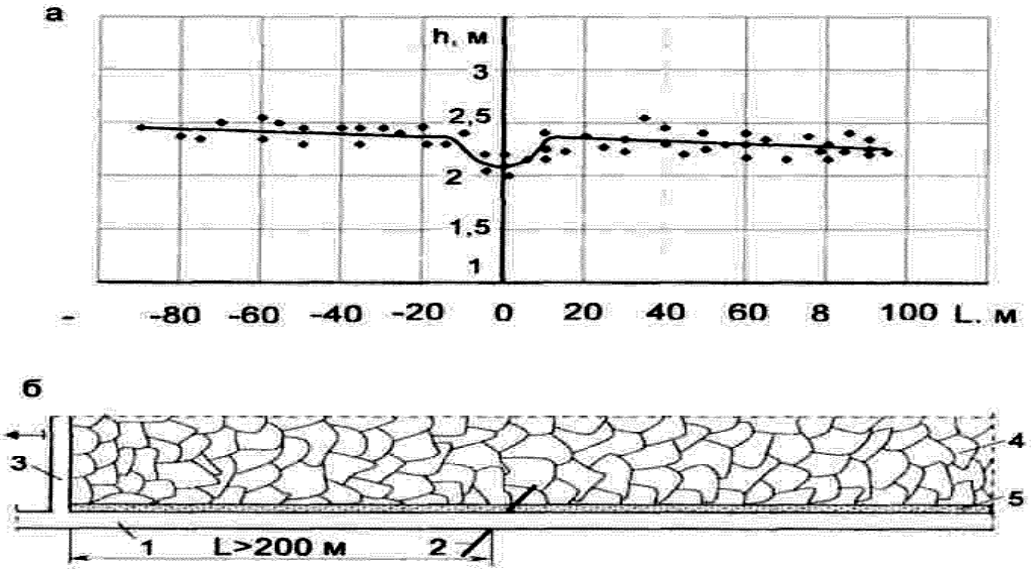


Рисунок 2- Зміна висоти 2-го південного конвеєрного штреку, який підтримується на контакті з виробленим простором, в зоні впливу дрібно амплітудного диз'юнктивного порушення: а – графік зміни висоти штреку; б – схема розташування штреку; 1 – штрек; 2 – порушення; 3 – очисний вибій; 4 – вироблений простір; 5 – лита смуга

Максимально шкідливий вплив на вибій розривних порушень відзначався при безпосередньому виході на них очисного вибою лави. Додаткові зсуви контуру на сполученні очисного вибою досягали 0,7 м, а

їхня швидкість становила 12-25 см/доб. (посування вибоїв 3-7 м/доб.). Це приблизно в 1,5 рази більше, ніж на непорушених ділянках (8,5-18,0 см/доб.).

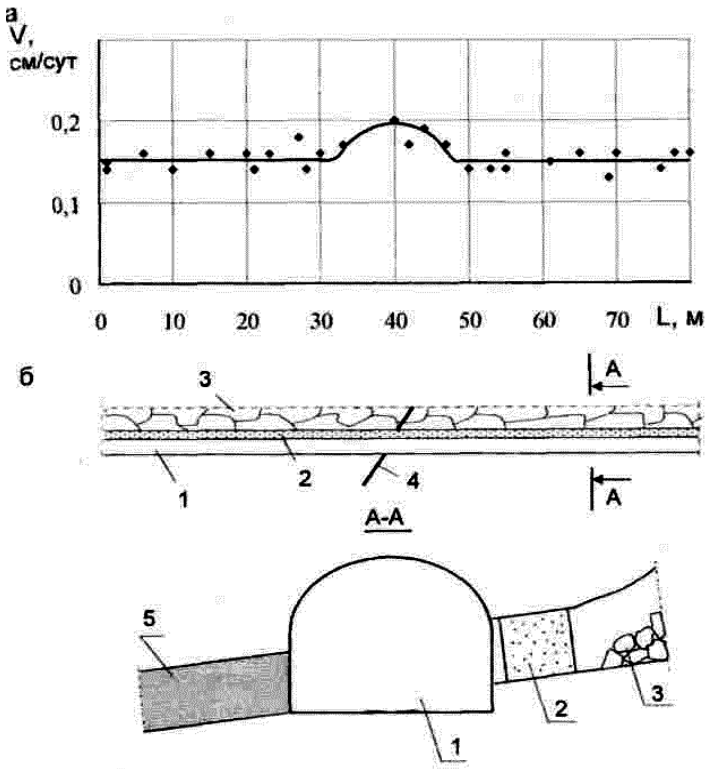


Рисунок 3- Зміна сумарної швидкості зміщення порід покрівлі та підошви по довжині 2-го південного конвеєрного штреку (а) та схема розташування штреку (б): 1 – штрек; 2 – лита смуга; 3 – вироблений простір; 4 – дрібно амплітудне диз'юнктивне порушення; 5 – вугільний пласт

Виконані шахтні виміри дозволили виявити ще одну важливу особливість підтримки виробок в умовах пласта *d4.* Вона полягає в тім, що швидкість вертикальної конвергенції їхнього контуру при підтримці в масиві була вище, ніж при підтримці, у границі з виробленим простором за очисними вибоями (рис. 3). Співвідношення швидкостей зсувів для непорушених ділянок у цих зонах у середньому становило 1,35, а поблизу дизьюнктивів - 1,50. Ці факти, на наш погляд, заслуговують на особливу увагу й вимагаю спеціальних досліджень для пояснення.

Виконані в умовах шахтоуправліняя «Покровське» інструментальні спостереження довели, що розкриті пластовими виробками розривні дрібноамплітудні порушення впливають на їхню стійкість. Воно проявляється на ділянках довжиною не більше 20 м протягом різних етапів підтримки. Максимальна інтенсивність цих додаткових проявів спостерігається в період впливу на виробки очисних робіт при підході лави безпосередньо до геологічного порушення.

Список використаної літератури
1. *Кольчик И. Е.* До питання про формування выбросо-опасных зон у вибою підготовчого вибою // Сб. наукових доповідей Межд. науч.-техн. конференції «Гірська геологія, геомеханика й маркшейдерія». - Донецьк: Укрними НАНУ, 2004. -: Ч. 2. - С. 456-458.

УДК 622.28.044:622.261.2

НОВИКОВ А.О., ГОЛОВКО А.В. (ДонНТУ)

ОБ ОПЫТЕ ПРИМЕНЕНИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ КРЕПИ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ ШАХТЫ «ДОБРОПОЛЬСКАЯ»

У статті описані результати використання комбінованого анкерно-рамного кріплення у підготовчій виробці шахти «Добропільська»

В настоящее время до 90 % горных выработок на шахтах Украины поддерживаются металлической арочной податливой крепью. Более 30 % из них деформировано и нуждается в ремонте. Среди основных причин неудовлетворительного состояния выработок – недостаточная несущая способность рамной крепи, а также несоответствие ее технических характеристик горно-геологическим условиям применения.

Одним из перспективных направлений улучшения состояния выработок является усиление рамной крепи анкерами, которые позволяют максимально использовать несущую способность породного массива.

В научно-технической литературе нет четкого разграничения между существующими конструкциями анкерно-рамных и рамно-анкерных крепей, а механизм взаимодействия комбинированной крепи и вмещающего массива во времени практически не изучен. В этой связи, изучение и обобщение опыта применения комбинированного крепления в подготовительных выработках для обеспечения их длительной устойчивости, снижения затрат на поддержание, является актуальной научной задачей.

В этой связи, **целью** работы является изучение опыта крепления подготовительных выработок комбинированной крепью.

Комбинированная крепь устанавливалась на участке вентиляционного штрека 5-ой северной лавы пл. m_4^0 длиной 173 м . Выработка проводилась по пласту m_4^0 с двухсторонней подрывкой пород с прочностью на сжатие от 15 до 45 МПа, максимальная высота нижней

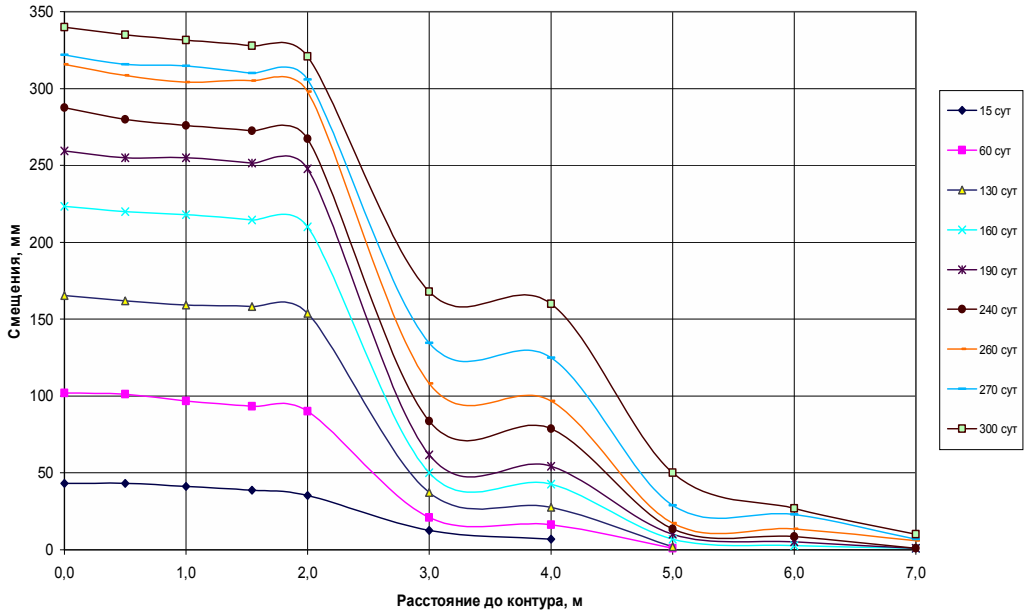
подрывки – 1,7 м. Средняя мощность пласта m_4^0 – 1,2 м. Угол падения – 10°. Угольный пласт не склонен к самовозгоранию, не опасен по внезапным выбросам угля и газа, опасен по пыли. Приток воды – до 1,5 м^3/ч. Глубина заложения выработки 660 м. Срок службы выработки – 1,9 года. Сечение выработки – арочное. Высота в проходке – 3,44 м, ширина – 5,12 м. Выработка проводилась комбайном 1П110. Средняя скорость проведения – 200 м/мес. Проектная длина штрека 1275 м. Для оценки технической эффективности примененной конструкции крепи на контрольном участке этой же выработки (с рамной крепью) и экспериментальном (с комбинированной крепью), непосредственно в забое оборудовались комплексные замерные станции.

На опытн6ом участке анкера устанавливались в кровлю выработки между рамами под металлическую полосу длиной 3,2 м. В полосе, по шаблону, в соответствии с расстоянием между анкерами были сделаны отверстия, через которые забуривались анкерные штанги. При помощи опорных плит полоса прижималась к породам кровли. Расстояние между рядами анкеров по длине выработки составляло 0,8 м, а в ряду – 1,0 м. Устанавливалось четыре анкера в кровлю. Расстояние от крайнего анкера в кровле до стенки выработки – 0,9 м. Длина анкерных штанг, устанавливаемых между рамами крепи в кровлю, составляла 2,4 м. В качестве затяжки применялись деревянные распилы, которыми всплошную затягивали кровлю и бока выработки. Остальная часть выработки была закреплена металлической рамной податливой крепью с плотностью установки 2,0 рамы/м.

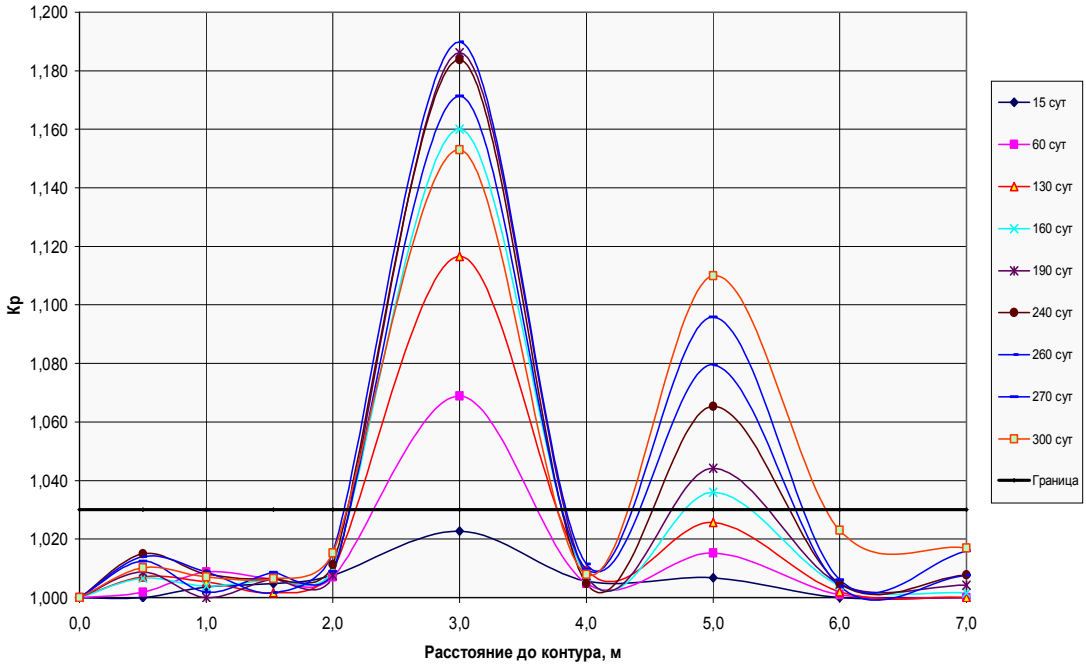
Графики смещений глубинных реперов в кровле выработки на участке с комбинированной крепью и контрольном участке представлены на рисунке 1-2.

Как видно из графиков, представленных на рис.1 и 2, разрушение вмещающего выработку массива началось в боках на 15 сутки наблюдений. Разрушились породы на участке скважины от 0,3 до 0,8 м. В последующие 115 суток происходило интенсивное разрыхление пород на удалении до 1,0 м от контура (коэффициент разрыхления 1,1) и перемещение внешней границы зоны разрушенных пород вглубь массива до 1,4 м (коэффициент разрыхления на 300 сутки составляет 1,21).

Конечный размер зоны не упругих деформаций (ЗНД) в боках составил более 2,5 м, а смещения боков – 260 мм при среднем значении коэффициента разрыхления 1,104. В кровле выработки разрушение массива началось на 60 сутки, на удалении 2,3-3,7 м от контура (коэффициент разрыхления составляет до 1,069). До этого момента (размер ЗНД – 5,0 м) происходили квазипластические смещения пород на участке 1-2,3 м, при этом значения $к_р$ не превышали 1,009.



а)

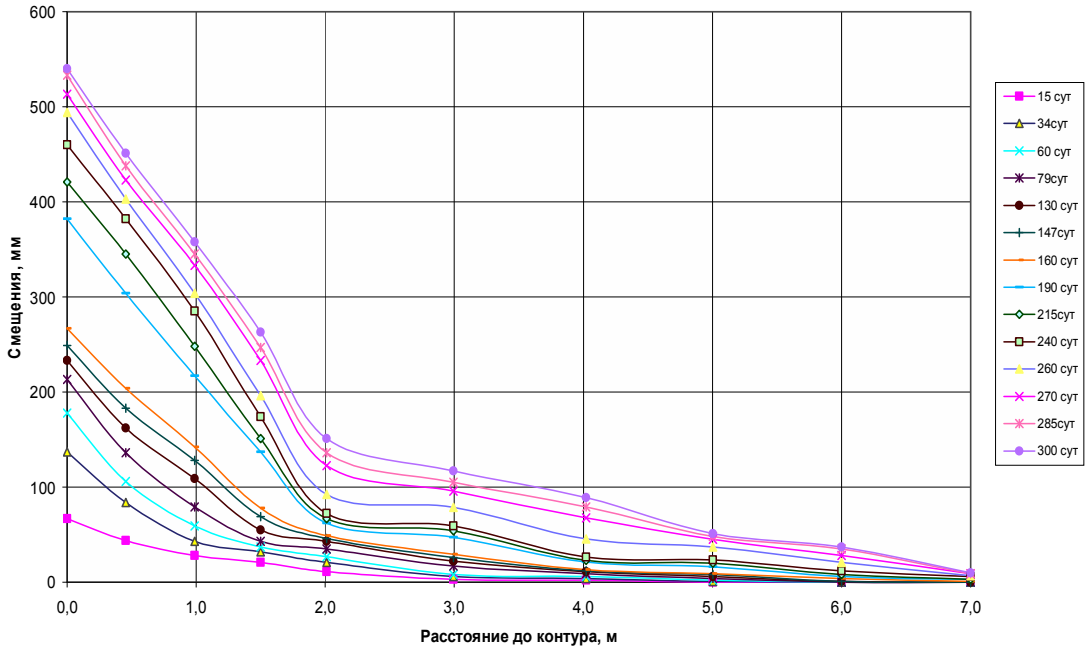


б)

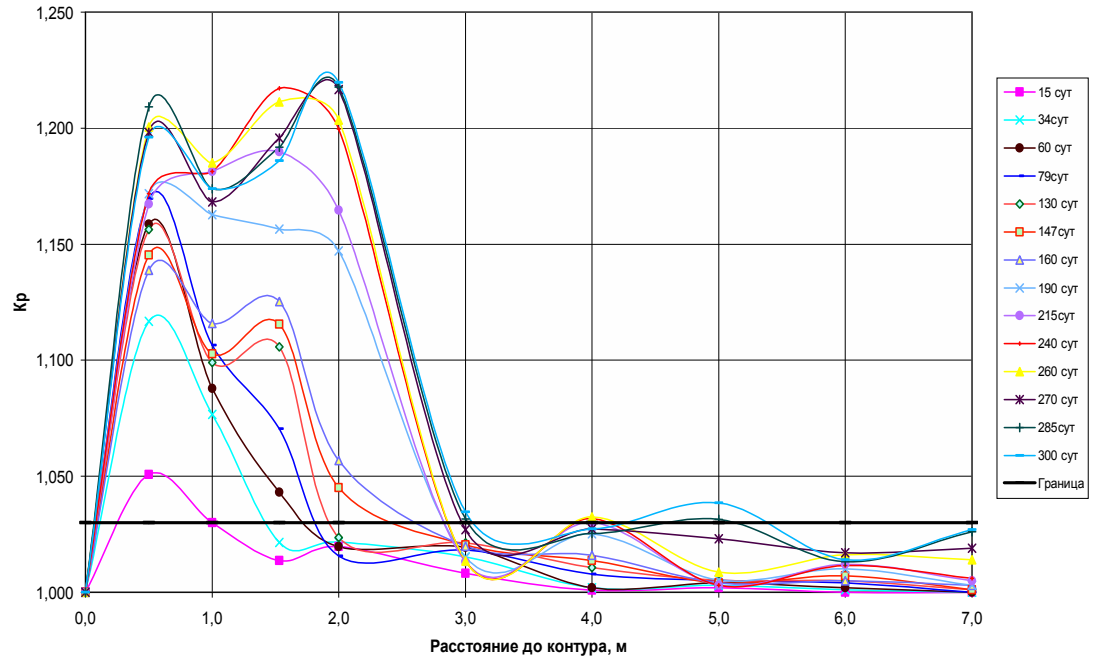
Рисунок 1 – Смещения глубинных реперов в кровле выработки (а) и изменения коэффициента разрыхления на участках скважины между глубинными реперами (б) на экспериментальном участке

Среднее значение коэффициента разрыхления вмещающих пород составило 1,020. На 130 сутки наблюдений (размер зоны неупругих

деформаций – 6,0 м) зафиксировано увеличение протяженности участка скважины с разрушенными породами (2,2-3,8 м) и рост коэффициента разрыхления в его пределах до 1,117. К 160 суткам (размер зоны неупругих деформаций более 7,0 м) отмечено продолжающееся разрыхление пород



а)



б)

Рисунок 2 – Смещения глубинных реперов в кровле выработки (а) и изменения коэффициента разрыхления на участках скважины между глубинными реперами (б) на контрольном участке

на участке 2,2 – 3,8 м и начало разрушения на участке 4,7 – 5,3 м (коэффициент разрыхления 1,036).

В ходе дальнейших наблюдений (до 300 сут.), зафиксировано увеличение $к_р$ в пределах ранее разрушенных участков скважины до 1,153 и 1,110 соответственно, а также увеличение протяженности второго участка скважины с разрушенными породами (4,3 – 5,9 м) и рост среднего значения $к_р$ до 1,049. Конечные смещения контура со стороны кровли – 340 мм. В течение всего периода наблюдений происходил плавный прогиб участка пород, скрепленного анкерами (участок 0 – 2,0 м) с изменением $к_р$ до 1,014. Визуальными наблюдениями отмечены локальные разрушения на контуре со стороны кровли, на глубину до 0,15 м, проявляющиеся в виде отслоений.

На контрольной замерной станции (см. рис. 8б) разрушение пород началось на 7 сутки, на расстоянии 0,3-1,0 м от контура (коэффициент разрыхления до 1,028). При смещениях боков на контуре 32 мм размер зоны неупругих деформаций составляет 2,5 м. В дальнейшем происходил быстрый рост зоны разрушенных пород в глубь массива, сопровождающийся увеличением коэффициента разрыхления пород в ранее разрушенной зоне: к 15 суткам разрушен участок 0,2-1,3 м (коэффициент разрыхления до 1,043) при смещениях боков 56 мм; к 190 суткам – 0,1-1,9 м (коэффициент разрыхления до 1,15) при смещениях боков 222 мм; к 300-м суткам – 0,1-2,3 м (коэффициент разрыхления до 1,19) при смещениях боков 350 мм. Конечный размер ЗНД в боках выработки превышает 2,5 м, а среднее значение $к_р$ – 1,14.

В кровле, на участке с рамной крепью, разрушения пород на участке скважины 0,3-1,0 м зафиксированы на 15-е сутки наблюдений (коэффициент разрыхления до 1,051 при размере зоны неупругих деформаций 5,0 м и смещениях на контуре 67 мм). Дальнейшие наблюдения показали, что происходит рост зоны разрушенных пород в глубь массива: к 300-м суткам наблюдений разрушенные породы находятся на расстоянии 0,2-3,0 м от контура (коэффициент разрыхления до 1,22 при размере ЗНД более 7,0 м и смещениях на контуре 540 мм). Кроме того, продолжается образование новых локальных зон разрушений: на 240-е сутки – на участке скважины 3,9-4,1 м, а на 300-е сутки – на участке 4,3-5,4 м. Конечный размер зоны не упругих деформаций составил более 7,0 м, а средний коэффициент разрыхления – 1,077.

Сопоставление характера развития деформаций и разрушений на участках выработок с комбинированным и рамным креплением позволяет говорить в первом случае о меньшей степени нарушенности вмещающего массива: средние значения коэффициентов разрыхления пород в кровле и боках составляют, соответственно, 1,049 и 1,077; 1,104 и 1,14. Анкерование кровли в выработке позволило создать породно-анкерную конструкцию,

выполняющую роль крепи. Она при развитии деформаций в глубь массива, практически не разрушилась (значение $к_р$ в укрепленной зоне не превысило 1,014 против 1,22 для аналогичного участка пород в кровле выработки с рамной крепью), сохранив высокую остаточную прочность.

а)

б)

в)

Рисунок 3 – Состояние выработки при ее проведении (а), экспериментальный (б) и контрольный (в) участки

Смещения пород кровли и боков при креплении выработки анкерно-рамной крепью в 2,5 и 2,3 раза меньше, чем на контрольном участке, где выработка поддерживалась арочной крепью. Состояние выработки на контрольном и экспериментальном участке показано на рис.3.

Как видно из рис.3, состояние выработки на экспериментальном участке устойчивое. Разрушающих деформаций пород на контуре выработки между рамами крепи, обрывов анкеров, повреждений и деформации металлических полос, а также несущих элементов металлической рамной крепи на участке с комбинированной крепью за время наблюдений зафиксировано не было.

Контрольный же участок был деформирован и нуждался в ремонте.

Выводы и направления дальнейших исследований. Опыт применения комбинированной крепи в подготовительной выработке шахты «Добропольская» показал ,что она обеспечивает ее устойчивое состояние. При этом, в 1,5 раза снижается материалоемкость крепления, в 2,3 раза - затраты на крепление, до 2-х раз повышаются темпы проведения выработки за счет снижения трудоемкости крепления. Планируется использовать комбинированное крепление на шахте при проведении конвейерных выработок следующего яруса и монтажных ходков.

УДК 622.271+622.35

ЛЕВИЦЬКИЙ В.Г., СОБОЛЕВСЬКИЙ Р.В. (ЖДТУ)

ТРІЩИНУВАТІСТЬ КАР'ЄРІВ ДЕКОРАТИВНОГО КАМЕНЮ ТА ЇЇ ВПЛИВ НА ФОРМУ ПРИРОДНИХ ОКРЕМОСТЕЙ

Розглянуто залежність форми блоків від типів орієнтування і розповсюдження систем тріщин в масиві природного каменю, розроблено класифікацію форми блоків на основі відношення міжтріщинних відстаней та проаналізовано можливість розпізнавання тріщин на цифровому знімку за допомогою розробленої автором програми.

Вихід блоків з корисної копалини, що видобувається, а також втрати каменю при видобуванні залежать від розташування фронту гірничих робіт і вибору способу підготовки граніту до виймання, які в свою чергу залежать від наступних факторів: кутів падіння і простягання головних систем тріщин масиву, анізотропних властивостей породи, текстурно-структурних властивостей каменю [1,2,3].

Системи тріщин в масиві гірських порід поширюються в певному напрямку, що дозволяє виділити закономірності розгалуження і

орієнтуванням тріщин та визначити їх типи (рис. 1). В залежності від того, під яким кутом перетинаються тріщини, визначають ортогональні (рис. 1, а,б,в), не ортогональні (рис. 1, д,е,є) і ромбічні (рис. 1, г,ж) сітки тріщин. В залежності від наявності симетрії розрізняють симетричні (рис. 1, а,д,ж), з частковою симетрією (рис. 1, б,е,г) і несиметричні (рис. 1, в,є) сітки тріщин.

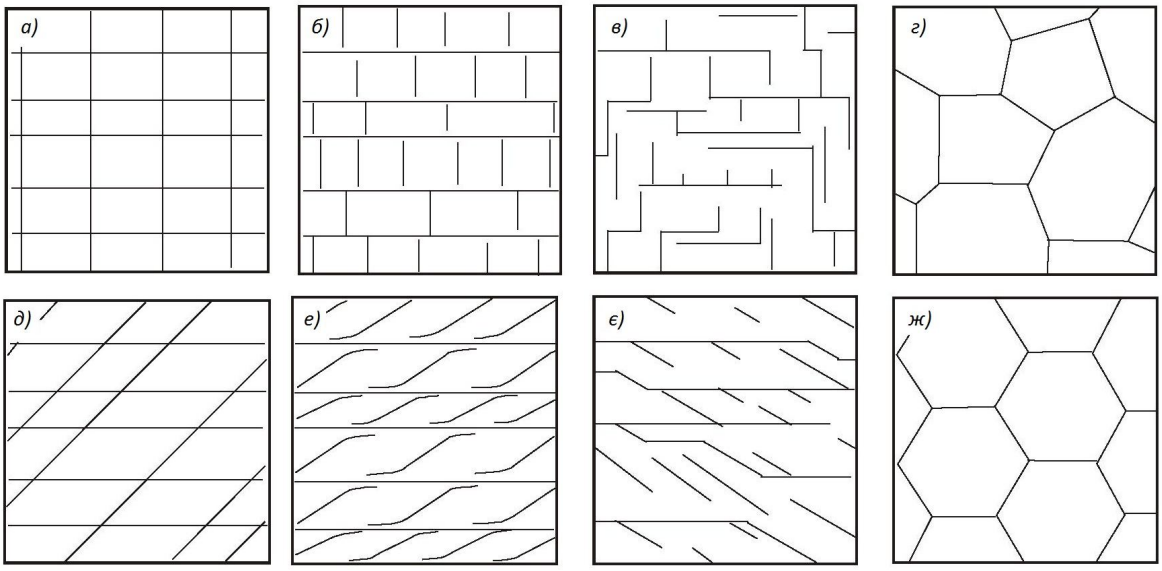


Рисунок 1- Типи розгалуження і орієнтування систем тріщин

На основі вищенаведених типів тріщинуватості та в залежності від структури розповсюдження і особливостей просторового розміщення тріщин в масиві гірських порід, виділяють наступні форми блоків: багатогранна, кубічна, призматична, пластинчаста, ромбічна, стовпчаста (рис. 2).

З метою класифікації і попереднього визначення форми природної окремості за вихідними значеннями відстаней між тріщинами масиву, пропонується ввести коефіцієнти пропорційності розмірів блока по довжині α_L і ширині α_B:

$$\alpha_L = \frac{R_1}{R_3},\ \alpha_B = \frac{R_2}{R_3}, \tag{1}$$

де R_1, R_2, R_3 – відстані між тріщинами масиву, м.

Відношення коефіцієнтів пропорційності α_L і α_B є головним критерієм оцінки форми блока. Класифікація форми блоків на основі коефіцієнтів пропорційності приведена в табл. 1.

Об’єм природної окремості в даному випадку визначають за формулою:

$$V = R_1 R_2 R_3 \sin\gamma_1 \sin\gamma_2 \sin\gamma_3, \tag{2}$$

де γ_1, γ_2, γ_3 – кути падіння тріщин, град.

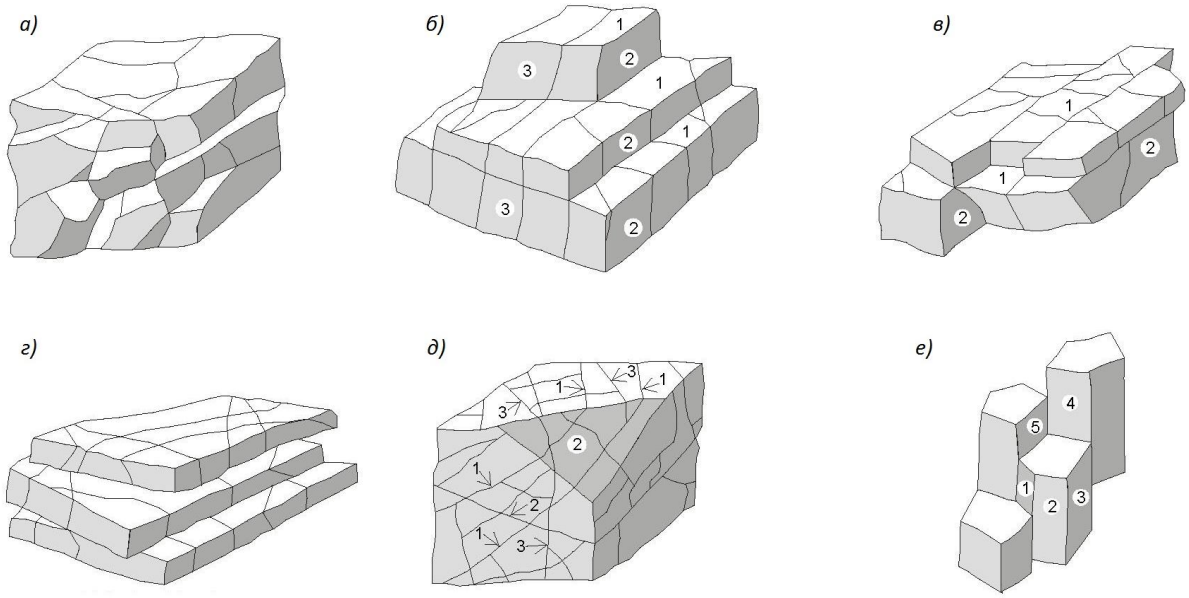
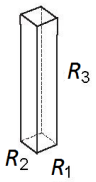
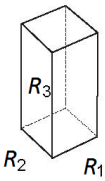
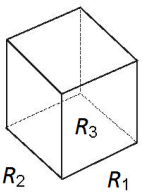
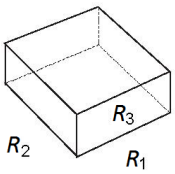
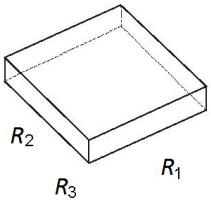


Рисунок 2- Форми блоків:
а) багатогранна; б) кубічна; в) призматична; г) пластинчаста;
д) ромбічна; е) стовпчаста

Таблиця 1

Класифікація форми блоків

Форма блоку					
	Стовпчас-та	паралеле-піпедна	кубічна	Плитоподіб-на	пластинчаста
Відношен-ня $\alpha_L : \alpha_B$	< 1:5	1:2 – 1:5	1:1	2:1 – 5:1	> 5:1

Традиційно, міжтріщинні відстані та кути падіння і простягання тріщин визначаються за допомогою кернового або площинного методів. За отриманими даними будуються картограми тріщинуватості, зображені на рис. 3. Для визначення інтенсивності тріщинуватості на досліджуваній ділянці використовуються наступні формули:

а) керновий метод:

$$I = \frac{1}{L}\left(\sum \frac{1}{\sin \delta_i}\right), \qquad (3)$$

де L – довжина керна, м;

δ - кут між тріщиною і керном або поверхнею дослідження, град.

б) площинний метод:

$$I = \frac{1}{\sqrt{A}}\left(\sum \frac{1}{\sin \delta_i}\right), \tag{4}$$

де A – площа поверхні дослідження, м^2.

Просторове моделювання тріщин в масиві природного каменю дозволяє наочно вписати товарні блоки заданих розмірів і побачити фактичний вихід як блочної продукції з масиву (рис. 3, а), так і плит-заготовок з блоку (рис. 3, б). Як видно з рис. 3, площина тріщини умовно розсікає блоки №4 і №5 навпіл, що приводить до втрат і утворення некондиційної блочної продукції. Окрім цього тріщина частково зрізає блок №3, що призводить до втрат при розпилюванні даного блока на плити-заготовки.

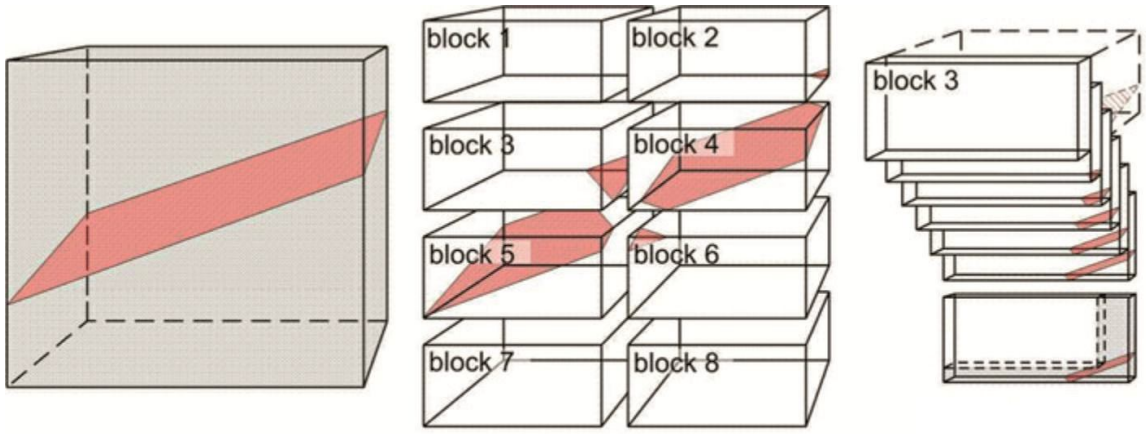


Рисунок 3- Теоретичний вихід блочної продукції (а) і слябів (б) з об’ємної моделі масиву природного каменю

Однією з головних задач дослідження тріщинуватості є ідентифікація тріщин на основі фотознімків масиву природного каменю. Для аналізу поверхні масиву автором розроблене програмне забезпечення «Детектор тріщин» («CrackStone v1.0»), яке дозволяє проаналізувати якісний стан поверхні масиву на тріщинуватість, що в подальшому дозволить спрогнозувати вихід блоків на основі фотознімків масиву. Програма проводить аналіз фотозображення та обчислює із заданою точністю геометричні характеристики прямолінійних фрагментів тріщин, площу тріщин та кількість тріщин.

Алгоритм програми для аналізу зображень й розпізнавання тріщин «Детектор тріщин» зображений на рис. 4 і працює в наступній послідовності. Відкриваємо необхідний фотознімок, виконуємо *масштабування* за допомогою масштабного інструменту (лінійки чи нівелірної рейки) або іншого об’єкта з відомими розмірами, вводимо

розміри і одиниці масштабування та вирізаємо область фотознімку, яку потрібно проаналізувати. Далі зображення послідовно обробляється різними фільтрами, при чому на кожному етапі обробки є можливість перегляду результату роботи фільтру із заданими параметрами, що дозволяє підібрати оптимальні значення параметрів для знімку.

Спочатку над вхідним кольоровим зображенням здійснюється *монохромне перетворення*, в результаті чого отримується зображення в градаціях сірого кольору. Цей крок дозволяє скоротити обсяг інформації для обробки та прискорити процес пошуку тріщин на зображенні. Монохромне перетворення є основним підготовчим етапом для роботи алгоритму розпізнавання, оскільки саме монохромне зображення забезпечує вихідні дані, що аналізуються на предмет наявності тріщин.

Отримане зображення містить велику кількість малих відокремлених фрагментів, які ускладнюють процес аналізу, тому дане зображення фільтрується за допомогою *медіанного фільтра*. В програмі реалізований медіанний фільтр з використанням карманного сортування, яке лінійно залежить від кількості елементів, що обробляються. На даному етапі користувач має можливість задати розміри фільтруючої маски.

Далі отримане багатоградієнтне зображення *адаптивно бінаризується* шляхом порівняння з певним граничним значенням фону, в результаті чого формується зображення, яке описує загальну картину тріщин та їх межі. Так як фізична природа тріщин одна і та ж, то можна підібрати таке значення границі фону, при якому вказане перетворення з високим степенем достовірності дозволить виявити межі тріщин на вихідному зображенні. Поріг обчислюється по середньому значенню яскравості навколо піксела, який розглядається. На даному етапі користувач має можливість задати розміри адаптивного вікна і зміщення стандартного порога.

При виборі параметрів медіанного фільтра і адаптивної бінаризації рекомендується досягти мінімальної товщини тріщин і при цьому їх нерозривності. В цьому випадку будуть отримані найбільш точні результати.

Після цього проводиться *сегментація* зображення, яка полягає в розставленні вузлових точок, що дозволяє розділити зображення на складові фрагменти і виявити, таким чином, ділянки, що належать певним тріщинам. Вузлові точки ставляться не чрез певний крок, а в кожний піксел, і при цьому йде перевірка на наявність вже існуючих вузлів або білих пік селів в певній області навколо точки. Таким чином вузли не попадають на межі тріщин, а розставляються чітко по центру, що більш адекватно відображає розташування тріщин. На даному етапі користувач має можливість задати відстань між точками.

Рисунок 4 - Алгоритм роботи програми «Детектор тріщин»

При *з'єднанні вузлових точок* обчислюється найбільш імовірний напрям тріщини. З цією метою для кожної точки проводиться пошук найдовшого відрізка, який проходить через неї і знаходиться в межах ділянки тріщини. Напрям (кут) найдовшого відрізка вважається найімовірнішим напрямом поширення тріщини для даної вузлової точки. Далі, на основі аналізу близькості отриманих кутів поширення тріщини знаходяться ланцюжки взаємопов'язаних точок, які відображають напрям і положення тріщини.

Результуюча множина відрізків, отриманих протягом попередніх обрахунків, може містити незначущі фрагменти або не повною мірою відображати положення тріщин. Тому з неї видаляються відрізки, коротші за певне граничне значення. Вибір граничного значення довжини тріщини здійснюється, виходячи з щільності розташування тріщин і кількості не відфільтрованих шумових ефектів. На даному етапі користувач має можливість задати довжину відрізка, який не враховується.

В результаті виконання всіх вищезазначених етапів обробки цифрового знімку природного каменю, розроблена автором програма «Детектор тріщин» обчислює площу тріщин, їх кількість і довжину.

ЛІТЕРАТУРА:

1. Бакка Н.Т., Ильченко И.В. Облицовочный камень. Геолого-промышленная и технологическая оценка месторождений: Справочник. – М.: Недра, 1992. – 303 с.
2. Карасев Ю.Г., Бакка Н.Т. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня. – Санкт-Петербургский горный ин-т. – С-Пб, 1997. – 428 с.
3. Бакка Н.Т., Смирнов А.Г. Добыча и обработка природного камня. – М.: Недра, 1990. – 445 с.

УДК 622.28.5

ПЕТРЕНКО Ю.А., РЕЗНИК А.В., ПЕШЛЯЕВ Р. (ДонНТУ)

НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ РАБОТОСПОСОБНОСТИ АРОЧНОЙ ПОДАТЛИВОЙ КРЕПИ

Приведен анализ причин деформирования металлической арочной податливой крепи, а также результаты лабораторных исследований изменения работоспособности крепи при различных углах залегания вмещающих выработку пород.

Многолетний опыт поддержания выработок путем применения металлического рамного податливого крепления показал, что оно не обеспечивает их нормальное эксплуатационное состояние в течении срока службы. Предпринятые в последние 30-40 лет попытки улучшить состояние выработок путем применения более мощных профилей и уплотнения крепи положительных результатов не дали, а привели лишь к росту материальных и трудовых затрат на поддержание.

Ежегодно протяженность подготовительных выработок, находящихся в неудовлетворительном состоянии, увеличивается на 1-2% (табл. 1).

Таблица 1

Состояние подготовительных выработок на шахтах Донецко-Макеевского района Донбасса

По состоянию на:	Протяженность выработок, км	Протяженность участков, не удовлетворяющих требованиям Правил Безопасности	
		км	%
2000	845,77	144,66	17,1
2002	643,38	127,41	19,8
2006	530,28	102,27	19,3
2007	480,15	92,7	19,3
2009	426,07	89,69	21,0
2010	419,92	93,27	22,2

Проведенный анализ состояния выработок, закрепленных различными видами крепи (табл. 2), показал, что преобладающим видом крепи на шахтах Донбасса остается металлическая арочная податливая крепь, которой закреплено около 90% горных выработок.

Таблица 2

Объем применения и состояние крепи горных выработок

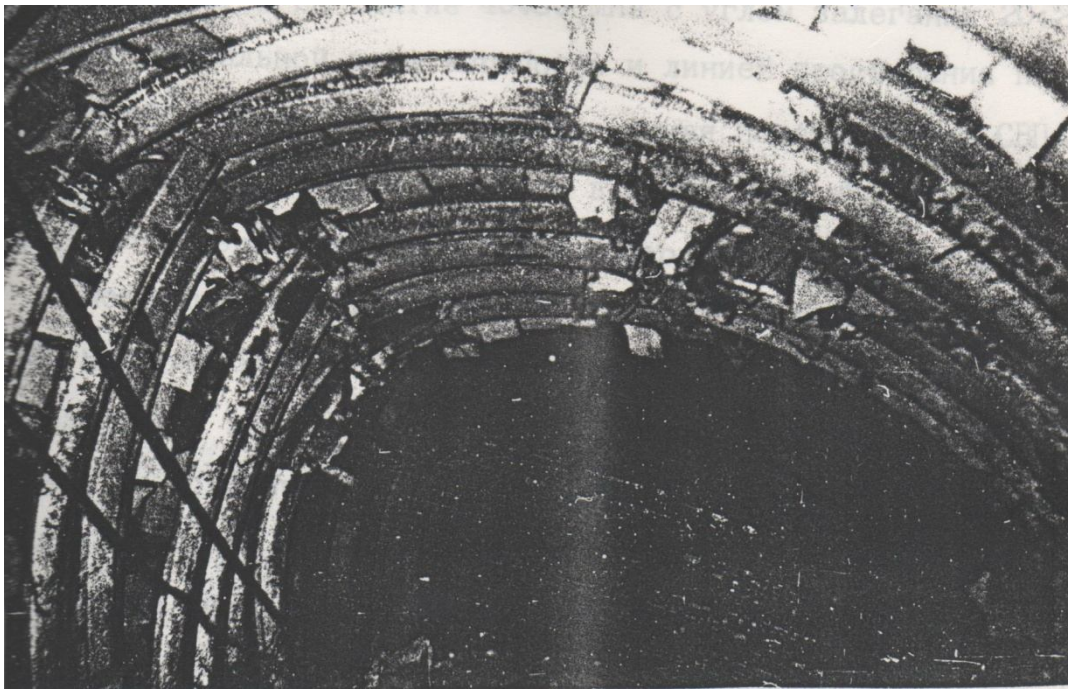
Вид крепи	2004		2006		2008		2010	
	1*	2	1	2	1	2	1	2
Металлическая податливая	90,2	70,4	90,4	71,6	90,5	71,9	90,6	73,2
Бетонная и железобетонная	4,4	32,2	3,5	34,3	2,7	31,8	2,5	30,9
Смешанная	3,2	43,4	2,8	41,6	2,85	42,0	2,8	41,2
Комбинированная на основе анкерной	1,5	20,3	2,6	21,1	3,1	20,8	3,2	21,2
Анкерная	0,3	10,2	0,5	12,1	0,7	11,7	0,8	11,9
Другие виды	0,4	50,2	0,2	49,3	0,15	48,1	0,1	46,0
Итого	**100**		**100**		**100**		**100**	

* - объем применения крепи, %; 2 – деформировано крепи, %

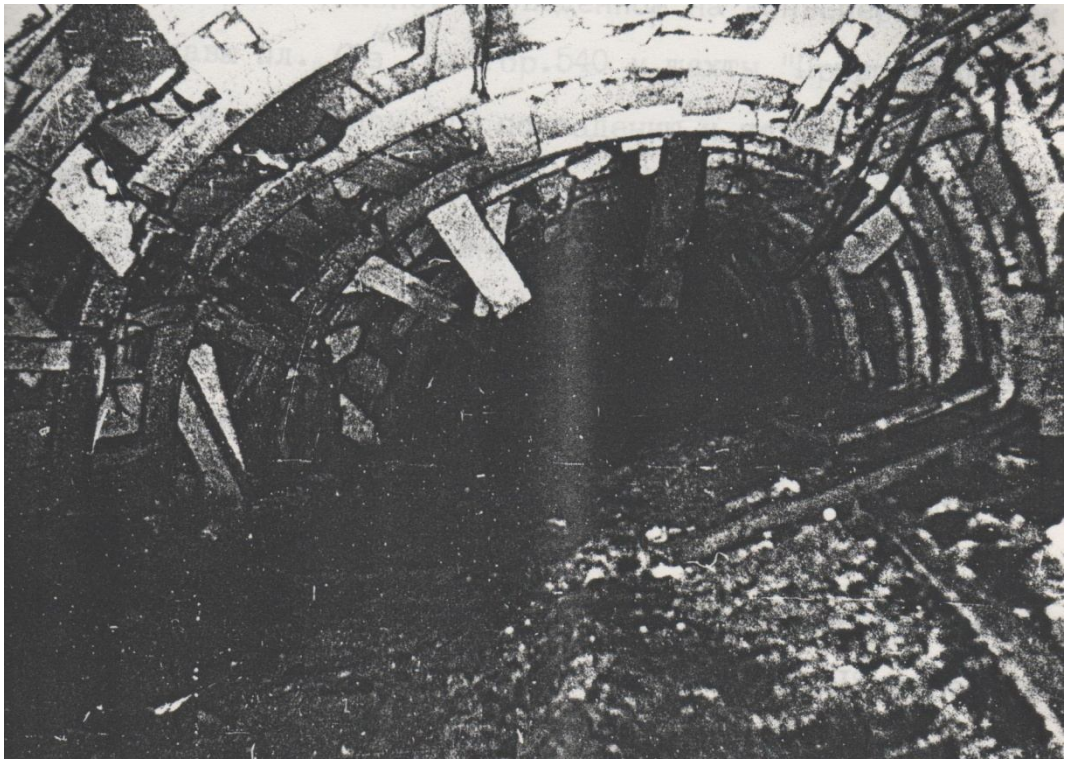
Опыт эксплуатации выработок, закрепленных арочной крепью, показывает [1], что основным фактором, снижающим устойчивость выработок, является несовпадение направления податливости постоянной крепи с преобладающими смещениями породного контура, которое отмечено в 59% обследованных выработок.

В выработках, пройденных по простиранию, преобладают смещения контура в направлении, нормальном к напластованию, т.е. большие деформации кровли в сечении наблюдаются со стороны падения пород, а почвы – со стороны восстания. Как в пластовых, так и в полевых штреках замок податливости срабатывает, как правило, со стороны падения пород, а со стороны восстания верхняк и стойка теряют соосность, податливость не реализуется, срез стойки развальцовывается и происходит разрыв хомутов.

Описанный характер деформаций крепи и неравномерное по ширине выработки пучение почвы отмечено при обследовании 8-го западного полевого штрека гор. 840м шахты «Новодружеская» (рис. 1а) и 7-го западного полевого вентиляционного штрека пласта $m_3^н$ гор. 650м шахты им. Г.Г. Капустина (рис. 1б) и других штреках, проведенных в слоистых породах. При угле падения пород более $10\text{-}15^0$ влияние направления преобладающих смещений на устойчивость системы «крепь-массив» проявляется практически во всех случаях, при меньших углах возможно одновременное срабатывание узлов податливости и сохранение симметричной формы выработки при условии качественного заполнения закрепного пространства, что, однако, в практике крепления выработок встречается редко.



а



б

Рисунок 1 - Проявление неравномерности смещений пород по контуру выработок:
а – в 8-м западном полевом штреке гор. 840м шахты «Новодружеская»,
б – в 7-м западном полевом вентиляционном штреке пласта $m_3^н$ гор. 650м шахты им. Г.Г. Капустина

В выработках пройденных вкрест простирания, а также по падению и восстанию пород (всего в 12% обследованных) преобладающие смещения контура, отличные от направления податливости, проявляются при расположении продольной оси выработок в диапазоне углов 30-60^0 к линии простирания пород. Так, для оценки работоспособности арочной крепи, в зависимости от направления наибольших смещений, были проведены лабораторные исследования. Для проведения исследований был разработан и изготовлен специальный стенд (рис.2).

Рисунок 2 - Стенд для испытаний работоспособности арочной крепи: 1 – пространственная рама; 2 – модель трехзвенной крепи; 3 – нагрузочный рычаг; 4 – место крепления рычага к пространственной раме; 5 – калиброванная шкала в местах соединения несущих элементов крепи; 6 – замок (узел) №1; 7 - замок (узел) №2

Конструкция стенда следующая. В пространственной раме 1 устанавливалась модель АПК (трехзвенной) из СВП-27 - 2 в масштабе 1:20.нагрузку на крепь создавали с помощью рычага 3. Моделировались углы приложения нагрузки 0,5,10,15,20,25 и 30^0, для чего менялось место расположения узла крепления рычага 3 к пространственной раме.

Перемещения несущих элементов крепи в замках измерялись с помощью калиброванной шкалы, нанесенной на несущих элементах в районе расположения замков. Результаты измерений в относительных единицах представлены в табл.3.

Таблица 3

Результаты измерений

Угол залегания пород, град	Податливость узла №1	Податливость узла №2
0	1,0	1,0
5	1,0	1,0
10	1,1	0,9
15	1,6	0,8
20	2,0	0,4
25	2,2	0,25
30	2,2	0,2

Как видно из приведенных данных, уже при угле падения пород 10^0 наблюдается неравномерность деформации узлов податливости. При этом при угле падения пород 15^0 (наиболее типичный угол для условий Донбасса) податливость узла №2 уменьшается на 20%, а при угле 30^0 – на 80%. После этого рама переходит в жесткий режим работы, практически не используя свои потенциальные возможности. Таким образом, проведенные исследования показали, что для повышения работоспособности арочной крепи необходимо изменить место расположения узлов податливости, с учетом угла залегания пород.

Литература:

1. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт горных выработок. – М.: Недра, 1990. – 218 с.

УДК 622.28.044:622.261.2

НОВИКОВ А.О., ЧУЧКО С.Г. (ДонНТУ)

О ВЛИЯНИИ ВРЕМЕНИ УСТАНОВКИ АНКЕРНОГО КРЕПЛЕНИЯ ОТНОСИТЕЛЬНО ЗАБОЯ ПО ПРОВЕДЕНИЮ ВЫРАБОТКИ НА ЕЕ УСТОЙЧИВОСТЬ

На моделях з еквівалентних матеріалів досліджений вплив часу встановлення анкерів, які посилюють рамне кріплення, на стійкість гірничих виробок

В настоящее время до 90 % горных выработок на шахтах Украины поддерживаются металлической арочной податливой крепью. До 30% из них на шахтах Украины деформировано и нуждаются в ремонте. В связи с увеличением глубины разработки существенно возросли затраты на поддержание горных выработок, доля которых уже сейчас в себестоимости угля достигает 45%. Ежегодно полностью перекрепляется до 25 % от протяженности поддерживаемых выработок. При этом трудоемкость работ превышает 85 чел-смен на 1000 т добычи, а число рабочих, занятых на ремонте, превышает 30 тыс. человек. Такое положение в значительной степени связано с несоответствием технических характеристик арочных крепей усложнившимся горно-геологическим условиям эксплуатации, а также характеру и интенсивности проявлений горного давления.

Одним из перспективных направлений улучшения состояния выработок является усиление рамной крепи анкерами, которые позволяют максимально использовать несущую способность породного массива.

В этой связи, проведение исследований, направленных на установление особенностей деформирования массива в выработках с комбинированным креплением для обоснования его рациональных параметров, является актуальной научной задачей.

Как показывает анализ опыта применения рамно-анкерной крепи для поддержания подготовительных выработок, получаемый технический эффект от усиления рамной крепи анкерами существенно зависит от времени установки усиливающей крепи относительно выемки породы в забое. Кроме того, в действующих в настоящее время нормативных документах по расчету параметров комбинированного крепления отсутствуют научно-обоснованные рекомендации по определению времени и места установки усиливающей анкерной крепи относительно проходческого забоя.

В этой связи, целью настоящей работы является изучение влияния времени установки усиливающей анкерной крепи относительно забоя на последующую устойчивость выработки.

Исследования влияния усиления рамной крепи анкерами на процесс формирования вокруг выработки зоны разрушенных пород (ЗРП)

производилось на моделях из эквивалентных материалов. Всего было испытано 12 моделей из гипсопесчаных и парафино-песчаных смесей. Схема расположения реперов в моделях показана на рис.1, а общая характеристика моделей представлена в табл.1.

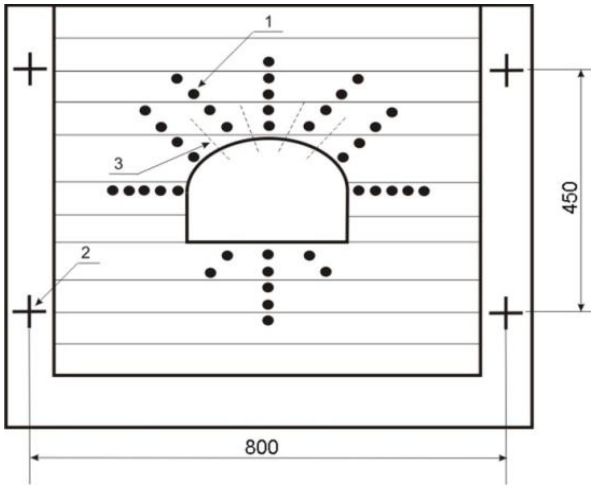


Рисунок 1 -Схема расположения реперов в моделях

Таблица 1.

Характеристика моделей из эквивалентных материалов

№ модели	Ширина выработки, B, м		Высота выработки, h, м		Значение критерия устойчивости $\left(\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}\right)$	Относительная величина критических смещений, реализовавшихся до установки анкеров, $\left(\frac{U_{кр}}{U_{к}}\right)$, ед.	Глубина анкерования, м
	в натуре	в модели	в натуре	в модели			
1-4	5	0,1	3	0,06	0,35	0; 0,25; 0,5; 0,75	2
5-8	5	0,1	3	0,06	0,44	0; 0,25; 0,5; 0,75	2,5
9-12	5	0,1	3	0,06	0,65	0; 0,25; 0,5; 0,75	3

Задача решались в два этапа. На первом этапе для различных горно-геологических условий $\left(\frac{\gamma H}{\sigma_{ñæ}}\right)$ моделировалась одиночная выработка, закрепленная только рамной крепью. Изучалось развитие в смещений на контуре выработки во времени и их связь с ростом размера зоны неупругих деформаций (ЗНД). Далее, после установления этих зависимостей, определяли, какая величина смещений контура выработки и размера ЗРП соответствуют друг другу. Эта зависимость использовалась для последующего моделирования. Конечные смещения пород со стороны

кровли выработки для каждых моделируемых горно-геологических условий разбивались на четыре интервала (шага) по 75-130 мм, и определялись соответствующие им размеры ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки. Затем в моделях имитировалось усиление крепи анкерами на различных стадиях формирования вокруг выработки ЗРП, размер которой при отработке модели контролировался по величине смещений на контуре. В моделях после выемки породы (как и в первой) устанавливалась рамная крепь, а затем, после реализации заданной части от конечной величины смещений контура $\left(\frac{U_{кр}}{U_{к}}\right)$, равных соответственно, 0; 0,25; 0,5; 0,75, между рамами устанавливалось усиливающее анкерное крепление (плотность установки анкеров 1 анк/м^2).

Для изучения процесса дальнейшего деформирования вмещающего массива определялись смещения на контуре выработки, а также и размер ЗРП в массиве по окончании отработки модели в соответствующих горно-геологических условиях. Для этого использовался метод фотофиксации. Учитывая ограниченный объем статьи, в качестве примера приведем результаты испытаний серии моделей № 1-4.

Обработка полученных результатов производилась путем построения графиков перемещений игольчатых реперов, а также графиков изменения коэффициента разрыхления (k_p) между соседними реперами.

Так, при отработке модели, закрепленной только рамной крепью, при значении критерия устойчивости $\left(\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}\right)$=0,35, конечные смещения на контуре в кровле составили 320 мм, размер ЗНД составил более 6,0 м, а размер ЗРП – 1,8 м (см. рис. 2-3).

Для удобства сравнения полученных результатов, графики перемещений глубинных реперов строились в относительных единицах, где за 1,0 по оси Y принимались конечные смещения контурного репера. Остальные смещения рассчитывались в относительных единицах от этой величины. По оси X, как в графиках перемещений реперов, так и в графиках изменения k_p между соседними реперами, за единицу принимался размер ЗНД, сформировавшейся в модели на момент окончания ее отработки.

Из графика изменения k_p реперов в модели, закрепленной только рамной крепью, видно, что при отработке модели разрушился участок породного массива L_i/L_k = 0,01 – 0,31 (что соответствует 0 – 1,8 м в натуре), с максимальным значением k_p =1,510. Анализ графиков показывает, что максимальные смещения массива произошли вблизи контура выработки, а по мере удаления от контура происходит их затухание.

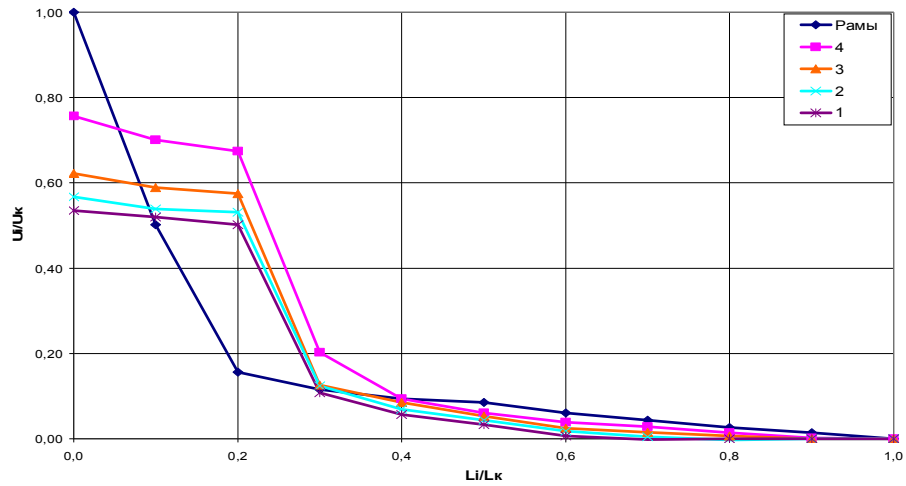


Рисунок 2 - График зависимости относительных смещений глубинных реперов в кровле выработки от расстояния до ее контура при значении $(\gamma H/\sigma_{\text{ñæ}})$ = 0.35 и относительной величины смещений, реализовавшихся до установки анкера в моделях № 1-4: Рама – модель, закрепленная только рамной крепью; 1 – модель, в которой установка анкерной крепи производилась сразу после выемки породы в забое; 2-4 – модели, в которых усиление рамной крепи анкерами производилось после реализации, соответственно, 25, 50 и 75 % конечных смещений.

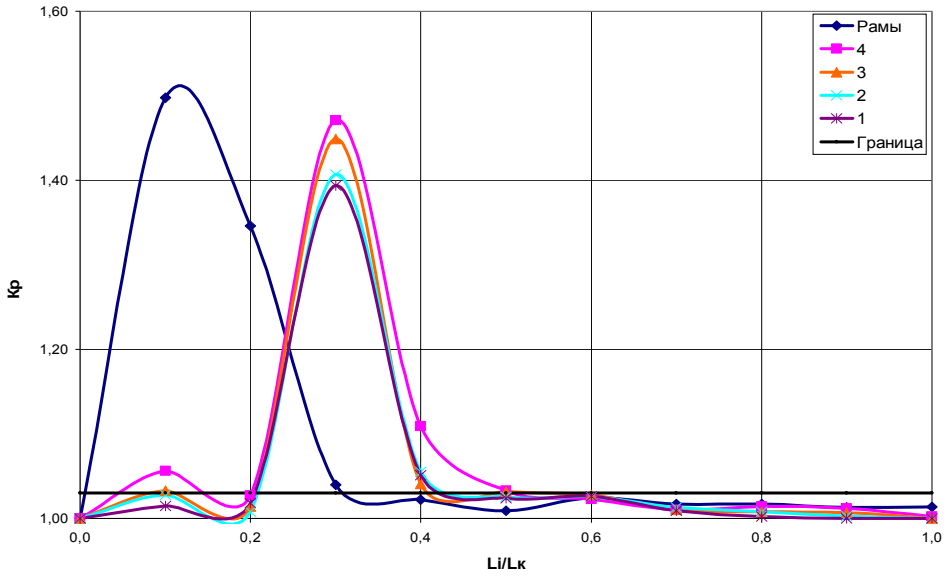


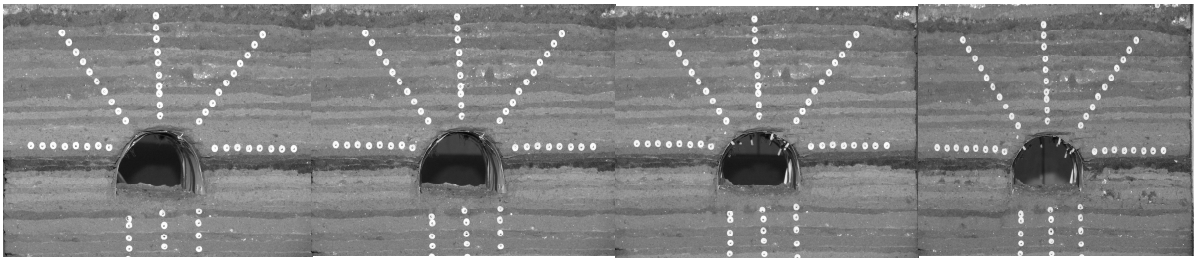
Рисунок 3 - График зависимости коэффициента разрыхления пород между соседними реперами в кровле выработки от расстояния до ее контура при значении $(\gamma H/\sigma_{\text{ñæ}})$ = 0.35 и относительной величины смещений, реализовавшихся до установки анкера в моделях № 1-4: Рама – модель, закрепленная только рамной крепью; 1 – модель, в которой установка анкерной крепи производилась сразу после выемки породы в забое; 2-4 – модели, в которых усиление рамной крепи анкерами производилось после реализации, соответственно, 25, 50 и 75 % конечных смещений; Граница – значение предельных деформаций.

При отработке модели №1 при значении критерия устойчивости $\left(\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}\right)$= 0,35 производилось установка анкерной и рамной крепи сразу же после выемки породы в забое.

Конечные смещения на контуре в кровле составили U_i/U_k=0,53 (что соответствует 169,6 мм в натуре). Усиление рамной крепи анкерами без отставания от забоя по проведению выработки позволило на 47 % уменьшить конечные смещения контура по сравнению с выработкой, закрепленной только рамной крепью.

Применение комбинированного анкерно-рамного крепления (рис. 2) качественно меняет картину формирования ЗРП и ЗНД вокруг выработки по сравнению с выработкой, закрепленной только рамной крепью. Скрепленная анкерами оболочка, усиленная рамной крепью, при отработке модели сохраняет свою сплошность, практически не разрушаясь (максимальное значение k_p на скрепленном анкерами участке не превышает 1,03). Разрушение массива происходит за ее пределами: на участке L_i/L_k=0,2-0,425 (что соответствует 1,2 – 2,55 м в натуре). При этом суммарный размер ЗРП составляет L_i/L_k = 0,225 (что соответствует 1,35 м в натуре). Максимальное значение k_p = 1,390, что на 8% меньше, чем в выработке, закрепленной только рамной крепью. По мере удаления от этого участка происходит затухание смещений.

На рис. 4 представлены смещения реперов и состояния выработки в модели №1 на различных этапах ее отработки, полученных методом фотофиксации.



а) б) в) г)

Рисунок 4 - Состояние выработки в модели №1 на момент: (а) – проведения выработки; (б) – начала установки усиливающей анкерной крепи; (в) – окончания установки усиливающей анкерной крепи; (г) – окончания отработки модели

В модели №2 установка анкерной крепи производилась после реализации 25 % конечных смещений. Конечные смещения на контуре выработки в кровле (см. рис. 2) составили U_i/U_k=0,57 (что соответствует 182,4 мм в натуре). Из графиков видно, что усиление рамной крепи после реализации 25 % конечных смещений позволило на 43 % уменьшить

конечные смещения контура по сравнению с выработкой, закрепленной только рамной крепью.

Как и в модели №1, скрепленная анкерами породная оболочка, усиленная рамной крепью, при отработке модели сохранила свою сплошность (см. рис. 2) и практически не разрушилась. Разрушения в массиве происходили за ее пределами: на участке L_i/L_k=0,2-0,42 (что соответствует 1,2 – 2,52 м в натуре). При этом суммарный размер ЗРП составил 0,22 (что соответствует 1,3 м в натуре). Максимальное значение k_p составило 1,407, что на 6,8 % меньше, чем в выработке, закрепленной только рамной крепью. По мере удаления от этого участка происходит затухание смещений.

В модели №3 установка анкерной производилась после реализации 50% конечных смещений (3 мм в модели, что соответствовало 150 мм в натуре). Конечные смещения (см.рис. 2) на контуре выработки в кровле составили U_i/U_k=0,62 (198,4 мм в натуре). Из графиков видно, что усиление рамной крепи анкерами после реализации 50% конечных смещений позволило на 38 % уменьшить конечные смещения контура по сравнению с выработкой, закрепленной только рамной крепью. Как видно из рис.3, в оболочке, скрепленной анкерами, образуется зона локальных разрушений на участке L_i/L_k = 0 – 0,11 (что соответствует в 0 – 0,66 м в натуре), (максимальное значение k_p на скрепленном анкерами участке составляет 1,033). На участке L_i/L_k = 0,11 – 0,20 (что соответствует в 0,66 – 1,20 м в натуре), благодаря своевременной установке усиливающей анкерной крепи, удается частично сохранить сплошность породной оболочки, которая сохраняет свою природную прочность и воспринимает нагрузки, выполняя роль крепи. При этом фронт разрушения переносится за пределы оболочки, скрепленной анкерами: на участке L_i/L_k=0,2 - 0,41 (что соответствует 1,2 – 2,46 м в натуре). При этом суммарный размер ЗРП составляет 0,21 (что соответствует 1,26 м в натуре). Максимальное значение коэффициента разрыхления составило 1,45, что на 4,0% меньше, чем в выработке, закрепленной только рамной крепью. По мере удаления от этого участка смещения пород затухают.

При отработке модели №4 установка анкерной производилась после реализации 75% конечных смещений. Смещения на контуре выработки в кровле на момент окончания отработки модели (см. рис. 2) составили U_i/U_k=0,76 (что соответствует 198,4 мм в натуре). Из графиков видно, что усиление рамной крепи анкерами после реализации 75% конечных смещений позволило на 24 % уменьшить конечные смещения контура по сравнению с выработкой, закрепленной только рамной крепью. В оболочке скрепленной анкерами (см. рис. 3), образуется зона локальных разрушений на участке L_i/L_k = 0,05 – 0,14 (что соответствует в 0,3 – 0,84 м в натуре), максимальное значение k_p на этом участке составило 1,056.

На участке, от контура выработки, на 0,14 – 0,2 от конечного размера ЗНД (что соответствует в 0,84 – 1,2 м в натуре), благодаря своевременной установке усиливающей анкерной крепи, удалось частично сохранить целостность породной оболочки (в пределах этого участка k_p не превышает 1,03), которая сохранила свою природную прочность и восприняла нагрузки со стороны вмещающего выработку массива, выполняя роль крепи. После установки анкеров фронт разрушения перенесся за пределы оболочки скрепленной анкерами: на участке L_i/L_k=0,2 - 0,51 (что соответствует 1,2 – 3,06 м в натуре). При этом суммарный размер ЗРП составил 0,31 (что соответствует 1.9 м в натуре). Максимальное значение k_p составило 1,471, что на 2,6 % меньше, чем в выработке, закрепленной только рамной крепью. По мере удаления от этого участка происходит затухание смещений.

Аналогичные данные были получены при отработке других серий моделей.

Выводы. В результате физического моделирования на моделях из эквивалентных материалов в горно-геологических условиях ($\left(\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}\right)$= 0,35-0,65) усиления рамной крепи анкерами на различных стадиях формирования вокруг выработки ЗРП установлено следующее:

1) Лучший технический эффект достигается в случае, когда усиливающая крепь устанавливается сразу же после выемки породы.

2) Конечные смещения на контуре выработки с комбинированной крепью для различных горно-геологических условий уменьшились на 26-47% по сравнению с выработками, закрепленных только рамной крепью

3) Усиление рамной крепи с разрывом во времени между выемкой породы и установкой анкеров (реализуется до анкерования от 80 мм до 405 мм смещений контура) снижает техническую эффективность от применения усиливающей анкерной крепи. При этом, возрастает общая степень нарушенности массива (средняя величина коэффициента разрыхления пород в пределах ЗНД возрастает в 1,2 раза по сравнению с анкерно-рамной крепью за счет интенсивного разрушения пород в приконтурной части выработки).

УДК 622.28.042.42

НОВИКОВ А.О., ЧУЧКО В.Г. (ДонНТУ)

О ВЛИЯНИИ СХЕМ И ПАРАМЕТРОВ УСИЛИВАЮЩЕЙ АНКЕРНОЙ КРЕПИ ПРИ ПОДДЕРЖАНИИ ВЫРАБОТОК КОМБИНИРОВАННЫМИ РАМНО-АНКЕРНЫМИ КОНСТРУКЦИЯМИ НА ИХ УСТОЙЧИВОСТЬ

Проведено дослідження на структурних моделях впливу схем та параметрів посилюючого анкерного кріплення у складі комбінованого кріплення на стійкість гірничих виробок

Перспективы развития угледобывающей отрасли неразрывно связаны с усложнением горно-геологических условий отработки и увеличением ее глубины, которая уже сейчас достигает 1400 м. В этих условиях, особо актуальной становится проблема обеспечения длительной устойчивости поддерживаемых горных выработок, которая в значительной степени определяет безопасность и эффективность работы угольных шахт. В настоящее время для поддержания выработок преимущественно применяются арочные металлокрепи из спецпрофиля СВП, объем применения которых достигает 95%, а металлоемкость достигает 1т на погонный метр.

Несмотря на то, что средний размер поперечного сечения выработки в свету уже сейчас составляет более 13,8 м^2 и 35% применяемых крепей изготавливаются из СВП-33, а шаг установки рам не превышает 0,5 м, состояние поддерживаемых выработок ежегодно ухудшается. Ежегодно средняя протяженность ремонтируемых выработок составляет до 57%, а полностью перекрепляемых до 25%. Наиболее характерными видами деформаций арочной крепи являются прогиб верхняка, на который действуют повышенные изгибающие моменты и сосредоточенные силы, а также выдавливание стоек крепи внутрь выработки приводящее к разрыву соединительных элементов крепи и потере устойчивости. Все это приводит к резкому росту эксплуатационных затрат на подержание выработок и не позволяет увеличивать нагрузку на очистные забои.

Одним из перспективных способов улучшения состояния выработок, закрепленных рамными крепями, является ее усиление анкерами, которые позволяют максимально использовать несущую способность породного массива.

В этой связи, проведение исследований, направленных на изучение влияния схем и параметров усиливающей анкерной крепи в составе комбинированного крепления на последующую устойчивость выработок, является актуальной научной задачей.

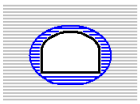
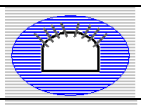
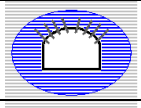
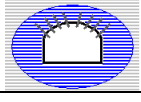
Целью настоящей работы является изучение влияния параметров и схем установки усиливающей раму анкерной крепи на устойчивость выработки в зависимости от размеров зоны разрушенных пород, сформировавшейся вокруг нее к моменту усиления.

Для достижения цели использовалось структурное моделирование, которое выполнялось с соблюдением условий геометрического подобия формы и размеров выработки, а также размеров имитируемой зоны разрушенных пород (ЗРП) в масштабе 1:50. Вмещающий выработку массив формировался из деревянных блоков с закругленными гранями различных размеров (от 5 до 10 мм). Сдвижения в модели происходили за счет принудительного смещения блоков при нагружении модели горизонтальной и вертикальной нагрузкой.

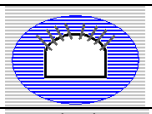
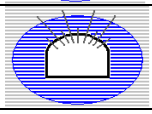
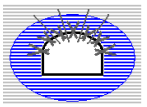
В моделях при фиксированном размере ЗРП, сформировавшемся вокруг выработки, моделировалось комбинированное крепление с различными параметрами и схемами анкерования, имитирующие усиление рамной крепи. Также, для сравнения, отрабатывались модели с выработками, закрепленные только рамной крепью. В дальнейшем, при отработке последующих моделей, размер ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки к началу отработки моделей, увеличивался, а процедура моделирования повторялась Характеристика моделей и параметров крепей усиления для первой серии моделей (1-6), закрепленных только рамной крепью, а также для серий моделей с крепями усиления (7-48) представлены в таблице 1

Таблица 1

Общая характеристика моделей

№ модели и схема установки анкеров		Ширина выработки, B, м		Высота выработки, h, м		Длина анкера в кровле, м	Размер зоны разрушен-ных пород, м
		в нату-ре	в модели	в нату-ре	в модели		
Модель № 1-6		4	0,04	2,5	0,025	-	1-6
Модель № 7-12		4	0,04	2,5	0,025	1	1-6
Модель № 13-18		4	0,04	2,5	0,025	2	1-6
Модель № 19-24		4	0,04	2,5	0,025	3	1-6
Модель № 25-30		4	0,04	2,5	0,025	4	1-6

Продолжение таблицы 1

Модель № 31-36		4	0,04	2,5	0,025	6	1-6
Модель № 37-42		4	0,04	2,5	0,025	2м + 6м	1-6
Модель № 43-48		4	0,04	2,5	0,025	пространственная 6м	1-6

При обработке результатов испытаний моделей методом фотофиксации были определены перемещения фиксированных точек (реперов), заложенных в кровле, почве и боках выработки.

Учитывая ограниченный объем статьи, приведем результаты испытаний одной из серии моделей.

Так, на моделях № 13-18 изучался характер деформирования контура выработки и вмещающего массива, закрепленной рамной крепью усиленной с помощью восьми радиально расположенных анкеров длиной 2 м, который представлен на рис.1.

Как видно из графиков, представленных на рис.1 (глубина анкерования 2 м, размер ЗРП – 1м) на контуре преобладают смещения со стороны почвы выработки, которые в 1,9 раза больше чем в кровле и в 2,4 раза больше, чем в боках. По мере удаления от контура выработки вглубь массива смещения фиксированных точек в кровле и боках – увеличиваются, а в почве – уменьшаются. Состояние выработки в модели № 13 к моменту начала и по окончании отработки показано на рис. 2.

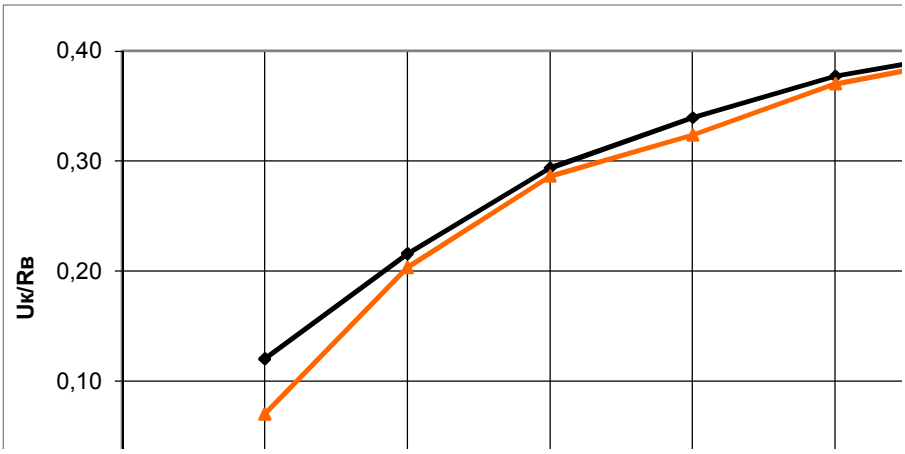
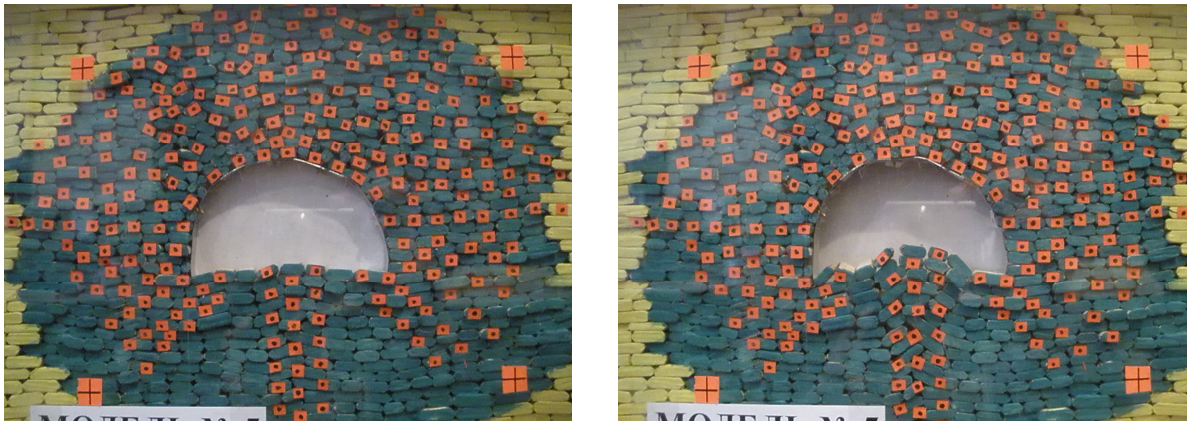


Рисунок 1 - График зависимости относительных смещений контура выработки (Uк/Rв), закрепленной рамной крепью усиленной с помощью восьми радиально расположенных анкеров длиной 2 м, от относительного размера зоны разрушенных пород (Rзрп/Rв).



а) б)

Рисунок 2- Состояние выработки в модели №13:
а) – исходная модель; б) – отработанная модель.

Как видно из графиков, представленных на рис.1 (глубина анкерования 2 м, размер ЗРП – 2м) на контуре преобладают смещения со стороны почвы выработки, которые в 1,2 раза больше чем в кровле и в 1,3 раза больше чем в боках. По мере удаления от контура выработки вглубь массива смещения фиксированных точек в кровле и боках – увеличиваются, а в почве – уменьшаются.

В моделях № 15 - №18, в которых выработка закреплена рамной крепью усиленной с помощью восьми радиально расположенных анкеров (глубина анкерования составляет 2 м) на контуре преобладают смещения со стороны кровли выработки, которые в 1,2 раза больше чем в почве и в 1,9 раза больше чем в боках. По мере удаления от контура выработки вглубь массива смещения фиксированных точек уменьшаются (если в приконтурной части их изменения: в кровле - от 580 мм до 800 мм, в почве – от 480 мм до 730 мм, в боках - от 310 мм до 690 мм; то за ее пределами: в кровле - от 420 мм до 730 мм, в почве – от 380 мм до 680 мм, в боках - от 210 мм до 400 мм).

Аналогичные результаты были получены при обработке остальных моделей. По ним был построен обобщенный график (рис.3) зависимости относительных смещений контура выработки (Uк/Rв) от относительного размера зоны разрушенных пород (Rзрп/Rв).

Полученные результаты исследования позволят сделать следующие выводы:

- Положительный технический эффект от усиления рамной крепи анкерами (независимо от схемы анкерования) достигается при достижении глубины анкерования размера ЗРП, не менее, чем на 1м.

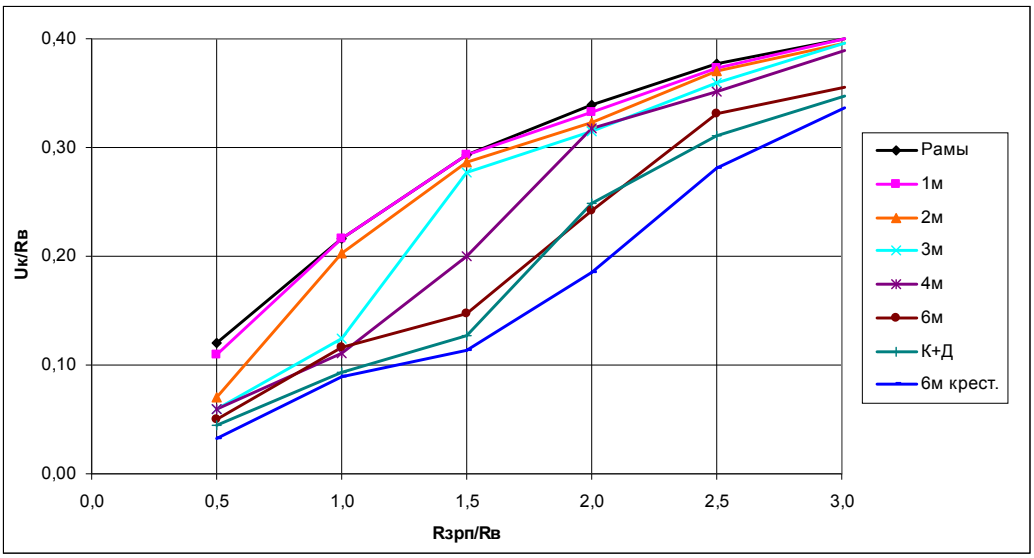


Рисунок 3 - Обобщенный график зависимости относительных смещений контура выработки (Uк/Rв) от относительного размера зоны разрушенных пород (Rзрп/Rв).

- Наименьшие смещения пород на контуре выработки с рамной крепью, усиленной анкерами достигается при применении пространственной схемы анкерования.
- При выполнении усиления рамной крепи анкерами, после образования ЗРП на глубину сопоставимую и более глубины анкерования (конечные смещения в выработке с комбинированной крепью, не отличаются от смещений контура выработки только с рамной крепью для тех же условий).

УДК 622.063.23, 666.9.015

И.Г. САХНО, А.А. КИРИЛЛОВА (ДонНТУ)

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СКОРОСТИ ГИДРАТАЦИИ НЕВЗРЫВЧАТОГО РАЗРУШАЮЩЕГО СОСТАВА В ЗАРЯДЕ С ТЕПЛОПОГЛОЩАЮЩИМ ЭЛЕМЕНТОМ

У статті запропоновано спосіб стабілізації швидкості процесу гідратації та запобігання мимовільного викиду невибухової руйнуючої суміші, що грунтується на використанні теплопоглинаючих елементів. Наведені результати лабораторних досліджень впливу діаметру шпуру і теплопоглинаючої капсули на швидкість термокінетичних процесів гідратації у невибухових руйнуючих сумішах на основі оксиду кальцію.

Альтернативой решения ряда задач разрушения горных пород без динамического воздействия может быть применение невзрывчатых разрушающих составов (НРС), которые достаточно широко апробированы в промышленном строительстве при разрушении несущих элементов зданий и сооружений, а также в практике открытых горных работ – при разрушении негабаритных блоков и отбойке блочного камня.

Широкое внедрение технологий невзрывного разрушения в условиях подземных горных выработок сдерживается сложностью их практической реализации в реальных условиях, поскольку поведение НРС при колебаниях температуры, влажности, соотношении входящих компонентов, степени перемешивания может существенным образом изменяться. Так, например понижение температуры окружающей среды приводит к снижению скорости гидратации и развиваемого давления саморасширения [1], что снижает эффективность невзрывного разрушения. Повышение температуры окружающей среды наоборот способствует росту скорости реакции гидратации [2], а поскольку реакция является экзотермической, это зачастую приводит к непроизвольному выбросу НРС из шпура.

Кроме того производители невзрывчатых разрушающих смесей рекомендуют их применение в шпурах с диаметром в диапазоне 20-40 мм [3]. Причиной этого является то, что при увеличении диаметра шпура наблюдается выброс НРС, что объясняется повышением скорости протекания реакции гидратации. Это снижает эффективность применения НРС и в ряде случаев исключает возможность разрушения.

В ДонНТУ разрабатывается одно из перспективных направлений использования НРС - принудительное обрушение прочных пород кровли зависающих в выработанном пространстве лав при первичной и последующих посадках. В этом случае НРС необходимо применять в скважинах, имеющих диаметр более 50 мм, при этом исключив самопроизвольный выброс. Задачей данных исследований является изучение термокинетических процессов, происходящих в полости с НРС при увеличении ее диаметра. Исследований особенностей процесса гидратации НРС в скважинных зарядах с диаметром более 50мм до настоящего времени не проводили. Поэтому поставленная задача является актуальной.

Исследование проводили методом лабораторных испытаний. Эксперименты проводились в эквивалентном материале на основе песка, температура которого составляла 24,4 °С. На первом этапе эксперимента, в модели создавались полости цилиндрической формы диаметром 30, 40, 48, 65 и 80 мм и высотой 100 мм, которые имитировали шпур или скважину. Приготовленный состав НРС, в качестве которого использовали НРВ-80, заливали в полость, после чего при помощи трёх электронных термометров DM-9231A со встроенным штыревым зондом, установленных

в центральной части шпура, посредине его радиуса и на контуре шпура измеряли температуру состава (рис. 1).

Рисунок 1 – Общий вид модели после заливки НРС

На рисунке 2 представлен общий вид модели до заливки невзрывчатого разрушающего средства, в ходе работы НРС и после разрушения материала.

а) б) в)

Рисунок 2 – Общий вид модели до заливки НРС (а), в ходе работы НРС (б), после разрушения материала (в).

Оценка скорости реакции гидратации производилась по динамике изменения роста температуры в имитируемом шпуре или скважине. Предполагалось, что скорость протекания реакции гидратации по всему объему полости не одинакова. Это объясняется разными граничными условиями для единичного объема НРС в центре полости и на ее контуре. Поскольку среда в которой выполнена полость поглощает выделяемое в процессе гидратации НРС тепло, скорость гидратации на контуре ниже чем в центре.

В качестве критерия было принято время достижения температурой состава значения 100 °С, так как именно при этой температуре наблюдается выкипание химически несвязанной воды и может происходить выброс смеси из шпура [4].

В результате обработки результатов лабораторных экспериментов был получен график влияния диаметра шпура на время выброса по трем точкам замера температуры (рис. 3). По данным экспериментов были также построены три линии регрессии с коэффициентами корреляции R_1^2= 0,95; R_2^2= 0,85; R_3^2= 0,95, что свидетельствует о весьма сильной взаимосвязи параметров.

В результате проведенных исследований был сделан вывод что увеличение диаметра полости вмещающей НРС от 30 до 80 мм приводит к сокращению времени выброса более чем в два раза, от 269 мин. до 101 мин. При этом замедление реакции происходит по зависимости близкой к степенной и имеет одинаковый вид для всех трех точек замера температуры по диаметру полости. Предположение о том, что максимальная скорость роста температуры в центральной части шпура, а минимальная на его еонтуре подтвердилось.

Для стабилизации скорости гидратации и предотвращения непроизвольного выброса смеси НРС из скважин и шпуров диаметром более 40мм необходимо увеличить теплоотдачу самонагревающейся в процессе гидратации смеси. Для этого был предложен способ формирования заряда НРС, который заключается в помещении внутрь шпура металлической вставки в виде полого цилиндра, , выполняющего

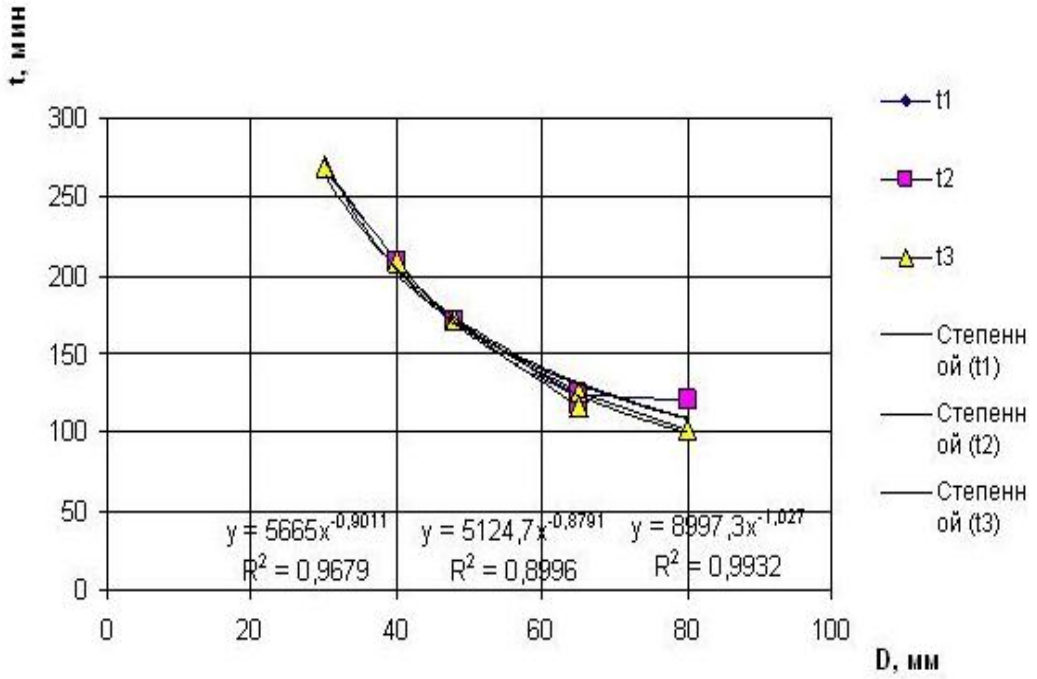


Рисунок 3 – Графики зависимости времени достижения температурой НРС значения 100°С t, мин. от диаметра шпура D, мм

t_1 – термометр установлен в центре шпура; t_2 – термометр установлен посредине радиуса шпура; t_3 – термометр установлен на контуре шпура.

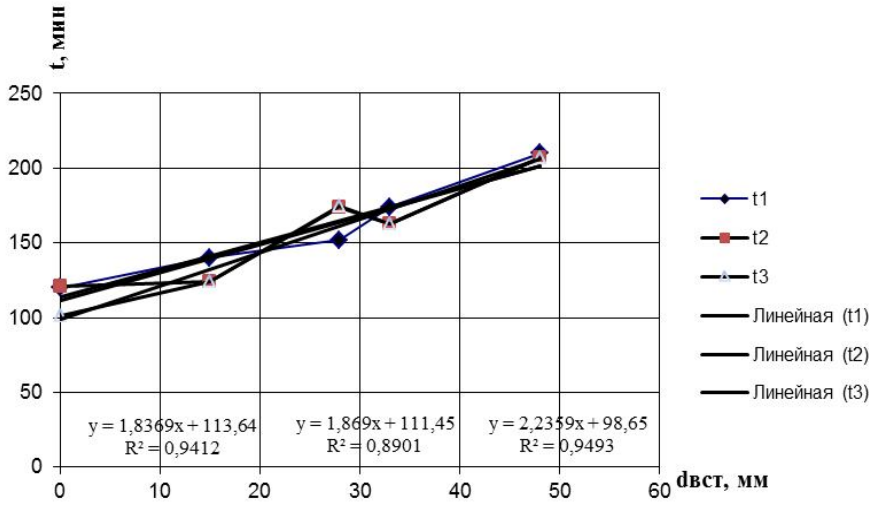
роль теплопоглощающего элемента, и предназначенного для выравнивания и снижения скорости термокинетического процесса самонагревания НРС по объему скважины.

Второй этап экспериментов был направлен на исследование влияния диаметра теплопоглощающего элемента на скорость гидратации НРС. Общая постановка эксперимента аналогична приведенной выше. Отличие заключалось в том, что в полость для НРС коаксиально оси помещали трубчатую металлическую капсулу, которая выполняла роль теплопоглощающего элемента. Диаметры капсул составляли 15 мм, 33 мм и 48 мм.

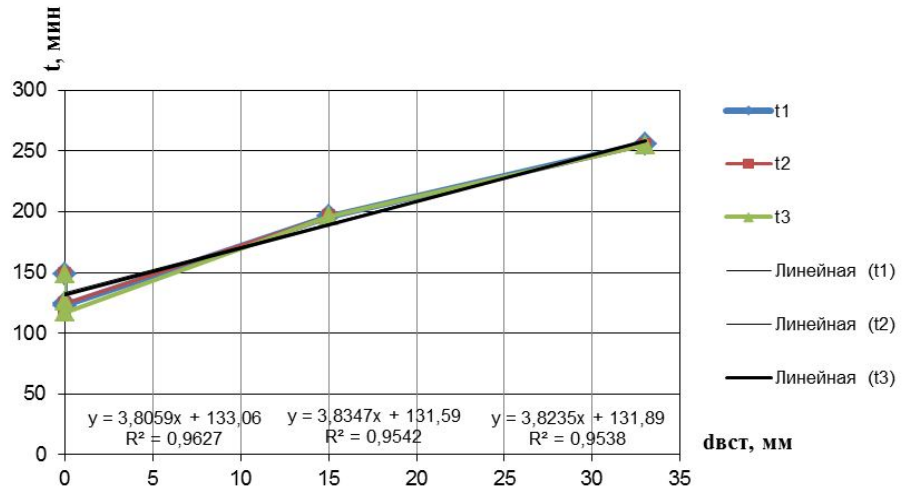
Измерение температуры состава проводили также в трех точках, при помощи трёх лабораторных термометров, установленных в центральной части полости на внешней границе капсулы, посредине радиуса шпура и на его контуре (рис. 4). Температура єквивалентного материала при этом во всех трех случаях была равна 24, 3°С.

На основании полученных результатов лабораторных исследований были построены графики влияния диаметра теплопоглощающей вставки на время выброса при различных диаметрах полости с НРС (рис. 5 а, б, в). По данным экспериментов были также построены линии регрессии с коэффициентами корреляции большими 0,9 то есть близкими к единице, что свидетельствует о хорошем совпадении расчетной линии с данными, а также о наличии корреляционной связи между признаками.

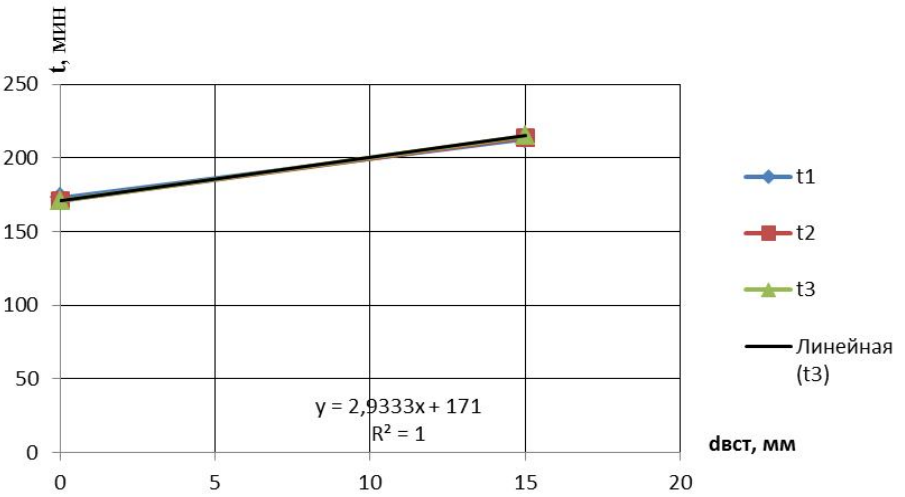
Рисунок 4 – Общий вид модели после заливки НРС в полость с капсулой



а)



б)



в)

Рисунок 5 – Графики зависимости времени достижения температурой НРС значения 100°С t, мин, от диаметра теплопоглощающей вставки $d_{вст}$, мм по замерным точкам при диаметре полости с НРС 80 мм (а), 65 мм (б) и 48 мм (в)

t_1 – термометр установлен в центре шпура; t_2 – термометр установлен посредине радиуса шпура; t_3 – термометр установлен на контуре шпура.

Из графиков видно, что с увеличением диаметра вставки, увеличивается время достижения температурой НРС значения 100°С, что подтверждает замедление процесса гидратации по зависимости близкой к линейной. Таким образом, анализ проведенных экспериментов позволяет сделать вывод о работоспособности предложенного способа формирования шпурового заряда.

Дальнейшие исследования будут направлены на обоснование оптимального размера теплопоглощающей капсулы с позиций недопущения развития выброса НРС из полостей различного диаметра при одновременном обеспечении необходимого для разрушения давления саморасширения.

ЛИТЕРАТУРА

1. Пат. UA 59940, МПК(2006) C04B 7/34, C04B 24/00 Невибухова руйнівна речовина НРР-80 / Грибко В. Ф.; Щебликін С. В.; Палей А. В. (Україна). – u 2002129862; заявл. 09.12.2002, опубл. 15.07.2005; Бюл. №7. – 6с.:ил.

2. Н.Н. Касьян Обоснование методов управления скоростью роста распорно-компрессионных характеристик невзрывчатых разрушающих веществ / Касьян Н.Н., Сахно И.Г., Шуляк Я.О. // Вісті Донецького гірничого інституту. Донецьк – 2010. - №2. – С. 209-219.

3. ТУ У В.2.7-26.5-24478901-004:2007 Невибухова руйнуюча речовина. Технічні умови. – на заміну ТУ У БВ 2.7.00030937.089397. Без обмеження терміну дії. – Харьков: Госстандарт. Харьковский центр стандартизации и аэрологии, 2007-14с.

4. И.Г. Сахно Изучение причин самопроизвольного выброса невзрывчатых разрушающих веществ из шпуров / Сахно И.Г., Касьян Н.Н., Новиков А.О., Самойлов В.Л. // Разработка рудных месторождений. Випуск 94.– Кривой Рог, ДВНЗ «КТУ» 2011. - №23. - С. 75-78.

УДК 622.831, 622.063.23, 666.9.015

САХНО И.Г., МАЛЫШЕВА Н.Н. (ДонНТУ)

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ САМОРАСШИРЯЮЩИХСЯ СМЕСЕЙ, КАК СРЕДСТВ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ОХРАННЫХ СООРУЖЕНИЙ

У статті наведені результати лабораторних досліджень розпірних, деформаційних і термокінетичних властивостей невибухових руйнівних

сумішей на основі оксиду кальцію з добавками портландцементів різних типів.

Одним из важнейших вопросов, стоящих перед шахтами Украины, является снижение затрат связанных с поддержанием горных выработок и восстановлением их эксплуатационного состояния. Поддержание выработок, эксплуатирующихся после прохода очистного забоя, является одной из актуальных и нерешенных до сих пор проблем. Поэтому, одним из перспективных направлений повышения эффективности работы шахт является модернизация существующих способов охраны и поддержания горных выработок после прохода очистного забоя.

Анализ существующих способов охраны выработок показывает, что традиционные способы, как жесткие, так и податливые, имеют общий недостаток: они не оказывают сразу после возведения активного сопротивления смещениям пород кровли и включаются в работу только после реализации некоторых ее смещений.

Авторами предлагается идея создания охранного сооружения лишенного указанного недостатка, которое бы выполняло две функции: включалось в работу в течение суток и имело бы оптимальную несущую способность при любых горно-геологических условиях.

Первым примером практической реализации указанной идеи может быть двухслойное охранное сооружение, нижний слой которого представлен металлической цилиндрической обоймой, заполненной породой, а верхний – секционными оболочками, которые укладывают на нижний слой и заполняют саморасширяющейся быстротвердеющей смесью. При этом заливку оболочки прекращают после достижения ее распора между нижним слоем и кровлей, после этого производят герметизацию оболочки установкой зажимного устройства (рис. 1) [1]. Твердение саморасширяющейся быстротвердеющей смеси, заключенной в оболочку, происходит в условиях ограниченного расширения, что приводит к активному распору охранного сооружения между кровлей и почвой, что позволяет включить его в работу по предотвращению расслоений пород на участке сопряжения в течение времени набора прочности смесью.

Также авторами была предложена конструкция охранного сооружения, которое включает установку опалубки, заполнение ее закладочным материалом, и принудительный распор закладочного материала, способствующий включению охранного сооружения в работу. Для создания распора закладочного материала в процессе заполнения опалубки в охранном сооружении периодически размещают цилиндрические секционные оболочки, в которые после заполнения опалубки помещают саморасширяющуюся при твердении смесь. При

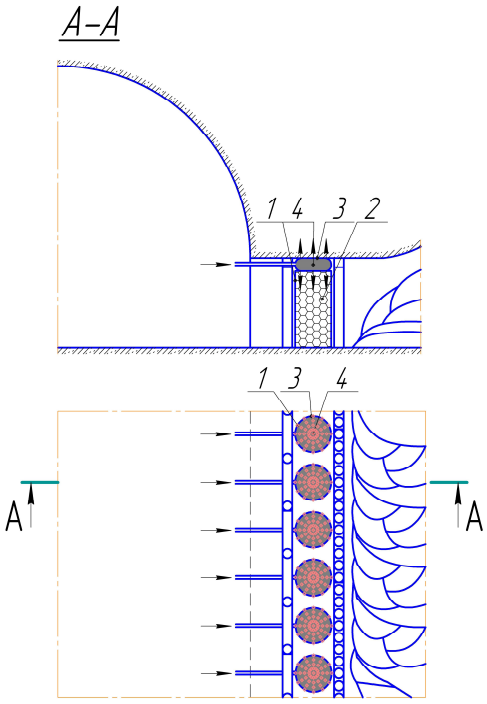


Рисунок 1 - Способ охраны подготовительной выработки с помощью двухслойного охранного сооружения:
1 – металлическая цилиндрическая обойма, 2 – порода, 3 – секционная эластичная оболочка, 4 – саморасширяющаяся быстротвердеющая смесь

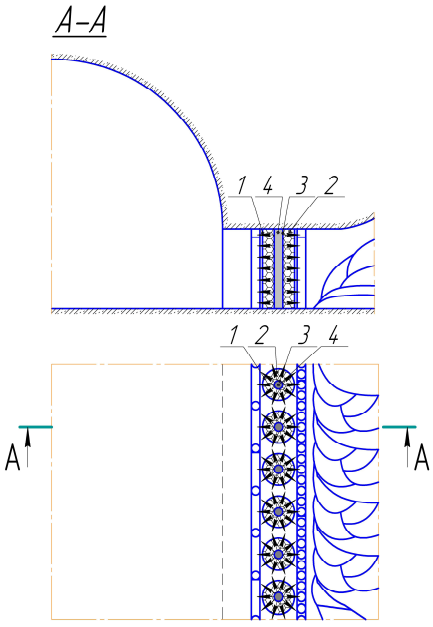


Рисунок 2 - Способ охраны подготовительной выработки породными тумбами с принудительным распором породы:
1 – металлическая цилиндрическая обойма, 2 – порода, 3 – цилиндрическая секционная эластичная оболочка, 4 – саморасширяющаяся быстротвердеющая смесь

этом, в качестве опалубки может быть использована металлическая цилиндрическая обойма (рис. 2) [2]. Гидратационное твердение саморасширяющейся смеси в оболочке приводит к росту его объема и, соответственно, сжатию и уплотнению закладочного материала. Происходит уменьшение пустот в закладочном материале, увеличение его жесткости, а, следовательно, и несущей способности охранного сооружения.

Возведение предлагаемых охранных сооружений позволит обеспечить устойчивость охраняемой подготовительной выработки за счет создания активного противодействия расслоениям пород кровли над охранным сооружением, при этом эффективность его работы напрямую зависит от нагрузочно-деформационного режима работы саморасширяющейся смеси, которая входит в состав охранного сооружения. К саморасширяющимся смесям предъявляются особые требования, что вызывает необходимость поиска новых смесей, удовлетворяющих им.

Одним из основных требований является сохранение остаточной прочности твердеющего раствора после окончания реакции гидратации, поскольку НРС в чистом виде после гидратации в условиях свободного перемещения превращается в порошок, что не позволяет сохранить эффект сжатия, создаваемый саморасширением смеси. Кроме того в ряде случаев нет необходимости развития большого давления НРС. Это послужило предпосылкой использования в качестве добавки к НРС портландцементов, имеющих сходный механизм гидратационного твердения, с помощью которых можно регулировать величину саморасширения и обеспечить остаточную прочность раствора.

Таким образом, было проведено исследование четырех комплексных смесей в которых в качестве основного агента использовали НРВ-80, а в качестве добавок применяли портландцементы марки 400 ПЦ I, ПЦ II/А, ПЦ II/Б производства ПАО «Евроцемент Украина» и ПЦ III производства ПАО «Хайдельберг Цемент Украина». Процентное содержание цементов изменяли в диапазоне 8-50% по сухой массе.

Основным показателем работы составов принимали динамику роста, и максимальную величину давления саморасширения, определяемую с помощью специального стенда [3]. Исследование проводили по методике, изложенной в работе [4]. Результаты исследований комплексных смесей с добавлением портландцементов представлены на рисунках 3-5.

Анализ приведенных графиков позволяет сделать следующие выводы.

Добавление в НРС всех типов портландцементов приводит к снижению давления саморасширения смеси в возрасте 24 часа, что на наш взгляд объясняется снижением количества оксида кальция в составе смеси.

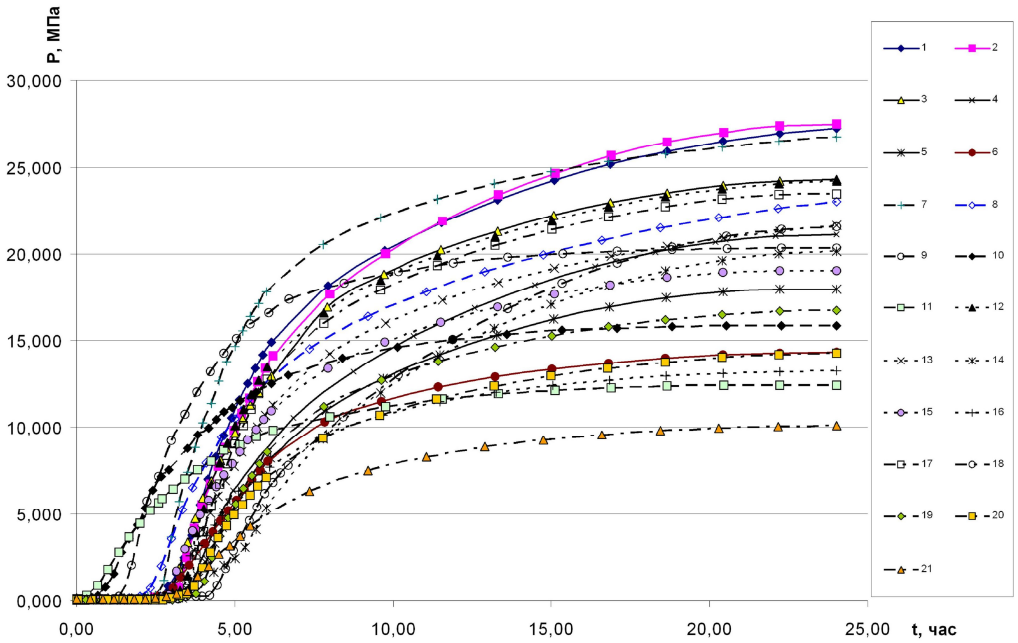


Рисунок 3 - Графики роста давления саморасширения смеси в рабочей камере стенда при добавлении в состав портландцементов мас %: 1 – 0, 2 – 8,3 ПЦ I, 3 – 16,6 ПЦ I, 4 – 25 ПЦ I, 5 – 33 ПЦ I, 6 – 50 ПЦ I, 7 – 8,3 ПЦ IIБ , 8 – 16,6 ПЦ IIБ, 9 – 25 ПЦ IIБ, 10 – 33 ПЦ IIБ, 11 – 50 ПЦ IIБ, 12 – 8,3 ПЦ IIА, 13 – 16,6 ПЦ IIА, 14 – 25 ПЦ IIА, 15 – 33 ПЦ IIА, 16 – 50 ПЦ IIА, 17 – 8,3 ПЦ III, 18 – 16,6 ПЦ III, 19 – 25 ПЦ III, 20 – 33 ПЦ III, 21 – 50 ПЦ III.

При этом максимальное снижение давление наблюдается при добавлении ПЦ III, а минимальное при добавлении ПЦ I. Так, например, добавление в состав смеси 50% ПЦ III приводит к снижению давления саморасширения на 63% относительно чистого НРС, а добавление 50% ПЦ I – на 48%. Около 70% смещений для чистого НРС реализуются в первые 8 часов после затворения. Так в проведенном эксперименте через 8 часов после затворения НРС давление саморасширения составило 18,2 МПа, из 27 МПа в возрасте 24 часа. Добавление портландцементов по-разному влияет на время начала роста давления саморасширения. При добавлении ПЦ I, ПЦ IIА оно меняется незначительно, при ПЦ IIБ сокращается, а при добавлении ПЦ III увеличивается.

Так, например, добавление в состав смеси 50% ПЦ III приводит к увеличению времени начала саморасширения на 20% относительно чистого НРС, а добавление 50% ПЦ IIБ – к сокращению времени начала саморасширения в 8,7 раз. Кроме этого изменяется скорость роста давления саморасширения на разных этапах работы НРС. Максимальная скорость роста давления саморасширения обеспечивается незначительным добавлением портландцементов, в проведенных экспериментах до 8,3%.

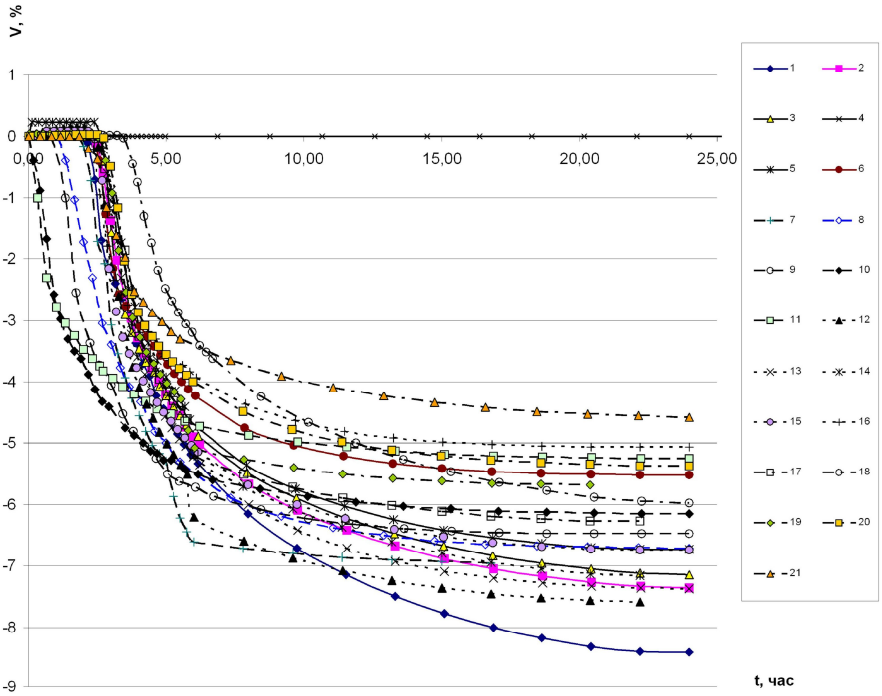


Рисунок 4 - Графики объемного изменения смеси при ее саморасширения в рабочей камере стенда при добавлении в состав портландцементов мас %:
1 – 0, 2 – 8,3 ПЦ I, 3 – 16,6 ПЦ I, 4 – 25 ПЦ I, 5 – 33 ПЦ I, 6 – 50 ПЦ I, 7 – 8,3 ПЦ IIБ , 8 – 16,6 ПЦ IIБ, 9 – 25 ПЦ IIБ, 10 – 33 ПЦ IIБ, 11 – 50 ПЦ IIБ, 12 – 8,3 ПЦ IIА, 13 – 16,6 ПЦ IIА, 14 – 25 ПЦ IIА, 15 – 33 ПЦ IIА, 16 – 50 ПЦ IIА, 17 – 8,3 ПЦ III, 18 – 16,6 ПЦ III, 19 – 25 ПЦ III, 20 – 33 ПЦ III, 21 – 50 ПЦ III.

Так наибольшая скорость до 10 МПа/час наблюдается при добавлении 8,3% портландцемента ПЦ IIБ, минимальная – при добавлении портландцемента ПЦ I (при 8,3% - 7,1 МПа/час), Добавление 8,3% ПЦ IIА приводит к повышению скорости до 9,8 МПа/час, а ПЦ III до 7,8 МПа/час. При этом чистый НРС имеет максимальную скорость роста давления саморасширения 7,06 МПа/час. Таким образом, можно сделать вывод, что добавление портландцементов до 8,3мас. % приводит к увеличению скорости роста давления саморасширения.

Рост объема смеси происходит в твердой фазе раствора и отражает тот же процесс перекристаллизации и структурной перестройки в составе НРС в процессе его гидратации, поэтому результаты роста объемных изменений и скорости их роста коррелируют с результатами для давления саморасширения.

Рост объема смеси происходит в твердой фазе раствора и отражает тот же процесс перекристаллизации и структурной перестройки в составе НРС в процессе его гидратации, поэтому результаты роста объемных

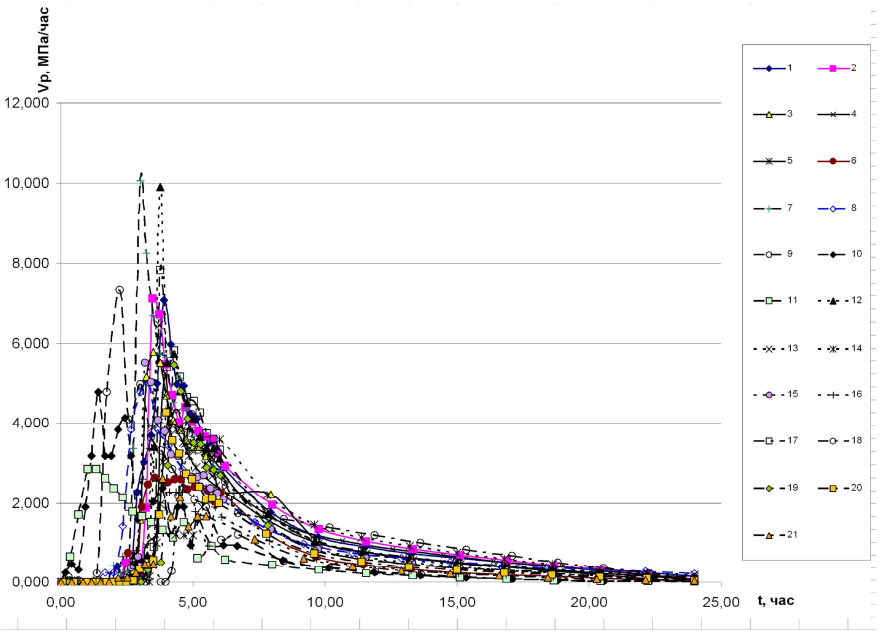


Рисунок 5- Графики изменения скорости роста давления саморасширения смеси в рабочей камере стенда при добавлении в состав портландцементов мас %:

1 – 0, 2 – 8,3 ПЦ IIБ, 3 – 16,6 ПЦ IIБ, 4 – 25 ПЦ IIБ, 5 – 33 ПЦ IIБ, 6 – 50 ПЦ IIБ, 7 – 8,3 ПЦ III, 8 – 16,6 ПЦ III, 9 – 25 ПЦ III, 10 – 33 ПЦ III, 11 – 50 ПЦ III, 12 – 8,3 ПЦ I, 13 – 16,6 ПЦ I, 14 – 25 ПЦ I, 15 – 33 ПЦ I, 16 – 50 ПЦ I, 17 – 8,3 ПЦ IIA, 18 – 16,6 ПЦ IIA, 19 – 25 ПЦ IIA, 20 – 33 ПЦ IIA, 21 – 50 ПЦ IIA.

изменений и скорости их роста коррелируют с результатами для давления саморасширения.

Известно, что добавление в состав НРС шлаков доменного производства приводит к ускорению их гидратации. Поскольку по типу портландцемента можно сделать вывод о содержании в нем минеральных добавок, в нашем случае доменных шлаков, общие выводы по результатам описанных исследований следующие.

Добавление портландцемента ПЦ I с содержанием минеральных добавок до 6% в общем случае приводит к замедлению реакции гидратации, что отражается в снижении давления саморасширения относительно чистого НРС. При исследовании в стенде не отмечено значительного изменения времени начала роста давления саморасширения, а скорость роста давления саморасширения практически не отличается от скорости чистого НРС. На наш взгляд это объясняется снижением доли оксида кальция в общем объем смеси, и пропорциональным снижением скорости реакции гидратации. Так добавление в НРС 50 мас. % ПЦ I приводит почти к прямо пропорциональному снижению давления саморасширения на 48%.

Добавление портландцемента ПЦ IIА с содержанием доменных шлаков 6-20% в общем случае также приводит к замедлению реакции гидратации, но в меньшей степени чем ПЦ I. При исследовании в стенде также не отмечено значительного изменения времени начала роста давления саморасширения. Однако скорость роста давления саморасширения увеличивается относительно скорости чистого НРС до 40%. Полученные результаты объясняются одновременным протеканием двух процессов. С одной стороны снижением доли оксида кальция в общем объем смеси приводит к снижению скорости реакции гидратации, с другой – добавление шлаков в составе портландцементов приводит к ее ускорению. При этом общее количество основного агента, вызывающего расширение смеси снижается, что приводит к снижению конечного давления в возрасте 24 часа.

Добавление портландцемента ПЦ IIБ с содержанием шлаков 20-35% приводит к ускорению реакции гидратации, что отмечается по всем описанным экспериментам. Достаточно высокое содержание шлаков оказывает эффект катализатора реакции и приводит к сокращению времени начала гидратации, и повышению ее скорости. Это позволяет обеспечить более высокое давление саморасширения в начальные сроки, однако конечное давление в возрасте 24 часа снижается по причине сокращения содержания основного агента вызывающего расширение смеси.

Добавление портландцемента ПЦ III с содержанием шлаков более 35% приводит к снижению скорости реакции гидратации, вопреки ожидаемому дальнейшему ее ускорению. Это объясняется тем, что при получении этого цемента совместно измельчают портландцементный клинкер, гранулированный доменный шлак и добавку гипса. Добавление гипса приводит к снижению коэффициента объемного расширения НРС, поскольку скорость гидратации оксида кальция в присутствии гипса снижается. Что объясняется увеличением сил сцепления частиц, их более плотным срастанием в период кристаллизации, и формированием кристаллизационного каркаса препятствующего объемному увеличению смеси. Это отражается в результатах экспериментов. Так при добавлении ПЦ III наблюдается максимальное снижение давление саморасширения по сравнению с остальными портландцементами, время начала роста объема смеси увеличивается, скорость реакции гидратации замедляется.

При использовании НРС в качестве средства создания активного распора охранного сооружения после его возведения на границе с выработанным пространством лавы [2] основным требованием является скорейшее включение в работу, то есть время начала роста саморасширения и максимальная его скорость. Этим условиям удовлетворяют смеси с добавлением ПЦ IIБ, массовая доля добавки в

каждом конкретном случае будет определяться необходимым давлением саморасширения на разных временных этапах.

Библиографический список:

1. Пат. 52335. Україна, МПК E21F15/00 Спосіб охорони підготовчої виробки / М.М. Касьян, І.Г. Сахно, Н.М. Малишева; Донец. нац. техн. ун-т (Україна). – № u201001482; заявл. 25.08.2010; опубл. 12.02.2010, Бюл. №16. – 3 с.

2. Пат. 99054. Україна, МПК E21 D 11/00, E21F 15/00 Спосіб охорони підготовчих виробок / І.Г. Сахно, Н.М. Малишева; Донец. нац. техн. ун-т (Україна). – № a201104658; заявл. 15.04.2011; опубл. 10.07.2012, Бюл. № 13. – 7с.

3. Пат. 60794. Україна, МПК G01L 1/10, E21C 37/00 Стенд для випробувань невибухових руйнуючих речовин / М.М. Касьян, І.Г. Сахно; Донец. нац. техн. ун-т (Україна). – № u201015412; заявл.20.12.2010; опубл. 25.06.2011, Бюл. №12. – 6 с.

4. Сахно И.Г. Лабораторные исследования особенностей работы невзрывчатых разрушающих веществ при фиксированном сопротивлении их объемному расширению / Проблеми гірського тиску. – 2010. – №18. – С. 135-149.

УДК 622.831

САХНО И.Г. (ДонНТУ)

УПРАВЛЕНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННЫМ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВОКРУГ ВЫРАБОТОК ПОДДЕРЖИВАЕМЫХ ЗА ЛАВОЙ

Наведені результати математичного моделювання геомеханічного стану гірських порід навколо виробки, що підтримується за лавою. Запропоновано нове вирішення проблеми забезпечення стійкості підготовчих виробок після проходу лави - за рахунок примусового обвалення зависаючої породної консолі.

Мировой опыт поддержания горных выработок показывает, что их устойчивость определяется напряженно-деформированным состоянием окружающего породного массива. Разработанные на сегодня способы охраны выработок, основаны на активном и пассивном воздействии на массив путем его разгрузки или укрепления, исходя из учета горно-геологической ситуации на момент проведения выработки.

С развитием горных работ при очистной выемке угля подготовительная выработка и окружающий ее массив испытывает влияние опорного давления впереди и позади очистного забоя. Изменение характера и интенсивности деформационных процессов в окружающих выработку породах на больших глубинах стала причиной того, что большинство известных способов поддержания, технологические и технические решения исчерпали свои возможности в части обеспечения устойчивости выработок.

Известно, что наибольшие смещения наблюдаются в подготовительных выработках и процессы, происходящие вокруг этих выработок, наиболее сложные. В горной практике выделят несколько характерных этапов существования подготовительных выработки связанных, как правило, с попаданием ее в ту или иную зону влияния очистного забоя [1-5]. При этом максимальное влияние горного давления наблюдается на участках выработок поддерживаемых за лавой. Выработки поддерживаемые в этой зоне полностью ремонтируются не менее одного раза.

По существующим представлениям позади очистного забоя выделяются зоны интенсивных смещений и стационарного опорного давления [6]. Установлено, что размер зоны интенсивных смещений зависит от состава пород кровли. Чем прочнее породы, тем больше размер зоны интенсивных смещений и наоборот. На интенсивность и величину смещений на этом этапе влияют прочностные свойства вмещающих пород, мощность и слоистость пород основной кровли, тип охранного сооружения возводимого за лавой и его геометрические размеры.

Исследование кинетики сдвижений пород в натурных условиях возможно только с помощью отслеживания динамики их смещений различными методами измерений, например, по перемещению глубинных реперов, ультразвуковыми и аккустическими методами. Однако проведение таких измерений на участке выработки поддерживаемой за лавой достаточно сложно реализовать. Поэтому для изучения НДС породного массива в рассматриваемом случае было решено воспользоваться математическим моделированием с помощью метода конечных элементов (МКЭ).

Реализация МКЭ осуществлялась в программном комплексе ANSYS, что позволило получить высокое качество визуализации процесса и необходимую информацию для проведения анализа результатов.

Моделировалась выработка поддерживаемая за лавой отрабатывающей пласт угля мощностью 1,5м на глубине 800 м. Залегание пород условно принято горизонтальным. Непосредственная кровля представлена алевролитом мощностью 2,5м, прочностью на одноосное сжатие 50МПа. Основная кровля - песчаник мощностью 6,0м, прочностью 70МПа. Поскольку не ставилась задача исследования геомеханических

процессов в почве выработки породы почвы были заданы усредненно свойствами аргиллита с прочностью на одноосное сжатие 40МПа. Исходные данные для моделирования были взяты из кадастра физических свойств горных пород [7] для условий Донецко-Макеевского угленосного района. В качестве способа охраны выработки выбрана полоса из БЖБТ. Решалась объемная задача в нелинейной постановке.

Результаты моделирования приведены на рисунках 1-3, 5, где представлены изополя распределения напряжений рассчитаных по первой теории прочности. Выбор в качестве критерия прочности первой теории объясняется тем, что она удовлетворительно описывает поведение хрупких материалов, которыми и являются горные породы, а кроме того, позволяет проводить анализ напряжений с учетом их знака, то есть выделять зоны растягивающих и сжимающих напряжений, что актуально для решаемой задачи.

После выемки угля в очистном забое и задвижки секции механизированной крепи породы кровли, лишившись опоры на пласт, начинают послойно прогибаться в выработанном пространстве и последовательно обрушаться в направлении снизу вверх. При этом длина зависающих консолей со стороны выработанного пространства определяет НДС пород вокруг выработки и формирует нагрузку на крепь.

Моделировалось поэтапное изменение геомеханической ситуации в породах вмещающих выработку за лавой. Первый этап – сразу после выемки угля и задвижки секций механизированной крепи в выработанном пространстве зависают породы непосредственной и основной кровли (рис. 1). Поскольку предел прочности на растяжения для пород непосредственной кровли составил 5МПа, а для основной кровли 7МПа, на картине изополей напряжений представим белым цветом зоны с растягивающими напряжениями более 7МПа. При своевременном возведении охранного сооружения с достаточной несущей способностью непосредственная кровля обрушается над ним. На рис. 1 видно зоны предельных растягивающих напряжений выше нейтральной оси слоя непосредственной кровли, а также в породах основной кровли.

После обрушения непосредственной кровли (этап 2) зона растягивающих напряжений в основной кровле растет (рис. 2). При этом имеют место две характерные зоны предельных растяжений – первая - над охранным сооружением, вторая со стороны нетронутого пласта. Причем со стороны пласта растягивающие напряжения выше и размеры предельной зоны растяжения также больше. То есть наиболее вероятно, что разрушение основной кровли будет происходить со стороны пласта (этап 3), а обрушенные породы своим весом полностью лягут на непосредственную кровлю (рис. 3), что приведет к ее обрушению, при превышении предела прочности и деформированию горной выработки.

Естественно, что чем длинней консоль основной кровли со стороны выработанного пространства тем больше будет деформирована подготовительная выработка при ее обрушении.

Таким образом, значительный резерв повышения устойчивости выработки на этом этапе поддержания заключается в предотвращении зависания консолей основной кровли со стороны выработки, а также управлении местом разрушения основной кровли.

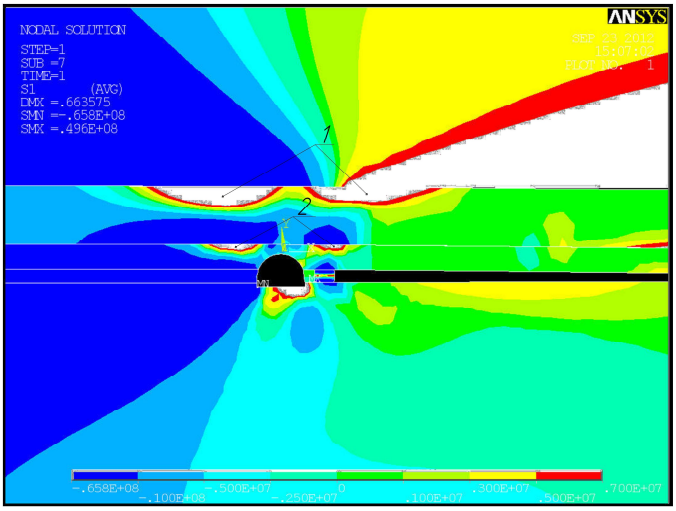


Рисунок 1- Распределение напряжений по первой теории прочности возникающих вокруг горной выработки поддерживаемой за лавой после выемки угля : 1, 2 – зоны предельных растягивающих напряжений в основной и непосредственной кровле соответственно

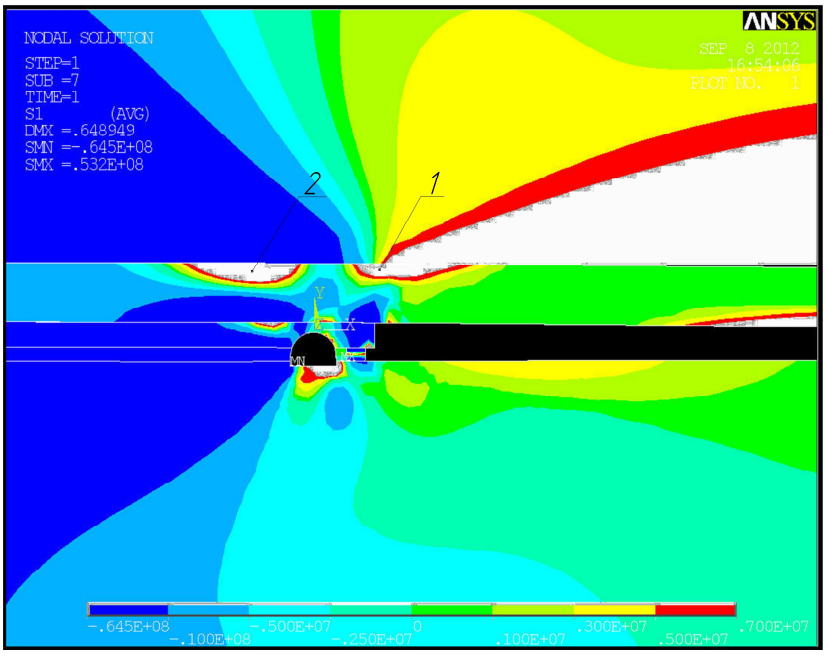


Рисунок 2- Распределение напряжений по первой теории прочности возникающих вокруг горной выработки поддерживаемой за лавой после

обрушения непосредственной кровли : 1, 2 – зоны предельных растягивающих напряжений в основной кровле над охранным сооружением и со стороны нетронутого пласта соответственно

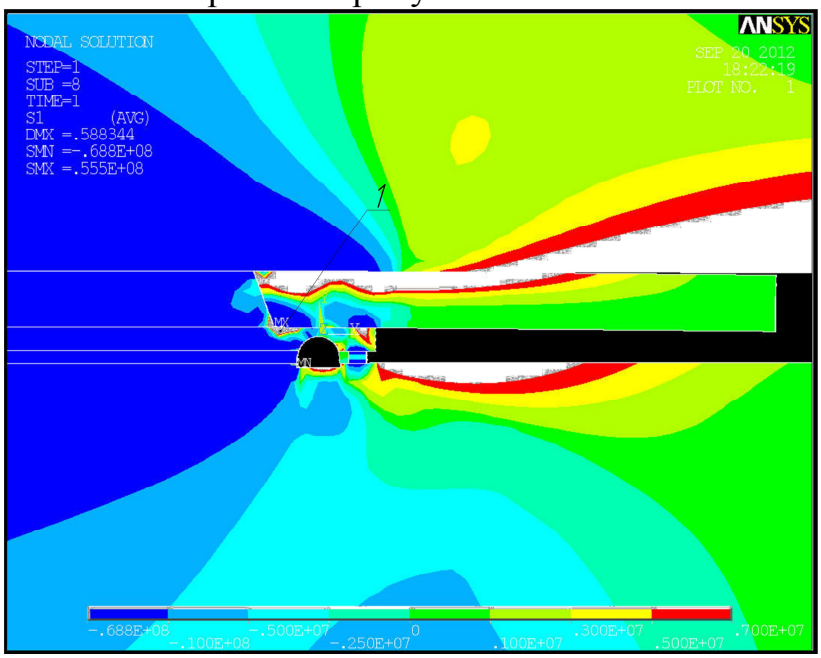


Рисунок 3 - Распределение напряжений по первой теории прочности возникающих вокруг горной выработки поддерживаемой за лавой после обрушения основной кровли со стороны пласта: 1 – зона предельных растягивающих напряжений в непосредственной кровле

Автором предлагается принудительно обрушать зависающую со стороны выработанного пространства породную консоль над охранным сооружением. Это приведет к существенному снижению нагрузки на охранное сооружение и крепь выработки, предотвращению их деформирования и разрушения, что позволит повысить устойчивость охраняемой горной выработки. При этом минимизация энергозатрат на принудительное обрушение консоли может быть достигнута за счет инициации разрушения в зоне естественных растягивающих напряжений выше нейтральной оси зависающего слоя пород основной кровли.

Технически предлагаемая идея может быть реализована, например, в способе охраны подготовительных выработок (рис. 4), который включает возведение охранного сооружения вслед за лавой, бурение скважин из подготовительной выработки, таким образом, чтобы ось скважины проходила через точку, образованную пересечением нейтральной оси зависающего слоя основной кровли и нормали к напластованию проведенной из центра масс охранного сооружения, заполнение донной части скважины невзрывчатым разрушаещим составом (НРС) и герметизацию устьевой части. Разрушение зависающих со стороны выработанного пространства пород с помощью НРС не вызывает

значительного повышения температуры, динамического воздействия на породы и может применяться в условиях пластов высокой газоносности и выбросопасности.

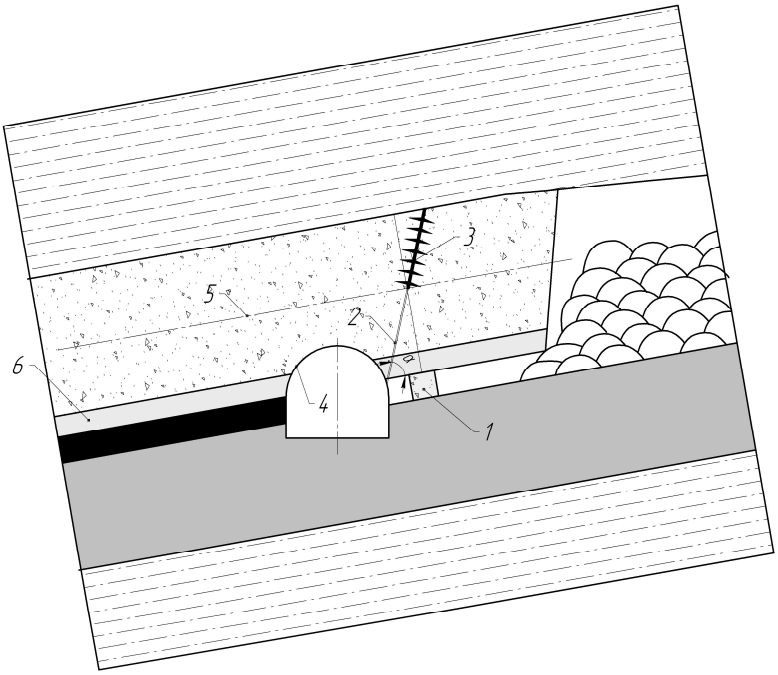


Рисунок 4 - Способ охраны подготовительных выработок пройденных по пласту:
1 – охранное сооружение, 2 – разгрузочная скважина, 3 – заряд НРС, 4 – подготовительная выработка, 5 – основная кровля, 6 – непосредственная кровля.

Ориентация оси скважины таким образом, чтобы она проходила через точку образованную пересечением нейтральной оси зависающего слоя основной кровли и нормали к напластованию проведенной из центра масс охранного сооружения позволяет создать дополнительные растягивающие напряжения в зоне образования естественных растягивающих напряжений выше нейтральной оси изгибающейся зависающей консоли, что дает возможность минимальными усилиями с учетом естественных геомеханических деформационных процессов создать направленное обрушение пород основной кровли, и таким образом, создать разгрузку охраняемой выработки от повышенных напряжений и повысить ее устойчивость.

Распределение напряжений вокруг выработки после принудительного обрушения основной кровли представлены на рисунке 5. Из рисунка видно, что напряжения на контуре выработки, а также со стороны кровли не достигают предельных значений, а интенсивность напряжений существенно ниже, чем в случае приведенном на рисунке 3.

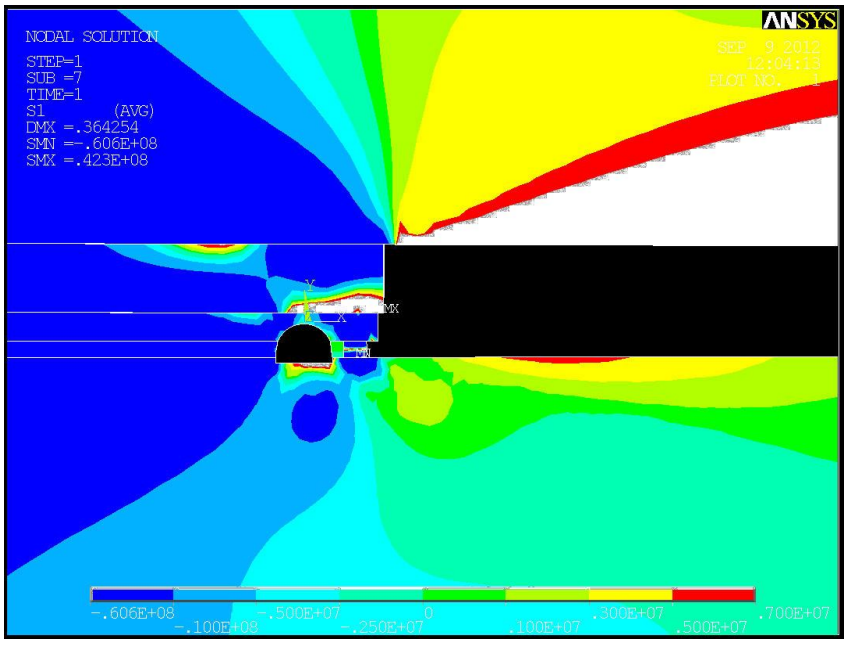


Рисунок 5 - Распределение напряжений по первой теории прочности возникающих вокруг горной выработки поддерживаемой за лавой после принудительного обрушения основной кровли над охранным сооружением

Результаты проведенных исследований указывают на реальную возможность значительного повышения устойчивости выемочных выработок за счет применения невзрывчатых разрушающих составов. Дальнейшие исследования будут направлены на праметризацию предложенного способа в различных горно-геологических условиях.

ЛИТЕРАТУРА

1. Ардашев, К.А. Геомеханические основы выбора и совершенствования бесцеликовых способов охраны и поддержания подготовительных выработок / К.А. Ардашев, И.П. Бажин // Уголь. –1979. – №3. – С. 23-31.

2. Горное давление в подготовительных выработках угольных шахт / И.Л. Давыдович, И.П. Бажин, Ю.П. Коренной и др. – М.: Недра, 1971. – 228 с.

3. Комиссаров, М.А. Некоторые вопросы поддержания подготовительных выработок в условиях пологих пластов Донбасса / М.А. Комиссаров // В сб.: Вопросы охраны и крепления горных выработок. – М.: Недра, 1968. – С. 3-25.

4. Черняк, И.Л. Выбор сопротивления крепи подготовительных выработок в зоне опорного давления / И.Л. Черняк, Ю.И. Бурчаков, Е.М. Серебреник // Уголь. –1983. – №4. – С. 16-18.

5. Борисов, А.А. Механика горных пород и массивов / А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.

6. Болгожин, Ш.А. Геомеханические условия охраны подготовительных выработок при отработке угольных пластов / Ш.А. Болгожин, Ф.И. Клиновицкий – Алма-Ата : Наука, 1983. – 86 с.

7. Мельников Н. В. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород / Н. В. Мельников, В. В. Ржевский, М. М. Протодьяконов – М.:Недра, 1975. 279 с.

УДК 622.84: 551.49: 624.138

ПОПОВ О.О., БАЧУРІНА Я. П. (КІІ ДонНТУ)

ЩОДО ВИЗНАЧЕННЯ БЕЗПЕЧНОЇ ВІДСТАНІ ПРИ ПІДРОБЦІ ПІДЗЕМНИХ ВОДОНОСНИХ ОБ'ЄКТІВ

Наведено результати порівняння різних методик визначення висоти зони водопровідних тріщин при підробці довгими очисними вибоями водоносних горизонтів, затоплених виробок тощо.

Ведення очисних робіт приводить до виникнення систем тріщин, водночас є водопровідними. При утворенні порожнин розшарування, куполів обвалення, наявності непогашених виробок виникають техногенні резервуари води. Природними резервуарами води є також зони тектонічної тріщинуватості, карстові площини й ін. Розкриття водопровідними тріщинами водоносних об'єктів призводить до збільшення надходження води у гірничі виробки із супутніми негативними наслідками. Таким чином, питання визначення безпечної висоти підробки є досить важливим.

Розглянемо послідовність зрушення і деформації підробляємого масиву гірських порід. Зсув гірських порід починається звичайно з прогину покрівлі пласта. в міру збільшення площі виробленого простору прогин порід зростає, в рух залучається все більша кількість шарів, відбувається їх зсув по площинам нашарування, при цьому шари безпосередньої покрівлі розбиваються звичайно на окремі блоки і обвалюються. Згідно [1] у підробленій товщі можна виділити чотири зони, з яких можливе потрапляння води у вироблений простір (рис. 1).

Розташування водного об'єкта в I – II зонах веде до катастрофічних проривів води з повним затопленням виробленого простору, або призводить до збільшення водоприпливів до величин, що роблять неможливою подальшу розробку.

Якщо водний об'єкт потрапляє в зону III, відбувається інтенсивне збільшення припливу води у гірничі виробки з дебітом, пропорційним кратності підробки.

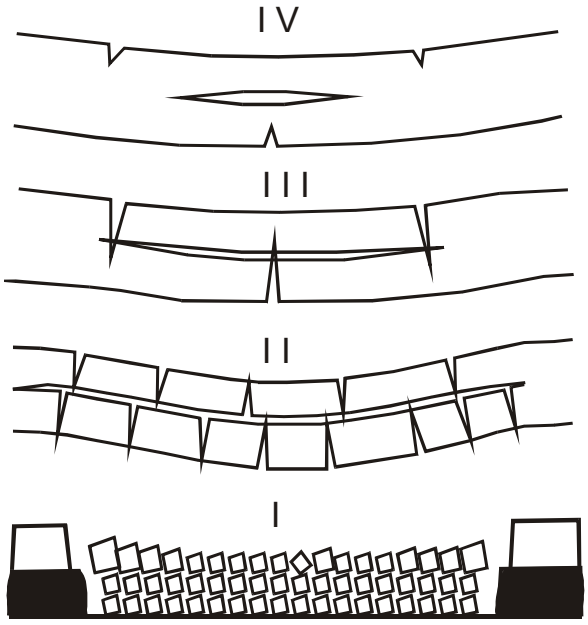


Рисунок 1- Зони над виробленим простором.

З IV зони значних надходжень води можна не чекати, якщо масив не порушений геологічними дислокаціями, оскільки ця зона починається у нижньої границі області пружних деформацій і протяжність та глибина перетинаючих тріщин така, що вони не поєднуються у єдину водопровідну систему.

Безпечною глибиною розробки під водними об’єктами відповідно до „Правил...” [2, 3] є мінімальна глибина, при якій зона водопровідних тріщин, що утворюється над виробленим простором, не досягає нижньої межі водного об’єкту. Таким чином, в загальному випадку, слід знати для конкретних гірничотехнічних і гірничо-геологічних умов відстань від пласту до зони IV і порівнювати її з відстанню до водного об’єкту, або, іншими словами, знати висоту зони водопровідних тріщин (ЗВТ) – I + II + III.

Точне визначення висоти ЗВТ являє собою досить складну проблему, оскільки на її формування має вплив значна кількість факторів, серед яких основними є:

- склад, властивості і кут падіння гірських порід;
- ступінь тектонічної порушеності;
- товщина пласту;
- розміри виробленого простору в плані;
- кількість пластів, що розробляється.

Перша група факторів найбільш впливова і головними в неї є ступінь літіфікації порід і характер чергування шарів з різними властивостями.
Врахувати аналітично вплив усіх факторів майже неможливо, а емпіричні залежності можна застосовувати лише в межах району, для якого вони

визначались, хоча існують спроби вивести залежності загального характеру.

Складність міститься також в тому, що в масиві гірських порід можливе утворення декількох однакових зон, при цьому можливе порушення послідовності їх розташування (наприклад, I – II – IV – III) внаслідок різної тріщиностійкості різних шарів порід [1], а більшість методик розрахунку висоти ЗВТ передбачає її визначення як межі пругкої та пластичної областей в масиві без урахування неоднорідності масиву.

Діючі „Правила...” визначають безпечну кратність підробки водних об’єктів і затоплених виробок від 40m до 160m (m – товщина пласта, що виймається) в залежності від долі глинистих порід (алевролітів, аргілітів та глинистих сланців) у масиві, що підробляється, і товщини пласта, що виймається, при цьому висота ЗВТ вважається пропорційною вмісту пісковиків у масиві за інших рівних умов.

Спостереження різних дослідників за умовами підробки водних об’єктів надають досить неоднозначні цифри щодо розповсюдження ЗВТ, але переважна більшість з них свідчать, що висота ЗВТ значно нижче той, що відповідає розрахункам згідно до нормативів. Конкретно для умов Західного Донбасу і Красноармійського вугленосного району наведені такі дані (також рис. 2):

$$h_{ЗВТ} = -6,06 + 0,019 l_л + 21,97 \frac{\gamma H}{\sigma_{ст}} + 4,12 m + 0,99 \alpha \text{ [4]},$$

$$h_{ЗВТ1} = 16m + 3,4 \text{ [5]},$$

$$h_{ЗВТ2} = 11,8 + 27,61m \pm 6,61 \text{ [6]},$$

для умов Кузбасу:

$$h_{ЗВТ3} = -22m + 13,5m^2 + 1,7m^3 + 33 \text{ [7]},$$

де $h_{ЗВТ}$ - висота зони водопровідних тріщин, м;

m - товщина пласта, що виймається, м;

$l_л$ - довжина лави, м;

γ - питома вага порід, Н/м^3;

H - глибина робіт, м;

α - кут падіння пласту, ...°;

$\sigma_{ст}$ - опір порід одноосному стисканню, МПа.

Щодо підробки водних об’єктів у Донбасі з використанням часткової або повної закладки виробленого простору спостережень недостатньо для формулювання конкретної тенденції, але, приймаючи до уваги дані С. П. Колбенкова і М. І. Мітичкиної по Тваркчельському родовищу вугілля, можна констатувати, що часткова або повна закладка приводить до зменшення висоти ЗВТ на 25% і 50% відповідно.

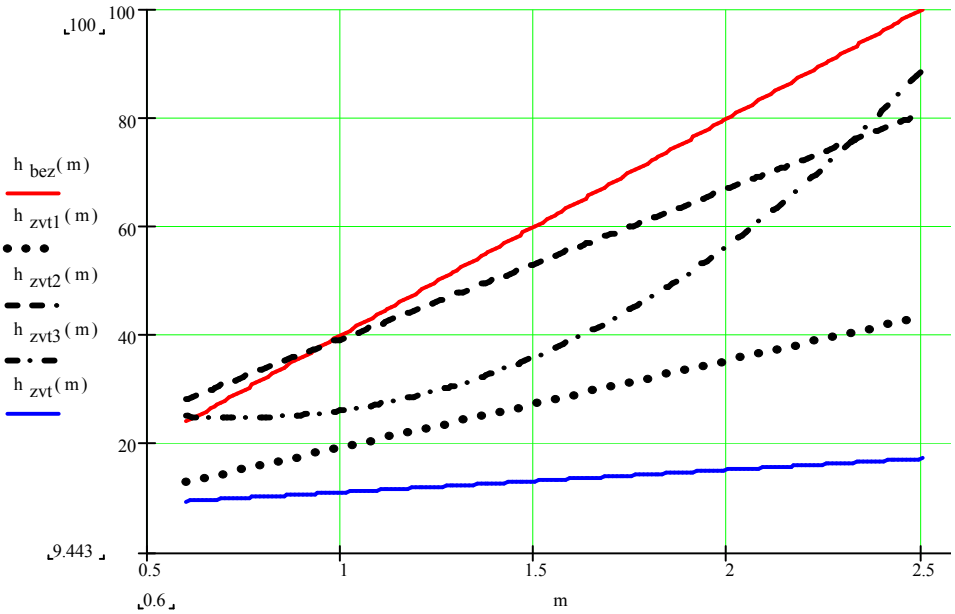


Рисунок 2 - Висота ЗВТ за даними різних авторів.

При повній закладці висоту ЗВТ можна оцінювати по залежностям для повного обвалення, але з використанням величини усадки закладочного масиву замість товщини пласта, що виймається [8].

Слід відмітити, що спостереження у інших вугільних басейнах дають дещо інші емпіричні залежності висоти ЗВТ від товщини пласта, що зайвий раз свідчить про значний вплив конкретних гірничо-геологічний умов родовища на умови формування і розповсюдження зон тріщинуватості. Так, за даними спостережень за витоками промивочної рідини із свердловин, отримані наступні дані про висоту ЗВТ [9, 10].

Якщо над виробленням залягають вапняки, чи піщаники або піщані сланці потужністю не менше 10-кратної потужності пласту, мінімальна висота водопроводящих тріщин дорівнює потужності, що виймається, а максимальна — 16 м. У загальному випадку формула для визначення поширення водопроводящих тріщин має вид:

$$H_T = 2+\frac{14,8S}{l_c} +8\text{m};$$

Якщо над виробленням залягає потужний шар піщано-глинистого чи глинистого сланцю (аргиллита) не менш 10 м, максимальна висота – 9,5 м (у середньому 6,5-7м)

$$H_T = 3,1-\frac{1,77}{l_c}+3,47m\ .$$

Якщо над виробленням залягають чергуючись між собою шари обмеженої потужності (не більш 5м), то

$$H_T = 22-8,5l_c-0,02m$$

і не перевищує 20м (у середньому 18-19м).

Якщо над виробленням залягає шар обмеженої потужності, а над ним потужний шар алевроліту або піщанику

$$H_T = 7,83 + 0,63\frac{l_в}{l_н} - 1,1m;$$

де $l_н$ — потужність нижнього шару, що залягає безпосередньо над виробленням;

$l_в$ — потужність другого шару.

У середньому висота складає 16-17м.

Якщо над виробленням залягає однорідний водотривкий шар породи (аргиллит, глинистий сланець) достатньої потужності (більш 20м), він надійно захищає виробки від проникнення в неї води з затоплених свердловин. Для потужності шару 0,5-1,5м водозахисну роль виконує навіть шар потужністю 4-5м.

Для затоплених виробок при відстані 14-23m водозахисним може бути навіть шар аргиллита чи алевроліту потужністю близько 5м.

З огляду на вкиладене безпечну відстань при підробці водоносних об'єктів може бути значно меншою – за наявності геомеханічного обґрунтування з урахуванням властивостей шарів покрівлі та спостережень у аналогічних умовах. Зменшення допустимої виости підробки може дозволити в певних умовах зменшити втрати вугілля у охоронних та бар'єрних циліках.

Перелік посилань:

1. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок в Донецком угольном бассейне. – М.: МУП СССР, 1972. – 128 с.
2. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях / МУП СССР. – М.: Недра, 1981. – 288 с.
3. Иофис М. А., Шмелев А. И. Инженерная геомеханика при подземных разработках. – М.: Недра, 1985. – 248 с.
4. Субботин В. П. О высоте распространения искусственных трещин в кровле очистных выработок // Уголь Украины. – 1985. - №3. – С. 41-42.
5. Лисица И. Г., Головчанский И. Е. Сдвижение горных пород и земной поверхности при разработке угольных пластов // Уголь Украины. – 1995. - №6. – С. 41-44.
6. Субботин В. П. Распространение искусственной трещиноватости в кровле и почве очистных выработок // Уголь Украины. – 1984. - №9. – С. 40.
7. Мохов А. В. Прогнозная оценка гидрогеологических условий и управление водопритоком при подработке затопленных выработок // Уголь. – 1987. - №3. – С. 46-49.
8. Костенко В. И., Скворцов А. Г., Луцько Е. В. Защита очистных забоев

от воды // Уголь. – 1989. - №12. – С. 37-41.
9. Хохлов И. В. Комплексное исследование массива горних пород. – М.: Наука, 1986. – 163 с.
10. Хохлов И. В. Сдвижение и проницаемость подработанной толщи горних пород. – М.: Недра, 1980. – 174 с.

УДК 622.063.23

ШУЛЯК Я.О. (ДонНТУ)

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ СПОСОБА НАПРАВЛЕННОГО РАЗРУШЕНИЯ МОНОЛИТНЫХ БЛОКОВ ПРИ ПОМОЩИ НРС.

У роботі наведені результати математичного моделювання способу спрямованої дії методом кінцевих елементів в програмному комплексі SolidWorks і результати його промислової перевірки.

Одной из главных задач горного производства является выбор, применение и разработка способов эффективного разрушения горного массива. В зависимости от условий разработки эти способы можно разделить на механические, химические, физические или комбинированные способы [1]. При добыче полезных ископаемых применяемых в строительстве, например, гранитных плит для облицовки зданий, самыми эффективными являются способы извлечения камня из массива, обеспечивающие направленное разрушение.

Популярными способами направленного разрушения при добыче полезных ископаемых являются буровзрывные, клиновые и пиление. Однако все они имеют свои недостатки. Так буровзрывные способы вызывают эффект мелкого дробления минерала или образования области разупрочнения вокруг шпура, что влияет на качество добытого ископаемого. Установки для пиления горного массива или негабаритных блоков являются дорогостоящими и технологически сложными в применении, а клинья и гидроклинья вызывают необходимость применения ручного труда.

В настоящее время сотрудники кафедры РМПИ ДонНТУ ведут разработку способов направленного разрушения, основой которых являются невзрывчатые разрушающие составы (НРС). Начало разработки НРС в СССР считается середина 80-х годов прошлого века, когда ВНИИстром им. Будникова был разработан НРС-1 [2]. Сегодня применение этого средства считается одним из перспективных направлений для разрушения горных пород. Одним из его преимуществ

при разработке драгоценных и полудрагоценных минералов является статический рост давления на стенки шпура, что не приводит к разупрочнению околошпуровой области и образованию мелкой фракции минерала после разрушения. Однако данный состав имеет недостатки, главными из которых являются долгое время разрушения массива или негабаритного блока – более 8 часов, а так же сложность реализации способов направленного раскола пород при применении НРС.

Сотрудниками кафедры был разработан способ направленного разрушения горных пород, который позволяет добиться решения поставленной задачи за счёт применения металлических вставок. Способ реализуется следующим образом (рис. 1). Согласно паспорту буровых работ в разрушаемом объекте бурятся шпуры диаметром 36-54 мм, в которые помещают два закалывающих элемента, в качестве которых используется металлический фасонный профиль, например, равнобокие уголки, которые скреплены между собой тонкой полосой клейкой ленты с двух концов. При этом угловые части закалывающих элементов располагают в плоскости направленного разрушения. В образованную между закалывающими элементами полость, помещают НРС. В результате реакции гидратации происходит увеличение объёма НРС, что создаёт давление на внутренние стенки металлического фасонного профиля, который разрушает монолитный объект по линии направленного разрушения. Целью данного способа является создание концентраторов напряжений в местах стыка угловых частей металлического фасонного профиля и стенок шпура.

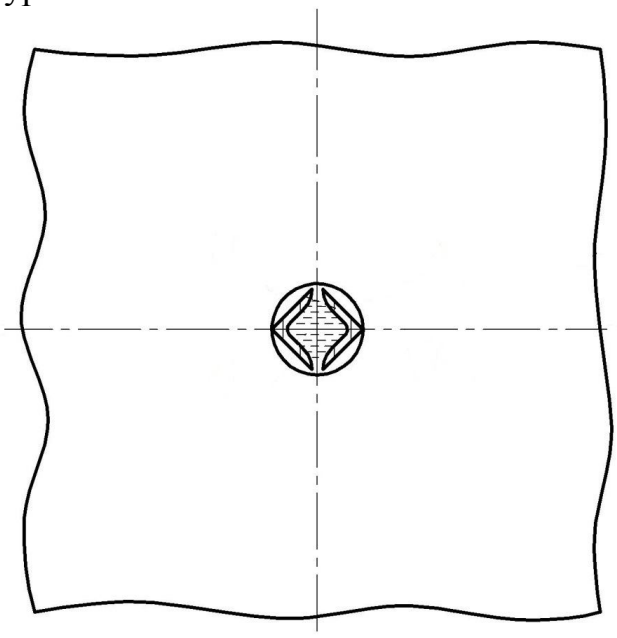


Рисунок 1 – Способ направленного разрушения горных пород при помощи НРС.

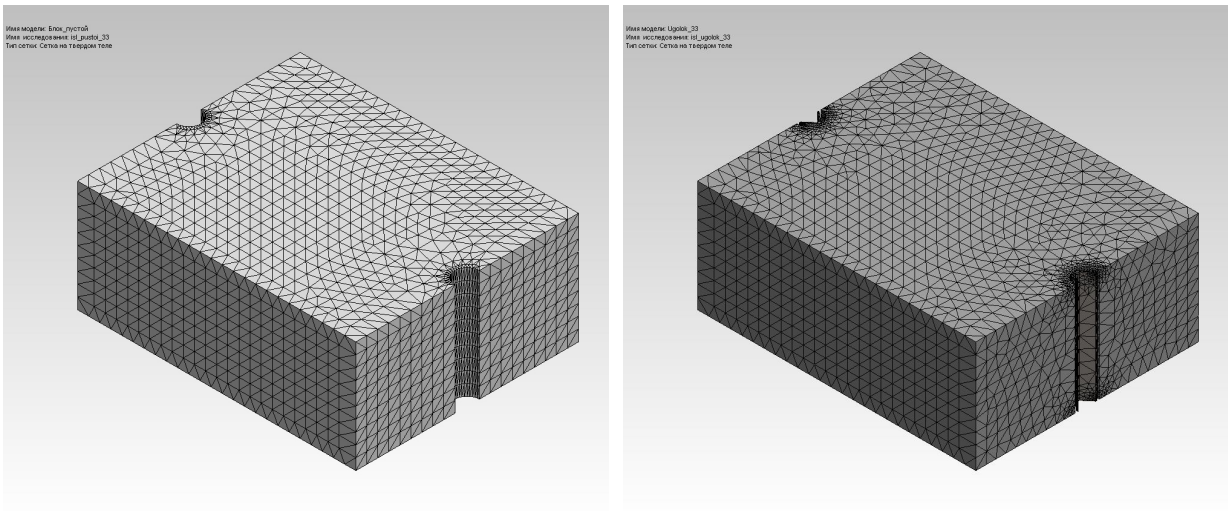
Оценка эффективности описанного способа направленного разрушения проводилась при помощи математического моделирования методом конечных элементов реализованного в программном комплексе SolidWorks. Моделировался гранитный блок в масштабе 1:1, размеры которого оставляли 800х400х600 мм. Для разрушения данного блока моделировалось два шпура глубиной 400 мм и диаметром 44 мм. Давление саморасширения НРС принимали равным 25 МПа согласно данным полученным из проведенных ранее экспериментов [3]. Прочность гранитного блока при одноосном растяжении составила 6,178 МПа, при сжатии – 267,7 МПа, модуль упругости – $0{,}77 \times 10^5$ МПа. Остальные данные для расчёта сведены в таблицу 1 [4].

Таблица 1.

Исходные данные для проведения математического моделирования

Модуль упругости, МПа	Прочность гранита при растяжении, МПа	Прочность гранита при сжатии, МПа	Коэф-фициент Пуассона	Предел текучести, МПа	Модуль сдвига, МПа	Объём-ный вес гранита, т/м^3
$0{,}77 \times 10^5$	6,178	267,7	0,24	$0{,}847 \times 10^5$		2,66

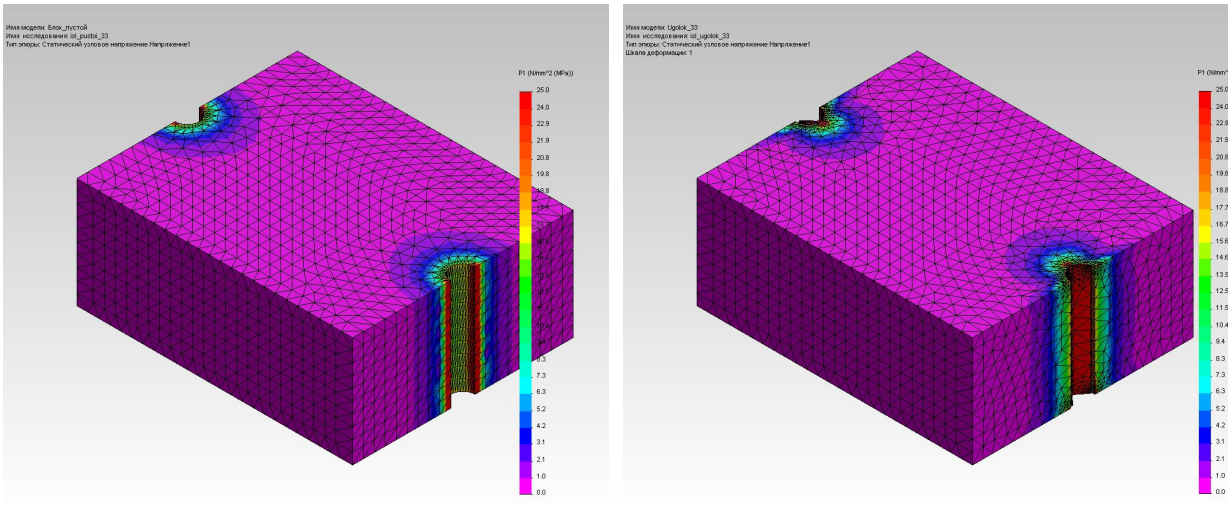
На рисунке 2 представлены расчётные конечно-элементные модели гранитного негабарита.



а) б)

Рисунок 2 – Расчётные модели разбитые на конечные элементы гранитного блока со шпурами заполненными НРС (а) и с помещёнными в шпуры патронами направленного разрушения.

Анализ результатов моделирования можно проводить по первой теории прочности и по теории Кулона-Мора, как указано в [5]. Однако, из [6] ясно, что для таких хрупких материалов как гранит годится только первая теория прочности. Итак, на рисунке 3 представлены результаты конечно-элементного моделирования при помощи программного комплекса SolidWorks.



а) б)

Рисунок 3 – Распределение напряжений вокруг шпура с помещённым в него НРС (а) с помещённым в него патрона направленного разрушения (б), рассчитанные по первой теории прочности.

Из приведенных картин распределения напряжений по первой теории прочности (рис. 3) можно увидеть, что при применении НРС в чистом виде вокруг шпура формируется опасная зона разрушения негабаритного блока, когда при применении патрона направленного разрушения опасная зона формируется непосредственно около точки соприкосновения закалывающего элемента (равнобокого уголка) и стенки шпура (рис. 4). Кроме того, наблюдается, что в первом случае величина напряжений распределена вокруг шпура примерно одинаково, когда во втором случае максимум напряжений находится у точки соприкосновения патрона направленного действия со стенками шпура. Из этого следует, что в первом случае давление, оказываемое НРС, распределяется на всю площадь по стенкам шпура.

Отсюда можно утверждать, что главное напряжение равно давлению НРС. Когда во втором случае НРС оказывает давление на внутренние стенки патрона направленного действия, что приводи к росту давления оказываемого на стенки шпура в плоскости направленного разрушения и соответственно росту главного напряжения. Продолжая анализировать картину распределения напряжений, показанную на рисунке 3, можно сделать также вывод, что опасная зона во втором случае стремится к

центру негабаритного блока и находится более глубоко, по сравнению с первым случаем (рис. 5).

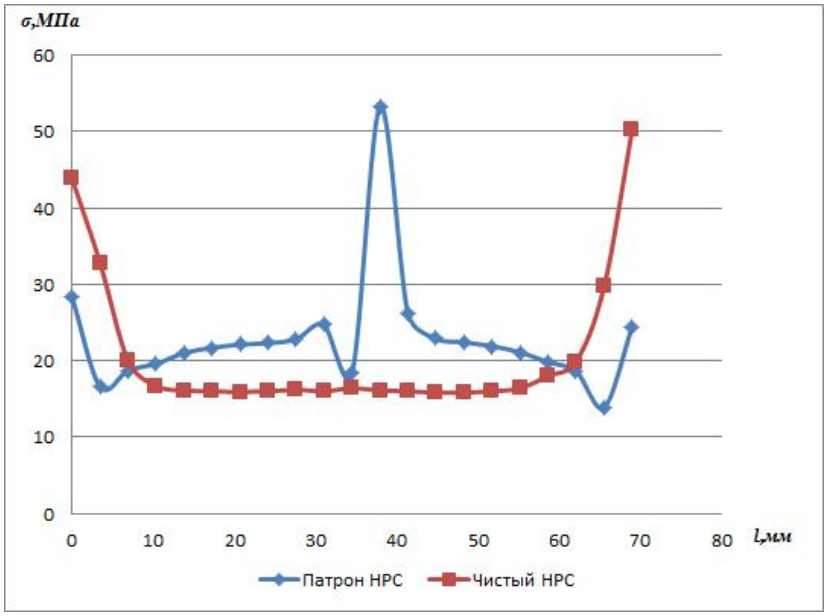


Рисунок 4 – Распределение напряжений по контуру шпура при применении чистого НРС и патрона НРС направленного действия.

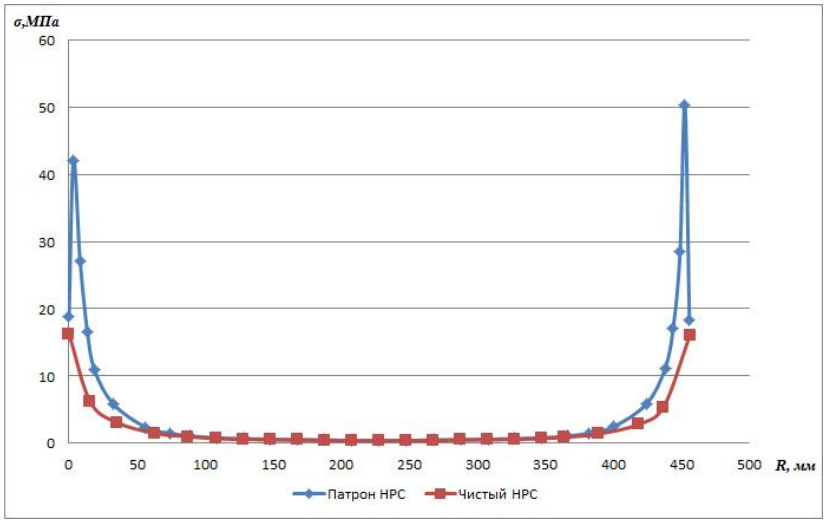


Рисунок 5 – Распределение напряжений между шпурами при применении чистого НРС и патрона НРС направленного действия.

Таким образом, данные исследования показали, что в первом случае разрушение блока может произойти неконтролируемо, когда во втором случае картина распределения напряжений показывает, что трещина скорее появится в плоскости направленного разрушения. Также эти исследования подтверждаются экспериментами проведёнными сотрудниками кафедры на карьере Хлебодаровского рудоуправления, специализирующемся на добыче гранитного камня [7].

Список используемой литературы:

1. Природний камень. Добыча блочного и стенового камня: Учебное пособие / Ю.Г.Карасев, Н.Т.Бакка: Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 1997. 428 с.

2. Левинтант Р.Г. Агеев С.Г. Заметта Б.В. Патронированное невзрывное разрушающее средство / журнал "Строительные материалы", 1991 г. № 9, стр.16-17

3. Сахно И.Г. Лабораторные исследования особенностей работы невзрывчатых разрушающих веществ при фиксированном сопротивлении их объемному расширению / Проблеми гірського тиску . 2010. - №18. с. 135-149

4. Мельников Н. В. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород / Н. В. Мельников, В. В. Ржевский, М. М. Протодьяконов – М.:Недра, 1975. 279 с.

5. Касьян Н.Н., Сахно И.Г., Новый концептуальный подход к обеспечению устойчивости горных выработок / журнал "Науковий вісник Національного гірничого університету", 2011 г. №5

6. Литвинский Г.Г., Аналитическая теория прочности горных пород и массивов. – Монография/ДонГТУ. –Донецк: Норд-Пресс, 2008. – 207 с. с. 13-18.

7. Шуляк Я.О., Сахно И.Г. Промышленные испытания способа направленного разрушения негабаритов при добыче гранита / Донбас-2020: Перспективи розвитку очима молодих вчених: Матеріали VI науково-практичної конференції, м. Донецьк, 2012 г.

УДК 624.138.4:622.831.213

СИИДОВ В.Н. (ДонГТУ)

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ КОМПРЕССИОННЫХ СВОЙСТВ РАЗРУШЕННЫХ ПОРОД ПРИ ИХ УПЛОТНЕНИИ

Експериментальним шляхом встановлено модуль деформації та коефіцієнт бокового розпору роздроблених пісковику, аргіліту та алевроліту.

Метод конечных элементов (МКЭ) нашел широкое применение при решении современных задач геомеханики. таких как моделирование напряженно-деформированного состояния угленосного массива подверженного влиянию очистных работ. Достоверные результаты при моделировании можно получить только если задаваемые механические свойства будут близки к реальным свойствам разрушенного горного массива. Согласно [1, 2, 3] зона обрушения представляет собой блочно-кусковатую

среду состоящую из слоев различной степени разрыхления и обладающая деформационно-прочностными свойствами, которые весьма отличаются от их аналогичных параметрических характеристик в нетронутом массиве.

С целью установления степени влияния размера кусков раздробленной горной породы на процесс ее уплотнения были проведены экспериментальные лабораторные испытания. Схема экспериментального стенда для изучения процесса уплотнения раздробленных пород с различным значением насыпной плотности ρ заданной крупности представлена на рисунке 1. Установка располагается между верхней 1 и нижней 2 траверсами универсальной испытательной машины УИМ-50м, при этом верхний поршень 3 модели упирается на неподвижную траверсу 1. Через штоки 4 на нижнюю траверсу 2 передается усилие Р создаваемое гидроцилиндрами универсальной машины. Исследуемая навеска породы 5 помещается в толстостенный цилиндр 6 (с наружным и внутренним диаметрами соответственно170 и 50 мм). Усадка навески пород фиксируется по показаниям индикатора 7.

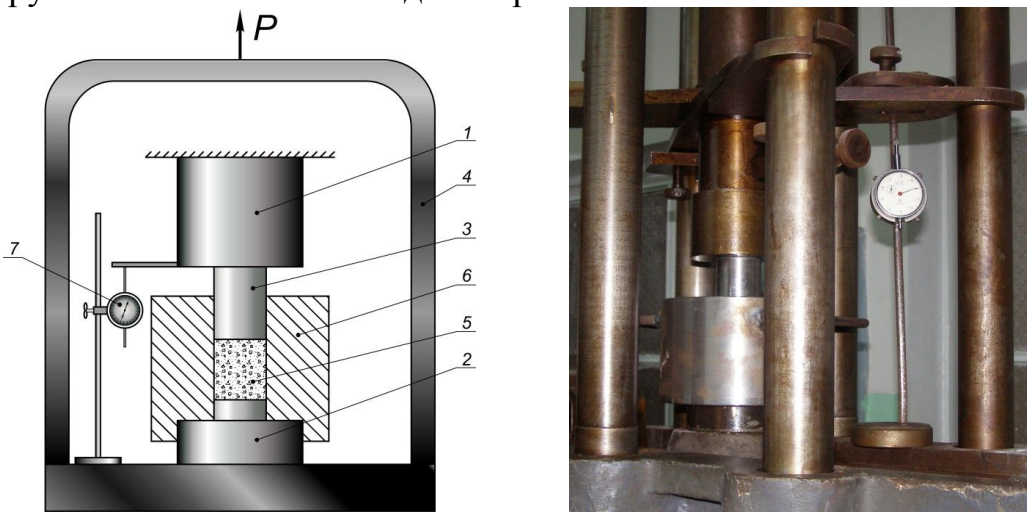


Рисунок 1 – Экспериментальная установка

Эксперимент проводился для наиболее характерных в антрацитовых шахтах Украинского Донбасса пород: аргиллит, алевролит, песчаник. Испытана навеска пород объемом $1 \cdot 10^2$ см^3 с крупностью фракций 1..2,5; 2,5…5; >5мм. Размер фракций породы в соседних точках эксперимента отличается в 2 раза, что соответствует шагу изменения размера обломков в соседних слоях обрушенных пород [3].

В результате исследований получены графики между напряжением сжатия σ и текущей насыпной плотностью породы ρ_i.

Насыпная плотность породы при усадке исследуемой пробы высотой h_0 на величину Δh_i мм:

$$\rho_i = \frac{4 \cdot m_0}{\pi \cdot d^2 \cdot \left(h_0 - \Delta h_i\right)}, \text{ г/мм}^3, \qquad (1)$$

где m_0 – масса породы, г.;

d – диаметр цилиндрической полости, мм;

h_0 – начальная высота насыпки раздробленной породы, мм;

При этом напряжение сжатия составит:

$$\sigma_{сжi} = \frac{4 \cdot P_i}{\pi \cdot d}, \text{ МПа,} \qquad (2)$$

где P_i – усилие создаваемое испытательной машиной, Н;

Для каждой крупности породы проведены по 3 эксперимента. Результаты обработки которых интерпретированы в графическом виде на рисунке 2. Видно, что графики процесса деформирования навесок различной крупности различаются незначительно, исключая самую начальную стадию.

В качестве критерия оценки независимости процесса уплотнения разрушенной породы от исходной кусковатости установлено условие $k_\rho < 1$, (где k_ρ – коэффициент относительного расхождения текущей плотности породы ρ_i, определенной при различных значениях ее крупности и при одинаковых значениях напряжения сжатия ($\sigma_{сж.i}$)).

Для вычисления критерия k_ρ использована процедура последовательной статистической обработки массива данных $\rho_i = \left\{ \rho_i^{\langle 1 \rangle}; \rho_i^{\langle 2 \rangle}; \rho_i^{\langle 3 \rangle} \right\}$, определенных при экспериментах с различными значениями ее крупности (отмеченные соответствующими верхними индексами) и одинаковыми напряжениями сжатия $\sigma_{сж.i}$.

Для всех серий эксперимента значение k_ρ не превышает 0,92. Следовательно, гипотеза о незначительном влиянии размеров кусков подтверждается, что дает основание при моделировании все разрушенные породы заменять одним блоком, прочностные характеристики которого однородны.

Для моделирования угленосного массива горных пород МКЭ необходимо знать модуль деформации E и коэффициент бокового распора μ. При экспериментальном определении механических характеристик раздробленной породы основная сложность заключается в том, что испытания должны проводится в какой либо оболочке. В нашем случае испытания разрушенной породы выполняются в тонкостенном металлическом цилиндре (рис. 3, а) для которого экспериментальным путем предварительно получена зависимость связи бокового давления в цилиндре с его деформациями. Дальнейший анализ производится путем

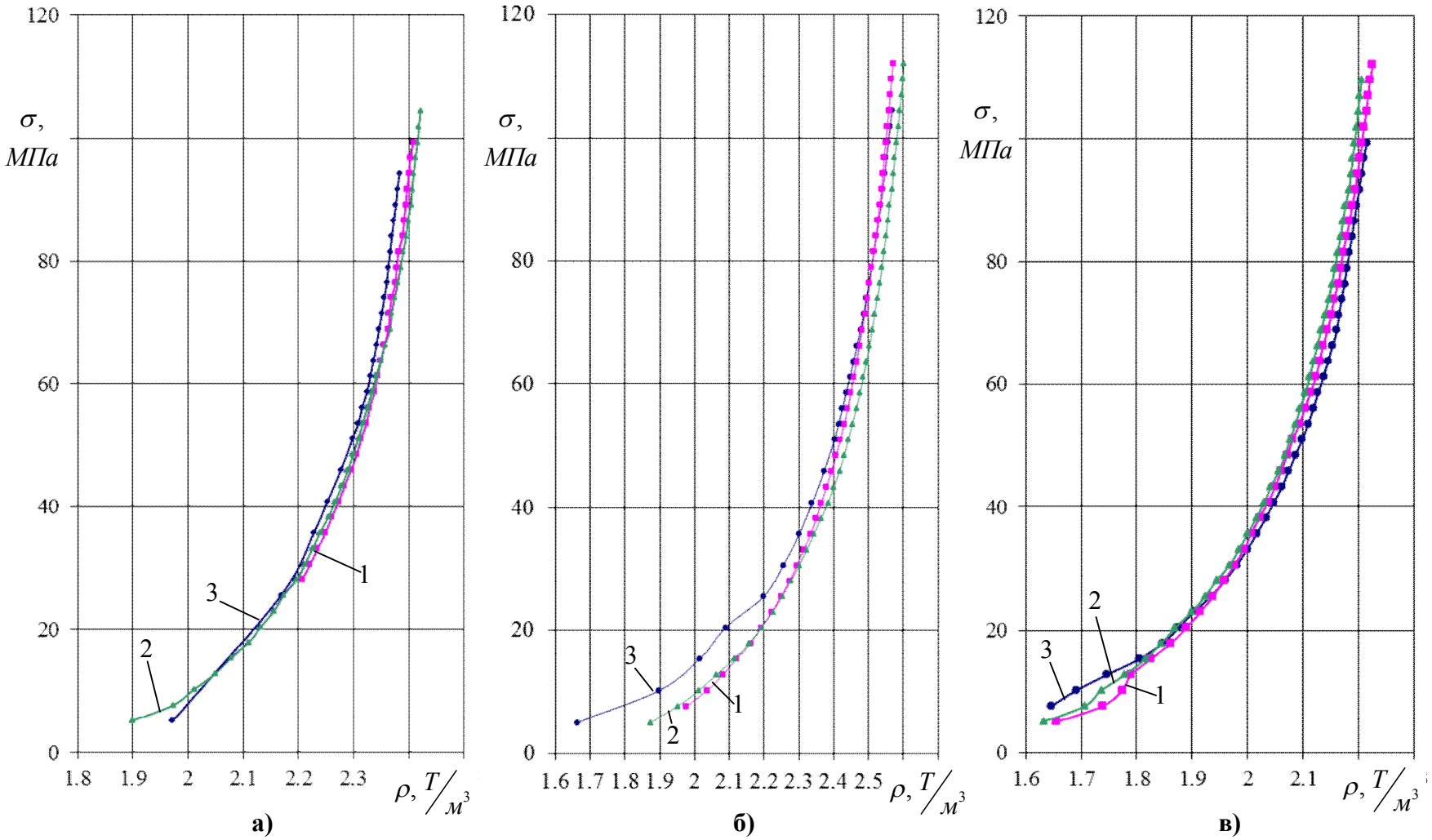


Рисунок 2 – Графики зависимости $\sigma = f(\rho)$ по результатам эксперимента для аргиллита (**а**), алевролита (**б**) и песчаника (**в**) крупностью: 1 – «1…2,5»; 2 – «2,5…5»; 3 – «>5», мм

замены реальной оболочки на эквивалентное боковое давление (см. рис. 3, б).

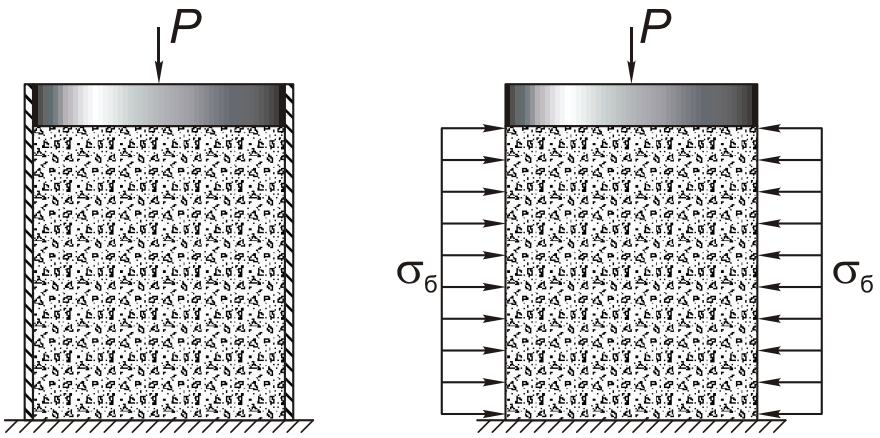


Рисунок 3 – Расчетная (а) и эквивалентная (б) схемы экспериментальных испытаний разрушенной породы

Схема экспериментальной модели представлена на рисунке 4. Модель состоит из следующих основных узлов: 1 – тонкостенная металлическая труба (соответственно внешний и внутренний диаметры $D = 50$, $d = 48$ мм); 2 – жесткий металлический цилиндр; 3 – фиксирующая обойма; 4 – верхнее фиксирующее кольцо; 5 и 6 – поршни соответственно верхний и нижний, $d = 47{,}9$ мм; 7 – тензометрический датчик бокового давления; 9 – отверстие для вывода контактов датчика 8 к усилителю; 10 и 11 – соответственно подвижная и неподвижная траверсы силовой установки; 12 – исследуемая навеска породы.

В процессе проведения экспериментальных исследований требовалось фиксировать усилия сжатия P и возникающие при этом радиальные напряжения $\sigma_б$, а также усадку образца Δh.

Сила сжатия регистрировалась по показаниям силоизмерителя машины УИМ-50м. Усадка образца фиксировалась по показаниям индикатора.

Регистрация радиальных напряжений, осуществлялась за счет специально разработанного комплекса регистрирующей аппаратуры, общая схема и внешний вид которой представлены на рисунках 5, 6. Измерительный тракт состоит из: датчика радиальных напряжений – Д, предварительного усилителя – ПУ, оконечного усилителя – ОУ, цифрового вольтметра.

Датчик радиальных напряжений представляет собой тензорезистор приклеенный к внешней стороне тонкостенного цилиндра. Такие датчики пригодны для измерения напряжений в диапазоне 1…100 МПа [4].

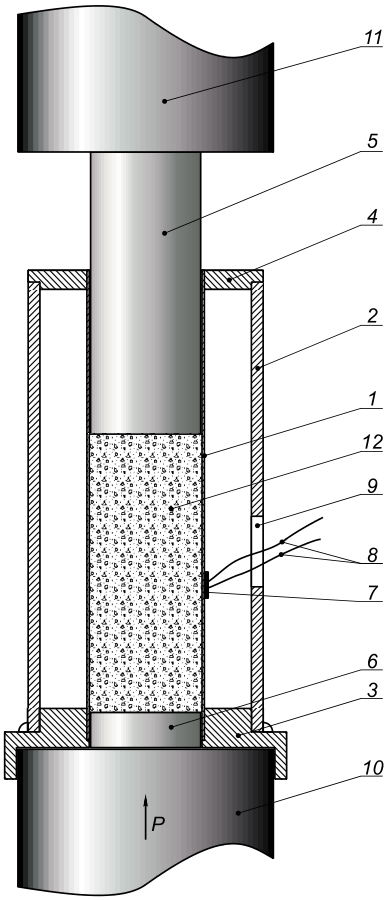


Рисунок 4 – Схема экспериментальной модели

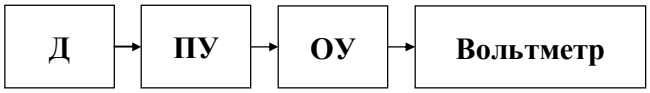


Рисунок 5 – Общая схема регистрирующего комплекса

Рисунок 6 – Внешний вид регистрирующего комплекса

Тарирование полученной измерительной системы производилось путем гидравлического испытания системы давлением жидкости (рис. 7).

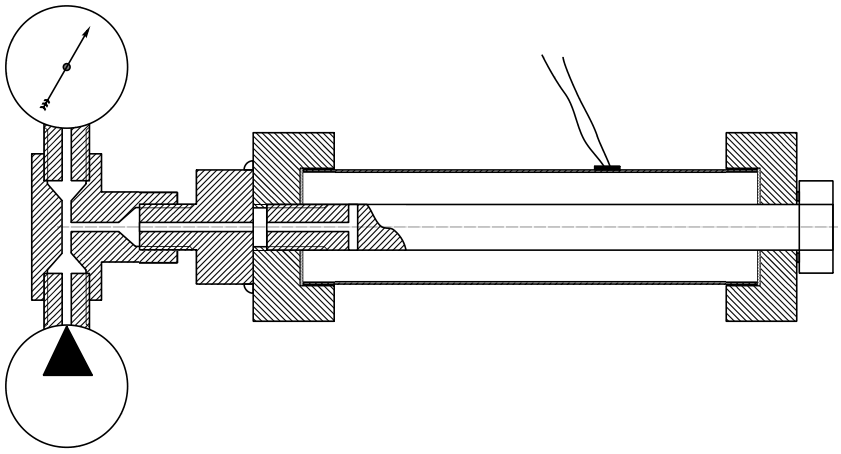


Рисунок 7 – Общая схема тарировки датчика (тензорезистора) радиальных напряжений

При тарировании [5] давление в системе создавалось при помощи ручного насоса высокого давления. Контроль давления осуществлялся по показаниям стрелочного манометра с погрешностью $|\Delta_p| \le 0.025$ МПа. Варьировали давление в диапазоне 1…6 МПа с шагом 1 МПа. Для исключения погрешностей, связанных с гистерезисными эффектами последовательность нагружений рандомизировалась.

Измерения, при проведении эксперимента, производились после предварительной усадки образца, до показаний силоизмерителя $P = 1 кН$. Данная процедура необходима для устранения неравномерности насыпки.

В качестве варьирующего параметра приняты показания силоизмерителя. Шаг измерений принят равный $\Delta P = 5\ кН$.

При определении коэффициента бокового распора экспериментальные исследования выполнялись для трех основных типов пород (алевролит, аргиллит, песчаник) с крупностью 1…2,5, 2,5…5 и более 5 мм. Эксперимент проводился тремя сериями.

Экспериментальные исследования показали, что процесс уплотнения горных пород слабо зависит от исходной кусковатости и имеет слабую зависимость μ от размера кусков. Поэтому для определения упругих характеристик раздробленной горной породы можно использовать данные обоих экспериментов.

Коэффициент бокового распора μ принимаем по данным эксперимента, тогда модуль деформации можно определить следующим образом:

$$E = \frac{\sigma_{сж}}{\varepsilon_1}\left[1 - \frac{2 \cdot \mu^2}{1 - \mu}\right], \tag{3}$$

где ε_1 – деформации навески породы:

$$\varepsilon_1 = \Delta l \big/ l, \tag{4}$$

l – высота насыпки образца породы в экспериментальную модель, мм;

Δl – величина усадки породы на каждом шаге измерений, мм.

Усредненные данные по результатам всех экспериментов сведены в таблицу 1.

Таблица 1 –

Прочностные свойства разрушенных пород выработанного пространства

Тип породы	Коэффициент бокового распора μ	Модуль деформации E, МПа
Песчаник	0,29	22200
Алевролит	0,43	9500
Аргиллит	0,47	6500

Выводы. На основании проведенных экспериментов установлено, что кусковатость уплотненных пород не оказывает существенного влияния на их прочностные и деформационные характеристики. Величины коэффициентов бокового распора этих уплотненных пород в 1,6…1,8 раз больше, чем в массиве. При этом коэффициент остаточного разрыхления пород составляет 1,01…1,03.

Величина модуля деформации кусковато-упакованных пород для аргиллита, алевролита и песчаника в среднем соответственно в 3,4; 2,4 и 1,5 раза меньше, чем модуль деформации этих пород в массиве.

При моделировании методом конечных элементов разрушенные породы можно заменить соответствующими эквивалентными характеристиками.

Литература

1 Свержевский В.Л. Зоны искусственной трещиноватости в кровле и почве очистных выработок / В.Л. Свержевский, В.П. Субботин // Уголь Украины. – 1976. – № 10. – С. 44, 45.

2 Болучевский В.И. Особенности деформирования горного массива под влиянием очистных работ / В.И. Болучевский, А.С. Ведяшкин, А.О. Спроге А.О. // Уголь. – 1988. – № 11. – С. 10-12.

3 Кабеш Юзеф Обрушения кровли, сотрясения и метаноопасность / Юзеф Кабеш // Уголь Украины. – 2001. – № 11,12. – с. 67-70.

4 Элдер В. Электрические измерения неэлектрических величин полупроводниковыми тензорезисторами / В. Элдер, Л. Вальтер. – М.: Мир, 1974. – 286 с.

5 Повх И.Л. Аэродинамический эксперимент в машиностроении / И.Л. Повх. – М. – Л.: Машиностроение, 1965. – 480 с.

УДК 622.272

НОСАЧ А.К., ПАЛЬМИН Д.П. (КИИ ДонНТУ)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗОНЫ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ВПЕРЕДИ ЛАВЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТА m_4^2 В УСЛОВИЯХ ШАХТОУПРАВЛЕНИЯ «БЕЛОЗЕРСКОЕ»

Определены параметры, характеризующие переднюю зону опорного давления в очистном забое по пласту m_4^2.

Отработка пласта m_4^2 в пределах шахтного поля ведется на глубине 610 м. Пласт залегает под углом 14^0, сложного строения, мощностью 1,71м. В кровле пласта залегают алевролиты, аргиллиты, песчаники

крепостью 4-12 по шкале проф. М.М. Протодьяконова. Способ управления кровлей – полное обрушение.

Исследование геомеханических систем процессов, развивающихся в породном массиве вокруг очистной выработки, сводится в самом общем случае по определению компонентов поля напряжений и деформаций, установления размеров области разрушенных пород.

Параметры зоны опорного давления зависят от многих факторов, определяющими из которых являются глубина ведения очистных работ, соотношение компонентов начального поля напряжений, размеры и конфигурация очистной выработки, деформационно-прочностные свойства горных пород, их структура и текстура.

Под влиянием высоких напряжений уголь краевой части пласта непосредственно примыкающей к выработки, разрушается, его несущая способность падает и максимум опорного давления перемещается в глубь массива. О степени деформирования краевой зоны судят по характеру распределения опорного давления.

Состояние напряженно-деформированного массива горных пород, примыкающего к очистному забою, существенно влияет на выбор средств механизации выемки угля, крепление очистного забоя.

Основными параметрами, характеризующими напряженно-деформированное состояние пород в зоне опорного давления впереди лавы, являются: расстояние от линии очистного забоя до максимума опорного давления, концентрация напряжений в зоне опорного давления, размеры передней зоны (рис. 1).

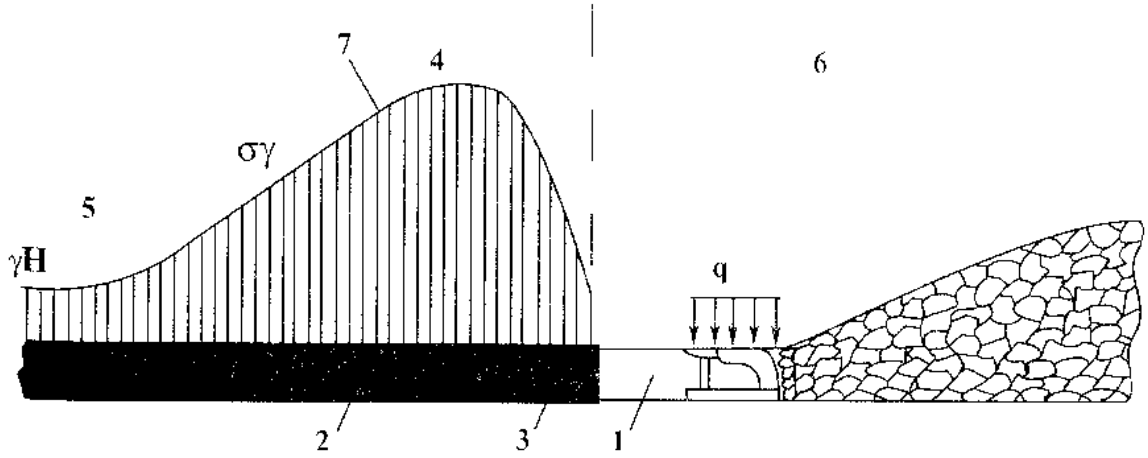


Рисунок 1 - Схема влияния очистной выработки (лавы) на породный массив: 1 – лава; 2 – угольный пласт; 3 – зона отжима угля; 4 – зона опорного давления; 5 – зона начального напряженного состояния; 6 – обрушенные порода (зона разгрузки); 7 – эпюра вертикальных напряжений.

Согласно методики ВостНИИ [1] расстояние от линии очистного забоя до максимума опорного давления определяется:

$$X = m\left(\frac{r'}{a_1 * \varphi * r' + b^1} + \frac{d_1 * \ln(D)}{\varphi}\right) = 1{,}71\left(\frac{5{,}85}{1{,}49 * 1{,}57 * 5{,}85 + 1{,}22} + \frac{0{,}995 * \ln(971)}{1{,}57}\right) = 3{,}12, \text{м};$$

(1)

где:

$m = 1{,}71$ – вынимаемая мощность пласта, м;

r' - половина шага обрушения пород кровли, отнесенная к вынимаемой мощности:

$$r' = 0{,}5 * \frac{r_0}{m} = 0{,}5 * \frac{20}{1{,}71} = 5{,}85, \text{м};$$ (2)

$r_0 = 20$м – по данным маркшейдерской службы шахты последующий шаг обрушения пород основной кровли;

$a_1 = 1{,}49$ – параметр при $\varphi * r' > 2$;

φ – функция, зависящая от коэффициента трения пород по породам кровли и почвы:

$$\varphi = 2 * f_{\text{тр}} * \lambda = 2 * 0{,}3 * 2{,}63 = 1{,}57;$$ (3)

где:

$f_{\text{тр}}$ =0,3…0,4 – коэффициент трения пород по породам кровли и почвы;

λ – вспомогательная функция, зависящая от угла внутреннего трения:

$$\lambda = \frac{1+\sin\rho}{1-\sin\rho} = \frac{1+0{,}45}{1-0{,}45} = 2{,}63;$$ (4)

где:

ρ – угол внутреннего трения угля:

$$\rho = 45 * f - 2{,}5 = 45 * 0{,}65 - 2{,}5 = 26{,}75, \text{ град.};$$ (5)

где:

f – средневзвешенный коэффициент крепости угольного пласта;

$b^1 = 1{,}22$ – параметр при $\varphi * r' > 2$;

$d_1 = 0{,}995$ – параметр при $\varphi * r' > 2$;

D – вспомогательная функция:

$$D = \frac{0{,}25 * H}{K_t} = \frac{0{,}25 * 610}{15{,}7} = 9{,}71;$$ (6)

где:

$H = 610$ – глубина ведения работ, м;

K_t – коэффициент сцепления угля:

$$K_t = K_0 * v * \exp\left(\frac{\varphi}{\alpha_1} * l * \exp(-\alpha_1 * t)\right) = 3{,}39 * 3{,}24 * 1{,}43 = 15{,}7;$$

(7)

где:

K_0 – коэффициент, зависящий от крепости угля:

$$K_0 = 9{,}5 * f^2 - 0{,}62 = 6{,}5 * 0{,}65^2 - 0{,}62 = 3{,}39\ ; \quad (8)$$

v – вспомогательная функция, зависящая от угла внутреннего трения угля:

$$v = \frac{2*\cos\rho}{1-\sin\rho} = \frac{2*0.89}{1-0{,}45} = 3{,}24; \quad (9)$$

α_1- реологический параметр:

$$\alpha_1 = 0{,}7 - 0{,}6 * f = 0{,}7 - 0{,}6 * 0{,}65 = 0{,}31\ ; \quad (10)$$

$t = 7$ часов – согласно планограммы работ во 2-й южной лавы (схема работы комбайна односторонняя);

$l = 0{,}63$м – величина подвигания очистного забоя за цикл.

Исходя из определения, что коэффициент концентрации напряжений представляет отношение напряжений в зоне максимума опорного давления к напряжениям в нетронутом массиве, его значение определяется:

$$K = \frac{K_t * e^{\frac{\varphi * x}{m}}}{0{,}25 * H} = \frac{1.57 * e^{\frac{1.57 * 2.12}{1{,}71}}}{0{,}25 * 610} = 1{,}77; \quad (11)$$

Ширина передней зоны опорного давления в очистном забое согласно [2] определяется:

$$l_{оп} = 2\sqrt{H * m} * K_0 = 2 * \sqrt{610 * 1{,}71} * 1{,}15 = 74{,}3\ \text{м}; \quad (12)$$

где:

$K_0 = 1{,}15$ – коэффициент, учитывающий обрушаемость пород кровли для категории пород $А_2$ по классификации ДонУГИ.

Многочисленные инструментальные измерения, выполненные на угольных шахтах, позволили сделать некоторые общие выводы относительно параметров зоны опорного давления. Так, например, установлено, что пик напряжений в зоне опорного давления располагается обычно на расстоянии равном 2…5 мощностям вынимаемого пласта [3], в 3…5 м впереди забоя лавы [4] при этом в верхнем сечении слоя непосредственной кровли действуют растягивающие напряжения, вызванные изгибом слоя. В нижней части слоя породы находятся в состоянии всестороннего сжатия, причем вертикальная составляющая превышает горизонтальную. С ростом глубины максимум опорного давлен возрастает и перемещается в направлении забоя.

Коэффициент концентрации напряжений по данным [3] составляет 2…3, а по данным [5] – 1,8…5,2.

Ширина передней зоны опорного давления достигает 100м [5], изменяется от 20 до 250м [2].

Литература:

1. Временное руководство по расчету первичного и последующего шагов обрушения пород кровли при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию в условиях Кузбасса. – Кемерово, ВостНИИ, 1973г.
2. Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт. И.Ф. Ярембаш, В.Д. Мороз, И.Г. Ворхлик, И.С. Костюк – 2-е изд., перераб. и доп. – Донецк: ДонНТУ, 2007. – 288с.
3. Жуков В.В., Чернов Е.В., Довгенко Г.Н. Напряженно-деформированное состояние слоистого массива. – Л.: Наука, 1973. – 132с.
4. Носач А.К., Лобков Н.И. Процессы подземных горных работ в очистных забоях. – Донецк: РВА ДонНТУ, 2001. – 180с.
5. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ: Учебник, - 2-е изд., перераб. и доп. – К.: Вища школа, 1992. – 335с.

УДК: 622. 831. 27

ЛОБКОВ Н.И. (ИФГП НАН Украины)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ШАГА ОБРУШЕНИЯ ПОРОДНОГО СЛОЯ НАД ВЫРАБОТАННЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

На основе проведенных исследований сдвижения породных слоев в выработанном пространстве разработан расчетный метод прогноза обрушения пород во время первичной и вторичніх посадок основной кровли

Ключевые слова: боковые породы, посадка кровли, очистной забой, лава, призабойное пространство, вмещающий массив.

В периоды первичной и вторичных посадок обрушение пород кровли в выемочном поле лав часто приводит к аварийной ситуации на добычном участке. Так при залегании слабых пород в кровле пласта крепостью $f \le 5$ по шкале Протодьяконова, (глинистые сланцы, песчаные сланцы) происходит разрушение пород кровли пласта в зоне опорного давления на мелкие фракции. При подходе лавы к разрушенной зоне происходит высыпание дробленых фракций пород в призабойную часть, образуя купола над секциями крепи. Секции крепи не имеют распора, что затрудняет дальнейшую эксплуатацию комплекса (рис.1а). Для устранения аварийной ситуации, выкладывают деревянные костры из брусьев, для придания секциям крепи распора. При этом снижается безопасность работ, повышается вероятность травматизма, простой участка, потеря добычи.
Если в кровле пласта залегают крепкие породы крепостью $f \ge 6$, по шкале Протодьяконова, (прочные алевролиты, песчаники) происходит обрушение

крупных блоков, что часто приводит к посадке механизированного комплекса на жесткую базу (рис. 1б). При изъятии секций из-под блоков применяют буровзрывные работы, что в свою очередь приводит к разрушению секций крепи и выхода их из эксплуатации. Это приводит к значительной потере добычи, снижению себестоимости угля.

а) б)

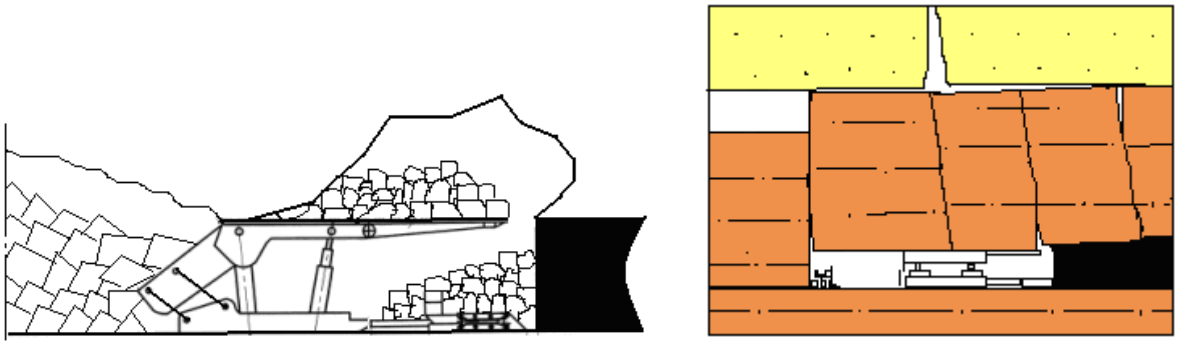


Рисунок 1- Обрушение пород кровли в призабойном пространстве:
а – мелкими фракциями, б – крупными блоками.

В настоящее время основным нормативным документом, позволяющим
оценивать поведение кровли и принимать технологические решения, направленные на обеспечение безаварийной работы лав, является классификация пород ДонУГИ. Недостатком классификации является то, что выбор технологических решений приходится осуществлять в действующем очистном забое. Прогнозирование обрушений пород кровли с её помощью возможно с большой долей ошибки.

Таким образом, разработка метода расчета шага обрушения пород кровли над очистным забоем, является актуальной задачей.

Целью работы является, разработка метода прогнозирования обрушения пород кровли над очистным забоем.

Для осуществления данной цели решаются следующие задачи:

- исследование механизма формирования разрушающих напряжений при прогибе слоев;
- разработка обобщенного метода расчета прогиба слоев над выработанным пространством.

Решить эти задачи невозможно без всестороннего анализа сдвижения горных пород под влиянием горных разработок. Как в Украине, так и за рубежом, к настоящему времени, накоплен значительный опыт в области обоснования и разработки параметров кровли в очистных забоях угольных пластов различной модификации. Однако в области геодинамического обоснования параметров посадки кровли в очистных забоях пологих угольных пластов Донбасса, а также моделирования характера поведения

породного массива над выработанным пространством лав, работа велась недостаточно, что является серьезным недостатком уровня современных исследований.

А.А. Борисов [1] (Ленинградская научная горная школа) представил расчетную схему определения первичной посадки кровли (рис. 2), в которой

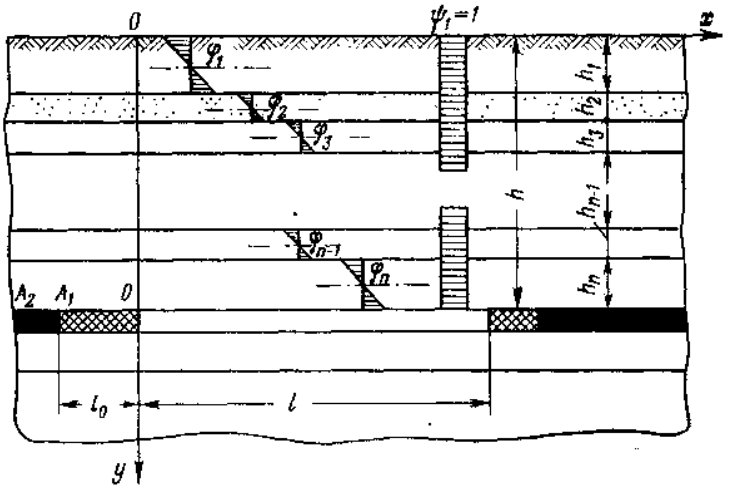


Рисунок 2- Расчетная схема к определению опорного давления с использование вариационного метода Лагранжа [1]

учитываются все породные слои от пласта до поверхности. До настоящего времени не определено, сколько и какие породные слои участвуют в формировании опорного давления, т.е. на данный момент нет современной прогрессивной методики прогнозирования характера поведения породного массива при отработке угольных пластов.

В результате исследований ДонНТУ и ИФГП НАН Украины установлено, что слои, образующие область полных сдвижений над выработанным пространством, прогибаясь, формируют опорное давление. Разделение породных слоев на группы, где в каждой группе нижним является несущий слой, а выше залегают слои пригрузки дает возможность расчета величин напряжений возникающих в несущем слое при его изгибе.

Натурные и лабораторные исследования указывают на то, что сдвижение породного массива над выработанным пространством осуществляется в определенной последовательности. По мере отхода очистного забоя от разрезной печи, изгиб слоев происходит в восходящем порядке, от пласта к поверхности. Прогибаясь, слои формируют повышенные напряжения на краевую часть пласта, величина прогиба слоя уменьшается с удалением вверх от пласта. Изгибающийся слой, до обрушения, ведет себя как сплошная, упругая, изотропная среда. В изгибающихся над выработанным пространством породных слоях формируются растягивающие горизонтальные напряжения (рис. 3), под действием которых происходит развитие магистральной трещины от

верхней кромки слоя к нижней [2,3]. При пересечении слоя трещиной по всей мощности происходит обрушение породного слоя (рис.4).

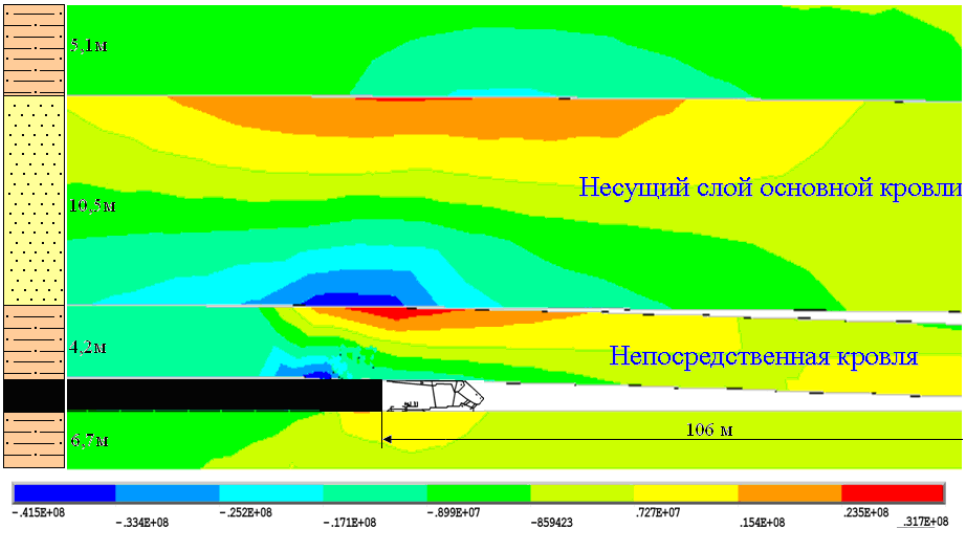


Рисунок 3- Распределение горизонтальных напряжений в изгибающихся слоях

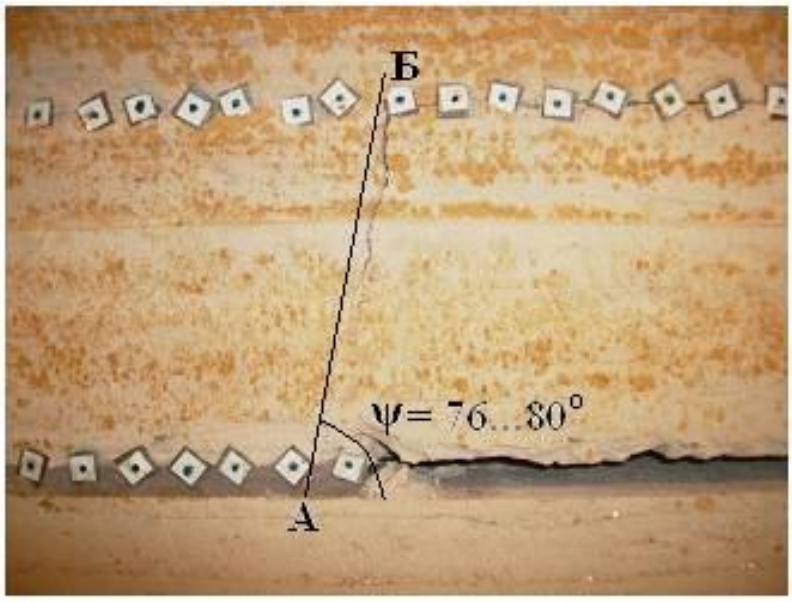


Рисунок 4 - Расположение трещины в породном слое при его обрушении: АБ – линия обрушения пород

Исследования распространения трещины в изгибающихся породных слоях с учетом эффективной поверхностной энергии (трещиностойкости), как постоянной материала породы в слое позволяют рассчитывать предельные пролеты породных слоев перед обрушением.

Условие для образования трещины по А. Гриффитсу [4] записывается

$$\frac{2\pi\sigma^2 \ell_т}{\text{E}} \Delta \ell_т = 4\Gamma \Delta \ell_т \qquad \text{или} \qquad \sigma = \sqrt{\frac{2E\Gamma}{\pi \ell_т}}, \text{ МПа} \qquad (1)$$

где σ – действующее напряжение, МПа;

$l_т$ – критическая длина трещины, м;

Е – модуль упругости, МПа;

Γ – поверхностная энергия тела, Дж/м^2.

Учитывая нарушенность вмещающего массива, разрушение породного слоя при изгибе начнется с роста существующей трещины, критическая длина которой определится из выражения:

$$\ell_{кр} = \frac{2E\text{G}_\text{с}}{\pi\sigma_\text{р}^2}, \text{ м}$$

где $\text{G}_\text{с}$ – эффективная поверхностная энергия, Дж/м^2;

$\sigma_\text{р}$ – предел прочности породы на растяжение, МПа.

Подставляя значения действующих напряжений в (1) и проведя преобразования, получаем выражения для определения предельного пролета кровли над выработанным пространством.

При первичном обрушении породного слоя:

$$\ell_{\text{пр}}^2 = \frac{2\text{h}_\text{с}}{\gamma_\text{с}} \sqrt{\frac{2EG_c}{\pi \ell_{кр}}}, \text{ м}^2 \qquad (2)$$

где $\ell_{\text{пр}}$– предельный пролет породного слоя перед первичной посадкой, м;

Нс – мощность рассчитываемого слоя, м;

$\gamma_\text{с}$ – объёмная масса породы, Н/м^3;

$\ell_{\text{кр}}$– критическая длина трещины в слое, м.

При первичном обрушении группы слоев:

$$\ell_{\text{пр}}^2 = \frac{2\text{h}_\text{с}^2}{\sum_{i=1}^{n} \gamma_c \text{h}_\text{с}} \sqrt{\frac{2EG_c}{\pi \ell_{кр}}}, \text{ м}^2 \qquad (3)$$

где $\sum_{\text{i=1}}^{n} \gamma_c h_c$ – распределенная нагрузка группы слоев, МН/м^2.

При вторичном обрушении породного слоя:

$$\ell_{пр}^2 = \frac{h_c}{3\gamma_c} \sqrt{\frac{2EG_c}{\pi \ell_{кр}}}, \text{ м}^2 \qquad (4)$$

При вторичном обрушении группы слоев:

$$\ell^2_{пр} = \frac{\mathrm{h}_\mathrm{c}^2}{3\sum_{\mathrm{i}=1}^{\mathrm{n}} \gamma_\mathrm{c} h_c} \sqrt{\frac{2EG_c}{\pi \ell_{кр}}}, \text{ м}^2 \qquad (5)$$

Эффективная поверхностная энергия, как постоянная характеристика материала определяется в лабораторных условиях.

Полученные выражения для определения первичного м последующих обрушений породных слоев позволяют прогнозировать шаг посадки основной кровли в лаве по данным геологоразведки на стадии проектирования очистных работ.

Литература

1. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов/А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980.– 360с.
2. Клочко И.И. Особенности изменения напряженного состояния впереди лавы в процессе выемки угля/ И.И. Клочко, Н.И. Лобков.– Вісті Донецького гірничого інституту №2, 2011, – С.136 – 141.
3. Клочко И.И. Формирование разрушающих напряжений в породных слоях при ведении очистных работ/И.И. Клочко, Н.И. Лобков. – Вісті Донецького гірничого інституту №1, 2011, – С.106 – 111.
4. Griffits A. The theory of rupture. Proceedinq of 1-st International lonq. Appl. Mech., Delft, 1924, p. 55-63.

УДК 622.83: 622.411.332.023.623

КОЛЬЧИК А.Е., ВОЛОШИНА Н.И., КОЛЬЧИК И.Е.
(ИФГП НАН УКРАИНЫ)

ИЗМЕНЕНИЕ ХАРАКТЕРА ВЕРТИКАЛЬНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ ПОДРАБАТЫВАЕМОЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С ТРУДНООБРУШАЕМЫМИ КРОВЛЯМИ

Наведені результати досліджень впливу гірничо–геологічних і гірничотехнічних умов відпрацювання вугільних пластів на характер вертикальних деформацій земної поверхні попереду проекції лави на горизонтальну площину.

Приведены результаты исследований влияния горно-геологических и горнотехнических условий отработки угольных пластов на характер

вертикальных деформаций земной поверхности впереди проекции створа лавы на горизонтальную плоскость.

Поднятие земной поверхности, как результат ведения работ по подземной добыче угля, впервые было зафиксировано еще в 1911 году в Германии, а позднее было неоднократно отмечено в исследованиях зарубежных и отечественных ученых. При этом в качестве причины его возникновения предлагались различные теории, в частности, теория изгиба слоя пород, прилегающего к поверхности, теория пассивного действия земляных масс, осевших непосредственно над выработанным пространством, чей пассивный отпор, действуя в сторону не сдвинувшихся пород, выпирает их, теория трещины у края мульды сдвижения, которая объясняет поднятие выпиранием отделившегося и вращающегося блока пород и др.

Как показывают недавние исследования зона поднятия земной поверхности впереди проекции створа движущейся лавы на горизонтальную плоскость возникает при залегании в подрабатываемом массиве мощных и прочных породных слоев [1, 2]. При этом поднятия земной поверхности являются обратимыми вертикальными деформациями (после перемещения очистного забоя процесс поднятия сменяется опусканием).

На сегодняшний день вопрос влияния поднятия земной поверхности на объекты поверхности практически не исследован. Учитывая значительную наполненность подрабатываемых территорий Донбасса инженерными объектами гражданского и промышленного назначения, данная проблема приобретает особую актуальность. Однако перед установлением степени влияния поднятия на объекты поверхности необходимо установить характер возможного поднятия и факторы, способствующие его формированию.

Установлено, что наличие в подрабатываемом массиве труднообрушаемых породных слоев приводит к трем характерным типам деформации земной поверхности впереди проекции створа лавы на горизонтальную плоскость: «постоянное» поднятие, «циклическое» и «волнообразное» поднятия.

Циклическое поднятие представляет собой деформацию земной поверхности впереди проекции створа лавы на горизонтальную плоскость, которому свойственна периодичность возникновения (рис. 1, а). Возникновение зоны поднятия II не возможно без полной ликвидации зоны поднятия I. При таком характере поднятия время формирования породной консоли над отрабатываемым угольным пластом $t_к$ с длиной консоли $L^{min}_к$ превышает время обрушения породных слоев от разрабатываемого пласта до поверхности $t_{обр}$. (где $L^{min}_к$ – минимальная

длина консоли, обеспечивающая возможность поднятия земной поверхности).

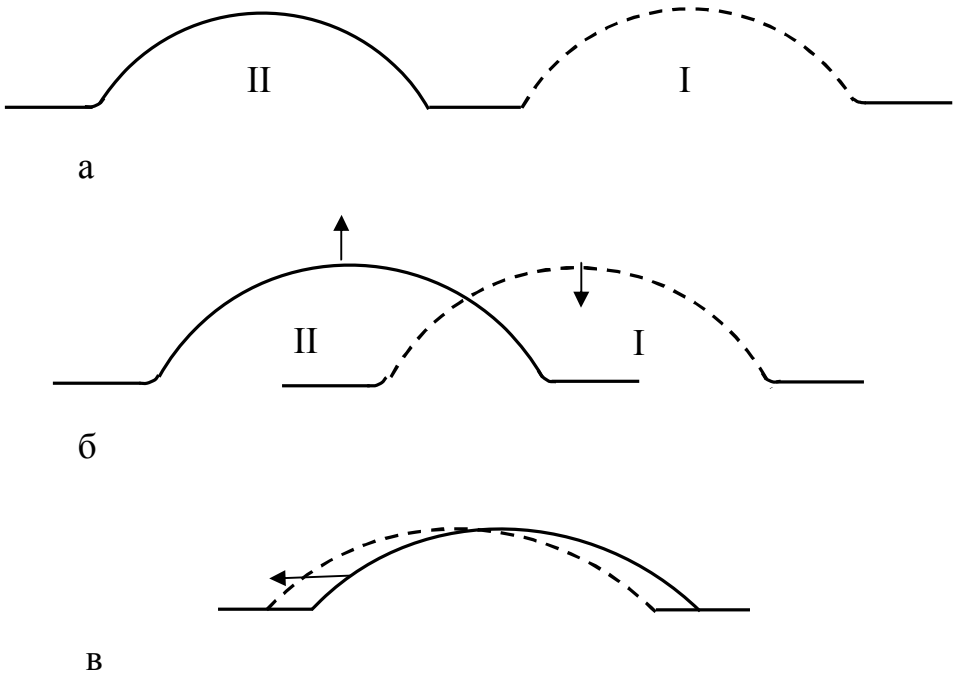


Рисунок 1- Характер деформирования земной поверхности:
а - цикличный; б - постоянный; в - волнообразный:
I - первая (первичная) зона поднятия земной поверхности; II – вторая (вторичная) зона поднятия земной поверхности;
←↑↓ - направления основных деформаций земной поверхности.

Постоянный характер поднятия представляет собой частичное наложение двух зон поднятия (I и II (рис. 1, б)), сформированных соответственно двумя разными породными консолями. Так, зона поднятия I достигает своих максимальных размеров при достижении консолью величины $L^{max}_{к}$, после чего происходит обрушение консоли №1 и вышележащих породных слоев вплоть до поверхности, а также начинает формироваться консоль №2, определяющая зону поднятия II. При этом, время $t_к$ образования консоли №2 максимальной протяженности ($L^{max}_{к}$) должно быть меньше времени обрушения всех породных слоев от разрабатываемого пласта до поверхности ($t_{обр}$).

Волнообразный характер поднятия (рис. 1, в) возможен лишь в случае активного управления длиной зависающей породной консоли песчаника. При этом, длине консоли могут задаваться размеры в диапазоне $L^{min}_{к} < L_к \le L^{max}_{к}$.

Поддержание протяженности породной консоли в соответствующих пределах позволит поддерживать стабильные параметры зоны разгрузки угольного пласта от горного давления в локальной зоне разгрузки, формирующейся впереди зоны опорного давления (что может быть

использовано для эффективного применения способов управления состоянием горного массива, в частности, разработан способ дегазации угольного пласта [3]). Поддержание протяженности породной консоли в соответствующих пределах позволит также обеспечить стабильные параметры зоны поднятия земной поверхности впереди проекции створа лавы на горизонтальную плоскость.

Условия возникновения поднятий земной поверхности, имеющих изложенные выше характерные черты, сведены в структурную схему на рис. 2.

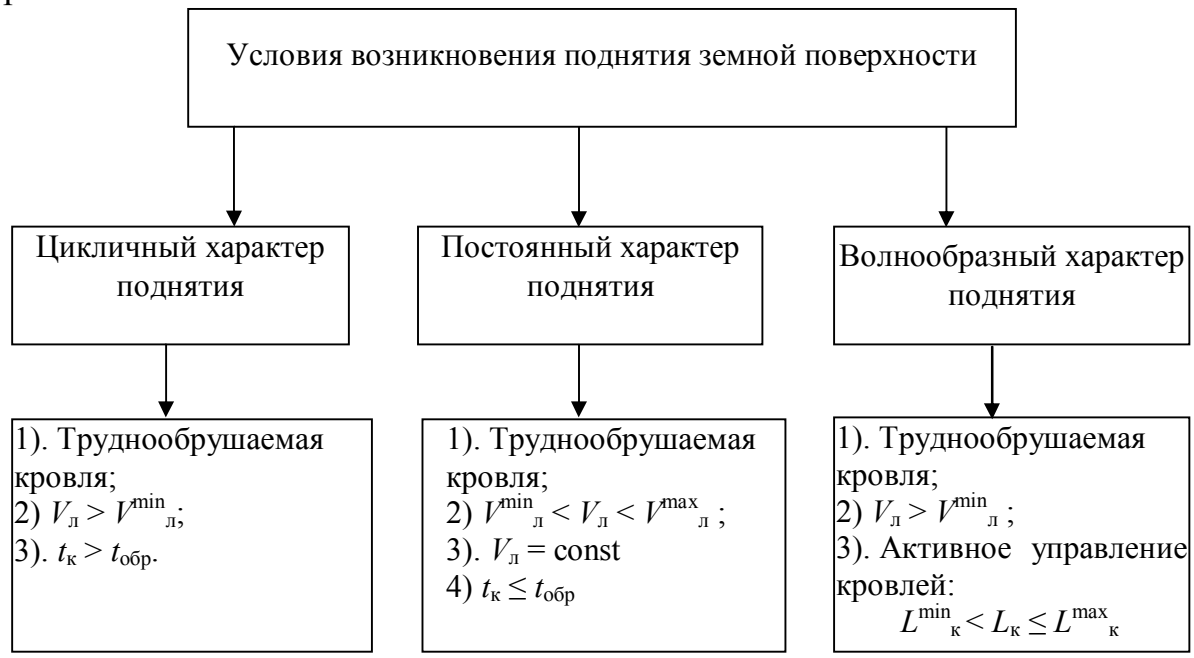


Рисунок 2- Схема условий возникновения поднятия земной поверхности

При составлении проектов подработки объектов поверхности особо чувствительных к ее наклону, таких как железные дороги, газопроводы и т.п., необходимо учитывать возможность дополнительных вертикальных деформаций, которые будет испытывать земная поверхность под объектом, еще до начла основного процесса сдвижений.

Литература

1. Смещения земной поверхности при наличии мощных породных слоев в подрабатываемом массиве / Е.И. Кольчик, В.Н. Ревва, А.Е. Кольчик и др. / Вісті Донецького гірничого інституту. – 2008. - № 1. – с. 173 – 177.

2. Кольчик А.Е. Изменение смещений земной поверхности впереди створа движущейся лавы // Геотехнології і охорона праці у гірничій промисловості. – КІІ ДонНТУ. – Красноармійськ: 2009. С. 49-50.

3. Пат.№ 94174 Україна, МПК (2011.01) E 21 F 5/00. Спосіб дегазації вугільного пласта / Кольчик Є.І., Волошина Н.І., Кольчик І.Є., Кучерук І.П., Кольчик А.Є.; заявник і власник Інститут фізики гірничих процесів НАН України. – заявл. 11.01.10; опубл. 25.06.10, Бюл.№12.

УДК 622.268.7 + 622.524

ФОМИН В.О. (ДонГТУ)

ПАРАМЕТРЫ ЗАТОПЛЕНИЯ ЛИКВИДИРУЕМЫХ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Натурними спостереженнями встановлені швидкості й рівні затоплення ліквідованих вертикальних стволів. Наведені результати досліджень можуть бути оперативно використані при проектуванні для визначення часу й рівня остаточного затоплення ліквідованих вертикальних стволів в аналогічних умовах, а також удосконалювання технології ліквідації вертикальних стволів без застосування часткового або повного засипання закладним матеріалом.

В Украинском Донбассе за период 1996-2012 г.г. закрыты 123 угольные шахты, из которых только на 59 все вертикальные выработки, имеющие выход на земную поверхность, ликвидированы согласно требованиям нормативного документа [1], предусматривающего полное их заполнение нетоксичным и негорючим, кроме глины, закладочным материалом. На остальных – эти работы по причине недостаточного финансирования не ведутся. Особенно это касается вертикальных стволов, требующих выполнения наиболее дорогостоящих, технически сложных, малоуправляемых во времени технологий, обеспечивающих надежную и долговечную сохранность земной поверхности. По усредненным данным на ликвидацию одного вертикального ствола глубиной 500 м и диаметром в свету 5...8 м с полной его засыпкой закладочным материалом в среднем расходуется 3,5...7,0 млн. грн., что составляет 5...10% от общей суммы затрат, предусмотренных проектом на закрытие шахты без учета расходов на решение экологических и социальных проблемных вопросов. Количество неликвидированных и затапливаемых вертикальных стволов только в Луганской области по состоянию на май 2012 г. составляет 11.

Как показывают исследования, ликвидация стволов с применением их полной закладки не обеспечивает их надежную и продолжительную изоляцию от земной поверхности из-за образования ее провалов [2], вызванных рядом основных причин: потерей устойчивости крепи, перекрытия ствола и слоя несвязных наносных пород в пределах его

приустьевой зоны [3]; образованием пустотного пространства между перекрытием в стволе и закладочным материалом, связанного с его усадкой, в том числе и уходом через разрушенные, возводимые на сопряжениях с ликвидируемым стволом упорные изолирующие перемычки [4]; снижением несущей способности, как железобетонных конструкций полков перекрытий в стволе, так и самой его крепи под воздействием коррозии металла, гидратации бетона и гниения элементов деревянных конструкций [5]; активизацией агрессивного воздействия шахтных при способствующей дополнительной фильтрации грунтовых вод на прочностные характеристики материалов, входящих в конструкцию перекрытия и пород наносов при полном затоплении ствола [6]. Все вышеуказанные причины нарушений земной поверхности вокруг ликвидированного ствола в той или иной мере напрямую связаны с водой, поэтому возникает необходимость решения одного их актуальных вопросов установления скорости и уровня их затопления по истечении фактического срока эксплуатации.

Цель исследований – на базе продолжительных натурных измерений установить интенсивность процесса затопления ликвидируемых вертикальных стволов в условиях группы шахт Луганской области при решении следующих основных задач:

- провести мониторинг притока воды в стволах;
- установить интенсивность и уровни затопления ликвидированных вертикальных стволов;
- дать оценку состояния крепи в пределах приустьевой зоны эксплуатируемых вертикальных стволов;

Результаты натурных исследований по затоплению 11 ликвидированных вертикальных стволов 7 угольных шахт Луганской области представлены в таблице 1.

Глубина этих стволов колеблется в широких пределах от 67 до 811 м. Абсолютная скорость затопления группы неглубоких стволов до окончательного установления относительно-стабильного уровня их затопления водой без учета межсезонного его перепада равного в среднем для рассматриваемых условий ± 2,5 м, составляет 28,6…37,4 м/год (в среднем 32,9 м/год) и почти не зависит от глубины ствола до 500 м. Абсолютная скорость затопления стволов с увеличением их глубины более 500 м возрастает и в среднем составляет 58,3 м/год (см. табл. 1). Приток воды при ее откачке из полузатопленного на глубину 220 м ствола (скипового №1 шахты им. Войкова) судя по средней величине абсолютной скорости его подтопления – 27,5 м/год, приближается к группе неглубоких стволов.

Для оперативной совокупной оценки прогнозирования процесса заполнения стволов шахтной водой целесообразно использовать

относительный показатель скорости, величина которого отражает продолжительность затопления по глубине 1 м ствола за 1 год (см. табл. 1).

Величина этого показателя для затопленных неглубоких вертикальных стволов колеблется вокруг среднего значения равного 0,21 год$^{-1}$ при коэффициенте его вариации в пределах допустимой величины 24%, для глубоких затапливаемых стволов – 0,085 год$^{-1}$ при незначительных колебаниях относительно скорости их затопления, так как коэффициент вариации составляет 14%. Следует отметить, что относительная величина скорости затопления откачиваемого ствола, составляет 0,07 год $^{-1}$, которая почти равна средней по величине в затапливаемых стволах. Исходя из этого, показатель относительной скорости затопления в рассматриваемых условиях можно оперативно использовать для предварительного проектного расчета продолжительности полного затопления ликвидируемых стволов различной глубины.

По результатам исследований выявлено, что величины удаления относительно стабильного уровня затопления по 5 затопленным неглубоким стволам составляют 27,4…29,8 м (в среднем 28,6 м). Исключение составляет вспомогательный клетьевой ствол №7 шахты «Черноморка», где этот параметр из-за резкого изменения рельефа местности составляет 41,6 м. С учетом сезонных колебаний притока воды следует ожидать минимальную высоту безводного пустотного пространства между земной поверхностью и уровнем воды в затопленном стволе, равную до округленного целого числа 26 м. Эту величину во избежание подтопления части приустьевой зоны ликвидируемого вертикального ствола необходимо сопоставлять с удалением полка перекрытия от земной поверхности.

Существенное влияние на сохранность земной поверхности оказывают дефекты крепи, особенно в приустьевой зоне ликвидируемого вертикального ствола, накопленные за время его эксплуатации и определяющие его состояние в целом перед затоплением. По данным обследования состояния крепи по причинам ее нарушенности в ликвидируемых и подлежащих в перспективе ликвидации вертикальных стволов группы шахт Луганской области (табл. 2) установлено, что основная доля (74%) участков нарушенной крепи по высоте приходится на приустьевые зоны с максимальным удалением от земной поверхности 0,1 до 31,5 м, т.е. в пределах, части толщины наносного геоматериала.

Это дает предпосылки к поиску новых технологических решений по обоснованию более устойчивых по сравнению с нормативной конструкцией перекрытия ликвидируемого вертикального ствола, с учетом его затопления и без засыпки закладочным материалом.

Таблица 1 –

Характеристика затапливаемых вертикальных стволов по шахтам Луганской области

Наименование шахты	Продолжительность затопления, год		Удаление уровня затопления ствола от земной поверхности, м	Вертикальный ствол					Средняя скорость затопления	
				наименование	глубина, м	размеры в свету, м		материал крепи	абсолютная, м/год	относительная, год$^{-1}$
	начало	окончание				диаметр	ширина / длина			
«Черноморка»	2001	2004	29,8	Скиповой №5 бис	142	-	3,8 / 2,9	дерево	37,4	0,26
«№3-5 Сокологоровка»	1979	1986	27,9	Главный №3	260	4,8	-	бетон	33,2	0,12
		1983	28,2	Скиповой №4	150	4,2	-	дерево	30,4	0,20
«Никанор»	1996	1999	29,0	Главный	115	-	4,3 / 3,9	-//-	28,6	0,25
«Украина»	1985	1989	27,4	Вентиляционный №2	67	5,2	-	бетон	34,9	0,21
Среднее значение			30,6		208,8	5,0			32,9	0,21
«Славяносербская»	2006	продолжается	310,1*	Вспомогательный Клетьевой	731	7,1	-	бетон	52,6	0,07
			318,3*	Главный Скиповой	735	6,5	-	-//-	52,1	0,07
«Краснопольевская»	2009	-//-	587,2*	Скиповой	770	6,7	-	-//-	60,9	0,08
			592,1*	Клетьевой	811	7,0	-	-//-	72,9	0,09
«Черноморка»	2001	2010	41,6	Вспомогательный Клетьевой №7	519	6,0	-	бетонные тюбинги	53,0	0,1
Среднее значение			369,8		713	6,7			58,3	0,085
им. Войкова	2002	2010	158,0**	Скиповой №1	378	-	2,9 / 2,9	дерево	27,5	0,07

* затапливаемые стволы;

**уровень воды поддерживается за счет ее откачки погружными насосами

Таблица 2 –

Состояние вертикальных стволов на шахтах в Луганской области

ГП, шахта	Наименование ствола	Участок нарушенной крепи	
		удаление от земной поверхности, м	площадь, $м^2$
«Луганскуголь», ш/у «Луганское», «Мащинская»	Клетьевой	410-421	21
-//-	Скиповой	2,5-29,5	150
		450-472	100
«Черкасская»	№1 клетьевой	2,4-9,8	175
ОП «Лутугинская»	Скиповой	560-590	370
-//-	Вспомогательный	3,0-11,3	146
«Вергелевская»	Скиповой	4,25-19,3	195
им. Артема	Главный	390-410	150
-//-	Грузо-людской	2,9-31,5	270
-//-	№3	7,4-14,2	145
«Первомайскуголь», «Горская»	Клетьевой	12,4-19,3	95
«Лисичанскуголь», им. Мельникова	Скиповой	0,1-3,8	41
-//-	Грузолюдской	3,7-8,73	38
«Луганскуглереструктуризация», «Перевальская»	Грузо-людской	5,1-12,5	175
«Романовская»	№3	4,50-9,00	78
-//-	-//-	600-698	140
«Славяносербская»	Всп. клетьевой	5-20,8	87
-//-	Главный скиповой	7-35	112
«Краснопольевская»	Клетьевой	4-19	57

Выводы. По результатам мониторинга натурных измерений затопления ликвидированных вертикальных стволов группы угольных шахт Луганской области установлены средние значения скорости их затопления водой и установившееся ее уровни на удалении от земной поверхности. Для совокупной оценки скорости затопления вертикальных стволов введена относительная ее величина, обладающая некоторым постоянством при глубинах до и после 500 м, отражающая среднюю продолжительность затопления ствола по его глубине. Для неглубоких (до 500 м) вертикальных стволов эта величина составляет в среднем 0,21 год $^{-1}$, для глубоких, более 500 м, затапливаемых стволов – 0,085 год $^{-1}$. Определена средняя величина минимального удаления установившегося уровня полного затопления водой вертикального ствола от земной поверхности, равная 26 м. При снижении этой величины подтопление шахтной водой приустьевой зоны вертикального ствола неизбежно.

Приведенные результаты исследований могут быть оперативно использованы при проектировании для определения времени и уровня окончательного затопления ликвидированных вертикальных стволов в аналогичных условиях, а также совершенствования технологии

ликвидации вертикальных стволов без применения частичной или полной засыпки закладочным материалом.

Список ссылок

1. Правила ликвидации стволов угольных шахт. КД 12.12.005-2001, КД 12.12.006-2001. − Донецк: Министерство топлива и энергетики Украины, 2001. – 122 с.

2. Фомин В.О. Потенциально опасные зоны провалов на поверхности вокруг ликвидированных стволов // Уголь Украины. − 2011. − №8. – С. 17-21.

3. Голдин С.В. Аварийные ситуации в районе расположения устьев вертикальных стволов // Наукові праці УкрНДМІ НАН України. – 2010. – №6. – С. 313-323.

4. Борзых А.Ф. Устойчивость упорных перемычек в выработках, сопряженных с ликвидируемым вертикальным стволом / А.Ф. Борзых, В.О. Фомин // Уголь Украины. – 2011. – №12. – С. 11-14.

5. Снегирев Ю.Д. Техническое обслуживание и ремонт шахтных стволов/ Ю.Д. Снегирев, Н.С. Пушкарев, Н.А. Филатов. – М.: Недра, 1976. – 176 с.

6. Гавриленко Ю. Н., Ермаков В. Н. Технологические последствия закрытия угольных шахт Украины. Монография. – Донецк: Норд-Пресс, 2004. – 631 с.

УДК 622.02

СЫНКОВ В.Г., МАРТИЩЕНКО О.Ю. (КИИ ДонНТУ)

КРАТКИЙ АНАЛИЗ СПОСОБОВ ВЫЕМКИ УГЛЯ ДЛЯ УСЛОВИЙ ШАХТ ДОНБАССА

Метою статті є аналіз існуючих способів виймання вугілля із їх порівнянням та опис принципово нового способу – агрегатом фронтального шнекового виймання, розробленого проф. Литвинським Г.Г., який може суттєво покращити технологію відробки тонких пластів вугілля.

Немногие страны могут гордиться наличием мощных угольных пластов, как, например, месторождение Шеньдонг в Китае или бассейн Боуэн в Австралии, где мощность пластов достигает 6–7 м. Украина в их число, к сожалению, не входит. Такие месторождения – исключения из правила. Согласно различным исследованиям, доля мировых извлекаемых запасов угля в пластах мощностью 0,6 – 1,5 м составляет до 60% всех запасов каменного угля (средняя мощность пластов Донбасса – 0,6–1,2 м). При этом, отработка пластов больших мощностей ведется усиленными темпами, что в скором времени приведет человечество к вынужденной отработке тех запасов, вскрывать которые ранее было нецелесообразно. Отказаться же от угля мы пока еще не можем, т.к. согласно исследованиям World Coal Institute [1], каменный уголь занимает лидирующую позицию в мире по производству энергии (рис.1).

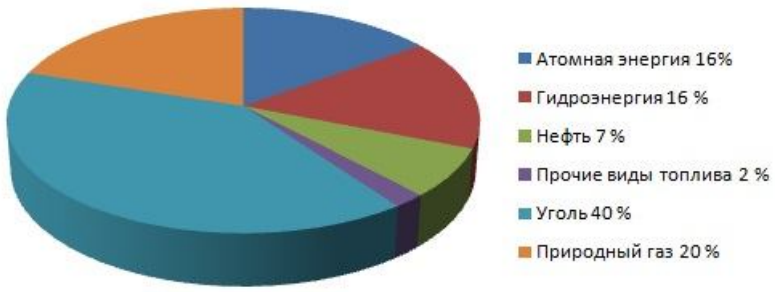


Рисунок 1 – Производство электроэнергии в мире по видам топлива

Иные виды топлива (нефть, газ, атомная энергия, гидроэнергия и др.) пока еще не могут заменить уголь по ряду причин, поэтому на ближайшие десятилетия последний так и останется основным источником энергии. Но, безусловно, без качественных улучшений угольной промышленности, она так и останется обузой для экономики и экологии.

Таким образом, весьма перспективным является усовершенствование и развитие существующих способов отработки тонких и весьма тонких пластов, а также создание новых на основе безлюдной выемки.

Существующие способы отработки

В настоящее время на угольных шахтах мира и Украины в частности лидирующее положение занимает система отработки длинными очистными забоями, которая в свою очередь может быть реализована комбайнами и стругами. Но если на шахтах Украины выемка тонких пластов ведется преимущественно комбайнами, и усовершенствования проводятся, опираясь на комбайновую технологию, то в Германии, например, все большее применение находят струговые установки. Причины тому мы рассмотрим ниже. Исследования [2] показывают, что нижний предел оптимальной работы комбайнов составляет 2,3 м (рис.2), что уже выходит за рамки большинства пластов Донбасса.

Рисунок 2 – Удельная мощность комбайна и струга в зависимости от высоты лавы

При этом струговые установки гораздо эффективнее использовать в лавах высотой 0,6 – 2 м, что сопоставимо с показателями большинства отечественных шахт.

Примечание. Кривые рис.2 получены по формуле $P_{уд} = \frac{\sum P_{уст}}{h_л}$,

где $P_{уд}$ *– удельная установлення мощность,* $\sum P_{уст}$ *– суммарная устновленная мощность двигателей,* $h_л$ *– высота лавы. Расчеты велись для комбайнов мощностью 600, 1000, 1200, 1500 и 1800 кВт и стругов мощностью 800 и 1600 кВт.*

Важным препятствием к использованию стругов ранее была невозможность их применения при наличии нарушений. Современные струговые установки (компании Bucyrus, например) могут эффективно преодолевать этот фактор благодаря значительной мощности и компьютерной системе управления. Технология “incremental plowing” , применяемая на стругах, позволяет производить выемку со строго заданной глубиной резания.

С точки зрения безопасности труда струговые установки предпочтительнее по нескольким причинам:

- высокая скорость подачи струга запрещает присутствие людей в лаве во время его работы (на шахтах Германии);

- практически полная автоматизация современных струговых установок предполагает возможность управления из диспетчерской (персонал нужен только для осмотра или ремонта).

Скорость комбайна в лаве не может быть существенно увеличена, т.к. обязательное присутствие оператора накладывает ограничение на движения комбайна, в то время как струговые установки воздействию этого фактора не подвержены.

Автоматизировать струговую установку гораздо проще, т.к. она не содержит вращающихся шнеков, и движение происходит только в одной плоскости.

С точки зрения затрат и комбайны и струги различаются незначительно, поскольку в обоих случаях львиную долю стоимости комплекса составляет стоимость крепи, а не самой установки. Современные системы диагностики оборудования обоих систем позволяют снижать затраты на ненужные осмотры и ремонты благодаря точному контролю нагрузок на инструмент.

Таким образом, для угольных шахт Украины с их непростыми горно-геологическими условиями и высоким травматизмом струговые установки при должной квалификации персонала могут стать хорошей заменой более сложных комбайнов.

Отработка тонких и весьма тонких пластов агрегатом фронтальной шнековой выемки АФШВ

При всех плюсах стругов и комбайнов, у обоих технологий с точки зрения затрат есть большой недостаток – обязательное наличие мех. крепи, стоимость которой в десять, а то и двадцать раз превосходит стоимость самой установки. Поэтому перспективной может оказаться отработка тонких пластов агрегатом фронтальной шнековой выемки (АФШВ), разработанным проф. Литвинским Г.Г. из ДонГТУ. Конструкция агрегата показана на рис.3.

Он имеет рабочий орган и транспортное устройство, выполненное как единое целое из последовательно расположенных вдоль забоя лавы 1 шнековых секций ШС 2 с валом 3, на лопастях 4 которых установлены

шарошки 5. На внешней стороне каждой ШС 2 закреплено с помощью стержней 6 щитовое ограждение 7, которое заканчивается направляющими лемехами 8 и 9. АФШВ содержит устройство для создания усилий напора на забой и перемещения агрегата, которое выполнено в виде присоединенного к каждой ШС 2 приводного вала 10 с расположенными напорными катками 11, которые опираются на подошву пласта 12 и соединены распорными стержнями 6 с валом 3 ШС 2. При этом ШС как шнекового 3, так и приводного 10 валов соединены друг с другом с помощью полукарданного сочленения ПС 13, которое передает вращение и допускает угловое перемещение соседних валов только в вертикальной плоскости. Первая (концевая) ШС 2 со стороны массива выполнена как буровая коронка в виде оболочки вращения 14, на которой размещены шарошки 5 для выбуривания угля вдоль лавы. Шарошки 5 на лопастях 4 ШС 2 производят эффективное фронтальное разрушение угля в пласте, одновременно обеспечивая малое сопротивление вращению ШС 2 (эффект подшипника качения). Это значительно снижает мощность привода для добычи угля. Наличие щитового ограждения 7 формирует транспортное пространство ШС 2, что способствует транспортированию угля и устраняет его потери по лаве. Напорные катки 11, которые опираются на подошву пласта 12, обеспечивают при своем вращении необходимый напор шарошек 5 на забой лавы и передвигают агрегат вперед. Полукарданные сочленения на валах 3 и 10 позволяют агрегату приспособиться (адаптироваться) к изменению гипсометрии пласта и обеспечивают прямолинейность лавы, что важно для безаварийного ее продвижения. (выдержка из статьи Литвинского Г.Г. [3])

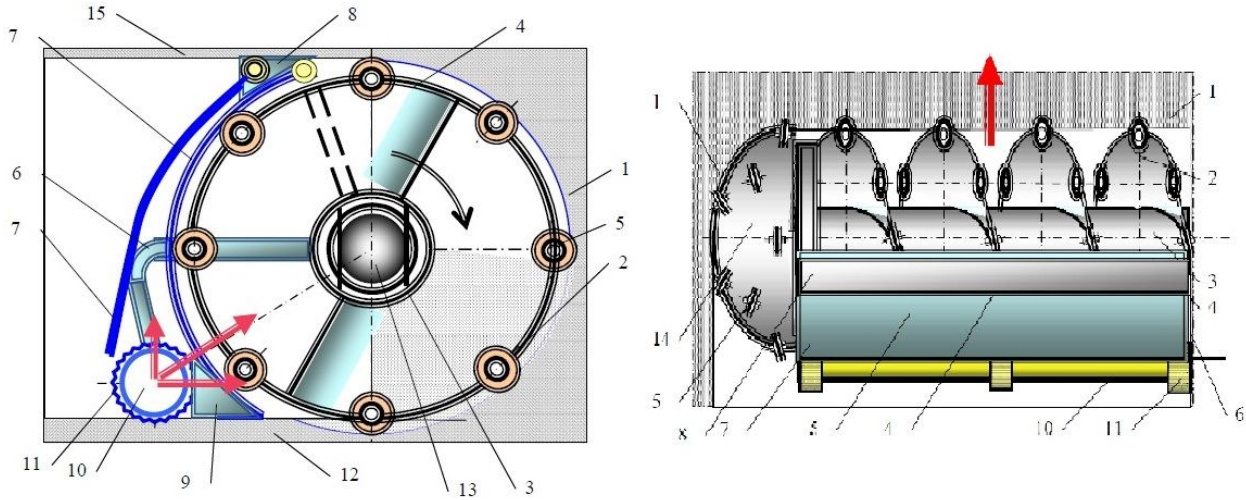


Рисунок 3 – Конструкция АФШВ

Среднесуточное продвигание забоя – 50-100 м. Высокая скорость продвигания лавы позволяет агрегату «убегать» от горного давления, что дает возможность обойтись без дорогостоящих секций крепи. Агрегат

подразумевает работу без присутствия людей при концентрации метана более 16%. Все элементы управления могут быть вынесены как на штрек, так и на поверхность. Современные системы контроля нагрузок будут отслеживать нагрузки на режущий инструмент и прочие детали и назначать своевременные ремонты.

Проф. Литвинским рассчитаны зависимости мощности агрегата от величины мощности пласта [3]. Занесем их в табл.1. Также в таблице покажем приведенные мощности к высоте пласта.

Таблица 1 –

Мощность привода АФШВ в зависимости от мощности пласта

Мощность пласта	Производи-тельность	Удельная энергоем-кость	Мощность	Удельная мощность
m, м	Q, т/ч	q, кВт*ч/т	P, кВт	P/m, кВт/м
1,20	1720	0,3	573,3	477,8
1	1000	0,3	333,3	333,3
0,8	500	0,3	166,7	208,3
0,6	220	0,3	73,3	122,2
0,4	64	0,3	21,3	53,3

Полученные значения дают возможность сравнить агрегат шнековой выемки с комбайнами и стругами по величинам удельных мощностей (рис.4).

Параметры комбайнов и стругов те же, что и на рис. 2, с ними можно ознакомиться в работе [2]. Сравнивая комбайны и струги, можно сказать, что в ту же высоту лавы в пределах 0,6–2 м для стругов может быть помещен гораздо более мощный привод, чем для комбайнов, что обеспечит более эффективную отбойку угля. АФШВ обладает наименьшей приведенной мощностью из всех трех установок, что существенно снизит эксплуатационные расходы на электроэнергию. О качестве разрушения угля судить трудно ввиду отсутствия образцов. Однако, это не значит, что АФШВ является бесперспективным. При должном финансировании и всестороннем проектировании отдельных узлов он способен заменить на маломощных пластах устаревшие комбайны или струги.

Выводы. Для улучшения экономических показателей шахты следует переходить от во многом изживших себя способов и машин к более современным, во многом концептуальным, с полной автоматизацией. Только такой подход даст возможность увеличить добычу и сократить травматизм в такой жизненно важной для человечества отрасли деятельности.

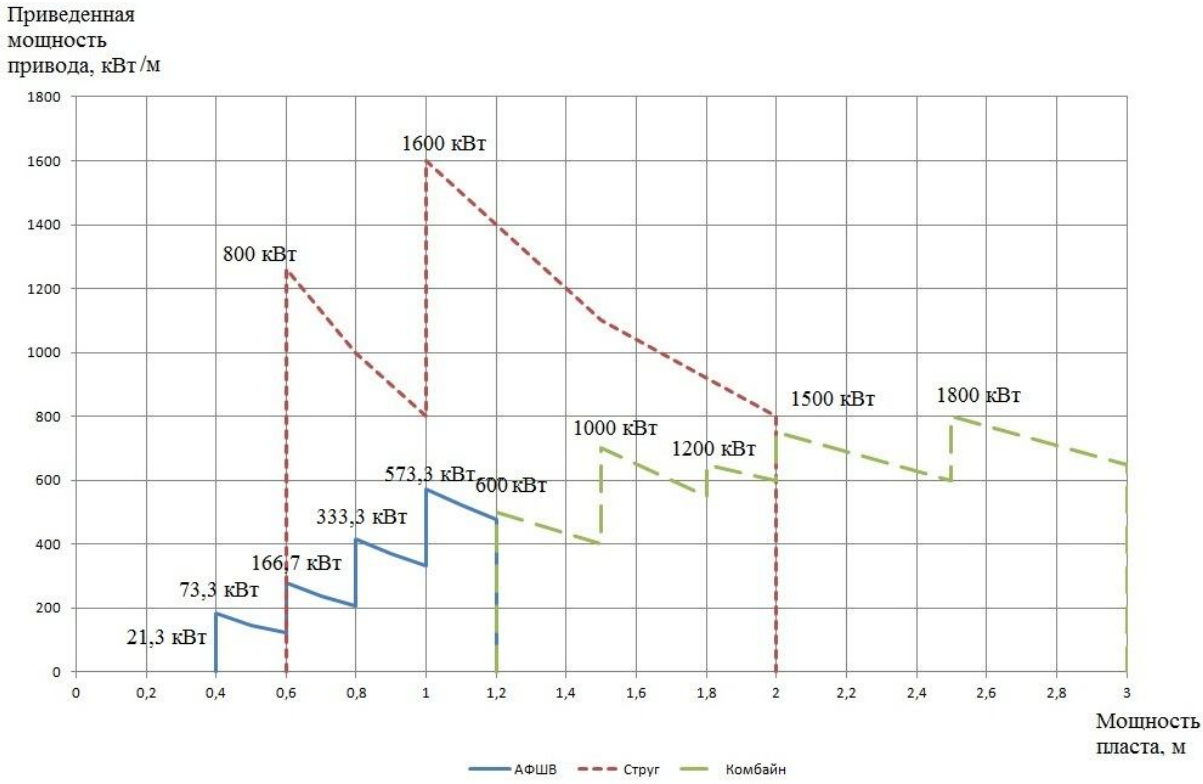


Рисунок 4 – Сравнение приведенных к мощности пласта мощностей приводов комбайна, струга и АФШВ

Источники информации

1. World Coal Institute – Different publications – www.worldcoal.org – UK.
2. М. Мышковский, У. Пашедаг – Струговая установка или очистной комбайн? – Глюкауф, агвуст, 2009.
3. Г.Г. Литвинский – Агрегат для безлюдной выемки тонких пластов угля – Уголь Украины, март, 2006.

УДК 622.232

КУШНИР У.Л., СЫНКОВ В.Г. (КИИ ДонНТУ)

МОДЕРНИЗАЦИЯ УЗЛА ДИАФРАГМЫ КОМБАЙНА ПРОХОДЧЕСКОГО ФРОНТАЛЬНОГО КПФШ "MIR"

Показано, що використовувані нині комбайни виборчого і бурового типів мають принципові недоліки, для усунення яких було розроблено проф. Г.Г.Літвинським прохідницький комбайн КПФШ "MIR".

Прохідницький комбайн "MIR" не вирішує питання, пов'язане з обслуговуванням і ремонтами виконавчого устаткування, робочого інструменту і т.п.

Пропонується модернізувати діафрагму КПФШ "MIR", що дозволить розв'язати дану проблему.

Главным направлением развития горнопроходческих работ признан комбайновый способ проведения выработок, так как он даёт возможность совместить во времени основные технологические операции проходческого цикла: отделение горной породы от массива, её погрузку в транспортные средства, а иногда и крепление выработанного пространства [1].

В настоящее время в мировой угольной промышленности и в родственных горных отраслях эксплуатируется значительное количество проходческих комбайнов [1, 2]. Все их многообразие может быть разделено на два основных типа: комбайны избирательного действия, оснащаемые исполнительным органом стрелового типа с режущей резцовой коронкой на конце стрелы и комбайны бурового типа, оснащаемые роторным исполнительным органом различной конструкции.

Комбайны с исполнительным органом избирательного действия (КСП43, П-110, ГПКС и др.) находят преимущественное применение при проведении выработок по породам с $f \le 6 \div 8$. Такие комбайны допускают возможность варьирования в широком диапазоне размерами и формой выработки, а также возможность установки крепи возле забоя выработки; позволяют вести селективную выемку полезного ископаемого, обладают высокой маневренностью и относительно небольшой массой. К недостаткам следует отнести малые напорные усилия на забой, много операционность процессов, ограниченную по крепости разрушаемых пород область применения; недостаточно эффективное пылеподавление при эксплуатации; низкая производительность комбайна; недостаточная устойчивость при работе, вызывающая, в частности, сложности в его управлении.

Комбайны бурового типа (Союз-19, «Роббинс») применяют при проведении круглых или арочных выработок одного сечения в породах различной крепости. Эти комбайны могут проходить только протяженные горизонтальные выработки постоянного направления. В целом проходческие комбайны с буровым исполнительным органом нашли весьма ограниченное применение на шахтах Донбасса из-за невозможности осуществления селективной выемки полезного ископаемого, значительной массы исполнительного органа и всего проходческого комбайна в целом, трудности доступа к забою персонала при обслуживании и ремонтах исполнительного органа, низкая маневренность и высокая стоимость.

Комбайнам избирательного и бурового типов присущ ряд существенных недостатков:

- высокие неуравновешенные равнодействующие и главные моменты сил, возникающие при взаимодействии исполнительного органа с породой, что требует обеспечения устойчивости комбайна, резко усложняет и утяжеляет его конструкцию;
- тяжелые редукторы и удаление двигателя от исполнительного органа приводит к необходимости передачи высоких моментов и усилий вдоль всего комбайна, что требует усиления всей конструкции;
- значительная длина комбайнов, особенно тяжелых типов, ограничивающая или исключающая его маневренность в вертикальном и горизонтальном направлениях, усложняющая работу в зоне забоя;
- необходимость создания больших напорных усилий на забой, что требует мощных силовых конструкций и чрезмерного увеличения массы комбайна, доходящей до 30-50 и более т;
- непригодность к автоматизации процесса проходки, загромождение выработки ухудшают условия работы;
- вредные (некомфортные) условия в забое: высокая запыленность воздуха, шум, вибрация, стесненность и др.

Поэтому развитие комбайновой техники привело к созданию малооправданного разнообразия различных типов, невозможности их использования в меняющихся горно-геологических условиях, чрезмерно большим малоэффективным затратам времени и средств на монтаж-демонтаж, длительным подготовительно-заключительным операциям.

Основываясь на анализе тенденций развития горнопроходческой техники, прогнозах по её совершенствованию и требованиях горного производства [3], был разработан новый проходческий комбайн КПФШ "MIR" (рис.1) [4].

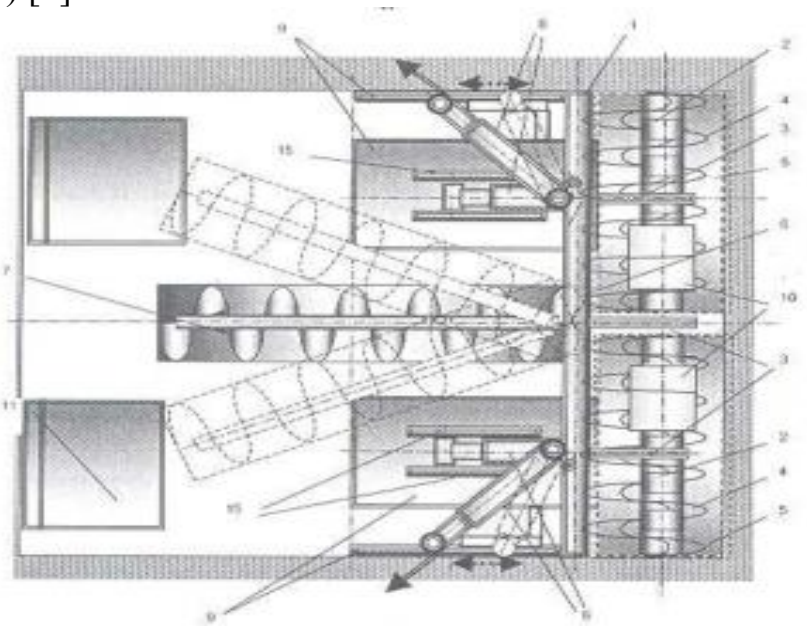


Рисунок 1 - Конструкция комбайна КПФШ "MIR"

Проходческий комбайн "MIR" не решает вопрос, связанный с техническим обслуживанием исполнительного оборудования, рабочего инструмента и т.д. Согласно (рис.1) несложно заметить, что диафрагма, на которой закреплён исполнительный орган, с одной стороны, обеспечивает полную пылеизоляцию призабойного пространства, создает комфортные условия труда, а с другой, - перекрывает все сечение выработки, затрудняя при этом доступ к забою для осмотра и замены исполнительного органа, изношенного инструмента, снижает маневренность комбайна.

Для устранения указанных недостатков предложена схема модернизации узла диафрагмы (рис.2). На диафрагме *1* установлен шарнир, позволяющий разворачивать диафрагму относительно его оси с помощью гидроцилиндров *11*, соединящих диафрагму с корпусом комбайна. Это обеспечит доступ обслуживающего персонала при осмотре и ремонтах породоразрушающего инструмента.

На диафрагме *1* попарно с помощью опор *3* закреплены горизонтальные шнеки *2*. Шнеки с опорами и присоединенной частью диафрагмы представляют собой самостоятельные унифицированные сборные модули в виде пристыкованных одна к другой секций. Все шнеки имеют противоположную навивку лопастей *4* и вращаются в разные стороны. Лопасти *4* снабжены породоразрушающим инструментом *5* в виде шарошек, резцов или (и) высоконапорных импульсно-струйных сопел. Внизу диафрагмы сделаны проёмы *6*, к которым примыкают погрузочно-транспортные средства *7* в виде транспортеров (скребкового), выбирающих разрушенную породную массу из под забоя выработки.

Передвижение комбайна осуществляется шестью гидравлическими домкратами: четыре домкрата *9* осуществляют распор в стенки выработки, а два домкрата *10* – подачу комбайна относительно распорной балки *8*.

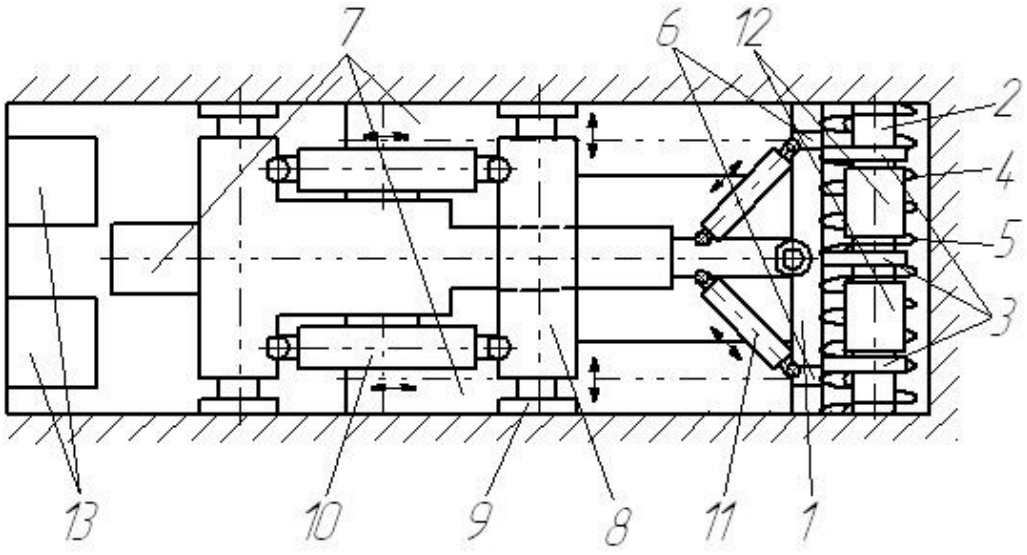


Рисунок 2- Схема модернизации узла диафрагмы

Комбайн оборудован обьёмным силовым высокомоментным гидроприводом, что исключает использование сложных, дорогих и громоздких редукторов. Для этого шнеки *2* исполнительного органа приводятся в движение вмонтированными в них гидромоторами *12*, подключенными высоконапорными гидромагистралями (на рис.2 не показаны) к силовому блоку гидронасосов, установленных с электродвигателями в двух энергопоездах *13*. Крепление выработки производится автоматизированными буроанкерными установками, укрепленными на корпусе комбайна.

Таким образом, предложенная новая схема управления диафрагмой комбайна обеспечивает свободный доступ к забою обслуживающего персонала; увеличивает манёвренность комбайна.

Литература:

1. Тургель Д. К. Горные машины и оборудование подземных разработок. Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. – 302 с.
2. Малевич Н. А. Горнопроходческие машины и комплексы. Учебник для вузов. 2-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1980. – 384 с.
3. Петров Н. Г., Родионов Н. С., Свороба В. Я. Технология вращательного бурения резцами с АТП. – Уголь, 1992. – № 11.
4. Литвинский Г.Г. Комбайн проходческий фронтальный КПФ «MIR» // Уголь Украины. – 2005. – № 7.

УДК 622.817

ІСАЄНКОВ О.О., ІСАЄНКОВ К.О. (КІІ ДонНТУ)

ВУГІЛЬНИЙ МЕТАН, ПЕРСПЕКТИВИ ВИДОБУТКУ ТА ВИКОРИСТАННЯ

Розглянуто перспективи видобутку та використання вугільного метану.

Світові запаси метану вугільних пластів перевищують запаси природного газу і оцінюються в 260 трлн. куб. м. Найбільш значні ресурси зосереджені в Китаї, Росії, США, Австралії, ПАР, Індії, Польщі, Німеччині, Великобританії і Україні.

Масштабний видобуток метану вже ведеться в США, де створена ціла галузь промисловості з видобутку газу з вугільних пластів. За останні 10 років видобуток метану зі спеціальних свердловин зріс до 60 млрд. куб. м/рік. У цій галузі в США працює більше 200 компаній.

Останніми роками початі інтенсивні роботи з вилучення метану в Австралії, Китаї, Канаді, Польщі, Німеччині і Великобританії.

В Австралії технології вилучення газу на шахтах і поза гірничими підприємствами розроблялися паралельно з США, і деякі компанії успішно ведуть розробку метану вже з середини 1990-х рр. Видобуток метану ведеться горизонтальними свердловинами, пробуреними по пласту на відстань до 1500 м; газ поступає на очисну фабрику, де відповідно до технічних вимог зневоднюється, фільтрується, стискується і далі по газопроводу високого тиску поступає в ряд населених пунктів.

У Китаї ресурси метану вугільних пластів складають до 35 трлн. куб. м. Інтерес до вилучення метану з вугільних пластів став тут виявлятися на початку 1990-х рр. За останні 10 років китайськими і іноземними фахівцями пробурені більше 100 дослідних свердловин на території вугільних басейнів в східній частині країни. В даний час об'єм видобутку метану в Китаї складає близько 5 млрд. куб. м. Проте планується збільшити річний видобуток до 10 млрд. куб. м.

У Канаді почалися експериментальні роботи по вилученню метану на ділянці Паллісер в провінції Альберта. Канадський газовий комітет прогнозує, що метан вугільних пластів, ресурси якого складають близько 8 трлн. куб. м (тоді як ресурси традиційного газу в країні — 5 трлн. куб. м), в майбутньому стане основним видом газу у ряді районів Канади.

У Великобританії відома компанія Coalgas Ltd веде видобуток метану з двох покинутих шахт — «Макхрам», розташованою недалеко від м. Мансфілд, і «Стітлей». Компанія розробила альтернативний метод вилучення метану за допомогою його відкачування через вентиляційні стволи шахт, куди він поступає з невідпрацьованих вугільних пластів.

Загальні ресурси метану у вугільних пластах Росії складають за різними джерелами 100–120 млрд. куб. м/рік з урахуванням східних і північно-східних басейнів. Сьогодні газоносність виробок складає близько 30–40 куб. м метану на тонну вугілля, що видобувається.

Найбільш перспективним відносно видобутку і використання метану в промислових цілях є Кузнецький вугільний басейн. ВАТ «Газпром» і адміністрація Кемеровської області уклали договір з реалізації спільного проекту по видобутку метану з вугільних пластів басейну. В даний час в рамках першого етапу експериментального проекту в Кузбасі на Талдинській площі вже створений і функціонує науковий полігон у складі чотирьох свердловин і необхідною інженерною інфраструктурою.

При сприятливій ситуації у сфері оподаткування і високих цінах на газ Кузбас здатний вийти на видобуток 20 млрд. куб. м вугільного метану. Цей об'єм можна буде реалізувати в Кемеровській, Новосибірській і Омській областях, а також в Алтайському краї. При пожвавленні промислового виробництва і розвитку енергетики вживання природного

газу в Кемеровської області може скласти близько 32 млрд. куб. м/рік, весь об'єм якого передбачається покрити за рахунок шахтного метану.

Висока теплотворна здатність дозволяє використовувати шахтний газ для опалювання житлових приміщень, для виробництва електроенергії і як паливо для автотранспорту.

Як показує світовий досвід, економічно ефективно використовувати вугільний і шахтний метан як паливо на теплоелектростанціях спільно з вугіллям. У Кузбасі, наприклад, є десять крупних теплових електростанцій і 2000 котельних, де може бути застосований метод комбінованого спалювання вугілля і метану. Безумовно, позитивним слідством стане і зменшення при цьому забруднення атмосфери.

Щоб успішно реалізувати проекти по вугільному метану, необхідно не просто збирати його і спалювати, але і використовувати для видобутку теплової і електричної енергії. По розрахунках фахівців, найбільш перспективним напрямом є використання когенераційних установок на основі газопоршневих двигунів. Це нова технологія для комбінованого виробництва електроенергії і тепла на основі автономних двигунів і системи рекуперації тепла, в якій енергія води, що охолоджує, і відпрацьованих газів використовується для потреб теплопостачання споживачів. Якщо шахти зуміють забезпечити себе теплом і електрикою, то собівартість видобутку вугілля скоротиться до 30% (залежно від долі витрат на електрику в собівартості). Так, на шахті «Ментон» (Великобританія) генераторна установка, що працює на метані, повністю забезпечує потреби шахти в електроенергії. У ФРН на початок 2006 р. лише у Рурському вугільному басейні працювали більше 130 контейнерних ТЕС на шахтному газі зі встановленою потужністю більше 200 МВт електроенергії.

Широкому споживанню вугільного метану для вироблення електроенергії і тепла сприяє і поява на світовому ринку нового типа двигунів — двигунів Стірлінга. Раніше вугільний метан використовувався в карбюраторних і дизельних двигунах внутрішнього згорання (ДВС). Проте для цих типів двигунів потрібне істотне очищення вугільного метану, підтримка постійного процентного співвідношення компонентів газу, проведення частих регламентних робіт і установка додаткових фільтрів для задоволення вимог екологічних норм.

Двигун Стірлінга відноситься до класу двигунів із зовнішнім підведенням теплоти (ДЗПТ). У зв'язку з цим, в порівнянні з ДВС, в двигунах Стірлінга процес горіння здійснюється поза робочими циліндрами. Тому двигуни Стірлінга ідеально відповідають технології використання видобутку вугільного метану. Застосування енергетичних модулів з двигунами Стірлінга дозволяє використовувати безпосередньо як вугільний метан зі свердловини, так і шахтний газ.

Досвід використання двигунів Стірлінга на вугільному метані в Китаї дозволив на порядок скоротити викиди оксидів азоту без якої-небудь додаткової обробки вихлопних газів і звести до мінімуму витрати на супровід генеруючого устаткування. Стірлінг-генератори дуже ефективні з точки зору перетворення хімічної енергії палива в корисну електричну енергію, у тому числі і на дуже низькокалорійних паливах. Сучасні двигуни Стірлінга досягають електричного ККД більше 40%, а в когенераційному циклі з утилізацією тепла вихлопних газів сумарний ККД складає більше 90%.

Оскільки вміст метану в шахтному газі може складати до 98%, цей газ може бути використаний в якості моторного палива для автотранспортних засобів.

Проте вугільний метан, як і інші газові палива, має низьку об'ємну концентрацію енергії. За нормальних умов теплота згорання 1 л вугільного метану складає 33–36 КДж, тоді як теплота згорання 1 л бензину складає 31400 кДж, тобто в 1000 разів більше, ніж у вугільного метану. Тому вугільний метан може застосовуватися в двигунах автомобілів як моторне паливо або в компрімірованному (стислому), або в криогенному (зрідженому) стані.

Про практику застосування стислого (до 20 МПа) вугільного метану як моторне паливо для автомобілів відомо досить давно. По оцінках зарубіжних фахівців, вже в 1990 р. в США, Італії, Німеччині і Великобританії на вугільному метані працювали понад 90 тис. автомобілів. У Великобританії, наприклад, він широко використовується як моторне паливо для рейсових автобусів вугільних регіонів країни.

Аналіз результатів досліджень токсичності газобалонних автомобілів, проведених за кордоном, показує, що при заміні бензину на вугільний метан викид токсичних складових (г/км) в навколишню атмосферу знизився: по оксиду вуглецю в 5–10 разів, вуглеводням — в 3 рази, оксидам азоту — в 1,5– 2,5 разу, ПАУ — в 10 разів, димності — в 8–10 разів, залежно від типа автомобіля.

Ще перспективнішою технологією є використання зрідженого вугільного метану. Зріджування зменшує об'єм газу, займаний в звичайних умовах, майже в 600 разів, що дозволяє, в порівнянні із стискуванням газу, значно понизити масу і об'єм системи зберігання вугільного метану на автомобілі.

Одним з перспективних напрямів є використання вугільного метану в хімічній промисловості. З нього можна виробляти сажу, водень, аміак, метанол, ацетилен, азотну кислоту, формалін і різні похідні — основи для виробництва пластмас і штучного волокна. Так, в Китаї працює крупний завод сажі, споживаючий 150 тис. куб. м/добу вугільного газу, що дає більше 10 т сажі.

У Японії з вугільного метану отримують аміак, а з нього — карбамід. З кожним роком області утилізації вугільного метану розширюються, розробляються нові ефективні способи його переробки і використання.

На жаль, в нашій країні дуже повільно приходить розуміння того, що шахтний газ — це наше багатство, як вугілля. Величезні ресурси, світовий досвід, технології і наявне устаткування для видобутку і використання вугільного метану дозволили б йому вже в найближчому майбутньому зайняти гідне місце в паливно-енергетичному балансі країни.

Проте на відміну від зарубіжних країн, до теперішнього часу в країні немає навіть правової основи для промислового великомасштабного видобутку вугільного метану, що заважає залученню інвестицій в цей бізнес. Так, до цих пір вугільний метан не внесений до загальний класифікатор продукції як самостійна корисна сировинна, що не дозволяє затвердити для нього спеціальний податковий режим.

Безумовно, необхідна і серйозна державна підтримка. Досвід зарубіжних країн показує, що масштабний видобуток вугільного метану в США, Австралії, Китаї почався після того, як держави стали стимулювати дані проекти, надавши значні податкові пільги компаніям. Очевидно, це необхідно терміново зробити і у нас. Адже видобуток метану вугільних пластів не лише дозволить розширити ресурсну базу, але і матиме значний соціально-економічний ефект в рамках всієї країни.

На думку фахівців, утилізація шахтного метану дозволить понизити собівартість видобутку вугілля на шахтах залежно від конкретних умов на 3–4%. Крім того, це позитивно позначиться і на інших показниках господарської діяльності вуглевидобувних підприємств. По-перше, збільшиться маса прибутку на одиницю продукції, оскільки зростає різниця між існуючою ціною і собівартістю видобутку вугілля або, що одне і те ж, знизяться збитки, і, по-друге, скоротиться витрата первинного палива (вугілля) на внутрішні потреби, внаслідок чого відповідно зростуть вугільні товарні ресурси і вартість їх реалізації.

Успішна реалізація проектів з видобутку вугільного метану дозволить підвищити безпеку праці шахтарів, створити нові робочі місця і забезпечити виробничі і побутові потреби в газі.

УДК 622.277

БОБЛЯХ С.Р., КОЗЯР В.О., СТАДНИК О.С., ІГНАТЮК Р.М. (НУВГП), ГРИНЮК Т.Ю.(РЕГІ),

ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОГО ВИЛУГОВУВАННЯ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ ДІЛЯНОК СВЕРДЛОВИН

Запропонований спосіб розробки родовищ кольорових металів із мінералізацією цінного компоненту в пористих породах, що розташовані між водонепроникними шарами із застосуванням горизонтальних ділянок свердловин.

Застосування технології горизонтального буріння дало можливість в останні роки розпочати видобуток корисних копалин “нетрадиційними методами”. Іноземні фірми різко збільшили фінансування науково-дослідних і дослідно-конструкторських робіт на використання горизонтальних свердловин. Завдяки цьому, у короткий термін були створені вибійні двигуни, спеціальні долота, телесистеми контролю викривлення свердловин і режимів буріння, засоби контролю та інші види обладнання. Також розроблені геофізичні прилади досліджень пласта, що дало змогу досягти високих техніко-економічних показників і широкого впровадження будівництва горизонтальних свердловин.

І хоча використання технології горизонтального буріння різко збільшилося із середини 1980-х років, сама технологія бере свій початок із 1891 року, коли був виданий перший патент на обладнання для створення горизонтальних отворів із вертикальної свердловини.

У 1929 році перша горизонтальна свердловина була пробурена в місті Тексон, штат Техас. Багато горизонтальних свердловин були пробурені в СРСР та Китаї в 1950-х і 1960-х роках. Зниження цін на нафту в поєднанні з необхідністю скорочення витрат на пошук і створення нових пристроїв для свердловин відновило інтерес до технології горизонтального буріння в кінці 1970-х і на початку 1980-х років.

Щодо України, то тут буріння горизонтальних свердловин розпочалося електробурами з 1963 року. Максимальні обсяги електробуріння впроваджено у Прикарпатті і припадають на 1965 – 1975 рр. Проходка в ці роки становила 27 – 36,5 тис. метрів за рік.

Для спорудження горизонтальної свердловини значну роль посідає вибір: конструкції свердловини, техніки буріння, бурильного інструменту і приладів контролю, промивальних рідин і технічних засобів їх очищення. Як правило, буріння під останню проміжну колону ведеться роторним способом з конструкцією компоновки низу бурильної колони, що

включає регулюючі стабілізатори для постійних параметрів викривлення ствола. Для буріння інтервалу під експлуатаційну колону використовують вибійні двигуни Ø63/4$^{//}$ із залученням телеметричної системи MWD.

Велика увага приділяється очистці горизонтальної ділянки ствола свердловини від шламу, тому в конструкції компоновки низу бурильної колони передбачаються різного типу очищувачі.

Однією із проблем горизонтального буріння є спуск обсадної колони в горизонтальний стовбур великої довжини. Для цього використовують метод заповнення нижньої частини колони повітрям з метою зменшення ваги і спуску колони «на плаву».

У даний час існує шість різних методів, що є доступними для буріння горизонтальних свердловин (рис. 1). Для переходу свердловини у горизонтальне положення застосовуються спеціальні інструменти, що представлені на рис. 2 та рис. 3 [1], а їх застосування дозволяє здійснювати направлене буріння свердловин.

І хоча буріння горизонтальних свердловин є досить дорогою технологією (табл.1), вона з кожним роком все більше і більше застосовується по всьому світу. Серед переваг цієї технології виділяють можливість буріння декількох свердловин із горизонтальними ділянками до 2 км із однієї бурової ділянки, що чинить значно менший негативний вплив на навколишнє природне середовище (рис. 4) та в кінцевому результаті має кращий економічний ефект.

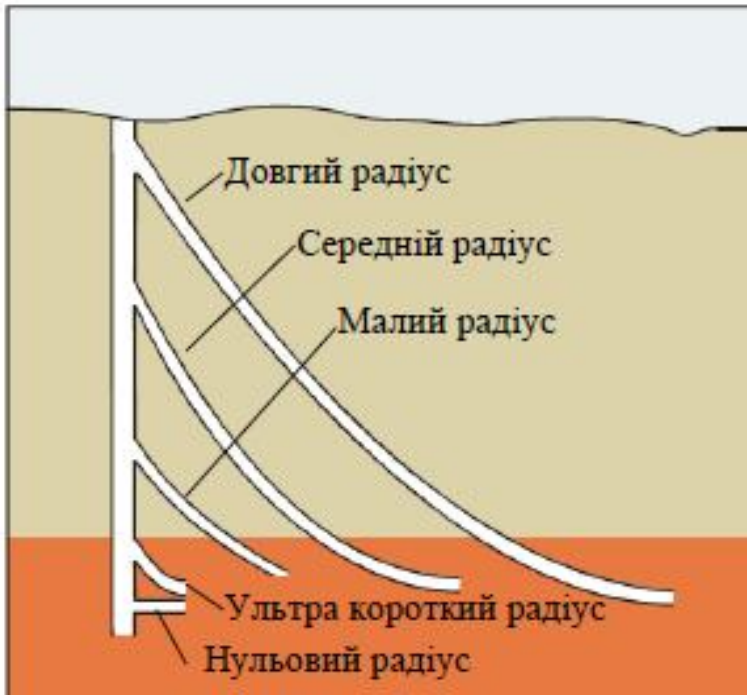


Рисунок 1- Класифікація горизонтальних свердловин

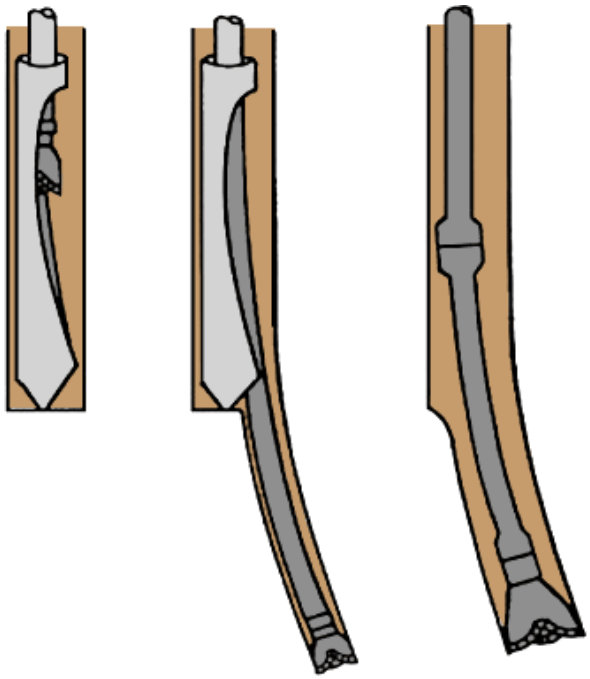


Рисунок 2- Інструмент для направленого відхилення свердловин

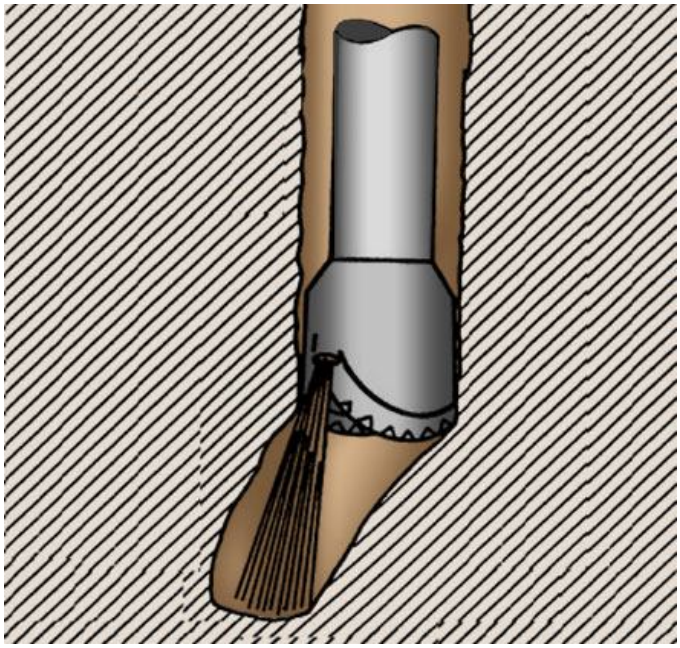


Рисунок 3- Бур із орієнтованим соплом

У даній статті запропонований спосіб розробки родовищ корисних копалин (срібла, золота, міді, урану) із мінералізацією цінного компоненту в пористих породах, що розташовані між водонепроникними шарами із застосуванням горизонтальних ділянок свердловин.

Таблиця 1

Середня вартість буріння глибоких свердловин [2]

Глибина, метрів	Глибина, футів	Вартість, млн. дол. США
549	1801	0,304
965	3165	0,364
1331	4367	0,416
1913	6275	0,868
2636	8649	1,975
3375	11074	3,412
4103	13463	5,527
4842	15886	7,570
5629	18468	9,414

Найпоширеніший спосіб підземного вилуговування включає буріння двох вертикальних чи похилих свердловин (нагнітальної і видобувної) до горизонту пористих порід та закачування вилуговуючого агенту у ці породи. Утворений розчин з цінним компонентом відкачується на денну поверхню та підлягає переробці гідрометалургійними методами [3].

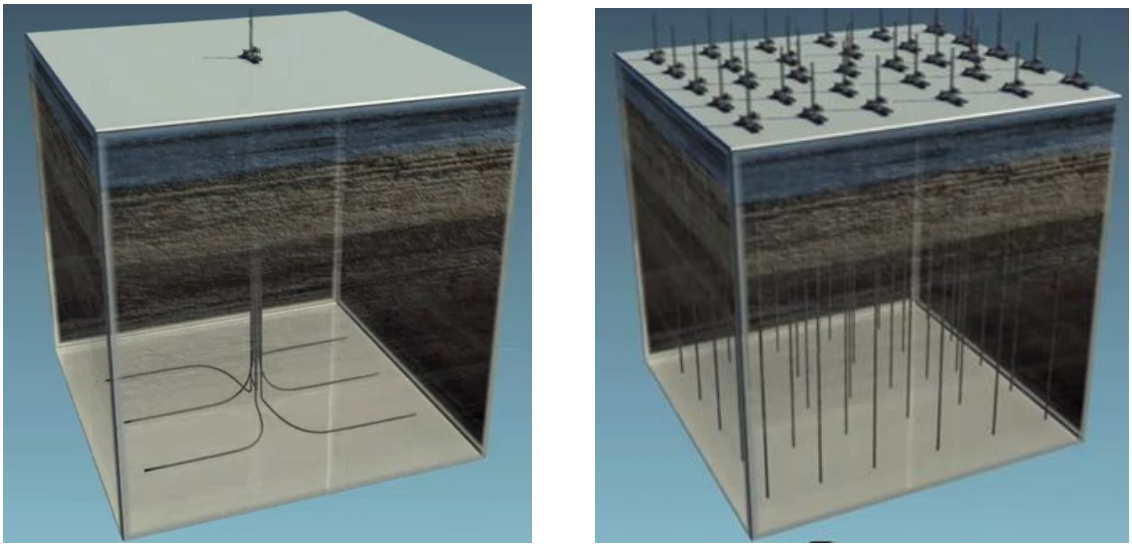


Рисунок 4- Вплив на поверхню від горизонтального та вертикального буріння

Принципова схема підземного вилуговування металів представлена на рис. 5.

Важливими природними факторами застосування підземного вилуговування є здатність корисного компоненту і його сполук переходити в розчин при впливі на рудний пласт водного розчину вилуговуючого

реагенту, а також можливість фільтрації вилуговуючих розчинів у породах продуктивного покладу.

Вибір розчинника для підземного вилуговування залежить від складу руд. Найбільш широко застосовують водні розчини кислот. Важливим фактором ефективності видобутку методом підземного вилуговування є правильний вибір схеми розміщення технологічних свердловин і відстаней між ними.

У практиці експлуатації родовищ, в основному, застосовується лінійна схема розміщення свердловин, що є зміною рядів нагнітальних і відкачувальних свердловин. Відстані між рядами і свердловинами в ряду коливаються в широких межах (15...50 м і більше). Найбільше розповсюдження отримала схема 25х50 м.

Кожна пара нагнітальний та видобувних свердловин має певне стале екологічне навантаження та обмежений об’єм корисної копалини з якого видобувається розчин з цінним компонентом. Збільшення об’єму корисної копалини з якої видовбується цінний компонент приведе одночасно до зниження питомих капіталовкладень на видобуток корисної копалини та зниження впливу на навколишнє природне середовище.

Однією з основних перешкод на шляху розвитку методу вилуговування є низька швидкість розчинення, зумовлена знаходженням металів у важкорозчинних сполуках. У зв'язку з цим велика увага приділяється розробці способів інтенсифікації процесу.

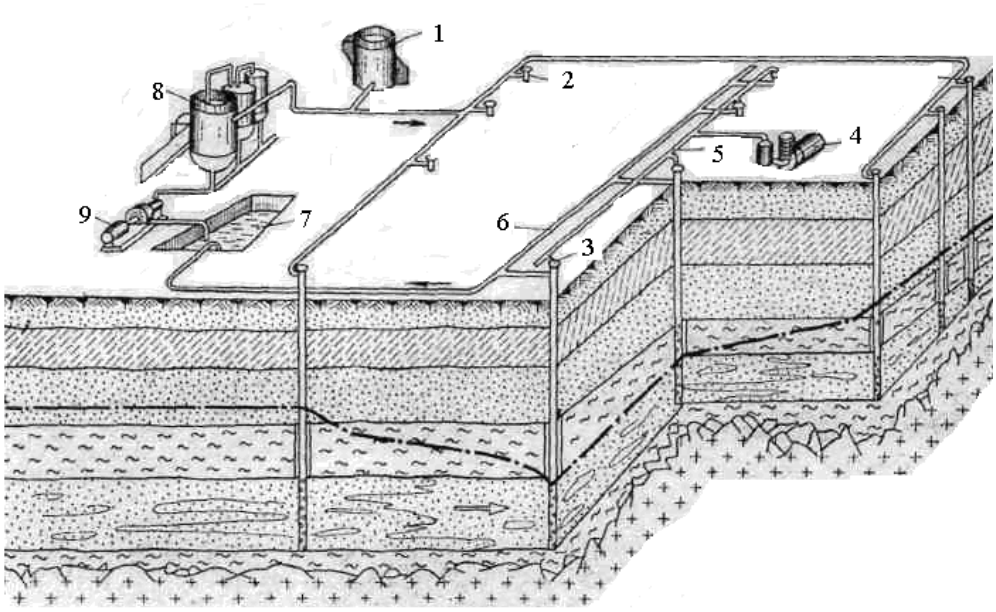


Рисунок 5- Технологічна схема підземного вилуговування:
1 – вузол приготування розчину; 2 – нагнітальна свердловина;
3 – дренажна свердловина; 4 – компресор; 5 – повітряний трубопровід для ерліфта; 6 – колектор для продуктивного розчину;
7 – відстійник; 8 – установка для переробки розчину; 9 – насос

При підземному вилуговуванні корисної копалини з використанням тільки вертикальних свердловин або свердловин зорієнтованих під кутом до вертикалі, об'єм корисної копалини, що вилуговується, обмежується кількістю точок подачі розчинника і відбору продуктивного розчину та довжиною просочування розчинника. Тому ступінь вилучення цінного компоненту з надр низький. При подачі вилуговуючого агенту і окиснювача та відсмоктування продуктивного розчину через перфоровані труби кількість точок подачі та відсмоктування, які припадають на одну свердловину, значно збільшується. Це дозволяє збільшити об'єм корисної копалини у якій проводиться вилуговування, та, відповідно, ступінь вилучення цінного компоненту з надр без буріння додаткових свердловин.

Поставлена задача досягається тим, що у способі підземного вилуговування із застосуванням горизонтальних свердловин, який включає встановлення колони обсадних труб у вертикальну частину нагнітальних та видобувних свердловин і перфорованих труб у горизонтальну складову цих свердловин, причому подачу вилуговуючого агента та окиснювача в пористі породи із мінералізацією в них цінного компоненту, що розташовані між водонепроникними шарами, здійснюють по окремих горизонтальних і паралельно розташованих нагнітальних свердловинах, а всмоктування розчиненого корисного компоненту та подачу його на денну поверхню здійснюють за допомогою горизонтальних і паралельно розташованих видобувних свердловин.

На рис. 6 та рис. 7 зображено запропоновану схему буріння свердловин для підземного вилуговування із застосуванням горизонтальних ділянок свердловин.

Спосіб підземного вилуговування із застосуванням горизонтальних ділянок свердловин здійснюють наступним чином. Із денної поверхні бурять вертикальні чи похилі нагнітальні – 1 та видобувні – 2 свердловини. При досягненні пласта пористих порід з цінним компонентом виконують перехід від вертикальних чи похилих ділянок до горизонтальних ділянок нагнітальних та видобувних свердловин У горизонтальні ділянки свердловин 1 та 2, які розміщені у пористих породах, встановлюють перфоровані труби, з отворами 3. Між двома парами видобувних та нагнітальних свердловин може бути розташована нагнітальна свердловина 4, призначена для подачі окиснювача [4].

Подачу вилуговуючого агенту та окиснювача здійснюють через перфоровані труби, розміщені у горизонтальних ділянках нагнітальних свердловин 1. Вилуговуючий агент внаслідок процесів дифузії/адвекції та сил гравітації розчиняє корисний компонент, що міститься в пористих породах. Отриманий продуктивний розчин відкачується за допомогою перфорованих труб, розміщених у горизонтальних ділянках видобувних свердловин 2, та подається на денну поверхню для подальшої переробки. Для забезпечення кращого вилучення цінного компоненту додатково

бурять нагнітальну свердловину 4, через яку подають окиснювач. Подачу вилуговуючого агенту окиснювача та всмоктування продуктивного розчину здійснюють через отвори 3 у свердловинах 1, 2 і 4.

Таким чином, застосування способу підземного вилуговування із використанням горизонтальних ділянок свердловин дозволить збільшити площу дренування покладу за допомогою меншої кількості свердловин. При цьому спостерігатиметься скорочення терміну розробки покладу, що заощаджує витрати на розробку родовища та збереження довкілля завдяки меншій площі землі під свердловини і промислові споруди. Також розраховано, що потенціальний дебіт горизонтальних видобувних свердловин від 3 до 20 разів перевищуватиме дебіт стандартних вертикальних свердловин.

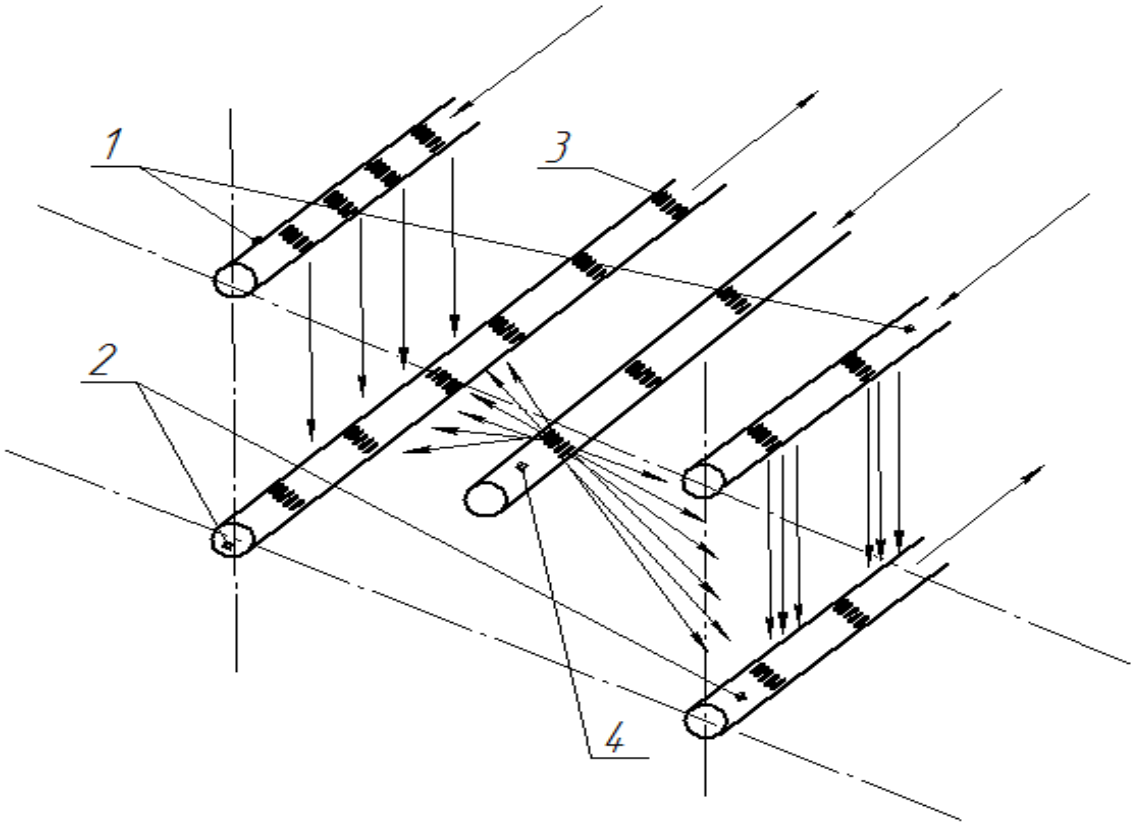


Рисунок 6 - Зображена схему руху робочого агенту, розчину цінного компоненту та окисника: 1 – нагнітальні свердловини; 2 – видобувні свердловини; 3 – отвори в перфорованих трубах; 4 – нагнітальна свердловина для подачі окиснювача

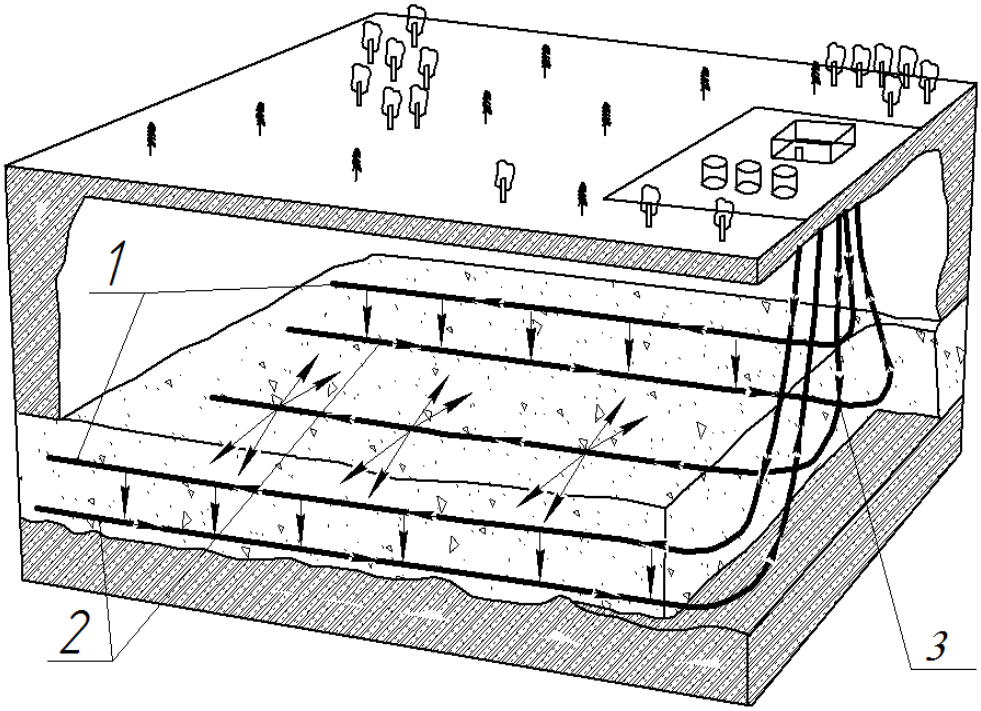


Рисунок 7 - Схема буріння свердловин для підземного вилуговування із застосуванням горизонтальних ділянок свердловин:
1 – нагнітальні свердловини; 2 – видобувні свердловини;
3 – нагнітальна свердловина для подачі окиснювача

ЛІТЕРАТУРА

1. Mitchell Bill. Oil well drilling engineering, 8th ed. – Colden, Colorado. – 1992.

2. Energy Information Administration, U.S. Department of Energy. 2005. “Section 9 Energy Prices, Tables 9.1 and 9.11,” Monthly Energy Review, September. Аренс В.Ж.

3. Физико-химическая геотехнология / В.Ж. Аренс и др. // Учебник для ВУЗов. - Москва «Горная книга», 2010. – 575 с.

4. Пат. 70842 UA, МПК (2012.01) E21C 45/00. Спосіб підземного вилуговування із застосуванням горизонтальних ділянок свердловин /Боблях С.Р., Стадник С.В., Козяр В.О., Ігнатюк Р.М.; заявник Боблях С.Р. - № u 2011 14932; заявл.16.12.2012; опубл.25.06.2012, Бюл. №.12.

5. David A. Willonghby. Horizontal direction drilling. – McGrow-Hill, 2005. – 400 p.

6. Мислюк М.А., Рибчич І.Й., Яремчук Р.С. Буріння свердловин. Т.3, Вертикальне та скероване буріння. – К.: «Інтерпрес ЛТД», 2004. – 294 с.

УДК 622.06

МИРОНЮК А. О., БАЧУРІНА Я. П. (КІІ ДонНТУ)

ПЕРСПЕКТИВНІ ТЕХНОЛОГІЇ У ГІРНИЧОМУ ВИРОБНИЦТВІ

Зроблено огляд сучасних перспективних розробок в галузі гірничого виробництва, окреслено окремі проблеми шахт майбутнього.

Світовий паливно-енергетичний комплекс займає виключно важливе місце у міжнародній економіці. Основними джерелами енергії на сьогодні є геологічні паливно-енергетичні ресурси: нафта, вугілля, газ, горючі сланці, торф, уран. Їх доля становить до 93% енергії, що виробляється у світі. Інші 7% забезпечуються використанням поновлюваних джерел енергії, тобто води, сонця, вітру, біомаси, геотермальних джерел. Очевидно, що в цих умовах розвиток глобального енергетичного сектора, його динаміка та кон'юнктура значною мірою залежить від ступеня освоєння людством геологічних паливно-енергетичних ресурсів.

За оцінками експертів, частка вугілля у структурі паливно-енергетичного балансу складає близько 27%. Основними його галузями-споживачами є металургія та електроенергетика. З використанням вугілля виробляється приблизно 44% усієї світової електроенергії.

В останні десятиліття у вугільній промисловості провідних вуглевидобувних країн світу посилюються процеси концентрації виробництва, зростає продуктивність праці, підвищується якість, потужність та надійність обладнання, все більшою мірою вдається забезпечувати безперебійність виробничих процесів, поліпшувати умови праці та техніку безпеки (останнє особливо актуально на тлі постійного збільшення глибин розробки родовищ). Триває технічне переозброєння вугільних підприємств, вдосконалення існуючої та впровадження нової високопродуктивної техніки. Від замінюваних аналогів її відрізняють збільшена енергооснащеність; наявність автоматизованих систем управління на сучасній елементній базі з використанням мікропроцесорної техніки, включаючи ефективні засоби діагностики; застосування прогресивних конструкційних матеріалів. Найбільшу увагу машинобудівники приділяють підвищенню продуктивності і надійності машин.

Аналіз стратегічних заходів, які робилися при виведенні з кризового стану вугільних галузей Великобританії, Німеччини та Польщі, свідчить, що в основу процесу концентрації робіт та інтенсифікації підземного виробництва був покладений принцип ефективного використання сучасної техніки і технології. При цьому технологія постійно орієнтувалася на повне використання потенціалу техніки сучасного рівня, а техніка, в свою

чергу, удосконалювалася з урахуванням максимальної адаптації під гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови шахт.

Однак, на сьогоднішній час залишаються ще невирішені проблеми. У вугільній промисловості світу можна виділити 3 основні проблеми: збитковість вугільної промисловості, безпека ведення робіт та екологічні проблеми.

Проблеми безпеки ведення робіт і системної діяльності підприємств, особливо в гірській промисловості, - найбільш актуальні проблеми, що існують сьогодні у всіх країнах. Всі гірничодобувні регіони світу об'єднуються у вирішенні питань безпеки робіт та впровадження нових технологій на гірничих підприємствах з метою максимально оптимального вирішення проблем, пов'язаних, перш за все, з такими напрямами, як:

- кріплення гірничих виробок — анкерування із застосуванням сучасних полімерних технологій; застосування анкерів глибокого закладення з повним заповненням шпурів органо-мінеральні смолами;
- зміцнення і ущільнення гірського масиву — нагнітання полімерних смол;
- запобігання вивалив і віджимань гірських порід — нагнітання полімерних сумішей;
- заповнення куполів і порожнеч — тампонаж сумішами, що спінюються;
- ізоляція гірського масиву від вивітрювання, окислення, руйнування, самозайманння — набризг спеціальними латексно-цементними сумішами;
- аероізоляція і тампонаж гірничих виробок — зведення вентиляційних і вибухостійких перемичок спеціальними хімічними та пінними цементними сумішами;
- гідроізоляція за допомогою нагнітання швидкореагуючих смол в гірський масив при водоприпливах будь-якої потужності;
- дегазація.

Для зміцнення порушених або нестійких зон в масиві гірських порід успішно застосовуються органо-мінеральні і поліуретанові смоли. Органо-мінеральні смоли здатна після свого твердіння деформуватися під впливом навантажень при збереженні своєї несучої здатності, а оскільки об’єм смоли після реакції компонентів не збільшується, це не призводить до підвищення тріщинуватості і руйнування зміцнюваного вугільного масиву. Поліуретанові смоли мають відмінне прилипання до сухих і вологих бетонних поверхонь, а також добрий опір розриву. Смола має низьку температуру склування, тобто витримує умови низьких температур, не стаючи крихкою і не руйнуючись через температурне розширення тріщин.

Завдяки зміцненню вугілля органо-мінеральними смолами стає можливим успішне перетинання комплексно-механізованими лавами розривних порушень середнього ступеню складності. Середні навантаження на очисний вибій при переході порушень в такому разі зберігаються на прийнятному рівні.

Подальшим розвитком технології стало успішне застосування смол для зміцнення нестійких і порушених зон також і в підготовчих забоях. Попереднє нагнітання полімерних смол дозволяє запобігти обваленню нестійкого вуглепородного масиву та утворенню куполів.

Перспективним напрямком технології зміцнення масиву є використання канатних анкерів з полімерним закріпленням по всій довжині.

Впровадження технології канатного анкерування покрівлі на шахтах Росії і України показало, що підсилення кріплення підготовчих виробок канатними анкерами завдовжки 6-8 м з повним заповненням шпурів поліуретановою смолою дозволяє в окремих випадках забезпечити повторне використання виробок. В даний час технологія канатного анкерування з полімерним закріпленням смолою успішно застосовується для посилення кріплення в нестійких зонах.

Актуальною проблемою для споруджуваних і діючих шахт, що здійснюють проходку виробок по пластам, схильним до самозаймання вугілля, є надійна ізоляція поверхні повітряподавальних виробок.

Для вирішення проблеми ізоляції ефективним засобом є обробка поверхні вугілля при проведенні виробок набризк-полімерним покриттям. Це покриття з модифікованого полімеру, що володіє великою еластичністю (відносне подовження в середньому 33,6%), високою розривною міцністю (до 4,54 М Па) і відмінними адгезивними властивостями.

Матеріал утворює еластично-підтримуюче покриття, завдяки якому порода зберігає свою первісну міцність за рахунок усунення руйнівного впливу відшаровування, розтріскування і атмосферної ерозії.

Технологія набризк-ізоляції досить давно застосовується в багатьох зарубіжних країнах і зарекомендувала себе з позитивного боку. Нанесення матеріалу проводиться методом розпилення на будь-які види поверхонь в різних площинах (вертикальні, горизонтальні, похилі).

Для боротьби з припливом води в гірничі виробки так само успішно застосовується технологія гідроізоляції за допомогою смол.

Крім зазначеного варто відмітити, що залишаються не вирішені завдання які в майбутньому можуть створити проблеми у виїмці вугілля. З кожним роком шахти досягають все нових глибин, що створює проблеми в кондиціюванні і охолодження повітря. Вирішення цієї проблеми потребує кардинальної зміни технології кондиціювання. На даний момент вже існують концепції раціонального провітрювання саме глибоких шахт, але

все це знаходиться на стадії розробки, оскільки вимагає суттєвих фінансових витрат.

Так само наступної невирішеною проблемою шахт майбутнього є раціональне використання всіх ресурсів шахти, зокрема, вод і переробка териконів.

Вже існують спеціальні методи переробки териконів, а саме спеціальна технологія вилучення рідкоземельних металів: германію (а його вміст у породах териконів сягає 40-55 г/т при вартості на світовому ринку в 1050 доларів за кілограм), галію (до 100 г/т; 1350 дол./кг), скандію (до 10-20 г/т; 45000 дол./кг); ітрію (до 30 г/т; 440 дол./кг). У сумі їх вміст на тонну породи може сягати близько 250 грамів. Вважається, що германій, галій та скандій доцільно витягати, починаючи з 10 грамів на тонну, а у нас-то його більше.

Відносно дешевий метод вилучення металів — за допомогою електростатичного сепаратора. Порода подрібнюється до стану порошку і сиплеться між двома електродами під високою напругою.

Існують так само технології отримання з породних відвалів алюмінієвих сплавів. Для Запорізького алюмінієвого комбінату Україна за кордоном закуповує руду, в якій глинозему (оксиду алюмінію) від загального складу до 50%. У шахтних териконах його менше - від 18 до 25. Як бути? Адже ніхто ж не стане сьогодні будувати збагачувальну фабрику, щоб збагатити сировину до промислових 50%? Але існує технологія, по якій достатньо саме цих 20%, але для виробництва не алюмінію, а силумінів (сплаву алюмінію з кремнієм) — дуже потрібного з'єднання, яке з успіхом використовується в літакобудуванні, космічній і хімічній промисловості.

Часто остаточний вміст вугілля у матеріалі териконів може бути достатнім для використання в якості палива, придатного для спалювання в котлах із киплячим шаром.

Як бачимо, технології переробки є, але сьогодні воліють використовувати найпростішу — технологію відвалу. Так звичайно легше, тому що це не вимагає великих економічних витрат (а крім того впровадження нових технологій по переробці у виробництво з використанням кваліфікованих кадрів, розробка маркетингових схем для реалізації (продажу) продукту переробки на вигідних умовах, забезпечення промислових об’ємів сировини для переробки). Але якщо дивитися вглиб проблеми, то можна побачити що з цього в подальшому можна витягти колосальну економічну вигоду.

Проблема шахтних вод так само як і все вище перераховане, є актуальною проблемою, оскільки при розумному її використанні можна вирішити кілька проблем. Так, очищаючи її можна використовувати для господарського і питного водопостачання. При певній технологічній

обробці її можна використовувати і для охолодження повітря в конкретній локальній зоні видобутку вугілля.

На основі всього сказанного, можна зробити висновок, що проблем існує багато, але всі вони вирішуються. Тільки для їхнього рішення потрібні матеріальні вкладення і залучення кваліфікованих фахівців. Тільки так ми зможемо модернізувати вугільну промисловість до європейського рівня, що надалі не тільки принесе економічну вигоду і покращить екологічний стан промислових районів, а й підвищить енергонезалежність нашої країни.

УДК 622:681.3.06

ИСАЕНКОВ А.А., ИСАЕНКОВ К.А. (КИИ ДонНТУ)

ПРОГРАМНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Рассмотрены программные решения для горнодобывающей промышленности.

Компания Gemcom Software International Inc. крупнейший мировой поставщик решений для горнодобывающей промышленности (5000 клиентов в мире, более 50 клиентов в СНГ) - 260 служащих в 20 офисах во всем мире, включая офис в Москве, Санкт-Петербурге и филиал в Красноярске, 16 русскоязычных специалистов технической поддержки пользователей (геологи, маркшейдеры, горные инженеры-технологи). В бизнесе с 1985 года, на рынке России и стран СНГ с 1996 года. В июле 2006 года слилось с Surpac Minex Group.

Gemcom Surpac™ - интегрированный продукт для геологии, моделирования ресурсов, планирования горных работ и управления разработкой месторождения

Gemcom Surpac™ - самое популярное в мире программное обеспечения для геологии и планирования горных работ, поддержки добычи открытым и подземным способом, а также поисково-разведочных работ более чем в 110 странах. Он обеспечивает эффективность и точность в работе за счет простоты в использовании, мощной трехмерной графики и возможности автоматизировать рабочие процессы.

Surpac удовлетворяет все потребности геологов, маркшейдеров и горных инженеров в области добычи полезных ископаемых и может быть приспособлен для любого сырья, рудного тела или метода добычи.

Многоязычная поддержка программы позволяет компаниям использовать один и тот же ресурс во всем мире.

Широкий выбор инструментов предназначен для: управления данными бурения, геологического моделирования, блочного моделирования, геостатистики, проектирования рудников, планирования горных работ, подсчета запасов и так далее.

Результативность работы персонала компании повышается за счет более эффективного использования совместных информационных данных, рационализация обмена опытом и знаниями по проекту.

Все задачи в ПО могут быть автоматизированы и сориентированы на соответствующие специфические процессы и характер потока информационных данных, используемых компанией.

Легкость использования программы гарантирует, что персонал быстро осваивает методику системы и понимает, как манипулировать проектными данными.

ПО Surpac состоит из модулей и легко персонализируется.

ПО Surpac уменьшает количество дублируемых данных за счет подсоединения к родственным базам данных и установления связи с распространенными файловыми форматами из систем GIS, CAD и других систем.

Планирование производства интегрировано с Gemcom MineSched™.

Многоязычная среда: английский, русский, испанский, немецкий и французский.

Gemcom GEMS™ - интегрированные решения для геологии, моделирования запасав, планирования горных работ и добычи полезных ископаемых

Gemcom GEMS™ предоставляет объединенные горно-геологические возможности для совместной работы групп различной специализации, вовлеченных в разведку, моделирование, проектирование, долгосрочное и краткосрочное планирование горных работ.

Благодаря уникальной централизованной базе данных GEMS и геологи, и инженеры могут получить немедленный доступ к удобно организованным последним данным геологоразведочных работ и планирования работы рудника. Организация безопасности и аудита данных в GEMS полностью соответствует таким отраслевым стандартам, как JORC, SAMREC и NI 43-101.

Централизованная база данных обеспечивает сохранность информации, исключает повторяющиеся данные, повышает точность.

Легкая доступность информации позволяет вести совместную работу в единой базе данных, что особенно важно в случае необходимости быстрого принятия решений.

Система easy-of-use - система подсказок, которая помогает пользователям во время рабочего процесса.

Интеграция с Microsoft-приложениями позволяет сделать рабочий процесс более удобным.

PlotMaker позволяет вставлять в печати листы графики, схемы, текстовые блоки, растровые изображения, таблицы Excel, документы Word и другие объекты.

Gemcom Minex™ - единственное интегрированное программное обеспечение полного цикла для геологии и разработки пластовых отложений

Gemcom Minex™ - предоставляет лучшие горно-геологические инструменты для угольных и других пластовых месторождений, таких как бурый уголь, фосфориты, бокситы, железные руды и руды металлов платиновой группы, обеспечивая точность оценки запасов и эффективность их отработки. Разработанное совместно со ведущими специалистами отрасли данное программное обеспечение используется крупнейшими горнодобывающими компаниями мира.

Преимущества:

Скорость – Minex создан для быстрого моделирования больших, глубоких и требующих переработки большого количества данных угольных месторождений. Высокая скорость и эффективность технологии моделирования в Minex значительно экономит время и ресурсы по сравнению с другими аналогичными программными продуктами.

Прозрачность – Визуализация каждого этапа создания модели, обеспечивает уверенность в конечной модели, ресурсах и запасах.

Связность – Снижает дублирование данных за счет простоты доступа к корпоративным базам данных, единых форматов хранения файлов и совместимости с данными GIS, CAD и др.

Более низкие расходы – Интеграция геологических и маркшейдерских данных, оптимизации, проектирования, планирования, составления графиков, проработки процесса рекультивации и других функций ускоряет процесс и повышает качество принятия решений.

Gemcom MineSched™ - проверенная технология, превосходные результаты

Gemcom MineSched™ – инструмент планирования для открытых карьеров и подземных рудников всех размеров и типов. MineSched способен планировать на базе блоковых, грид- и полигональных моделей, предварительно созданных с использованием различных систем планирования, включая Gemcom Surpac и Gemcom Minex.

Данное программное обеспечение обладает широким спектром возможностей, проверенными алгоритмами планирования и позволяет выводить результаты в самых разных форматах, включая 2D и 3D графику, справки в виде технологических карт и планограмм. Повышает

производительность и качество планирования горных работ по сравнению с неавтоматизированным режимом.

Gemcom Whittle™ - стратегическое планирование горных работ, как средство оптимизации прибыли

Gemcom Whittle™ - всемирно признанное программное обеспечение для стратегического планирования горных работ, используемое для определения и оптимизации экономической эффективности проектов открытых горных работ. Когда для компании встает необходимость в определение инвестиционной стратегии и обеспечении эффективного планирования горных работ с максимальной прибыльностью и с учетом реальных ограничений добычи, они обращаются к ПО Whittle™

Whittle обеспечивает надежные результаты и применяется для предварительной оценки масштаба проекта, технико-экономического обоснования, планирования и переоценки всего цикла горных работ. Поскольку одной оптимизации карьера недостаточно для того, чтобы полностью раскрыть экономический потенциал Ваших запасов, Whittle обеспечивает оптимизацию всей работы рудника, что дает значительное увеличение экономической ценности проекта по сравнению с результатами оптимизации карьера.

Преимущества:

Оценка потенциальной стоимости залежи. Выбор районов для будущего бурения.

Оценка экономической жизнеспособности месторождения, вариантов инвестирования и стратегий развития. Оценка чувствительности и выделение ресурсов на будущие исследования.

Определение предпочтительной стратегии развития, инвестирования капиталов, предполагаемого чистого дохода и оптимальной последовательности выемки. Расчет чувствительности для выработки стратегии снижения рисков. Окончательная оценка ресурсов месторождения.

Анализ предполагаемой прибыли на инвестиции. Анализ чувствительности и инвестиционного риска. Просмотр различных сценариев для снижения риска.

Определение стратегического направления горных работ; минимального и оптимального промышленного содержания; районов добычи и последовательности выемки по периодам; а также стратегий развития новых рудников и карьеров. Переоценка планов горных работ с учетом изменения условий. Подготовка ежегодного отчета о состоянии запасов.

Gemcom InSite™ - полный контроль над местом разработки и процессом добычи

Gemcom InSite™ предоставляет горнодобывающему предприятию инструменты получения данных в режиме реального времени, позволяющих повысить эффективность управления производственным процессом от стадии добычи до стадии получения конечного продукта.

Преимущества:

Управление производственным процессом по цепи добыча – откатка – складирование – переработка – конечный продукт.

Идентификация скрытых проблем с производством и оборудованием.

Мониторинг показателей работы оборудования для устранения сужений и расходов на контрольные работы.

Повышения сходимости запланированных и реальных показателей производства.

Повышение степени уверенности в достоверности производственных показателей и согласованности работы производственных систем за счет аудита, отслеживаемости и интеграции данных.

Обеспечение постоянного улучшения в работе за счет принятия решений по принципу План-Осуществление-Заверка-Действие.

«РСВС» - добавьте мощности и гибкости в технологию блокового обрушения

«РСВС» используется практически всеми крупными горнодобывающими компаниями, применяющими систему блокового обрушения, полагаясь на комплексную функциональность программы, помогающую при ТЭО, проектировании и управлении производством. Пользователи «РСВС» получают значительное большую отдачу от месторождения благодаря более точной оценке запасов и справкам, более эффективному управлению разубоживанием и повышенной геотехнической устойчивости. «РСВС» отслеживает ход работ для постоянного обновления графиков с учетом динамично меняющихся условий на действующих шахтах. Благодаря принятию решений на основании единых данных хранящихся в централизованной базе данных, пользователи «РСВС» тратят меньше времени на обновление планов добычи, их вероятностную оценку и расчет прибыльности.

Преимущества:

Снижение риска при крупных капиталовложениях за счет оценки различных сценариев горных работ.

Более высокое качество моделирования и прогнозирования за счет использования разные опций смешивания материалов.

Полная интеграция данных, начиная с предварительного технико-экономического анализа вплоть до ежедневных операций, не имеющая аналогов в индустрии блочного обрушения.

Мощный функционал планирования добычи с возможностью быстрого обновления и модификации фактических данных по добыче.

Позволяет готовить разнообразные отчеты для руководства с целью мониторинга динамических ситуаций.

Gemcom Hub™ - простая, но эффективная система управления данными

Gemcom Hub™ представляет собой оптимизированную систему управления данными разведки и производства. Gemcom Hub решает проблемы передачи данных для рассредоточенных пользователей даже в условиях ненадежного соединения, а так же обеспечивает высокую степень безопасности, что позволяет пользователям надежно синхронизировать данные.

Hub значительно увеличивает отдачу от инвестиций за счет более эффективного распределения ресурсов компании, в том числе, меньшего количества выездов на участок добычи и более эффективного использования труда квалифицированных сотрудников, которые теперь могут работать над несколькими глобальными проектами из одной точки. Hub легко устанавливается, прост в эксплуатации и дает незамедлительную выгоду.

Преимущества:

Централизация данных обеспечивает доступ и обмен информацией между специалистами, независимо от их местонахождения.

Оптимизированные и адаптированные к условиям разведки и производства метод передачи данных больших размеров (например, Модель месторождения или данные планирования) даже в условиях ненадежного соединения.

Эффективное управление данными, путем их синхронизации и определения прав пользователей, что помогает избежать дублирования и перезаписи информации.

Работает без привязки к типу файла, т.о. пользователь имеет доступ к важной информации по проекту, независимо от приложения, в котором был создан файл.

Для работы необходимы минимальные компьютерные навыки, что значительно снижает затраты на обучение и поддержку.

Когда компании стремятся повысить производительность работы предприятия, они прибегают к технологиям и услугам, предоставляемым компаний Gemcom.

УДК 622:681.3.06

ИСАЕНКОВ А.А., ИСАЕНКОВ К.А. (КИИ ДонНТУ)

MINEFRAME — СИСТЕМА АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПЛАНИРОВАНИЯ, ПРОЕКТИРОВАНИЯ И СОПРОВОЖДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Рассмотрена система автоматизированного планирования, проектирования и сопровождения горных работ.

Опыт развития и использования на горных предприятиях программных средств, предназначенных для автоматизации решения геологических, маркшейдерских и технологических задач имеет сравнительно небольшую историю, но за этот период произошла серьезная эволюция в понимании возможности компьютерных технологий и их места на современном производстве.

Не касаясь вопросов автоматизации управления материальными и финансовыми ресурсами, для чего предназначены системы класса ERP, остановимся на том, что составляет специфику горного предприятия и является объектом применения компьютерных технологий. Речь идет о месторождении полезных ископаемых и технологии его отработки. И то и другое, как правило, является уникальным, поэтому любое технологическое решение должно приниматься на основе всестороннего анализа горно-геологических условий и возможностей технологии, которые, в свою очередь, носят вероятностный характер. При этом степень неопределенности в их оценке снижается с увеличением объема используемой информации, а, следовательно, не существует другой разумной альтернативы переходу на использование информационных технологий в задачах оценки запасов, проектирования, планирования и управления горными работами.

Система **Mineframe** предназначена для комплексного решения широкого круга геологических, маркшейдерских и технологических задач, встречающихся в практике работы горнодобывающих предприятий, научных и проектных организаций. Система содержит обширный набор инструментов, позволяющих работать с трехмерными моделями объектов горной технологии. Среди них геологические пробы, рудные тела и пласты, маркшейдерские точки, горные выработки, выемочные единицы, конструктивные элементы и узлы системы разработки, естественные и технологические поверхности (включая карьеры и отвалы), склады (штабели) и развалы горной массы.

При разработке системы были использованы современные средства реализации сложной информационно-поисковой системы, основанные на

клиент-серверных технологиях взаимодействия с локальными и удаленными базами данных (БД), математических методах обработки горно-геологической информации. Трехмерное графическое ядро, лежащее в основе программных средств системы, позволяет работать с моделями объектов в многооконном режиме и предоставляет пользователю широкие возможности управления способами отображения и редактирования объектов горной технологии.

Программные средства системы обеспечивают коллективный, контролируемый доступ к удаленным базам данных (БД), что позволяет формировать единое информационное пространство предприятия. Создаваемые в рамках системы автоматизированные рабочие места геологов, маркшейдеров и технологов позволяют решать большинство задач, встречающихся при планировании, проектировании и сопровождении горных работ.

Система включает в себя программные продукты:

GeoTools	Редактор для ведения БД по геохимическому опробованию месторождения, выполнения операций первичной обработки данных опробования и формирования на их основе отчетной документации
GeoTech-3D	Многофункциональный графический редактор для создания и визуализации моделей объектов горной технологии и решения на этой основе геологических, маркшейдерских и технологических задач, встречающихся в практике работы горнодобывающих предприятий, научных и проектных организаций
GeoDesign	Графический редактор для создания моделей типовых конструктивных элементов и узлов системы разработки и формирования БД моделей объектов этого типа
GeoUsers	Программа управления режимом доступа пользователей к удаленным БД, ведения журнала изменения объектов, архивации и восстановления БД

Система обеспечивает автоматизацию решения задач в следующих предметных областях:

Геология:

- Пополнение и редактирование БД геохимического опробования.
- Визуализация данных опробования в трехмерном пространстве, на вертикальных разрезах и планах.
- Формирование рудных интервалов с учетом заданных кондиций.
- Построение векторных, каркасных и блочных моделей рудных тел, пластов и других объектов геологической среды.

- Геостатистический анализ месторождения, формирование пространственной модели распределения компонентов полезного ископаемого в границах рудных тел .
- Подсчет объемных и качественных показателей рудных тел, пластов, выемочных единиц.
- Построение геологических разрезов произвольной ориентации с отображением на них контактов рудных тел, разведочных скважин и картины распределения содержания полезного ископаемого.
- Формирование системы разведочных линий с возможностью построения через них соответствующих разрезов.
- Вывод на печать геологических разрезов с помощью встроенного в GeoTech-3D конструкторского редактора VeCAD или внешнего редактора AutoCAD.
- Импорт и экспорт моделей геологических объектов с использованием dxf -формата.

Маркшейдерия:

- Ведение БД (каталога) маркшейдерских точек опорной и съемочной сетей.
- Импорт маркшейдерских точек из файлов различных формата, включая файлы данных тахеометрической съемки.
- Визуализация маркшейдерских точек в 3-мерном пространстве, на вертикальных разрезах и планах.
- Моделирование естественных и технологических поверхностей, включая: топоповерхность, поверхность карьера, обрушения, границ фронта подземных горных работ, складов (штабелей) руды, развалов горной массы.
- Построение изолиний равных высот по каркасным моделям поверхности.
- Ведение цифровых моделей карьеров.
- Создание моделей подземных горных выработок на основе графических данных маркшейдерских планшетов.
- Моделирование проходки подземных горных выработок по данным маркшейдерских замеров.
- Корректировка формы сечений подземных горных выработок по результатам детальной съемки, установление за различными участками выработок признака того или иного типа крепления.
- Получение визуальной и цифровой информации о проходке выработок за любой календарный период.
- Решение прямой и обратной геодезической задачи.
- Определение координат точки методом прямой и обратной засечки с выполнением оценок точности решения.

- Расчет и уравнивание теодолитных ходов с формированием схемы хода и таблицы расчета.
- Обработка результатов теодолитной и тахеометрической съемки, получение на их основе моделей маркшейдерских точек, полигонов и контуров.
- Построение профилей горных выработок.
- Вывод на печать планов, разрезов с отображением маркшейдерских объектов в стандарте горной графики.

Технология:

Общие для открытых и подземных горных работ

- Создание проектных моделей (векторных и каркасных) выемочных единиц, типовых конструктивных элементов и узлов системы разработки.
- Визуализация моделей объектов горной технологии в 3-мерном пространстве, на планах, вертикальных и произвольных разрезах, в том числе с отображением на плоскости разреза проекций близлежащих объектов.
- Подсчет объемных и качественных показателей полезного ископаемого в прирезках, погоризонтно и по этапам отработки.
- Планирование отработки выемочных единиц.
- Визуализации результатов мониторинга техногенных и технологических процесов.
- Формирования рабочих чертежей в принятых на предприятии условных обозначениях.

Открытые горные работы

- Проектирование карьеров с вписыванием системы транспортных коммуникаций.
- Конструирование траншей, полутраншей, насыпей, складов (штабелей) с подсчетом объемов вынимаемой и насыпаемой горной массы.
- Оптимизация границ карьера по экономической модели (метод Коробова).
- Горно-геометрический анализ карьерных полей.
- Построение бергштрихов и изолиний поверхности с выносом высотных отметок.
- Построение профилей дорог с формированием табличных данных по уклонам и сводной информации по всем карьерным дорогам.
- Проектирование массовых взрывов на карьерах.

Подземные горные работы

- Параметрическое проектирование горных выработок с сечениями заданной конфигурации.

- Параметрическое проектирование типовых конструктивных элементов и узлов системы разработки.
- Проектирования подземных массовых взрывов.

Эффект от внедрения системы:

- Увеличение производительности труда специалистов при работе в едином информационном пространстве за счет исключения потерь времени на подготовку и передачу информации между подразделениями.
- Уменьшение риска при принятии решений. Применение автоматизированной системы будет оправдано, если это позволит избежать хотя бы одной грубой ошибки при ведении горных работ из-за решения принятого на основе недостоверной информации.
- Отказ от не интегрированных решений прошлого за счет введения общих процедур, протоколов и методологии во всех подразделениях предприятия. Исключение «лоскутной автоматизации», снижение или полное исключение затрат на стыковку информационных потоков различных участков работы.
- Появление возможности анализа прошлых операций и уточнения параметров добычи за счет легкого доступа к информации о ранее принятых технологических решениях.
- Сокращение затрат на ведение горных работ за счет более обоснованных и оптимальных решений при проектировании и планировании горных работ.
- Сокращение времени принятия решений и времени ответной реакции на изменение ситуации за счет возможности быстрого доступа к информации.
- Снижение вероятности искажения данных, так как исключаются ошибки при копировании и переносе информации, обеспечивается целостность данных и их сохранность.
- Переход на обмен информацией между подразделениями и службами в цифровом виде, что обеспечивает ее более эффективное использование.

Максимальный эффект от внедрения системы достигается при комплексной автоматизации решения геологических, маркшейдерских и технологических задач в едином информационном пространстве горного предприятия.

УДК 621.

ПОПОВ О. О., ВІРИЧ С.О., ЛАППО І.М. (КІІ ДонНТУ)

СУЧАСНИЙ СТАН СТАНДАРТИЗАЦІЇ ВУГІЛЬНОЇ ПРОДУКЦІЇ

У статті розглянуті основні принципи та напрямки стандартизації вугільної продукції; наведені основні показники якості вугільної продукції та фактори, що впливають на їх кількісне значення, а також заходи щодо нормування їх величини.

Ключові слова:вугілля, показники якості, вологість, зольність, теплота згорання, леткі речовини; стандартизація.

Вугілля є основним первинним джерелом тепла та енергії, без яких неможливий розвиток промисловості та підвищення рівня життя населення. Частка його у світовому енергетичному балансі на початок XX сторіччя складала 93%. У зв’язку з впровадженням більш ефективних джерел енергії, таких як нафта, газ, атомна енергія, гідроенергія, частка вугілля у енергетичному балансі світу на середину XX ст.. знизилась до 56% , а наприкінці 90-х рр.. вона вже складала 29%.

Запаси вугілля в Україні, за даними британської нафтогазової BP, складають 33,873 млрд. т., що складає 3,9% світових запасів, із них: 15,351 млрд. т. – антрациту; 18,522 млрд. т. – бурого вугілля. При поточному рівні добичі таких запасів має вистачити на 462 р. Основні запаси вугілля сконцентровані на сході України, де їх промислова добича почалася ще з другої половини XIX ст. На відміну від природного газу та нафти, які характеризуються стабільністю енергетичної цінності (теплотою згорання), вугілля за кожне десятиріччя добичі знижувало свою енергетичну цінність зі швидкістю майже 375 ккал/кг [1].

Якість вугілля та його технологічні властивості є одними із найважливіших природних факторів при економічній оцінці родовища. З позицій оцінки якості цінність вугілля уявляє собою уся добута вугільна маса, а якість вугілля оцінюється відповідністю його визначених властивостей вимогам нормативних документів (ГОСТи, ДСТУ, ГСТУ, ТУ) та згодою із споживачем. Вимоги споживача в умовах насиченості ринку постійно зростають, тому на гірничих підприємствах необхідно створювати ефективні системи контролю якості вугільної продукції, які б відповідали вимогам міжнародних стандартів.

Проведення робіт по стандартизації у будь-якій галузі промисловості повинно базуватися на визначених основних принципах стандартизації, які залежать від специфіки даної галузі, основних напрямків її розвитку. Аналіз наукових основ стандартизації, загальних принципів та основних

напрямків розвитку вугільної галузі дозволив сформулювати основні принципи стандартизації вугільної продукції:

1) оптимізація рівня якості вугільної продукції при її стандартизації;
2) комплексність здійснення стандартизації вугільної продукції;
3) розвиток випереджаючої стандартизації;
4) загальна та часткова класифікація вугільної продукції при її стандартизації;
5) скорочення кількості показників якості вугілля, що нормуються, до мінімально необхідного рівня.

Огляд спеціальної літератури дозволяє виділити декілька основних напрямків в дослідженні питань стандартизації вугілля:

1) стандартизація методів відбору та приготування проб вугілля (теорія, практика, засоби механізації та автоматизації);

2) стандартизація методів дослідження вугілля (визначення показників якості);

3) стандартизація та нормування показників якості вугілля.

Методи відбору та приготування проб вугілля для лабораторних іспитів з метою визначення показників якості регламентуються державними стандартами. Розроблені в останні роки державні стандарти України на роботи, пов’язані з визначенням якісних показників рядового вугілля та концентратів базуються на тих же підходах, що і стандарти СРСР (ДСТУ ISO 8858-2 Вугілля кам’яне та антрацит. Метод випробування пінної флотації. Частина 2. Послідовне випробування; ДСТУ ISO 8858-3 Вугілля кам'яне та антрацит. Метод випробування пінної флотації. Частина 3. Випробування із зняттям обмежень; ДСТУ ISO 13909-8 Вугілля кам'яне, антрацит та кокс. Механізований відбір проб. Частина 8. Методи визначення систематичної похибки; ДСТУ 7146:2010 Вугілля кам’яне та антрацит для побутових потреб населення. Технічні умови; Методика розрахунку показників якості вугілля СОУ 10.1.00185755.001; Настанова щодо визначення паливного потенціалу рядового вугілля СОУ-Н 10.1-00185755-002:2008).

Спочатку лабораторні іспити обмежувалися визначенням горючої і негорючої складової. До негорючої частини вугілля відносять вологу (позначається *W*, від німецького Wasser і англійського Water) і неорганічні або мінеральні речовини (*M*).

Для характеристики вугілля за кількістю мінеральних речовин у вугіллі частіше за все використовують показник зольності (*A*, від німецького Ashe і англійського Ash), що визначається за залишком, який утворюється після повного згорання вугільної маси. Пізніше були введені ще три показники:

а) вихід летких речовин (*V*), які утворюються при нагріванні вугілля до 850 — 1000°С без доступу повітря;

б) вихід і кількісна характеристика твердого нелеткого залишку (K), який утворюється при визначенні виходу летких речовин;

в) загальний вміст сірчистих сполук (S_t) (умовно перерахованих на елементну сірку), які входять до складу органічних і мінеральних речовин вугілля.

Оскільки ці показники тією чи іншою мірою пов’язані з природою, ступенем вуглефікації, то вони мають не лише теоретичне, але й практичне значення.

На значення показників, які характеризують властивості вугілля, найбільше впливають умови відбору, підготовки та зберігання вугілля. Значення одних і тих же показників можуть змінюватися в широкому діапазоні в залежності від того, в якому стані знаходиться вугілля — робочому, аналітичному чи сухому. У зв'язку з цим ці показники можна визначати лише при виконанні наступних умов:

а) незмінність умов відбору, зберігання і підготування проби;

б) жорстко визначені умови, за якими проводять випробування;

в) визначеність вихідного стану проби, яка досліджується.

Таким чином, вологість, зольність та інші показники є конкретними тільки в тих випадках, коли однакові методи їх визначення та умови, в яких проводилися дослідження. Крім того, для отримання показників, які можна порівнювати між собою, отримані значення перераховують на певний стан палива (робочий, сухий і сухий знезолений), а також проводять стандартизацію методів відбору, підготовки і дослідження проби.

До основних сертифікованих показників якості вугілля відносяться: теплота згорання; зольність; вологість; вихід летких речовин; вміст сірки та азоту; хімічний склад золи; температура плавлення золи (T_a, T_b, T_c); коефіцієнт розмолоздатності; гранулометричний склад.

Теплота згорання Q – використовується для співставлення теплотехнічних властивостей вугілля різних родовищ, марок між собою та іншими видами палива. Визначення теплоти згорання виконується заміром кількості тепла, що виділяється одиницею маси вугілля при повному згоранні його у середовищі стисненого кисню при стандартних умовах. Відповідними перерахунками величин отримують значення найвищої теплоти згорання Q_s (з виключенням тепла, отриманого за рахунок киснеутворення) та нижчої Q_i теплоти згорання з додатковим виключенням тепла, отриманого за рахунок випаровування води. Зміна теплоти згорання пов’язана із зміною вологості або зольності вугілля або двох цих показників разом.

Зольність уявляє собою відношення маси неорганічного залишку (золи, %), отриманого після повного згорання вугілля, до маси досліджуваної проби вугілля. Зольність вугілля визначається за ГОСТ

11022-75, а потім виконується перерахунок зольності аналітичної проби на суху A_c та робочу A_p масу у відсотках за наступними формулами:

$$A_c = A_a \frac{100}{100 - W_a}, \quad (1)$$

$$A_p = A_a \frac{100 - W_p}{100 - W_a}, \quad (2)$$

де W_a - вміст аналітичної вологи у досліджуваній пробі, %; W_p - вміст робочої вологи у досліджуваній пробі, %; A_a - зольність аналітичної проби, %.

Основними компонентами зольності є оксиди кремнію, алюмінію, кальцію, магнію, натрію, калію. Вихід та склад золи залежить від природи вугілля, умов його згорання. По складу золи вугілля підрозділяють на кремністе (SiO_2 - 40-70%), глиноземне (A_2O_3 30-45%), вапнякове (CaO - 20-40%). Зміна зольності може бути пов'язана не тільки із зміною її шкідливих речовин (радіоактивності, вмісту фтору, хлору, бензапірену), які загострюють проблему викиду шкідливих речовин, але й відносно корисних, що роблять золу джерелом отримання, наприклад, з'єднань CaO, германію.

Вологість вугілля підрозділяється на зовнішню, внутрішню (гігроскопічну) та хімічно пов'язану. Зовнішня вологість – вологість, яка утримується на поверхні зерен вугілля та між ними. Внутрішня вологість – вологість, яка залишається у вугіллі після доведення його до повітряно-сухого стану. Хімічно пов'язана вологість входить безпосередньо у склад вугільної речовини та мінеральних складових. Природними факторами, що обумовлюють вміст вологи у вугіллі, є обводненість вугільних пластів та вміщуючих порід. Вологість значно знижує вміст корисних речовин – вуглецю та водню, збільшуючи невиробничі витрати при транспортуванні та навантаженні.

Вихід летких речовин характеризує здатність займання вугілля та стійкість його горіння в камері котла. Вихід летких речовин обумовлює швидкість взаємодії вугілля з киснем повітря, яка підвищується із збільшенням температури, тобто реакційну здатність вугілля. В антрацитах вихід летких речовин не перевищує 8%, у кам'яному вугіллі – від 8 до 50%, у бурому вугіллі – 45-60%. Характеристика вугілля по виходу летких речовин та нелеткому органічному (коксовому) залишку відіграє важливу роль для визначення його технологічних властивостей. Цей показник входить як один із основних в технологічну та промислову класифікації вугілля. Він враховується при визначенні раціонального промислового їх використання.

Вміст сірки. Масова частка загальної сірки (S_t) у вугіллі коливається в широких діапазонах. За цією величиною вугілля підрозділяється на низькосірчасте (до 1,5%), середньосірчасте (1,5-2,5%), сірчасте (2,5-4%), високосірчасте (понад 4%). Сірка входить до складу мінеральної частини вугілля, іноді присутня у вигляді елементарної. Виділяють наступні різновиди сірки:

- органічна (S_o) – пов'язана хімічно з елементами вугільної речовини;
- піритна (S_n) – міститься у вугіллі у вигляді лінз, прошарків або дрібних частинок;
- сульфатна (S_c) – міститься у вигляді сульфатів заліза та кальцію.

Загальна сірка вугілля складається із всіх трьох різновидів:

$$S_t = S_o + S_n + S_c . \tag{3}$$

Підвищений вміст сірки у вугіллі погіршує якість коксу та збільшує його витрати при виплавці чавуна. Наприклад, зріст сірчастості вугілля на 0,1% знижує продуктивність доменної печі та збільшує витрати коксу на 1,8%. Все це обумовлює необхідність строгого нормування вмісту сірки у вугіллі.

Окрім негативного впливу, невеликий вміст сірки у паливі може позитивно впливати на зниження протидії електризації золи деякого вугілля в електрофільтрах, що знижує її викиди в атмосферу. У вугіллі донецького регіону вміст сірки коливається в межі 0,5 – 4,5%.

Вміст азоту – частково визначає кількість шкідливих викидів окислів азоту в атмосферу. Для зниження утворення оксидів азоту існують технологічні схеми для зниження максимальної температури горіння та руйнування окислів азоту.

Хімічний склад золи використовують для експертних оцінок її властивостей, таких як схильність до шлакування, утворення твердих відкладень на поверхнях нагріву. Для окремих видів вугілля ймовірність шлакування можливо оцінити по хімічному складу золи за наступним співвідношенням:

$$\frac{CaO + MgO + K_2O + Na_2O + Fe_2O_3}{SiO_2 + Al_2O_3 + TiO_2}, \tag{4}$$

де у чисельнику – лужні (основні) складові, у знаменнику – кислі складові [2].

Температура плавлення золи. Температурні характеристики золи T_a, T_b, T_c (*a* – початок деформації, *b* – плавлення, *c* – рідиноплавкий стан (розтікання) за способом визначення є одними із найбільш ефективних показників «шлакуючих» та «рідиноплавких» станів золи та визначають вибір способу шлаковидалення.

Коефіцієнт розмолоздатності характеризує здатність вугілля до подрібнення.

Гранулометричний склад – якісна характеристика вугілля за розміром кусків. Сортування вугілля по класам крупності здійснюється на ситах з отворами відповідних розмірів.

На сьогоднішній день вміст робочої вологи на багатьох вугільних підприємствах залишається високим. Однак, не завжди його можна знизити в результаті виконання виробничих заходів (проведення дренажних робіт, посилення контролю за витратами води на зрошення), оскільки вологість залежить від вихідної речовини вугілля та степені метаморфізму. Мало метаморфізоване буре вугілля має вологість 54-58%. При збільшенні метаморфізму пластова вологість знижується, а потім в антрацитах знову дещо підвищується внаслідок росту внутрішньої поверхні пор.

Показники по загальній сірки та виходу летких речовин у вугіллі залежать від їх вмісту в пластах. Окрім того, вихід летких речовин може визначатися глибиною розробки, так як з її збільшенням зростає ступінь метаморфізму вугілля.

Для покращення показників якості за теплотою згорання необхідно здійснити заходи по зниженню зольності та вологості вугілля шляхом удосконалення технології виїмки вугілля; удосконалення технології проведення підготовчих виробок; проведення дренажних робіт; забезпечення оптимальної структури добичі на підприємствах за рахунок виробу більш раціональної дольової участі пластів та ін..

Аналіз сучасного стану теорії та практики стандартизації вугільної продукції дозволив встановити, що якість вугільної продукції в залежності від напрямку її використання характеризується значною кількістю показників, контроль за дотриманням яких в процесі виробництва та використання повинен базуватися на основних принципах стандартизації з урахуванням наступних положень:

1. В стандартах технічних вимог на вугілля повинна встановлюватися мінімально необхідна кількість показників, які нормуються, та достатньо повно характеризують придатність вугілля до використання.

2. Показники якості повинні бути чітко розмежовані на браковочні, при недотриманні яких вугілля не підлягає відправці споживачеві, та допоміжні, які слугують для додаткової характеристики вугілля, дотримання яких бажано при поставці споживачу.

3. Виконання та дотримання вимог стандартів повинно забезпечуватися об’єктивними умова виробництва вугільної продукції: наявність стандартизованих методів контролю та оцінці показників якості; можливість впливати на величину показника в процесі добичі або переробки вугілля.

Література:

1. Синякевич Б.Г., Чернявский Н.В. Энергетический уголь Украины: соотношение цены и качества /Энергетика и электрификация, 2004, №12, с.37-40.

2. Алешинский Р.Е., Векслер Ф.М., Говсиевич Е.Р., Эдельман В.И. Качественные характеристики угольного топлива: их влияние на технико-экономические показатели ТЭС /Энергетик, 2003, №1, с.17-20.

3. Толкацер Д.Я. Цена и качество угольной продукции. М., Недра, 1982, 200 с.

4. Филиппов В.Н. Исследование, выбор и обоснование показателей качества углей для целей стандартизации (на примере экибастузских углей) /Автореферат диссертации, г. Люберцы, 1978 г., 22 с.

УДК 622.457:622.817

АБАКУМОВА О.В. (ДонДТУ)

ВПЛИВ РЕЖИМУ РОБОТИ ДЕГАЗАЦІЙНОЇ СИСТЕМИ ШАХТИ НА КОНДИЦІЙНІСТЬ ВИЛУЧЕНОЇ МЕТАНОПОВІТРЯНОЇ СУМІШІ

Встановлено вплив режиму роботи дегазації на показники вилученої метаноповітряної суміші, що визначають її кондиційність. Запропоновано комплекс заходів з підвищення якісних показників метаноповітряної суміші.

Метан вугільних родовищ по загальному ресурсному потенціалу, якісних показниках і обсягах, що вилучаються при веденні гірничих робіт на вугільних шахтах, є одним із основних видів енергоносіїв альтернативних природному газу. Одержання кондиційних сумішей по вмісту в них метану для подальшої їх утилізації традиційними технологіями можливо за рахунок застосування свердловинної дегазації на всіх етапах освоєння і експлуатації метановугільного родовища [1]. Досконала дегазація основних джерел метановиділення, як один із дієвих засобів управління метановиділенням, дозволяє комплексно вирішувати проблеми ефективного та газобезпечного вуглевидобутку, боротьби з викидами шкідливих та парникових газів у атмосферу при умові, що каптований метан буде практично повністю утилізовано [2].

У теперішній час за кордоном на виїмкових дільницях з дегазацією видобувається більше 36% усього підземного видобутку вугілля, у країнах СНД – більше 60 %. Багаторічний досвід видобування та використання метану вугільних родовищ показує, що у ряді вуглевидобувних країн

дальнього зарубіжжя використовується до 60-80 % каптованого дегазацією метану, тоді як на шахтах Донбасу не більше 7-8 %, Печорського басейну – 14 %, Карагандинського – 1 %, в інших басейнах СНД вилучений дегазацією метан взагалі не використовувався. Низький відсоток утилізації каптованого метану пов'язаний з рядом соціально-економічних та технічних причин, в тому числі відсутністю надійних способів підтримання стабільно високих дебетів та вмісту метану у шахтних дегазаційних системах.

У зв’язку з цим встановлення впливу режиму роботи дегазаційної системи шахти на кондиційність вилученої метаноповітряної суміші є актуальною науково-практичною задачею.

Аналіз результатів останніх досягнень і публікацій показав, що у процесі вилучення метану дегазаційними свердловинами та транспортування до вакуум-насосної станції відбувається постійне його розбавлення за рахунок підсосів рудникового повітря у свердловинах і дегазаційному газогоні [3,4]. У роботі [3] показано, що ступінь розбавлення метану або вміст його у суміші залежить в основному від величини вакууму. Так для умов шахт Воркутинського басейну відмічене закономірне зниження вмісту метану у дільничних свердловинах з 80-85% до 25 % (у 3,3 рази) при зростанні вакууму від 50 мм рт.ст. до 100 мм рт.ст.

Результати дослідження режиму роботи вертикальних дегазаційних свердловин, що пробурені з поверхні землі, показали, що вміст метану у суміші суттєво залежить від дебіту метану і кількості одночасно працюючих свердловин [4]. При збільшенні кількості свердловин, як правило, збільшується довжина мережі трубопроводів і фактична продуктивність вакуум-насосів, що в свою чергу призводить до збільшення підтоків повітря у дегазаційний трубопровід і у свердловини з виробленого простору.

Метою наших досліджень було встановлення закономірностей зміни вмісту метану у газоповітряній суміші, що надходить із шахти, від дебіту метану та продуктивності вакуум-насосів на основі фактичних даних для вибору оптимального режиму їх роботи з точки зору кондиційності суміші для утилізації.

Методика дослідження включала проведення шахтних експериментів у широкому діапазоні зміни природних та технологічних параметрів розробки метаноносних пластів, аналіз експериментів та наукове узагальнення одержаних результатів.

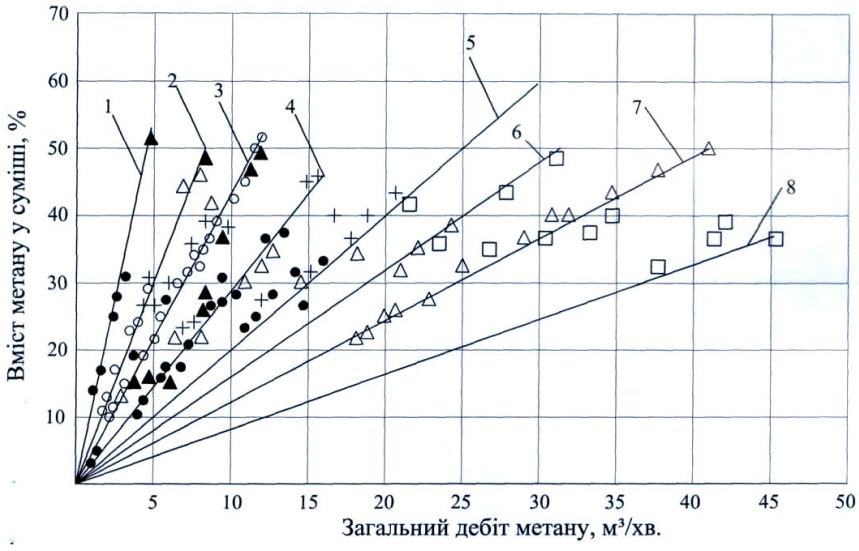
Об’єкт досліджень – процес зміни вмісту метану у газоповітряній суміші, що надходить із шахти на вакуум-насосну станцію.

Вказаний процес досліджувався на 7 шахтах Краснодонського, Селезнівського, Луганського і Донецько-Макіївського районів Донбасу: „Суходольська-Східна”, ім. М.П. Баракова, „Самсонівська-Західна”, „Білореченська”, „Ніканор-Нова”, „Лутугінська”, ім. В.М. Бажанова. На

вказаних шахтах, як і на більшості шахт Донбасу, систематично застосовується поточна дегазація підробленого масиву підземними похилими свердловинами зі схожими схемами і параметрами буріння. Глибина розробки змінювалась від 400 м до 1200 м; природна метаноносність пластів – 10- 25 м^3/т с.б.м.; марочний склад вугілля представлений від Г до Т. Технологічні параметри очисних робіт суттєво не відрізнялися.

Результати проведених досліджень показали, що при існуючих режимах роботи підземних дегазаційних систем досліджених шахт вміст метану у газоповітряній суміші, яка надходить із шахти, в середньому не перевищував 40 % і тільки в окремих, практично поодиноких випадках, досягав 45-50 % (рис. 1).

Відмічена закономірність зростання вмісту метану у суміші по мірі збільшення дебіту метану, котрий вилучався підземними свердловинами. Газоповітряна суміш з кондиційним вмістом метану вилучалась, як правило, у тому випадку, коли дебіт метану перевищував 8-9 м^3/хв. Менша, ніж вказана, величина дебіту метану характерна для умов шахт, де у роботі була одна лава, а видобуток вугілля не перевищував 400- 500 т/доб. (шахти „Лутугінська”, „Ніканор-Нова”, „Суходольська-Східна” 36 і



● - ш. "Лутугінська"; ○ - ш. "Ніконор - Нова"; + - ш. ім. Н.П.Баракова;
⊕ - ш. "Суходольська - Східна"; △ - ш. "Самсонівська - Західна";
▲ - ш. Білоріченська □ - ш. ім. М.В. Бажанова
Фактична продуктивність вакуумного насосу, м³/хв.
1 - 10; 2- 15; 3 - 22; 4 - 33; 5 - 43; 6 - 61; 7 - 80; 8 - 110

Рисунок 1 – Зміна вмісту метану у суміші, що вилучається дегазаційними системами шахт Донбасу

37 Східні лави пл. i_3^1). Виключення складає ш. „Білоріченська”, при навантаженні на лаву 1000-1500 т/доб. і природній метаноносності 10 м^3/т с.б.м. дебіт метану у підземні свердловини склав 4-6 м^3/хв., а вміст метану

у суміші – 14-25 %. При збільшенні видобутку вугілля до 2500-3000 т/доб. на одну лаву закономірно зростав дебіт метану до 8-11 м^3/хв., а вміст метану досягав 50 %. На дослідних шахтах метаноповітряні суміші практично не придатні для використання у енергетичних комплексах з причин низького тиску, значних коливань дебіту і вмісту метану у суміші нижче за 25 %. Такі суміші, як правило, викидаються у атмосферу. На інших шахтах продуктивність видобутку вугілля забезпечується 2-а лавами (ім. М.П. Баракова), 3-ма («Самсонівська-Західна», «Суходольська-Східна») і 4-ма (ім. М.В. Бажанова) з навантаженням на одну лаву 1500-2000 т/доб. В таких умовах відбувається зростання дебіту метану і до 80

У теперішній час 50-70 % обсягів метаноповітряних сумішей, що надходять з названих шахт, утилізуються шляхом спалювання у шахтних котельних та екологічних факельних установках. Впроваджуються пілотні проекти утилізації газоповітряних сумішей у когенераційних установках.

Аналіз фактичних показників роботи дегазаційних систем дослідних шахт показав суттєвий вплив фактичної продуктивності вакуумного насосу по газоповітряній суміші на рівень вмісту метану у суміші. Так, при продуктивності 10-25 м^3/хв. часто вміст метану досягав кондиційної величини при дебеті метану вище 4,0 м^3/хв., у діапазоні продуктивності 25-45 м^3/хв. кондиційний вміст метану мав місце при його дебеті 10- 14 м^3/хв. При збільшенні продуктивності до 100-110 м^3/хв. вміст метану на рівні 40-45 % забезпечувався високими значеннями дебіту метану, який складав 28 - 45 м^3/хв.

Для підвищення ефективності дегазації вакуум-насосні станції на практиці комплектують потужними насосами, які розраховані на високий дебіт метаноповітряної суміші. За рахунок зростання розрядження у дегазаційній мережі шахти при підвищенні продуктивності закономірно зростають підтоки рудникового повітря у дегазаційний трубопровід і у дегазаційні свердловини, тим самим збіднюється газоповітряна суміш.

У підсумку, при достатньо високій ефективності дегазації виїмкових дільниць, досягнутій на більшості шахт Донбасу за рахунок інтенсивного вилучення метану з підробленого масиву покрівлі, вміст метану у суміші не досягає високих значень, характеризується значною нестабільністю, часто його величина нижче допустимого рівня, встановленого нормативними документами [5].

Основною причиною такого стану, який склався на вугільних шахтах, є специфіка виділення метану із гірничого масиву та особливості проектування і організації дегазації як технологічного процесу.

Виділення метану із гірничого масиву цілком пов’язано зі зміною напружено-деформованого стану порід, а інтенсивність і обсяги вилучення залежать від ряду гірничо-геологічних і технологічних параметрів розробки пластів.

При веденні очисних робіт у виїмковому полі формується різний напружено-деформований стан порід у підробленому масиві у залежності від просторового положення лінії очисного вибою по відношенню до розрізної печі (монтажного ходку) і відповідно відбувається виділення метану у свердловини і виробки різної інтенсивності. При переміщенні вибою до моменту первинного обвалення масиву покрівлі (початковий період роботи лави) відбувається розвантаження порід і формування порожнин розшарування. Виділення метану із масиву у цей період мінімальне. Після первинного обвалювання порід покрівлі розкриття порожнин розшарування – максимальне, інтенсивність метановиділення із масиву також максимальна, при умові переміщення вибою із запланованою швидкістю (період стабільної роботи лави). У період остаточної зупинки лави на демонтаж, або тривалих аварійних зупинок, за рахунок переміщення порід та їх ущільнення інтенсивність метановиділення монотонно знижується до певного рівня, котрий обумовлюється конкретними умовами розробки (завершальний період роботи лави). Тривалість початкового періоду залежить від категорії обвалення порід масиву покрівлі, аварійного або завершального – від тривалості зупинки лави і особливостей газовіддачі порід у даних умовах [6].

Дегазація шахт у такому вигляді, як вона застосовується, спрямована практично на зниження метановиділення до допустимого рівня умовами провітрювання і запобігання створенню небезпечних концентрацій у атмосфері виробок. Параметри та режим роботи дегазаційної системи шахти проектуються таким чином, щоб забезпечити необхідну ефективність дегазації на період стабільної роботи лави. В таких умовах, як правило, вилучена метаноповітряна суміш по вмісту метану характеризується як кондиційна (таблиця 1).

Таблиця 1 –

Показники роботи дегазації за період стабільної роботи лав

Найменування шахти	Найменування лави	Параметри газоповітряної суміші		
		Продуктивність вакуумнасосу, $м^3$/хв.	Дебіт метану, $м^3$/хв.	Вміст метану, %
«Ніканор-Нова»	5 західна пл. $k_6^в$	19,5	5,5-11,8	28,9-60,0
«Самсонівська-Західна»	1 західна 2 західна пл. $k_2^н$	38,0 34,0	9,5-13,6 8,6-15,4	25,1-36,0 25,2-41,0
ім. М.П. Баракова	2 північна 7 північна пл. $k_5^н$	18,5 35,0	4,0-8,5 6,4-19,1	26,0-39,0 29,0-39,0
«Суходольська-Східна»	24 східна пл. i_3^l	56,0	17,7-35,6	31,0-59,0

У випадках коли вилучення метану припадає на початковий, завершальний або аварійний період роботи лави вміст метану знижується

до вибухонебезпечного рівня (таблиця 2). Статистика показує, що тривалі зниження (до 30-60 діб) вмісту метану нижче допустимого рівня мали місце на кожній шахті один раз на 101,5 роки у залежності від швидкості відпрацювання виїмкових стовпів, їх довжини, кількості зупинок лави з причини обвалення покрівлі, тощо.

У разі застосування шахтою утилізаційних технологій необхідною складовою технології видобутку і отримання кондиційної суміші із стабільним вмістом метану є системне управління кондиційністю суміші, яке може бути реалізоване шляхом застосування комплексу технічних і гірничо-технологічних заходів у відповідності до специфіки умов вилучення метану на конкретній шахті. На теперішній час існує достатній арсенал науково-обґрунтованих і апробованих на практиці способів та засобів для підвищення вмісту метану у суміші, що вилучається шахтною системою дегазації.

У світі сучасних уявлень поняття „управління кондиційністю" включає в себе підвищення середнього вмісту метану і його стабілізацію у газоповітряній суміші. Управління кондиційністю метаноповітряної суміші можливо у напрямках:

Таблиця 2 –

Показники роботи дегазації у початковий, кінцевий та аварійний період роботи лави

Найменування шахти	Найменування лави	Період роботи лави	Параметри суміші			Тривалість періоду, доба
			продуктивність по суміші, $м^3/хв.$	дебіт метану, $м^3/хв.$	вміст метану, %	
«Самсонівська-Західна»	1 західна пл. $k_2^н$	остаточна зупинка на демонтаж	37	3,0- 8,6	8,0-23,0	42
	2 західна пл. $k_2^н$	до первинної посадки	37	2,8- 6,0	6,6-15,8	32
«Ніканор-Нова»	3 західна пл. $k_6^в$	зупинка на демонтаж	15	2,3-3,5	15,3-23,3	40
	4 західна пл. $k_6^в$	до первинної посадки	15	1,8-3,5	12,0-23,3	30
	4 західна пл. $k_6^в$	аварійна зупинка	15-23	3,1-4,0	11,2-23,0	21
«Суходольська-Східна»	12 східна пл. $і_3^l$	аварійний режим	35-37	4,1-10,0	5,0-13,0	320
	23 східна пл. $і_3^l$	зупинка на демонтаж	31-34	2,9-7,2	8,5-23,2	80
ім. М.П. Баракова	7 північ. пл. $k_5^н$	до первинної посадки	14,5	3,5-4,0	24,5-25,0	61
	східна надробляюча пл. $k_5^н$	зупинка на демонтаж	25	3,8-6,5	15,2-25,0	46

– зниження підтоків повітря у дегазаційну систему на стадії вилучення і транспортування суміші до споживача;

– підвищення повноти вилучення з основних джерел метановиділення шляхом застосування комплексних способів дегазації, підвищення інтенсивності і стабільності вуглевидобутку за рахунок використання очисного устаткування нового технічного рівня;

– збагачення бідних метаном сумішей шляхом їх змішування з природним газом або розділення суміші на газові компоненти.

Варіант класифікації способів управління кондиційністю суміші по вказаних напрямках показано у таблиці 3.

Таблиця 3 –

Класифікація способів управління кондиційністю метаноповітряної суміші

Способи управління кондиційністю метаноповітряної суміші	
технічні	– якісна герметизація з'єднань газогонів та гирл свердловин; – регулювання величиною розрядження у свердловинах; – зниження аеродинамічного опору газогонів та арматури; – гнучке управління продуктивністю вакуум-насосів; – автоматизація роботи і контролю дегазаційних систем
гірничо-технологічні	– комплексна дегазація основних джерел метановиділення; – застосування у комбінації з типовими схемами дегазації направлених похило-горизонтальних, флангових та вертикальних поверхневих свердловин; – вилучення вільного метану у тріщинних зонах тектонічних порушень; – підвищення інтенсивності і стабільності видобутку вугілля у лаві
спеціальні	– збагачення суміші природним газом та вугільним метаном; – закачка і змішування сумішей у підземних природних сховищах; – компонентне розділення метаноповітряної суміші з використанням гравітаційних, вихрових, сепараційних та інших принципів розділення
організаційні	– проведення моніторингу показників роботи дегазації; – прогноз на ближню і дальню перспективу зміни якісних та кількісних показників; – планування сумісного видобутку вугілля і газу метану.

Висновки.

Аналіз фактичного стану дегазації на вугільних шахтах Донецького та інших вугільних басейнів показав, що існуюча технологія шахтного вилучення метану вугільних родовищ, що широко застосовується, направлена на управління метановиділенням при очисних роботах і не спроможна забезпечити високий і стабільний вміст метану у вилученій суміші навіть при достатній ефективності дегазації. Режим роботи дегазаційної системи шахти є одним із основних факторів, котрий суттєво впливає на кондиційність метаноповітряної суміші. Для впровадження та ефективної експлуатації утилізаційних технологій необхідне системне управління кондиційністю метаноповітряної суміші. Основною складовою системи управління повинно бути комплексне застосування економічно обґрунтованих технічних і гірничо-технологічних способів, спрямованих на підвищення вмісту метану і його стабілізацію у суміші.

Список літератури

1. Рубан А.Д. Подготовка и разработка высокогазоносных угольных пластов /А.Д. Рубан, В.Б. Артемьев, В.С. Забурдяев, В.Н. Захаров, А.К. Логвинов, Е.П. Ютяев – М.: изд-во Горная книга, 2010. – С. 10-15.
2. Пучков Л.А. Извлечение метана из угольных пластов / Л.А. Пучков, С.В. Сластунов, К.С. Коликов – М.: изд-во МГГУ, 2002. – С. 39-40.
3. Устинов Н.И. Режимы извлечения кондиционного метана из угольных шахт / Н.И. Устинов, В.С. Пак // Сборник научных трудов МГГУ „Современные проблемы шахтного метана” – М.: изд-во МГГУ, 2005. – С. 159-164.
4. Рубан А.Д. Метан в шахтах и рудниках России: прогноз, извлечение и использование / А.Д. Рубан, В.С. Забурдяев, Г.С. Забурдяев, Н.Г. Матвиенко – М.: ИПКОН РАН, 2006. С. 126-129.
5. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации. СОУ 10.1.00174088.001-2004. – Киев, Минтопэнерго, 2004. – С.22 – 30.
6. Абакумова О.В. Методика прогнозу динаміки обсягів вилучення метану з підробленого вуглепорідного масиву /О.В. Абакумова, В.П. Денисенко, Р.В. Верба, В.В. Лукінов // Сборник научных трудов ДонГТУ. – Алчевск, ДонГТУ, 2010. – № 31. – С. 5-12.

УДК 622.831.24:534.1

ДЕНИСЕНКО В.П., БЄЛЯЄВ В.І. (ДонДТУ)

УПРАВЛІННЯ КОНДИЦІЙНІСТЮ МЕТАНОПОВІТРЯНОЇ СУМІШІ У ПРОЦЕСІ ВИЛУЧЕННЯ МЕТАНУ З ПІДРОБЛЕНОГО МАСИВУ

Запропоновано пристрій, що забезпечує автоматичне регулювання вакууму у дегазаційних свердловинах для підвищення вмісту метану у вилученій метаноповітряній суміші.

Вилучення метану вугільних родовищ у процесі видобутку вугілля підземним способом у максимально можливих обсягах з послідуючою утилізацією як альтернативного екологічно чистого виду палива має важливе і актуальне значення для економіки України. При цьому вирішуються такі важливі проблемні питання як: забезпечення газобезпечних умов праці шахтарів; зниження викидів шкідливих газів у навколишнє середовище; підвищення техніко-економічних показників видобутку вугілля. Використання певних обсягів вилученого метану у Донецькому та інших вугільних басейнах СНД здійснюється на окремих шахтах частіше всього шляхом спалювання. У переважній більшості шахт дегазація застосовується як засіб зниження рівня метановиділення у виробках.

Поважною причиною, що стримує широке використання каптованого метану, є украй нестабільний і недостатньо високий вміст метану у вилученій газоповітряній суміші. По цих показниках суміш часто потрапляє у розряд некондиційних або небезпечних для використання.

Аналіз теоретичних та експериментальних досліджень останніх років [1, 2, 3] показує, що одним із перспективних напрямків фахівцями вважається розробка ефективних технологій підготовки метаноповітряної суміші до використання шляхом підвищення вмісту метану і його стабілізація різними способами з використанням різноманітних принципів розділення газоповітряних сумішей на метан та повітря. Розглядається технологія одержання чистого 100 % метану у рідинному або газоподібному стані [3]. Але із достатньо великої кількості способів і засобів підвищення кондиційності каптованої суміші, запропонованих у роботах фахівців недостатньо уваги приділено підвищенню вмісту метану на етапі вилучення метану із масивів порід, тобто у дегазаційних свердловинах.

Мета даної роботи – управління кондиційністю газоповітряної суміші безпосередньо у процесі вилучення для підвищення ефективності дегазації і повноти утилізації газу метану. Для реалізації поставленої мети було

вирішене завдання – створити простий та надійний пристрій, завдяки якому при зміні режиму роботи дегазаційної свердловини автоматично підтримується високий вміст метану у свердловині на протязі її продуктивної роботи.

Досвід роботи вугільних шахт із застосуванням свердловинної дегазації показує, що у дільничний газогін часто потрапляє суміш із вмістом метану 30-40 %, тобто основне розбавлення метану рудниковим повітрям відбувається на етапі його вилучення свердловинами за рахунок підтоків повітря через тріщини у свердловинах та герметизатори гирл свердловин. Як показали результати експериментальних досліджень величина підтоків повітря залежить від ступеню вакууму на гирлі свердловин [4]. Із зростанням вакууму у свердловинах закономірно знижується вміст метану у суміші, яка надходить із свердловини.

На практиці по результатах вимірів вмісту метану у суміші, що надходить із свердловини, проводять регулювання вакууму у свердловині таким чином, щоб досягти величини вмісту метану, яка закладена у проекті дегазації. Для цього зменшують прохідний перетин труби, що зв'язує свердловину і дільничний газогін за допомогою шиберів або спеціальних кранів типу „Батерфляй". У інших випадках за допомогою шиберів вакуум на гирлах діючих дільничних свердловин розподіляють пропорційно дебетам метану в них.

Недоліком вказаних заходів є трудомісткість і періодичність регулювання всієї дегазаційної системи.

Відомий пристрій для перерозподілу розрядження між окремими ділянками дегазаційної мережі і автоматичного підтримання заданого значення вакууму у дільничних газо гонах і свердловинах [5]. Недоліками такого пристрою є складність конструкції та низька надійність роботи у підземних умовах. Значення вакууму при цьому задається за допомогою ручного пружинно-гвинтового регулятора.

Враховуючи особливості формування вмісту метану у суміші, що вилучається дегазаційними свердловинами із підробленого масиву покрівлі, нами запропоновано пристрій для автоматичної підтримки високого вмісту метану у суміші за рахунок зниження вакууму у свердловинах, у яких зменшується продуктивність.

Ефект досягається за рахунок затвору, що вбудований у дегазаційний трубопровід і з'єднує обсадну трубу з дільничним трубопроводом. Затвор виготовлений із еластичного матеріалу (гума, полімер) у вигляді труби зовнішній діаметр якої приблизно дорівнює внутрішньому діаметру дегазаційного трубопроводу. Простір між затвором і стінкою дегазаційного трубопроводу з'єднується з рудниковою атмосферою за допомогою штуцеру з дросельним краном, що вмонтований у стінку трубопроводу. Конструкція пристрою показана на рисунку 1.

У робочому положенні штуцери для контролю роботи пристрою заглушені автоматичне підтримання вакууму у свердловині перед еластичним затвором досягається взаємодією тиску рудникового повітря, газового тиску у газопроводі і тиску газового потоку, котрий переміщується.

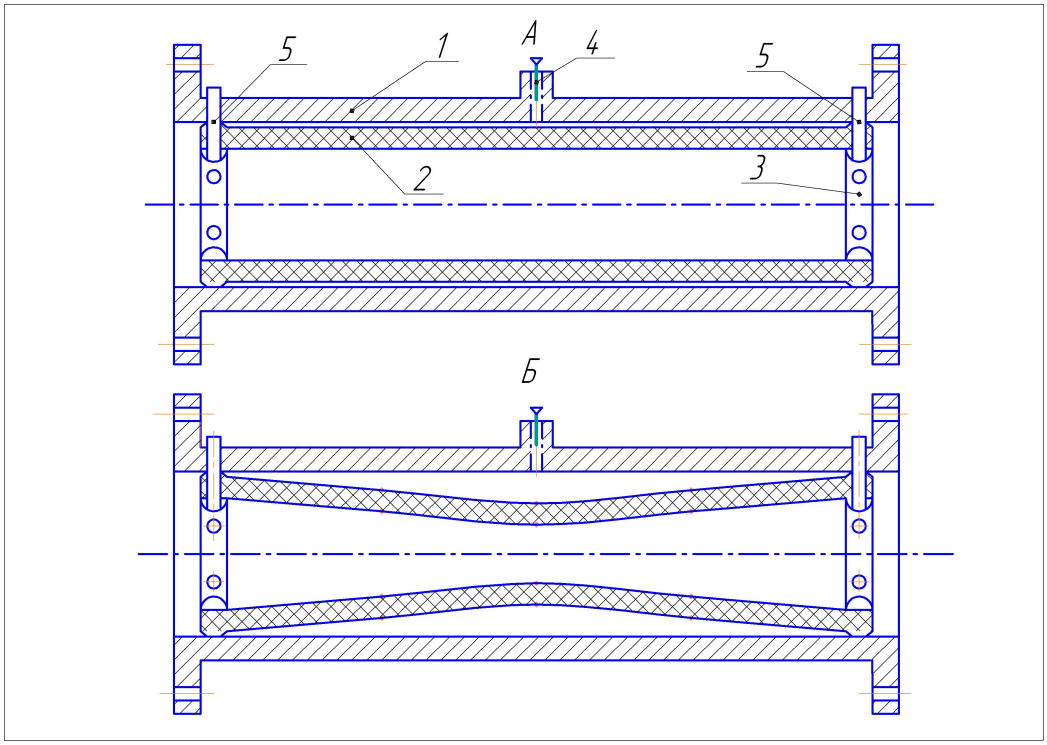


Рисунок 1 – Пристрій для підвищення вмісту метану у суміші
1 – дегазаційний трубопровід; 2 – затвор з еластичного матеріалу; 3 – кільце для кріплення затвору; 4 – штуцер з дросельним краном для проходу рудникового повітря до затвору; 5 – штуцери для контролю роботи пристрою

При інтенсивному газовиділенні, яке характерне на початку роботи свердловини, тиск у свердловині перевищує або дорівнює атмосферному тиску у шахті. У цей час еластичний затвор розкритий і не перешкоджає переміщенню інтенсивного газового потоку (рисунок 1А).

Зниження інтенсивності газовиділення приводить до зниження тиску газового потоку перед затвором, який автоматично стискається і перекриває прохідний перетин труби частково або повністю. При цьому підток рудникового повітря у свердловину знижується або виключається, а у газовій суміші, яка вилучається, постійно підтримується високий вміст метану.

Таким чином пристрій, котрий пропонується дозволяє значно зменшити підтоки повітря у дегазаційну мережу і вилучати газ з високим

вмістом метану. Це у підсумку призведе до підвищення ефективності дегазації та повноти утилізації суміші.

Список літератури

1. Коваленко В.И. Оборудование концерна „Укрросметалл” для дегазации угольных пластов / В.И. Коваленко // Збірка наукових праць ІГТМ НАН України. Геотехнічна механіка. – Дніпропетровськ, ІГТМ НАН України, 2008. – вип. 80. – С. 328-330.
2. Пучков Л.А., КаркашадзеГ.Г., Гончаров С. А. Способу тилизации шахтной смеси и устройство для его осуществления. Патент на изобретение № 2096626. 20.11.1997.
3. Пучков Л.А. Извлечение метана из угольных пластов / Л.А. Пучков, С.В. Сластунов, К.С. Коликов – М.: изд-во МГГУ, 2002. – С. 36-42.
4. Устинов Н.И. Режимы извлечения кондиционного метана из угольных шахт / Н.И. Устинов, В.С. Пак // Сборник научных трудов МГГУ „Современные проблемы шахтного метана” – М.: изд-во МГГУ, 2005. – С. 159-164.
5. Карпов Е.Ф. Автоматизація и контроль дегазационных систем / Е.Ф. Карпов, А.В. Рєзанов – М.: Недра, 1983. – С. 141-143.

УДК 622.8.7

МНУХИН А.Г., ТИШИН Р.А.(МакНИИ),
ГОГО В.Б., ПОПОВ А.А., НИКИФОРОВ М.А.,
СЫРОВАТЧЕНКО В.А. (КИИДонНТУ)

НАПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ И ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ СТАБИЛЬНОСТИ ШАХТ ДОНБАССА

Обоснованы направления энергетической и экологической стабильности шахт Донбасса на основе создания шахтных автономных технолого-энергетических комплексов ШАТЭК

Актуальность проблемы и ее связь с важными научными и практическими задачами обусловлена тем, что Донецкий регион одним из первых в стране стал зоной экологических конфликтных ситуаций в замкнутой системе «Человек - Производство - Окружающая среда - Человек**».** Конфликтность обострилась в связи с дефицитом традиционных энергоресурсов, отсутствием эффективных технологий их переработки и использования, социальной трансформацией общества.

Анализ последних публикаций, посвященных данной проблеме, показывает, что в регионе около 80 тыс. источников выделения вредных веществ в окружающую среду. Из них только 47% оборудованы очистными сооружениями. В связи с этим на один квадратный километр территории области выбрасывается более 100 тонн вредных веществ в год. Выбросы предприятий ТЭК составляют около 44% от общего объема выбросов, приходящихся на регион. Только 27% предприятий комплекса оборудованы очистными сооружениями. Остальные совместно с 206 горящими породными отвалами только в атмосферу выбрасывают более 1,5 млн. тонн вредных веществ [1,2].

Так как регион обладает многими видами сырьевых и топливных ресурсов, значительным трудовым потенциалом, то имеются все предпосылки его дальнейшего развития. Однако рост энергоемкости производства требует увеличения добычи угля, его переработки и использования, что порождает огромные объемы отходов породы, золы, шлака, выбросов технологических газов.

В связи с этим для обоснования стратегии развития региона необходим комплексный эколого-энергетический анализ его состояния и поиск нетрадиционных решений актуальной проблемы.

За последние 10 лет произошло резкое снижение добычи угля. Это объясняется недостаточным объемом выделяемых капитальных вложений, сложными горно-геологическими условиями. Более половины добычи дают шахты с глубиной разработки 600 - 1000 м. Средняя мощность пластов составляет 1,12 м. В недрах теряется около 14% от годовой добычи угля. К тому же качество углей снижается. За последние 10 лет зольность возросла с 30 до 35%. В необогащенном виде используется около 23 млн. тонн угля в год. Отходы обогащения используются в качестве вторичных ресурсов ограничено, не более 12% от общей массы.

Потребителями угля в регионе являются тепловые электростанции, промышленные и коммунально-бытовые котельные. Котельные потребляют во много раз меньше топлива, чем ТЭС, но выбрасывают в атмосферу примерно такое же количество отходящих (дымовых) газов. При этом они оказывают влияние на приземный слой биосферы непосредственно в районе своего расположения [3].

На электростанциях региона, имеющих установленную мощность 13 млн. кВт, используется до 10% добычи угля. Средняя зольность угля 34,6%, а серы - 1,6%. Абсолютное количество выбросов вредных веществ ТЭС составляет 761 тыс. тонн в год, из которых 73% газообразных. На действующих электростанциях невозможно добиться резкого сокращения выбросов из-за отсутствия эффективных систем улавливания оксидов серы и азота.

Особые проблемы продолжает создавать централизация теплоснабжения в городах и поселках региона, а также использование низкосортного топлива без применения эффективных систем золоулавливания и газоочистки.

Недостаток энергии в регионе особо ощутим на предприятиях в часы максимумов потребления. Генерирующие мощности энергосистемы не развивают номинальной нагрузки из-за низкого качества топлива. По отдельным агрегатам она снизилась на 15-20%. К концу столетия установленная мощность системы снизится примерно на 30% в результате демонтажа отработавших свой моторесурс турбоагрегатов.

Острую напряженность в энергоснабжение Донбасса вносит угольная промышленность, которая использует треть электроэнергии, расходуемой в регионе. Современная шахта является предприятием с высоким удельным потреблением электроэнергии (до 160 кВт×ч на тонну добычи) и кроме того, дополнительно расходует топливо для нужд теплофикации.

В перспективе потребление электроэнергии и топлива на шахтах региона будет расти вследствие ряда объективных причин: увеличения глубины разработок (дополнительные расходы на вентиляцию, дегазацию,

водоотлив); потребности опреснения шахтных высокоминерализованных вод, и т.д.

Основной материал исследования. Альтернативой проблеме энергообеспечения угольных шахт должно стать автономное производство необходимых видов энергии на самой шахте с использованием вторичных топливно-энергетических ресурсов, а также применение экологически чистых возобновляемых источников энергии**.** В то же время на положительное решение экологических задач в регионе могут оказать существенное влияние повышение качества топлива и эффективности систем очистки отходящих газов, внедрение котлоагрегатов с низкотемпературным "кипящим слоем", а также использование шахтного метана [3].

Указанные мероприятия носят организационно-технический характер. Они улучшают использование топлива и энергии в существующих производствах, уменьшают нагрузку на окружающую среду. Наряду с этим требуется комплекс мер экологической перестройки. Предприятия должны быть экономически заинтересованы в использовании новых средств с меньшими выбросами вредных отходов. Нарушение экологических норм должно вести к увеличению издержек, к снижению рентабельности производства. В первую очередь необходимо следовать принципу планирования потребности в первичных топливных ресурсах с учетом ресурсосбережения и вовлечения вторичных источников. Изменение системы управления экономикой страны предполагает развитие территориальных форм управления энергетикой и охраной природы. В соответствии с этим передача ответственности местным органам управления позволит организовать и осуществить необходимые эколого-энергетические мероприятия на основе создания новых ассоциативных структур, решающих одновременно два вопроса одной проблемы.

На региональном уровне эту работу целесообразно осуществлять специализированными предприятиями-фирмами, которые составят самостоятельную отрасль как в направлении научных исследований, так и практической реализации разработок. Создание материально-технической базы и финансирование деятельности этих структур должно осуществляться совместно предприятиями и органами власти. Существенной мерой в этом могли бы стать целевые фонды защиты окружающей среды при местных органах управления. Средства фондов следовало бы использовать для финансирования мероприятий межотраслевого характера, для компенсации затрат на исследовательские работы в направлениях нетрадиционной энергетики и экологии.

Применительно к Донбассу предлагается следующая Концепция эколого-энергетического развития на начало нового тысячелетия:

- комплексное использование вторичных топливно-энергетических ресурсов (ВТЭР), преимущественно для предприятий угольной

промышленности (шахт) путем сооружения автономных мини-электростанций;

-для теплоснабжения зданий и сооружений региона использовать автономные теплофикационные установки (АТУ), исключив огромные потери тепла и средств, которыми характеризуется существующая централизованная система, использовав системы экологической безопасности.

Основными стадиями реализации Концепции являются этапы**:** разработка и освоение механизмов экономического стимулирования предприятий в использовании ВТЭР и ВИЭ как в промышленности, так и сельском хозяйстве; создание новой научно-производственной базы для выпуска экологоэнергетического оборудования. Строительство регионального Центра по производству, монтажу и обслуживанию установок с использованием ВИЭ. Подготовка специалистов и организация международного сотрудничества.

Предлагаемая Концепция эколого-энергетического развития позволяет в сжатые сроки и с меньшими инвестиционными вложениями покрыть дефицит энергопроизводящих мощностей региона, создать благоприятные условия для снижения экологической напряженности угольных шахт.

Одним из возможных путей реализации Концепции является создание шахтных технолого-энергетических комплексов (ШАТЭК) [3].

Для условий угольных шахт Донбасса ШАТЭК будет связан с внешней электросистемой, что позволит решать задачи суточного колебания энергопотребления в регионе. В то же время он обеспечит поддержку системы в случае кризисной ситуации. *Одновременно ШАТЭК решает вопросы теплоснабжения установок по опреснению шахтной воды за счет использования тепла отработанных газов*. Для технико-экономической оценки эффективности ШАТЭК был рассмотрен вариант применительно к условиям ШУ "Покровское". Расчетная мощность турбинных агрегатов с учетом резерва составила 60МВт. Использование шахтного метана позволит дополнительно получить до 20% необходимых энергоресурсов. В дальнейшем определенный интерес представляет вопрос о предварительной газификации топлива (низкосортного угля), в том числе и отходов углеобогащения при надежной газлифтной системе очистки дымовых газов [3].

Источники информации:

1. Беседа Н.И., Яковенко П.И., Бент О.И. Состояние окружающей среды в Донбассе и предложения по ее охране // Уголь Украины.-1996.-№3.

2. Заболотвый А.Г., Кононенко Н.А., Григорюк Е.В. Охрана природы в угольной промышленности Украины // Уголь Украины.-1997.-№8.
3. Пак В.В., Гого В.Б. Модель оптимизации энергоснабжения шахты на основе ШАТЭК // Уголь Украины.-2004.-№ 3.

УДК 622.647.21

ТРИЛЛЕР Е.А., ПРИЙМАК А.С. (КИИ ДонНТУ)

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СТЫКОВКИ РЕЗИНОТКАНЕВЫХ ЛЕНТ

У роботі розглянуто конструктивні особливості, переваги та недоліки різноманітних способів стиковки гумотканинних стрічок конвеєра

Основным видом транспорта горной массы по выработкам шахты являются ленточные конвейера. Надежность конвейерного транспорта горной массы в первую очередь определяется качеством стыковых соединений конвейерных лент. Многие шахты уже отказались от применения резинотросовых конвейерных лент. Поэтому будем рассматривать только стыковку резинотканевых лент. Следует отметить, что к настоящему времени изобретено и опробовано достаточно много способов стыковки таких лент. Разберем только наиболее распространенные. С использованием холодной вулканизации, П-образных или крючкообразных скоб, а также способы, основанные на оснастке импортных производителей.

Холодная вулканизация осуществляется с использованием самовулканизирующего клея типа Тип-Топ, который наносится несколько раз на предварительно обработанную поверхность концов лент (рис. 1 а). Недостаток такого способа – большая длительность времени, необходимого для полимеризации клея в соединении.

Стыковка с использованием П-образных скоб нашла широкое применение на шахте. Скобами из стальной оцинкованной мягкой проволоки Ø 4 мм стыкуются все ленты независимо от их ширины. В литературных источниках описывается стыковка лент с использованием скоб из проволоки Ø 2 мм (рис 1 в). Этот рисунок должен рассматриваться работниками шахт в качестве примера, как нельзя выполнять такие соединения.

Для наших условий проволока Ø 2 мм слишком мала и надлежащим образом не сможет сжать стыкуемые концы лент. На (рис. 2) показано, что

скобы располагаются вдоль оси ленты, что нельзя делать. При таком расположении скоб, они на барабанах изгибаются и через сравнительно короткий промежуток времени будут разрушены, и стык потеряет свою механическую прочность.

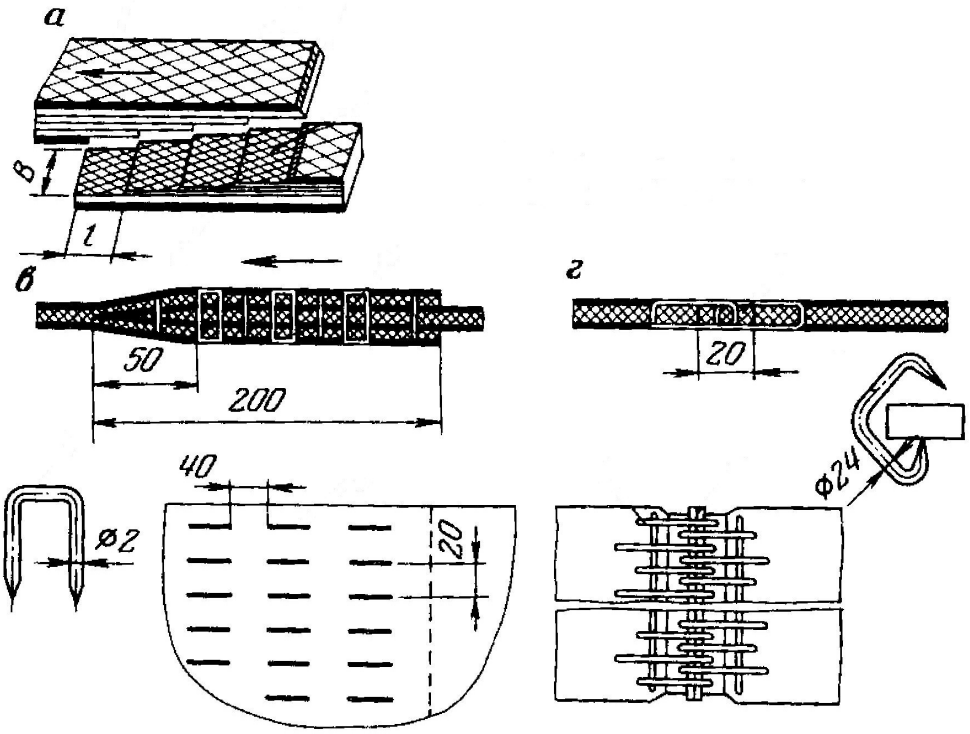


Рисунок 1 – Способы соединения концов резинотканевых лент с использованием клея и скоб

Однако, несмотря на всю кажущуюся простоту стыка, выполненного из П-образных скоб, он обладает сравнительно небольшой долговечностью. В большинстве случаев такие стыки в условиях шахты на лентах шириной 800…1000 мм служат не более 1…3-х месяцев. Стыки начинают разрываться, начиная от начала стыка. Такое явление можно только объяснить динамическими нагрузками, возникающими в стыках при прохождении приводных барабанов. Линейная скорость несущей ленты при постоянной частоте вращения в отсутствии стыка определяется по формуле:

$$\vartheta = 2\pi Rn,$$

а при появлении стыка должна определяться по формуле:

$$\vartheta = 2\pi\left(R + \frac{B}{2}\right)n.$$

При изменении скорости всегда возникают динамические усилия, которые определяются зависимостью:

$$F = m \cdot \frac{d\vartheta}{dt}.$$

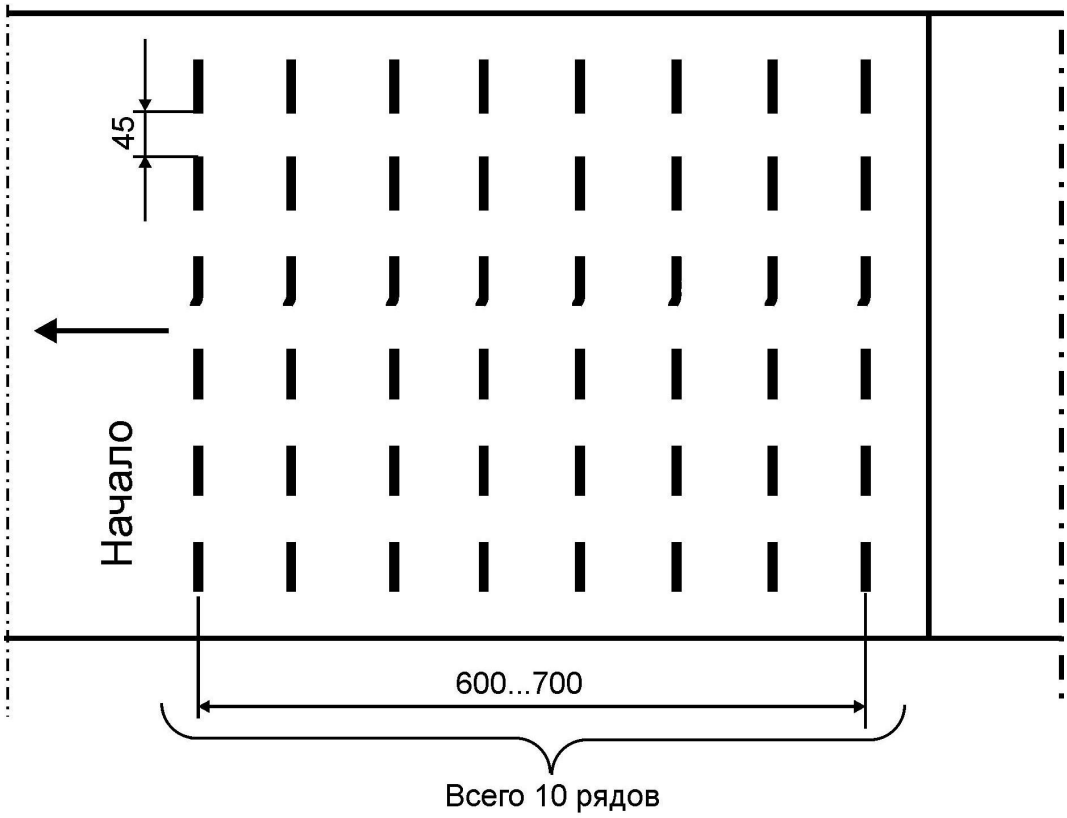


Рисунок 2 – Параметры стыка, сшитого П-образными скобами

Следует сказать, что при прохождении первого приводного барабана возникающие динамические нагрузки гасятся в упругой верхней ветви ленты. Однако при прохождении стыка через второй барабан, приводимый от одного и того же редуктора, ситуация резко изменяется. Возникающие динамические нагрузки могут гасится только за счет проскальзывания ленты по одному из барабанов (это относится только к конвейерам 1Л 1000 и 1ЛТП 800К).

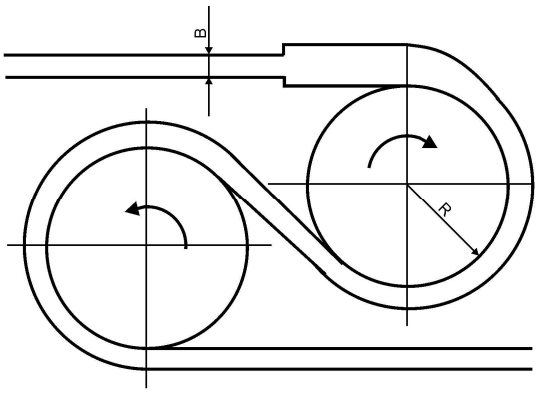


Рисунок 3 – Схема возникновения динамических усилий в стыке при прохождении приводных барабанов

Отсюда следует, что срок службы стыков на конвейерах с разнесенными приводными барабанами, имеющими независимый привод,

будет больше, чем на конвейерах с сочлененными барабанами. Этот вывод подтверждается эксплуатацией стыков до 6 месяцев на конвейерах 1Л 120, у которых привода разнесены на расстояние не менее 20 м.

Несмотря, что срок службы стыковых соединений резинотканевых лент, выполненных П-образными скобами, на разнесенных приводах больше, чем таких же соединений при сочлененных барабанах, можно сказать, что трудоемкость эксплуатации ленточных конвейеров во всех случаях очень высокая, при высоких потерях ленты, расходуемой на изготовление новых стыков.

В Луганске более 10-ти лет работает совместное украинско-немецкое предприятие «Углемеханизация-МАТО», которое изготавливает и внедряет механические соединители МАТО для резинотканевых лент (рис. 4). Схемы предлагаемых соединителей можно использовать для лент различной прочности и толщины. Для лент наименьшей толщины (до 13 мм) и механической прочности (до 1000 Н/мм) рекомендуется использовать разъемные соединители К 20, а для лент толщиной до 18 мм – соединители U30. Прочность стыкового соединения, выполненного на базе соединителей К28, составляет 70 % от разрывного усилия ленты.

Применение разъемных механических соединителей для стыковки конвейерных лент по технологии фирмы “МАТО” (Германия) имеют место некоторые преимущества и особенности по сравнению с применяемыми технологиями:

· время, затраченное на выполнение стыкового соединения конвейерной ленты шириной 1200мм - 20-40 минут;
· работу выполняют 2 человека;
· в 10-12 раз сокращается расход ленты на 1 стык;
· выполнение стыков в любых климатических и производственных условиях;
· независимость от источников электропитания;
· возможность выполнения стыковых соединений непосредственно на конвейере, на складе, в мастерской, прилегающих цехах;
· стыковка лент любой ширины;
· оперативный монтаж и демонтаж ленточного полотна.

Наибольшее распространение за рубежом получила стыковка резинотканевых лент с использованием механических шарнирных соединителей Flexco. Шарнирные соединители выпускаются в США для лент прочностью от 600 до 2600 Н/мм.

Преимущества механических соединителей Flexco:

· Стыковка осуществляется в кратчайшие сроки;
· Стыковка механическими замками является наименее трудоёмким методом;
· Стыковать ленту можно при любой температуре окружающей среды;

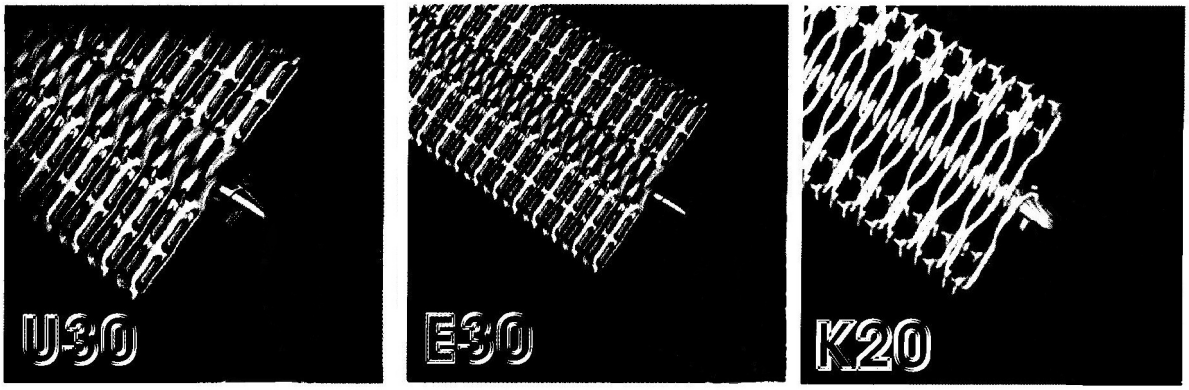


Рисунок 4 – Разъемные механические соединители «МАТО» для резинотканевых лент

· Стыковать возможно при сильной запылённости или наличия других загрязнений;

· Стыковку могут осуществлять работники не имеющие специальных навыков;

· Низкая цена стыкового соединения.

Следует сказать, что шарнирный соединитель Flexco уже появился на шахтах Украины. Внедрению соединителей способствовали различные практические занятия и публикации в шахтных изданиях. Для ленточных конвейеров, монтируемых для новых лав, используются только соединители Flexco.

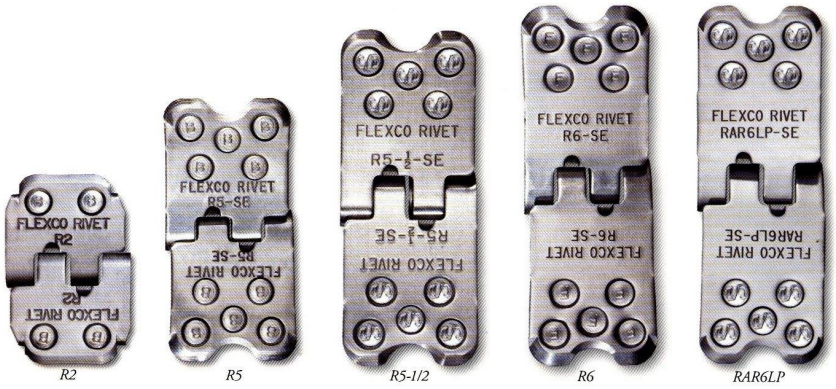


Рисунок 5 – шарнирные соединители Flexco

Таблица 1 –

Характеристики шарнирных соединителей Flexco

Типо- размер со-единения	*Прочность ленты, Н/мм*	*Толщина ленты, мм*	*Типо размер заклепки*	*minØ барабана, мм*	*Материал соединения*	*Устойчивость**		
						абразивная	*химическая*	*к коррозии*
R2	600	5 – 6	AA	125	сталь оцинков.	Х	С	Б
		6 – 8	A		сталь нержав.	Х	Б » Х	Х
		7 – 10	B					

Продолжение таблицы 1

R5	800	6 – 8	A	230	сталь оцинков.	X	C	Б
		7 – 10	B		сталь нержав.	X	Б » X	X
		9 – 11	C		сплав RustAlloy	X	X	X
R5 ½	1250	8 – 9	B	300	сталь оцинков. сплав RustAlloy	X X	C X	Б X
		9 – 10,5	C					
		10,5 – 12	C/D					
		11 – 13,5	D					
		13 - 15	E					
R6/R8	1600/2000	10 – 11	C/D	450	сталь оцинков. сплав RustAlloy	X X	C X	Б X
		11 – 13	D					
		12 – 14	E					
		13,5 – 16	F					
		15 - 17	G					
RAR 6LP (низкий профиль)	1600	14,5 – 16,5	F	450	сплав RustAlloy	X	X	X
		16 – 18	G					
RAR8	2600	10,5 – 11	C/D	450	сплав RustAlloy	X	X	X
		10,5 – 13	D					
		12 – 14	E					
		13,5 – 16	F					
		15 - 17	G					
		16-18	H					

*X – хорошая, C – слабая, Б – благоприятная

В результате эксплуатационных испытаний установлено, что срок службы стыка составляет 1-2 года в зависимости от условий эксплуатации. При неправильной эксплуатации стыка Flexco (не работает механизм измерения силы натяжения ленты), эти стыки не достаточно надежны, поэтому при ремонте таких стыков вместо их часто применяют П-образные скобы.

Литературные источники:

1. Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и реконструируемых шахт. – М.: изд. ИГД им. А.А. Скочинского, 1986.

2. Пейсахович Г.Я., Ремезов И.П. Подземный транспорт шахт и рудников. – М.: Недра, 1984.

3. Татаренко А.М., Максецкий И.П. Рудничный транспорт– М.: Недра, 1984.

4. http://www.vts.kiev.ua/content_view_26.html

5. http://sampla.beltimpex.ru/soed/flexco.html

6. http://www.anker-flexco.ru

7.http://www.elastictrade.ru/catalog/fastening/

УДК 622.647.2.001

ТРИЛЛЕР Е.А., ПРИЙМАК А.С. (КИИ ДонНТУ)

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМАТРОВ ЦЕНТРИРОВАНИЯ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ

У роботі розглянуто питання: як без центруючих опор, змусити стрічку, підвішеного на канатах стрічкового конвеєра, рухатися без спеціальних пристосувань уздовж його осі

Сход конвейерных лент в сторону является наиболее распространенной неисправностью конвейерных линий, которая может сопровождаться, как повреждением лент, так и возгоранием горючих элементов крепи горной выработки, к которым ленты касаются.

Для конвейерных линий с жестким конвейерным ставом заводами выпускаются центрирующиеся роликоопоры, которые устанавливаются на конвейерах для обеспечения устойчивого направления движения ленты, особенно при повышенных скоростях, как на рабочей, так и на обратной ветви конвейера.

Для подвесных конвейерных линий с канатным ставом центрирующие роликоопоры практически не выпускаются. Надо признать, что на данный момент этот вопрос конструктивно еще не решен.

ОАО «Краснолучский машиностроительный завод» изготовляет роликоопоры для шахтных ленточных конвейеров (для верхней и нижней ветвей) с элементами центрирования ленты (рефлекторными роликами) (рис.1). На практике применение таких опор похоже на борьбу со следствием, когда о причинах, вызывающих сход ленты забыли.

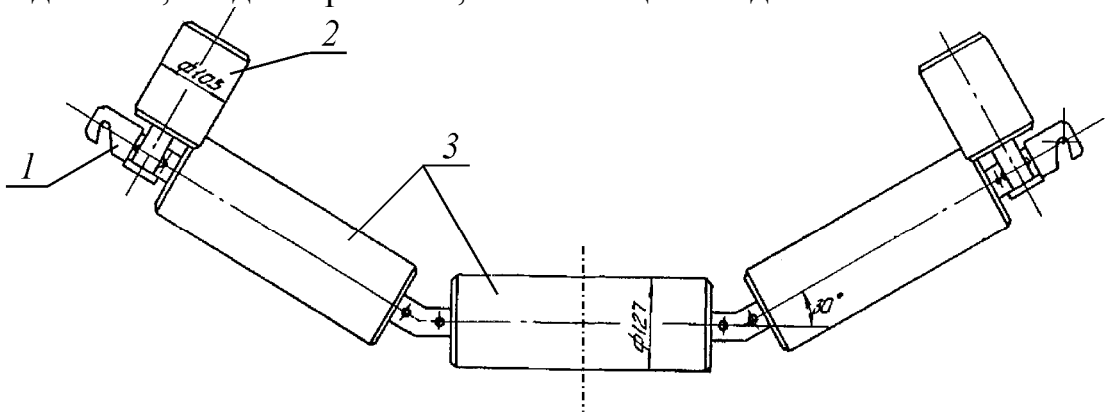


Рисунок 1 – Стандартная центрирующая опора для конвейерных лент
1 – кронштейн для подвески гирлянды на канатах; 2 – отклоняющий ролик;
3 – опорные ролики конвейерной ленты

При наличии в ставе конвейера рефлекторных роликов, лента не возвращается к центру линии, а начинает огибать ролик и может даже перевернуться.

К основным причинам схода в бок конвейерных лент следует отнести:

- отсутствие прямолинейности конвейерной линии в горизонтальной плоскости;
- неудовлетворительный монтаж подвесных роликовых опор, натяжных и приводных станций конвейера.

Ошибки, которые допущены при установке конвейера, при отсутствии инструментального контроля, достаточно редки, и о них речи вести не будем. Рассмотрим самые распространенные ошибки, допущенные при навеске и закреплении гирлянд роликовых опор на несущих канатах.

Каждая гирлянда роликовой опоры должна устанавливаться строго перпендикулярно оси конвейерного става. Если при навеске гирлянд не соблюдалась перпендикулярность, появление боковых сходов ленты неизбежно.

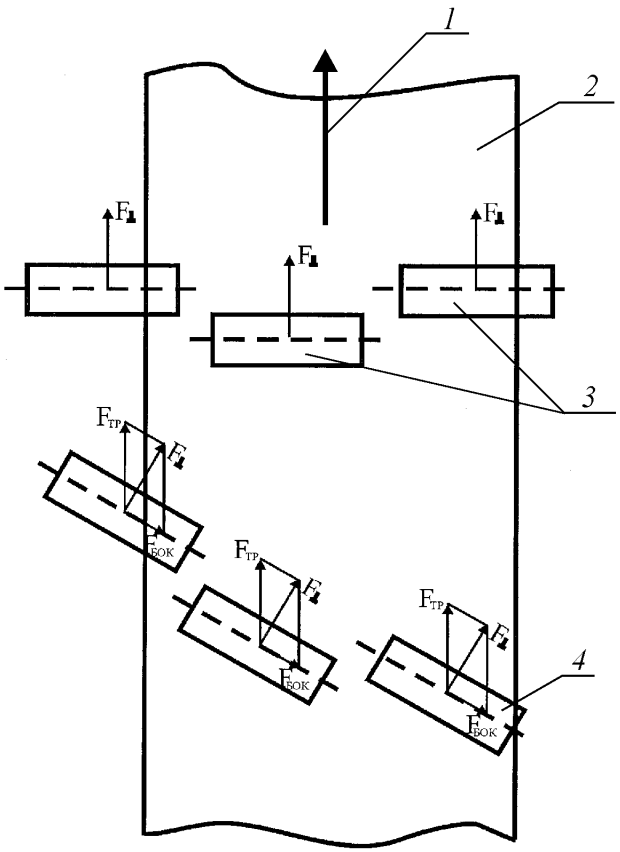


Рисунок 2 – Возникновение усилий центрирования конвейерной ленты при смещении роликовых гирлянд

1 – направление движения ленты; 2 – конвейерная лента; 3 – роликовые опоры, установленные перпендикулярно ленте; 4 – опоры, установленные под углом

Появление боковых усилий, изменяющих положение ленты по отношению к оси конвейера можно проследить на примере, изображенном на рис 2. Если роликовая опора установлена перпендикулярно оси конвейера, силы трения между лентой и роликами одинаковы и равны $F_{\perp}$. Если роликовая гирлянда установлена не перпендикулярно оси конвейера, сила трения между опорой и лентой возрастает по сравнению с опорой установленной перпендикулярно. Возросшую силу трения ленты $F_{тр}$ разложим на составляющие: $F_{\perp}$ - силу трения перпендикулярную оси ролика и $F_{бок}$ – силу, направленную вдоль оси роликовой опоры, которая перемещает конвейерную ленту в бок. Величина силы бокового перемещения ленты в таком случае зависит от угла или смещения роликовых опор по отношению к оси ленты.

Из приведенного разложения сил трения $F_{тр}$ ленты о роликовые опоры на составляющие следует, что если роликовую опору повернуть навстречу движению ленты, то появятся силы, смещающие ленту в сторону опоры первой встречающей ленту (изображено на рисунке). И наоборот, если надо оттолкнуть ленту, конец опоры, на которую набегает лента надо переместить по ходу ленты.

Перед выполнением такого вида регулирования необходимо вначале все роликовые гирлянды выставить перпендикулярно оси конвейера, а затем только приступать к изменению их угла установки. Надо помнить, что чем больше роликовых опор установлено не перпендикулярно, тем большее трение испытывает лента при своем движении, тем большая мощность привода требуется для осуществления такого движения.

Литературные источники

1. Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и реконструируемых шахт. – М.: изд. ИГД им. А.А. Скочинского, 1986.

2. Пейсахович Г.Я., Ремезов И.П. Подземный транспорт шахт и рудников. – М.: Недра, 1984.

3. Татаренко А.М., Максецкий И.П. Рудничный транспорт– М.: Недра, 1984.

УДК 622.53

ШЕСТАЧЕНКО С.В.; САВЧЕНКО А.В.; ТРИЛЛЕР Е.А.
(КИИ ДонНТУ)

ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЙ ВОДООТЛИВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СТРУЙНЫХ НАСОСОВ

Розглянуті питання базової комплектації допоміжного водовідливу, їх недоліки та шляхи вдосконалення за допомогою струминних насосів. Підвищення його надійності та зниження витрат на його експлуатацію.

Вспомогательным водоотливом угольных шахт принято считать водоотливные установки, обеспечивающие откачку воды со штреков очистных и подготовительных забоев. Как правило, такие водоотливы оборудуются маломощными насосами, способными откачивать воду в водоотливные канавки дренажных штреков или в водосборники участковых водоотливов. Приток воды в такие водоотливы также характеризуется небольшими величинами, однако если периодически не откачивать воду, то может наблюдаться затопление горных выработок, технологического оборудования и даже нарушение проветривания горных выработок и очистных забоев. В количественном плане вспомогательных водоотливов на каждой из угольных шахт насчитывается от нескольких десятков, а иногда и более сотни единиц. Из-за широкого многообразия условий и отсутствия специальных водосборных емкостей они в большинстве случаев управляются вручную. Для управления насосами привлекаются как машинисты шахтных машин, так и электрослесари участков, а иногда рабочие основных профессий. Перечисленные обстоятельства увеличивают капитальные и эксплуатационные затраты и тем самым повышают себестоимость добываемого угля. Даже при сравнительно небольших притоках воды (около 1 $м^3$/ч) в каждой мульде за сутки накапливается столько воды, что она мешает нормальной работе ленточных конвейеров, так как приводные барабаны конвейера при намокшей ленте начинает пробуксовывать. В отдельных случаях пробуксовка ведущих барабанов заканчивается иногда полной остановкой конвейера.

Помимо изложенного возникают проблемы передвижения людей и доставки грузов, а также проблемы подтопления и выхода из строя электрооборудования. Накапливающаяся в выработках вода к тому же способствует активному разрушению крепления и устойчивости горных выработок, вызывая коррозию и выпучивание горного массива.

На данный момент на шахтах применяются как насосы объемного действия, так и секционные насосы, насосы, работающие на

пневматической энергии, фекальные и шламовые насосы, способные транспортировать отдельные куски горной массы крупностью до 40 мм. (НЗВ, НПВМ-1, TAPFLO, ЦНС и т.д.). Однако как показала практика применение этих типов насосов не приносит должного эффекта. Например, насосы НЗВ, НПВМ-1 способны откачивать только чистую шахтную воду. Присутствие твердых примесей в шахтной воде приводит к тому, что нарушается нормальная работа клапанной системы насоса, а его рабочая емкость заполняется горной массой. В обоих случаях насос прекращает откачивать воду. Насосы TAPFLO, помимо их большой стоимости около 56000 грн. за единицу, не поддаются автоматизации. Поэтому требуется ручное управление, а это дополнительные затраты на заработную плату. Следует добавить, что пневматическая энергия относится к самым дорогим видам энергии. В шахтных условиях при одинаковой мощности она дороже электрической энергии примерно в 9 раз. Технологическое использование этой энергии во всех случаях должно экономически обосновываться.

Сложившийся опыт эксплуатации центробежных насосов с электрическим приводом показывает, что для их нормальной эксплуатации необходимо строить водосборники (помойницы), в которых размещаются всасывающие трубопроводы насосов с приемными устройствами. Причем расстояние от приемных устройств до дна помойниц должно составлять не менее 0,5 м. Это же расстояние должно соблюдаться между нижним уровнем воды и приемным устройством. При меньших расстояниях в насосы вместе с водой будут поступать абразивные примеси из горной массы или воздух с поверхности воды. Присутствие того или другого фактора для насосов нежелательно, так как резко снижается надежность их эксплуатации и сокращается моторесурс между капитальными ремонтами.

Помойницы необходимо периодически очищать от поступающей вместе с водой горной массы. Средствами механизированной очистки помойниц шахты пока не располагает. Строительство помойниц и их ручная очистка от горной массы для шахт обходится достаточно дорого.

Описанные выше технологические схемы вспомогательного водоотлива с применением насосов как с электрическим, так с пневматическим приводом, предназначенных для откачки воды из мульд штреков очистных или проходческих забоев, приводит как к увеличению капитальных и эксплуатационных затрат, так и к увеличению штата сотрудников занимающихся обеспечением нормальной работы водоотлива.

Одним из возможных путей решения этих проблем является применение струйных насосов. Они имеют ряд существенных преимуществ, в сравнении с другими насосами:

- отсутствие движущихся частей, надёжность в работе, простота ухода и ремонта;

- возможность бесперебойной откачки воды со значительным количеством механических примесей;
- малый размер в плане и небольшой вес;
- возможность применения в самых тяжелых условиях (при большом капеже, плохом проветривании, выделении газов, а также в условиях угрозы прорыва воды);
- нечувствительность к поступлению воздуха во всасывающий трубопровод, что даёт возможность откачивать воду из неглубоких приямков, и отсутствие необходимости заливки водой перед пуском.

Основные недостатки гидроэлеваторов:

- низкий к.п.д. (17 – 20 %);
- повышенный расход трубопроводов;
- относительно малый напор (не более 100 м).

Однако, как отмечает Чернавкин Н.Н., преимущества гидроэлеваторных установок настолько значительны, что, несмотря на недостатки, их целесообразно широко внедрять.

Накопленный опыт эксплуатации струйных наосов в шахтных условиях показывает, что они должны рассматриваться как элементы в технологических схемах вспомогательного и забойного водоотлива, а также как элементы в технологических схемах очистки водоотливных емкостей. Указанные технологические схемы должны содержать не только струйные насосы, но и средства дозирования твердого материала и получения гидросмесей в подводящих трубопроводах, средства сгущения гидросмесей и их обезвоживания перед погрузкой в технологические транспортные средства и еще ряд устройств и механизмов, без которых эксплуатация гидроэлеваторов становится затруднительной.

Первую опытную партию гидроэлеваторных установок одного типоразмера было выпущено в 1975 году на Рутченковском ремонтно-механическом заводе. Авторам известно, что несколько установок из этой партии работает и по настоящее время на шахтах им. А.Г. Стаханова и “Краснолиманской”. Это свидетельствует о высокой надежности и неприхотливости гидроэлеваторных установок. Однако дальше опытной партии дело не пошло. Не было спроса на эти установки, так как они поставлялись без средств сгущения и обезвоживания гидросмесей, без четких инструкций по области их применения.

В основу работы струйных насосов положена передача энергии от потока жидкости, обладающего большей энергией, к потоку жидкости, обладающему меньшей энергией (рис. 1). Первый поток называется рабочей, а второй пассивной жидкостями. Физически прямая передача энергии от рабочей жидкости к пассивной жидкости практически невозможна, однако этого можно добиться косвенным путем.

Конструктивным элементом в струйном насосе, позволяющим выполнить передачу части энергии от рабочего к пассивному потоку жидкости, является насадка 1, в которой за счет сужения сечения проточной части почти вся потенциальная энергия сжатой рабочей жидкости преобразуется в кинетическую энергию. Давление в потоке рабочей жидкости по мере увеличения ее скорости снижается и на выходе из насадки становится меньше атмосферного, за счет чего в приемную камеру под воздействием атмосферного давления начинает поступать пассивная жидкость (вода из водосборника или приямка).

В камере смешения 2 за счет столкновения потоков указанных жидкостей происходит передача энергии от «быстрых» частиц «медленным» частицам. В процессе такого обмена (неупругого столкновения частиц) большая часть энергии рабочей жидкости переходит в тепловую энергию, что отражается на коэффициенте полезного действия насоса. Он становится значительно ниже, чем у лопастных насосов.

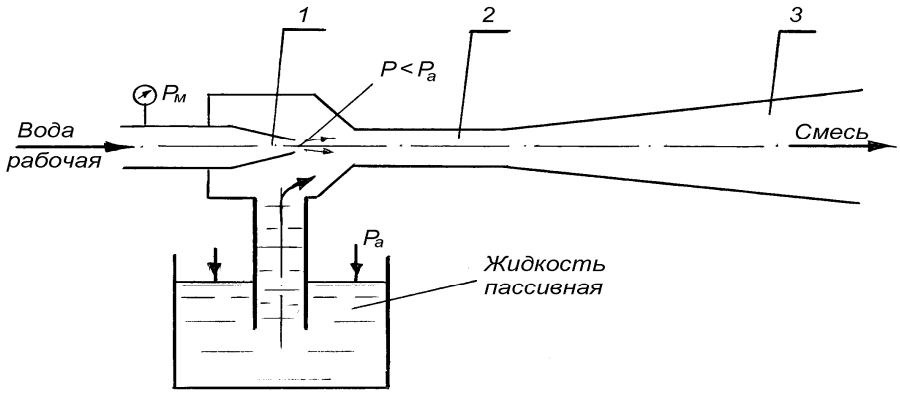


Рис.1. Схема струйного насоса

1- конически сходящаяся насадка;
2- камера смешения;
3- диффузор.

В диффузоре 3, за счет увеличения сечения проточной части корпуса насоса, наблюдается преобразование кинетической энергии потока в потенциальную энергию. В результате такого преобразования, давление воды в потоке увеличивается и становится больше атмосферного.

Основным критерием нормальной работы струйных насосов является строгое обеспечение соосности осей насадки, камеры смешения и диффузора. При нарушении соосности, в камере смешения и диффузоре возникают вихри, сопровождающиеся обратными перетоками жидкости. Нормальная работа насоса в таком случае нарушается.

Как отмечалось ранее, что струйные насосы не требуют заливки перед пуском, не боятся подсосов воздуха через приёмное устройство, способны перекачивать гидросмеси с включениями абразивных материалов. Перечисленные достоинства позволяют

существенно упростить приёмное устройство струйного насоса в сравнении с устройствами, применимыми для обычных центробежных насосов.

Отсутствие жёстких требований по заливке насоса перед пуском позволяет убрать из устройства обратный клапан. Так как струйные насосы способны перекачивать достаточно крупные куски горной массы, отверстия в приёмной сетке можно увеличить. К тому же такие отверстия не будут забиваться штыбом. Чтобы откачивать воду из обычных луж почти «насухо», приёмное устройство должно иметь как можно меньшие габаритные размеры по высоте.

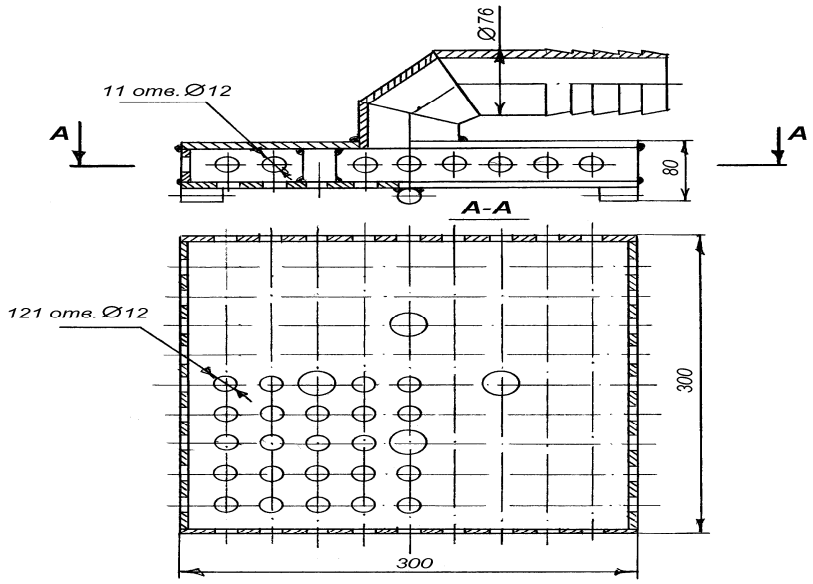


Рис.2. Приемное устройство струйного насоса

Примером такой конструкции может служить приёмное устройство, изображённое на рис. 2, которое рассчитано на расход воды 10…15 м^3/ч.

Выводы:

В результате выполненного анализа и обоснования апробированных и предлагаемых в условиях угольных шахт стандартных конструкций вспомогательного водоотлива установлено, что насосы объемного действия, секционные насосы, насосы, работающие на пневматической энергии, фекальные и шламовые насосы при одинаковых притоках воды значительно проигрывают струйным насосам. А именно: в долговечности, ремонтопригодности, простоте конструкции, габаритных размерах, возможностью полной автоматизации водоотлива, отсутствии необходимости привлечения дополнительных людей.

Литературные источники

1. Гейер В.Г., Тимошенко Г.М. Шахтные вентиляторные и водоотливные установки: Учебник для вузов. - М.: Недра, 1987.- 270 с.

2. Лямаев Б.Ф. Гидроструйные насосы и установки. Л.: Машиностроение. Ленинградское отделение, 1988. - 256 с.

3. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / Под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского. М.: Недра, 1982.- 366 с.

4. А.с. №205696 (СССР) Всасывающий патрубок / В.Г. Гейер, В.И. Груба. Опубл. в Б.И. №23, 1967.

УДК 622.53

САВЧЕНКО А.В., ШЕСТАЧЕНКО С.В. ТРИЛЛЕР Е.А. (КИИ ДонНТУ)

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ И КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ПО ОЧИСТКЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОТСТОЙНИКА

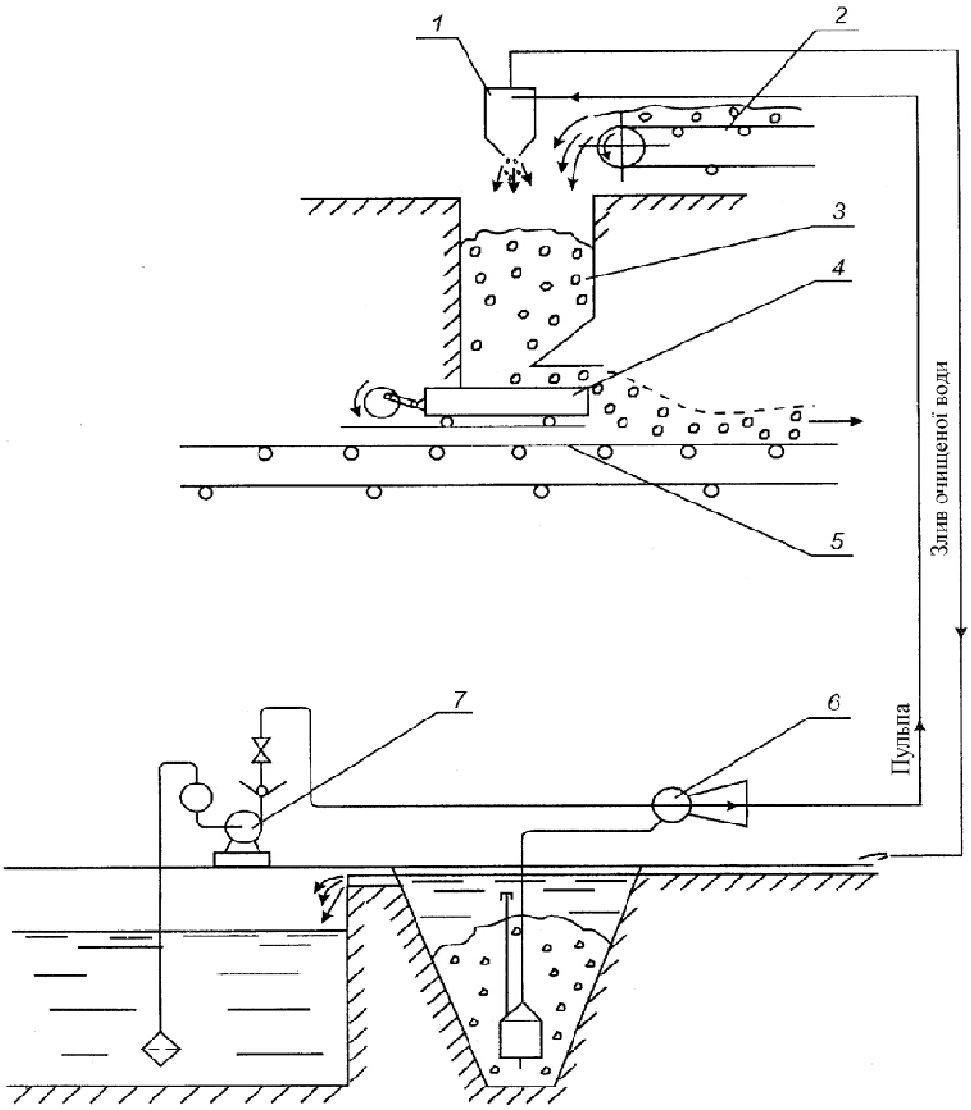
Досліджується вплив помийниць на роботу відцентрового насосу, недосконаліть очищення горизонтальних та введення в експлуатацію вертикальних самоочисних вертикальних водозбірників.

Сложившийся опыт эксплуатации центробежных насосов с электрическим приводом показывает, что для их нормальной эксплуатации необходимо строить водосборники (помойницы), в которых размещаются всасывающие трубопроводы насосов с приемными устройствами. Причем расстояние от приемных устройств до дна помойниц должно составлять не менее 0,5 м. Это же расстояние должно соблюдаться между нижним уровнем воды и приемным устройством. При меньших расстояниях в насосы вместе с водой будут поступать твердые примеси из горной массы или воздух с поверхности воды. Присутствие в воде того или другого фактора для насосов нежелательно, так как резко снижается надежность их эксплуатации и сокращается моторесурс между капитальными ремонтами.

Помойницы необходимо периодически очищать от поступающей вместе с водой горной массы. Средствами механизированной очистки помойниц шахта пока не располагает. Строительство помойниц и их ручная очистка от горной массы для шахты обходится достаточно дорого, поэтому на строительство помойниц руководство шахты соглашается крайне редко.

Очистку предварительного отстойника 8 от шлама и горной массы, поступившего в него вместе с водой, предлагается выполнять с использованием струйного насоса 6 (рис. 1), оборудованного стационарным всасывающим устройством для гидросмеси или пульпы. Откачка гидросмеси, смеси твердого материала с водой, образующейся на выходе струйного насоса, производится по пульпопроводу в гидроциклон

1, который устанавливается на бункером 3 одной из работающих лав. Сгущенный продукт из гидроциклона поступает в бункер лавы, где происходит его смешивание с горной массой, поступающей из лавы. Посредством питателя 4 указанная смесь поступает на ленточный конвейер 5 уклона, который относится к основной транспортной цепи шахты, обеспечивающей ее перемещение до главной подъемной установки шахты.



Малюнок 1. Технологічна схема очищення попереднього відстійника в бункер 4-ої південної лави

1- гідроциклон; 2- стрічковий конвеєр лави; 3- бункер лави; 4- живильник; 5- стрічковий конвеєр ухилу; 6- струминний насос попереднього відстійника; 7- насос робочої води

Осветленная (очищенная от твердых примесей) вода из гидроциклона 1 возвращается в участковый водоотлив. Пройдя предварительный отстойник, она поступает в один из водосборников.

Следует отметить, что очистку предварительного отстойника необходимо производить в периоды, когда вода из забоев в водосборники

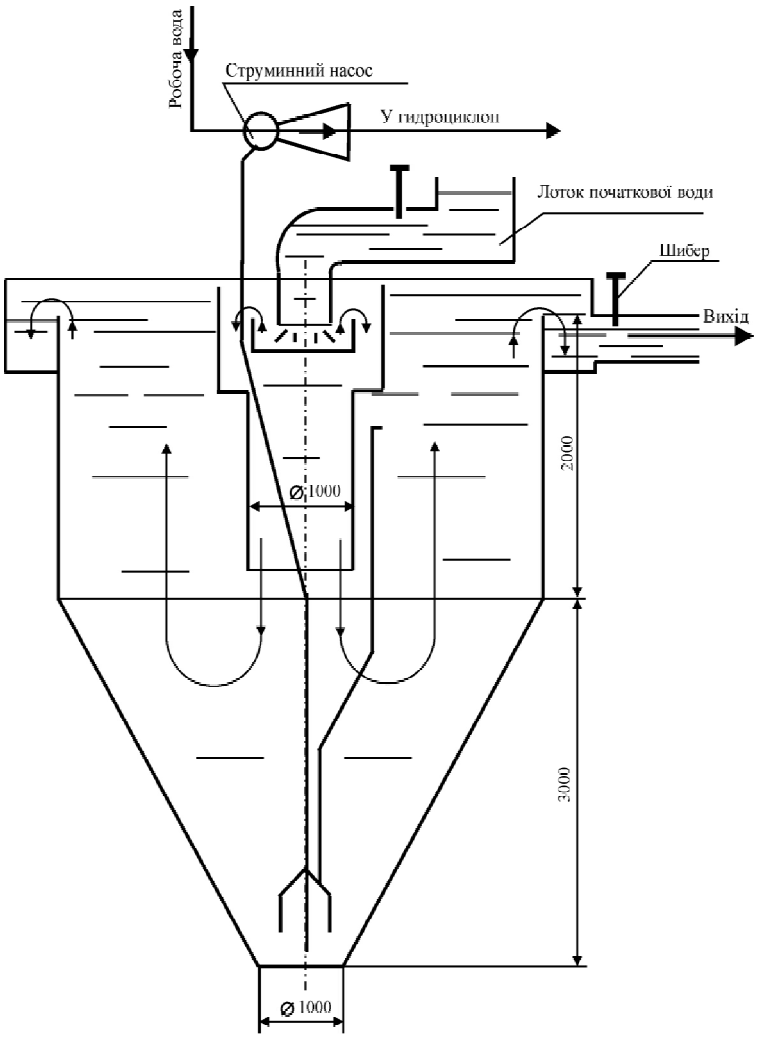
водоотлива не поступает (этим процессом должен управлять сам машинист насосных установок). Одновременная очистка предварительного отстойника и откачка воды из забоев из-за большого притока воды может привести к нарушению процесса осветления в предварительном отстойнике. В таких случаях не исключается поступление абразивных материалов в водосборники водоотлива.Борьба с иловыми отложениями в водосборниках должна проводиться два раза в год. Накопившийся ил необходимо смывать водой из брандспойтов и откачиваться в водосборники главного водоотлива. Борьба с иловыми отложениями в водосборниках должна проводиться два раза в год. Накопившийся ил необходимо смывать водой из брандспойтов и откачиваться в водосборники главного водоотлива.

Накопленный опыт эксплуатации горизонтальных предварительных отстойников на главном водоотливе основной промплощадки шахты показывает, что при переменном притоке шахтной воды, который в течение суток может изменяться в широких пределах, достаточно часто возникают ситуации, когда предварительные отстойники, рассчитанные по среднему притоку воды, не в состоянии выполнить своего назначения. Поэтому в шламах, осевших в водосборниках, достаточно часто встречаются твердые частицы крупностью до 5 мм.

Очистка горизонтальных отстойников от шлама трудоемкая операция, при которой широко используется ручной неквалифицированный труд. В частности, на главном водоотливе шахты по всей длине горизонтальных отстойников (42 м каждый) вручную перемещается всасывающий рукав гидроэлеваторной установки. Образовавшаяся пульпа перекачивается гидроэлеваторной установкой в шламосборники, где шлам обезвоживается и ковшовой машиной грузится в шахтные вагонетки.

Попытка использовать для очистки отстойников скреперную установку (проектное решение института «Донгипрошахт») окончилась неудачей.

Чтобы исключить недостатки, присущие горизонтальным отстойникам, предлагается использовать цилиндроконические вертикальные предварительные отстойники (рис 2). Для очистки таких отстойников может использоваться стационарное оборудование, например, гидроэлеваторные установки, оборудованные специальными всасывающими устройствами, обеспечивающими работу установок на гидросмеси.



Малюнок 2. Попередній відстійник вертикального типу

Очистка отстойников будет выполняться один раз в сутки с использованием гидроэлеваторных установок, оборудованных стационарными всасывающими устройствами, обеспечивающих устойчивую работу установок на гидросмеси.

Исходя, из заранее выбранной технологии очистки предварительных отстойников следует, что струйный насос будет работать совместно с гидроциклоном, который устанавливается над бункером лавы.

Выводы: Применение предварительного отстойника цилиндроконической формы позволит очищать шахтную воду, поступающую в водосборники участкового водоотлива, от абразивных примесей. Очистка предварительного отстойника осуществляется гидроэлеваторной установкой совместно со сгустителем пульпы – гидроциклоном. Сгущенный продукт направляется в аккумулирующий бункер одной из действующих лав. Осветленная вода из гидроциклона возвращается через предварительный отстойник в водосборники участкового водоотлива. Очистка водосборников от ила осуществляется два раза в год путем смыва отложений водой из брандспойта с последующей откачкой грязной воды насосами водоотлива в водосборники главного водоотлива шахты.

Литературные источники:

1. Лямаев Б.Ф. Гидроструйные насосы и установки. Л.: Машиностроение. Ленинградское отделение, 1988. - 256 с.

2. Гейер В.Г., Тимошенко Г.М. Шахтные вентиляторные и водоотливные установки: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1987. – 270 с.

3. Гейер В.Г., Дулин В.С., Заря А.Н. Гидравлика и гидропривод. – М.: - Недра, 1991. – 331 с.

УДК 621.65.004.13

КОНДРАТЕНКО В.Г., ПРОЦАЙ М.С. (КИИ ДонНТУ)

СТАТИСТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ДОЛГОВЕЧНОСТИ РАБОТЫ РАЗГРУЗОЧНОГО УСТРОЙСТВА ЦЕНТРОБЕЖНЫХ НАСОСОВ ШАХТЫ “РОДИНСКАЯ”

Розглянуті результати статистичного дослідження довговічності роботи розвантажувального пристрою шахтних насосів ЦНС 300-300 в умовах шахти “Родинская”

Дисковое разгрузочное устройство является важнейшим узлом шахтных центробежных насосов. От работы разгрузочного устройства зависит надежность, долговечность и экономичность разгрузочного узла и насосного агрегата в целом [1].

На шахте ”Родинская” государственного предприятии “Красноармейскуголь” были проведены статистические исследования долговечности роботы разгрузочных устройств шахтных насосов ЦНС 300-300. Были выбраны два насоса, которые находяться на участковом водоотливе пласта $К_5^6+l_3$ горизонта 370 м. Данные статистического анализа ремонта разгрузочного устройства насосов приведены в таблице 1.

Исходя из того, что один насос в среднем работает 4 часа в сутки, а из таблицы 1 следует, что ремонт разгрузочного устройства производится в среднем через 11 суток, можно получить, что межремонтный срок службы разгрузочного устройства насосов участкового водоотлива пласта $К_5^6+l_3$ горизонта 370 м составляет $4 \cdot 11=44$ часа.

Для выяснения причин такого короткого срока службы разгрузочного устройства был приведен расчет возможности работы насосов в кавитационном режиме. Расчеты показали, что для существующих гидравлических схем трубопровода рабочий режим насоса составляет: подача $Q_р=289$ м^3/ч, напор $H_р=300$ м, коэффициент полезного действия $\eta=0,709$ (рисунок 1).

Таблица 1. –

Данные статистического анализа ремонтов разгрузочного устройства насосов участкового водоотлива пласта $К_5^6+l_3$ горизонта 370 м.

Дата ремонта насоса №1	Дата ремонта насоса №2
05.08.2012	08.08.2012
15.08.2012	17.08.2012
27.08.2012	28.08.2012
09.09.2012	09.09.2012
18.09.2012	20.09.2012
30.09.2012	02.10.2012
11.10.2012	13.10.2012
23.10.2012	25.10.2012

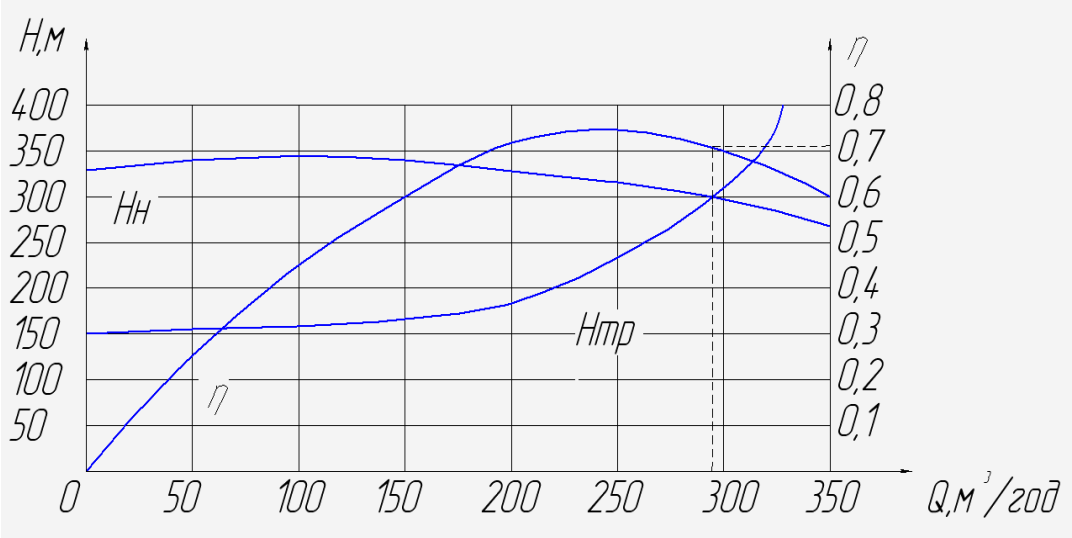


Рисунок 1 – Характеристики насоса (Нн), трубопровода (Нтр) и коэффициент полезного действия (η) насосов участкового водоотлива пласта $К_5^6+l_3$ горизонта 370 м.

Из расчетной подачи насосов следовало, что вакуумметрическая высота всасывания не превышает допустимую вакуумметрическую высоту всасывания, то есть насосы не работают в кавитационном режиме.

Следовательно, можно сделать вывод, что причиной не долговечной работы разгрузочного устройства насосов ЦНС 300-300 является несовершенная их конструкция.

Список литературы:
1. Кондратенко В.Г. – Исследование разгрузочного устройства шахтного центробежного насоса. Наукові праці Донецького національного технічного університету. Випуск 19(175), серія гірничо-електромеханічна. – Донецьк: ДНВЗ “ДонНТУ”, 2010. – 184с.

УДК 622.232.72

КУШНИР У.Л., ПОДГОРОДЕЦКИЙ Н.С. (КИИ ДонНТУ)

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМЫ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ ОЧИСТНЫХ КОМБАЙНОВ

Розглянуто основні джерела пиловиникнення, заходи по боротьбі з пилом.

Пропонується використання системи знепилювання на вітчизняних очисних комбайнах, яка заснована на принципі гідродинамічного розподілу двофазних рідин, що забезпечить підвищення ефективності пилопридушення при видобутку вугілля в очисному вибої.

Современные способы добычи угля и проведения подземных горных выработок характеризуется значительным пылеобразованием [1].

Основными источниками пылеобразования в шахтах являются: отделение горной массы от массива комбайном и погрузка её на призабойные транспортные средства, перегрузка и транспортирование горной массы по горным выработкам [2].

Углепородная пыль, образующаяся при разрушении горных пород, - это совокупность твердых частиц различного дисперсного состава, длительное время находящаяся в воздухе во взвешенном состоянии. Пыль состоит из угольных, породных и металлических частиц, образованных в процессе разрушения исполнительными органами горных машин углепородного забоя.

Правилами техники безопасности для угольных и сланцевых шахт [3] установлена предельно допустимая норма концентрации пыли в воздухе, подаваемом в шахту, - 0,2мг/м^3. Этими же правилами определено и количество пыли, которое может находиться в зоне дыхания подземных рабочих в зависимости от содержания в ней двуокиси кремния (см. табл. 1).

Таблица 1

Содержание двуокиси кремния, %	10-70	5-10	<5
Предельно-допустимая концентрация пыли, мг/м^3	2	4	10

Все мероприятия по борьбе с пылью на угольных шахтах можно разделить на следующие три группы:

- предупреждения пылеобразования;
- предотвращение распространения взвешенной пыли;
- удаления и связывание осевшей пыли.

Для предупреждения пылеобразования применяют метод нагнетания жидкости в массив, подлежащий разрушению.

Для предотвращения распространения взвешенной пыли используют следующие способы: очистка воздушного потока от пыли с помощью водяных завес; сухое пылеулавливание у очагов пылеобразования; орошение очагов и источников пылеобразования.

Удаление и связывание осевшей пыли достигается уборкой и смывом напластования пыли, обработка осевшей пыли специальными растворами и пастами, побелкой горных выработок.

Наиболее распространенным способом гашения пыли при работе очистных машин является орошение водой (иногда с определёнными смачивающими добавками).

Системы пылеподавления на очистных узкозахватных комбайнах состоят из оросительного устройства, установленного на комбайне, и оборудования, питающего водой эти устройства. Для каждого типа комбайна схемы разводки оросительного устройства свои, но собираются они из типовых элементов: проходной кран для подключения забойного водовода, реле давления и расхода, комбайновый фильтр для очистки воды, распределители, оросительные блоки, оросители (форсунки), гибкие и металлические трубопроводы [4].

Необходимым условием эффективной борьбы с запыленностью воздуха является правильный выбор форсунок.

На очистных узкозахватных комбайнах, таких как 1ГШ68, 2ГШ68, РКУ 10, РКУ13, применяются унифицированные форсунки, диаметр сопла у которых изменяется от 1,8 мм до 4,2 мм, при давлении воды на форсунках 1,5 МПа.

В настоящее время одним из наиболее перспективных направлений борьбы с пылеобразованием является применение форсунок с диаметром сопла до 0,7 мм при давлении воды на форсунках в пределах 11 МПа.

В качестве рабочей жидкости для системы орошения, как мы знаем, используется шахтная вода, в которой неизбежно наличие твердых частиц угля, породы, ржавчины. Повышение давления существенно увеличивает

проходимость через форсунки, и, следовательно, вероятность их засорения.

Согласно источнику [5] найдено решение, основанное на использовании принципа гидродинамического разделения двухфазных жидкостей в потоке, имеющем различные скорости по сечению. Принципиальная схема разделения жидкости на жидкую и твердую фазы представлена на рис.1. Насосом 1 жидкость из емкости (противопожарного става) подается по трубопроводу 2 на гидродинамический очиститель 3, представляющий собой перфорированную перегородку. Для обеспечения продольного движения (см. рис. 1) часть потока, подаваемого на очиститель, сбрасывается из системы вместе с недопустимо крупными

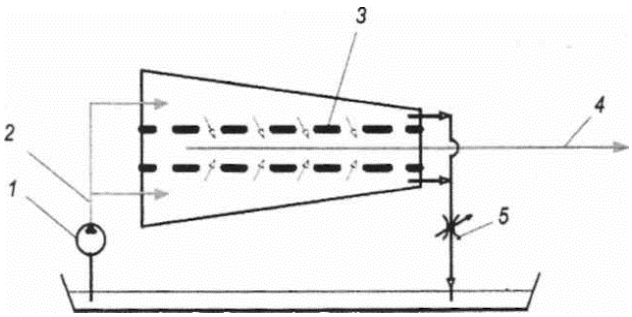


Рисунок 1- Принципиальная схема гидродинамического разделения двухфазной жидкости

частицами. Необходимое соотношение очищенного и сбрасываемого потоков регулирует дроссель 5, параметры которого должны учитывать сопротивление трубопроводов и форсунок, присоединенных к трубопроводу 4. Поскольку по мере движения жидкости вдоль фильтроэлемента продольный расход падает, для поддержания продольной скорости необходимо уменьшать площадь сечения путем изготовления корпуса или фильтроэлемента в виде конуса.

Согласно работе [6], конструктивная схема системы орошения, установленная на польских комбайнах с двумя исполнительными органами, основанная на принципе гидродинамического разделения двухфазных жидкостей приведена на рис. 2.

Система орошения от насоса подсоединяется к штуцеру 1. Поток проходит через фильтр грубой очистки 2, затем разветвляется на два гидродинамических фильтра 3 оригинальной конструкции, установленных перед каждым исполнительным органом с форсунками. Оригинальность заключается в том, что внутри этого фильтра установлена система вихревого отстоя. Отстоянные частицы поступают в сборники

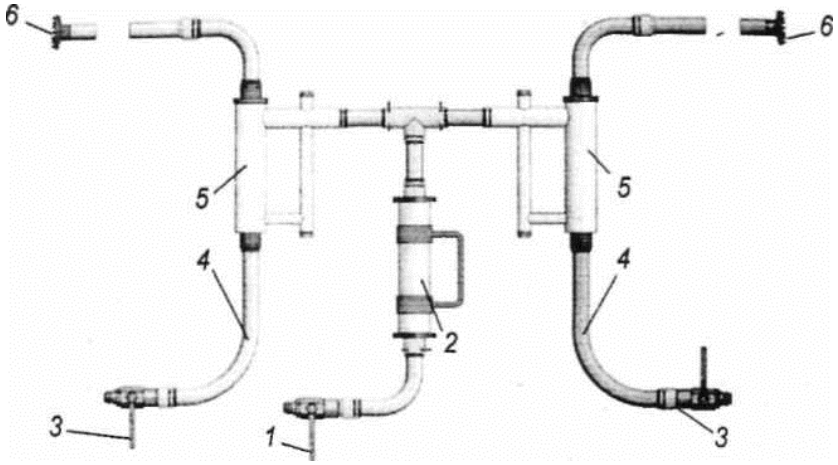


Рисунок 2- Конструктивная схема системы орошения

загрязнений 4, откуда время от времени сбрасываются через штуцеры сброса загрязнений 5. Очищенная жидкость поступает на форсунки 6.

Система обеспыливания была предметом исследования Главного института горного дела (ГИГД) Польши, получила положительный отзыв и рекомендована к применению в разных отраслях промышленности, в том числе и в угольной для встроенных и наружных систем орошения, а также в гидросистемах угольных комбайнов для предварительной очистки рабочих жидкостей от частиц размером более 25 мкм.

Таким образом:

Рассмотренная система обеспыливания, в основу которой положен принцип гидродинамического разделения двухфазных жидкостей в потоке, имеющем различные скорости по сечению позволяет использовать в качестве рабочей жидкости для системы орошения очистных узкозахватных комбайнов шахтную воду, при этом обеспечивая соблюдение санитарно-гигиенических нормативов, повышение производительности труда и эффективности системы пылеподавления.

Литература:

1. Солод В.И., Зайков В.И., Первов К.М. Горные машины и автоматизированные комплексы: Учебник для вузов. – М., Недра, 1981, – 503 с.

2. Тургель Д.К. Горные машины и оборудование подземных разработок. Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. – 302 с.

3. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. – М.: Недра, 1986. – 447с.

4. Казаков С.С., Элькин И.Л. Справочник машиниста угледобывающих комплексов. – К.: Техника, 1989. – 165 с.

5. Финкельштейн З. Л. Применение и очистка рабочих жидкостей для горных машин / З. Л. Финкельштейн. – М.: Недра, 1986. – 232 с.

6. Финкельштейн З. Л., Бойко Н. З., Васылечко З. Гидродинамическая система обеспыливания // Уголь Украины. – 2012. – № 3.

УДК 622.232

РОТКО М.О., ТАХТАРОВ Є.В., ПОДГОРОДЕЦЬКИЙ М.С.
(КІІ ДонНТУ)

КОМБАЙНОВІ КОМПЛЕКСИ ДЛЯ ПРОВЕДЕННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК

Розглянуті проблеми проведення підготовчих виробок і встановлено що для збільшення темпів проведення підготовчих виробок слід об'єднувати у часі основні операції прохідницького циклу, а це досягається при використанні високопродуктивних комбайнових комплексів.

Вугілля є основою паливно-енергетичного комплексу України. В умовах перехідних процесів та становлення самостійності держави зростає необхідність в підвищенні рівня видобутку вугілля при зниженні його собівартості. Найважливішим завданням вугільної промисловості є подальше технічне переоснащення та реконструкція шахт на базі провідної техніки та технологій видобутку вугілля та проведення гірничих виробок, а також впровадження нових прогресивних типів та видів кріплення та нових способів підтримання покрівлі.

Високий технологічний рівень виробництва, а також низка другорядних економічних та виробничих факторів зумовлює значну конкурентоспроможність підприємства на вугільному ринку України.

Високий рівень механізації, інтенсифікації та концентрації гірничих робіт, застосування все більш продуктивної та коштовної техніки, вимагають вирішення низки складних задач, які є супутніми процесу видобутку вугілля.

Важливою ланкою в технологічній меті видобування вугілля є підготовчі роботи в процесі проведення яких підготовляють нову лінію очисних вибоїв.

При проведенні підготовчих виробок комбайновим способом усе більш широке застосування як у нас в країні, так і за кордоном знаходять засоби механізації установки постійного кріплення, що навішуються на прохідницькі комбайни, такі системи називаються прохідницькими комплексами. Засоби механізації монтують на стрілі і корпусі комбайна.

Використання в комплексі обладнання прохідницьких комбайнів значно змінює технологію проведення гірничих виробок, так як дає можливість від багатоопераційної технології до поточної технології, при

якій всі основні операції виконуються паралельно.

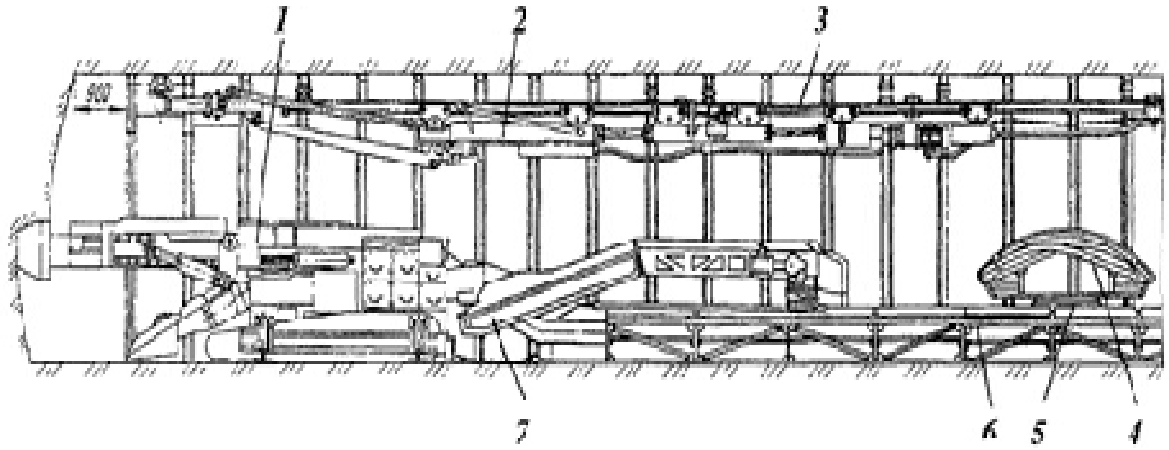


Рисунок1 - Прохідницький комплекс

На першому етапі використання прохідницьких комбайнів поєднувалися у часі тільки технологічні операції відокремлення гірничої маси від масиву, її навантаження та транспортування по штреку. Усі останні операції прохідницького циклу виконувалися послідовно. Комплект такого прохідницького обладнання показаний на рис.1. Він складається з комбайна зі стріловим органом руйнування 1, встановлювача кріплення 2 з монорельсом 3, секцій арочного кріплення 4, монтажного стола 5, мостового перевантажувача 7, телескопічного конвеєра 6 [1}.

Значним резервом підвищення темпів проходки та збільшення продуктивності праці є максимальне поєднання технологічних операцій прохідницького циклу у часі. Це досягається створенням необхідних заходів механізації трудомістких операцій прохідницького циклу та накладенням на ці механізми відповідних кінематичних та конструктивних зв’язків з базовою машиною (зазвичай за базу приймають серійний стріловий прохідницький комбайн).

Існуючі засоби механізації зведення металевої аркового кріплення підрозділяють на призначені для установки кріплення безпосередньо у вибою і для його зведення поза зоною роботи прохідницького комбайна.

До перших відносять навісне устаткування, підвісні встановлювачі кріплення і портальні візки, до інших – переносні інвентарні і крокуючі прохідницькі кріплення, Навісне устаткування: кронштейни, змонтовані на виконавчих органах комбайнів, і стріловидні крани, що встановлюються на корпусі комбайна, служать для підйому і транспортування верхняків рамної і верхніх елементів аркового кріплення.

У вітчизняній і зарубіжній практиці набули поширення пристрою для кріплення у вигляді кронштейнів, що встановлюються на виконавчому органі комбайна. Верхняк укладають на кронштейн вручну, піднімають на

місце установки і утримують там стрілою комбайна. Описане навісне устаткування конструктивно просто і надійно.

Пересувні встановлювачі кріплення працюють незалежно від прохідницьких комбайнів, що дозволяє виконувати велику частину робіт без перерв. Застосування встановлювачів кріплення дозволяє механізувати установку як окремих верхняків, так і усіх елементів кріпильних рам, зібраних в пакети.

Прохідницькі комплекси нового покоління з високими техніко-економічними показниками забезпечують використання анкерного кріплення підготовчих виробок. Це комплекси на базі комбайнів «Кузбас» (Росія), «КПА»(Україна), «Sandvik» (Австрія), «Wirth» (Німеччина),

У якості прикладу можна привести комбайновий комплекс «Кузбас» (рис.2), який дозволяє поєднати у часі процеси руйнування вибою, зведення тимчасового та постійного кріплення, навантаження та транспортування по виробці гірської маси.

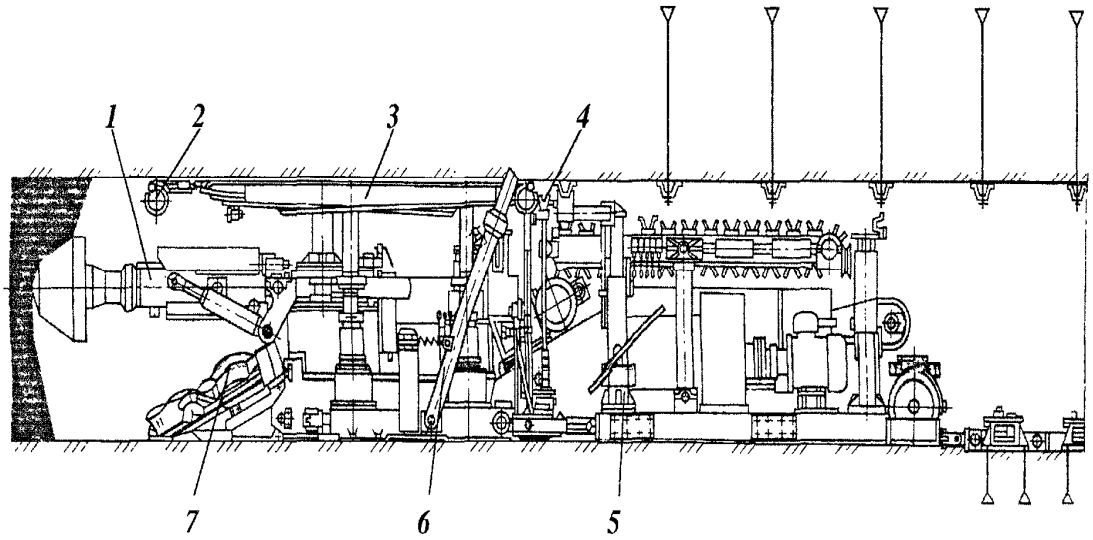


Рисунок 2 - Прохідницький комплекс «Кузбас»

Комплекс «Кузбас» (рис.2) складається з стрілового органа руйнування 1, живильника з нагрібаючи ми лапами 7 та центрально-розташованими двох цепними скребковим конвеєром від комбайна ГПКС; крокуючого тимчасового кріплення у вигляді центральної та двох бокових секцій 3, що почергово рухаються при пересуванні комплексу по виробці; обладнання для механізованого зведення постійного кріплення у вигляді встановлювача кріплення 5 для установки верхняків, двох бурильних установок 4 на маніпуляторах для буріння шпурів під анкера та місткостей для затяжки сіткою 2; системи пило придушення; електрообладнання та пульта керування. Для утримання комплексу від сповзання при проведенні виробок що повстають мається запобіжний пристрій, який складається із стійки , яка притиснута до покрівлі [1].

Рисунок 3 - Прохідницький комбайн КПА

Комплекс на базі комбайна КПА (рис.3) створений Донгіпровуглемашем призначений для проведення підготовчих виробок прямокутної форми перерізом від 13,5 до 21 м^2 по вугіллю та змішаному вибою з одночасним встановленням анкерів в покрівлю та боки виробки. До складу комплексу входить базова машина – прохідницький комбайн КПА, а також скребковий або стрічковий конвеєр [2].

Найбільш ефективні технології проходки реалізуються на передовому вуглевидобувному підприємстві України ПАТ «ШУ«Покровське», використовується найсучасніший прохідницький комплекс на базі комбайна Sandvik MR – 620.

Комплекс Sandvik MR – 620 призначений для проходки аркової форми виробок по вугіллю, породі, потужність приводу виконавчого органу Р=300 кВт. Максимальний переріз вироблення в проходці S=24 м^2 . Змінний темп проходки $V_{см}$=4 м/зміну. Відмітною особливістю даного комплексу є поєднання операцій руйнування забою і установки аркового кріплення. Після руйнування забою із застосуванням встановленого на комбайні майданчика з бурильними голівками здійснюється установка анкерного кріплення. Далі повторюється операція руйнування забою, тоді як з допомогою підвісного маніпулятора здійснюється установка аркового кріплення [3].

Аналіз існуючих конструкцій засобів механізації зведення металевого аркового кріплення і тих, що в даний час розробляються показує, що роботи ведуться у напрямі створення автоматичних пристроїв, що забезпечують механізоване зведення в зоні роботи виконавчого органу прохідницького комбайна тимчасової кріплення, яка є елементом постійного кріплення, що монтується поза небезпечною зоною, що створює умови для досягнення максимально можливого коефіцієнта використання прохідницького комбайна.

Рисунок 4 - Прохідницький комбайн Sandvik MR – 620

Таким чином для досягнення високих темпів проходження підготовчих виробок слід використовувати прохідницькі комплекси, це дозволяє поєднувати основні операції такі як руйнування масиву, навантаження на конвеєр та транспортування гірської маси, зведення анкерного та арочного кріплення, зменшує трудомісткі операції прохідницького циклу.

Літературні джерела:

1. Тургель Д.К. Горные машины и оборудование подземных разработок: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. 302 с.

2. Горбатов П.А, Петрушкін Г.В, Лисенко М.М, Павленко С.В, Косарев В.В. гірничі машини для підземного видобування вугілля: Навч. посіб. для вузів – 2-ге вид. перероб і доп. – Донецьк: Норд Комп'ютер, 206 – 669 с.: іл..

3. Семенченко А.К, Шабаев О.Е, Хиценко А.И, Степаненко Е.Ю, Функциональная модель комбайна для повышения темпов проведения выработок // Наукові праці Донецького нац. техн. ун-ту. Серія гірничо-електромеханічна. – 2012. – Вип. 23(196).

4. Яцких В.Г, Спектор Л.А, Кучерявий А.Г. Горные машины и комплексы. Учебник для техникумов. 5-е издание. перераб. и доп. М., Недра, 1984, 400 с.

УДК 622.27

ТАХТАРОВ Е.В., СЫНКОВ В.Г., (КИИ ДонНТУ)

ДИСКОВЫЕ ТОРМОЗНЫЕ СИСТЕМЫ ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ УСТАНОВОК

При зростанні швидкості руху сосудів шахтних підйомних установок, глибини підйому, вантажопідйомності сосудів виникає ряд проблем при використанні тормозних систем радіального типу для подолання цих проблем слід використовувати тормозні системи дискового типу, які є більш надійними у використанні.

Важное место в решении задач, стоящих перед горнодобывающей промышленностью, занимает проблема дальнейшего совершенствования шахтного подъемного комплекса, представляющего собой одно из ответственных звеньев технологической цепи доставки полезного ископаемого из земных недр.

За последние десятилетия достигнут значительный прогресс совершенствования конструкции подъемных машин, кантов, сосудов, подвесных и прицепных устройств, парашютов, систем электропривода, аппаратов защиты и блокировки, сигнализации и связи, армировки стволов, методов неразрушающего контроля и диагностики, всего оборудования шахтного подъемного комплекса.

В настоящее время в техническом развитии подъемных установок на передний план выдвигаются задачи обеспечить их максимальную безопасность и эксплуатационную надежность при минимальных затратах на техническое обслуживание. Выход из строя даже одной подъемной установки ощутимо сказывается на общем производственном процессе. Как под землей, так и на поверхности. За последние тридцать лет в нашей стране максимальная скорость движения сосудов шахтных подъемных установок достигла 12 м/с, глубина подъема составляет около 1500 м, грузоподъемность сосудов достигла для угольных шахт 30 т, для железорудных – 50 т. Предполагается, что в ближайшие годы глубина подъема, скорость движения и полезная емкость сосудов будут возрастать более интенсивно [4]. В этой связи особое значение придается дальнейшему техническому усовершенствованию средств техники безопасности, в первую очередь тормозных устройств.

В процессе управления подъемной машиной в ряде случаев необходимо ее подтормаживание, а во время пауз между подъемами тормоза удерживают от вращения органы навивки канатов. В аварийных случаях машина должна быть быстро остановлена тормозом с одновременным автоматическим отключением подъемного двигателя от сети.

Различают рабочее (маневровое) и предохранительное (аварийное) торможение. Последнее включается как машинистом, так и автоматически под действием предохранительных аппаратов.

Основными элементами тормоза подъемных машин являются исполнительный орган и привод.

Существуют два конструктивных типа тормозных устройств: радиальные (колодочные) и аксиальные (дисковые). Наиболее современными являются дисковые устройства, у которых тормозные колодки воздействуют на диск, прикрепленный непосредственно к органу навивки.

Тормозные устройства радиального (колодочного) типа (рис.1 а, 1 б), в котором две диаметрально расположенные жесткие тормозные колодки 3, оснащенные фрикционными накладками 2, прижимаются с двух сторон к цилиндрическому тормозному ободу барабана 1 с усилием F, направленным по радиусу барабана [2].

При эксплуатации тормозных устройств радиального типа были выявлены основные недостатки:

- низкое быстродействие;
- низкое КПД за счет многошарнирной системы;
- нестабильная характеристика;
- большой угол охвата и малая поверхность охлаждения в следствии чего перегрев тормозов, что может явится причиной аварии;
- низкая регулируемая характеристика;
- низкая ремонтопригодность;
- обугливание колодок;
- низкая надежность по сравнению с дисковыми тормозными устройствами;
- сложность конструкции;
- радиальный зазор регулируется тягой и пружинными устройствами, вызывает некоторое осложнение при регулировании;
- значительные габариты.

Все эти недостатки препятствуют дальнейшему увеличению скорости движения сосудов, грузоподъемность сосудов и глубины стволов. В связи с этим на шахтных подъемных установках начали применять тормозные системы дискового типа, которые устраняют эти недостатки.

Тормозные устройства аксиального (дискового) типа (рис. 1 в), в котором две тормозные колодки 3, составляющие один так называемый тормозной модуль, прижимаются с двух сторон к соосному с барабаном 1 тормозному диску 2 (на одном диске может размешаться до восьми и более модулей) с усилием F, направленным вдоль оси барабана [2].

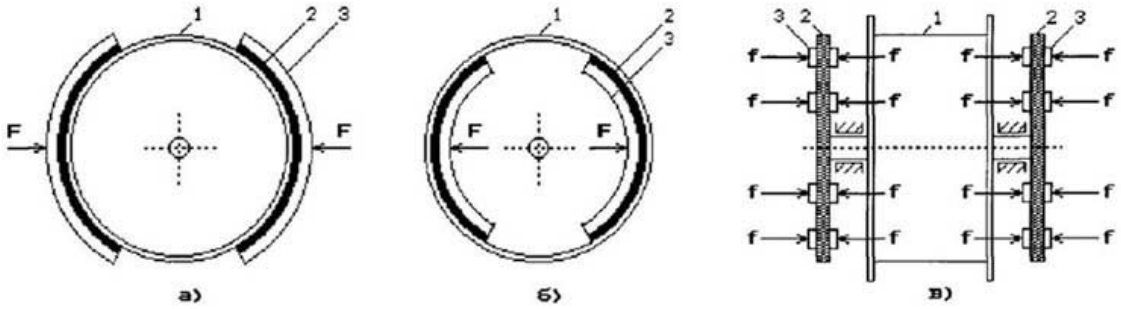


Рисунок1 - Схематические изображения исполнительного органа тормоза колодчатого (радиального) (а, б) и дискового (аксиального) (в) типа

Преимуществами тормозных систем дискового типа являются:

- большая энергоемкость;
- значительное быстродействие системы;
- большие тормозные моменты при сравнительно небольших размерах самого тормоза (за счет увеличения числа пар поверхностей трения, например, встроенный дисковый тормоз с внешним диаметром дисков 548 мм может создавать тормозной момент, равный 40050 Нм);
- стабильность работы, практически линейная зависимость тормозного момента от коэффициента трения (только в тормозах без самоусиления);
- большая суммарная площадь поверхности трения, что разрешает уменьшить необходимое давление между поверхностями трения и таким образом, повысить долговечность фрикционных пар;
- уравновешенность тормоза - осевые силы могут быть замкнуты внутри тормоза и не воспринимаются валом и подшипниками машины;
- трения по плоскости, которая обеспечивает равномерное распределение давления по всей поверхности трения, а итак, и более равномерное изнашивание, чем при тертые по цилиндрической поверхности;
- незначительное изменение площади фактического контакта тормозной накладки при увеличении размеров элементов трения вследствие нагревания в процессе работы;
- независимость тормозного момента от направления вращения тормозного вала.

Наиболее полно эти преимущества проявляются у многоэлементных дисковых тормозных устройств. Исполнительный орган и привод которых обычно представляется общим узлом.

В элементах, по схеме (рис 2), тормозное усилие создается предварительно сжатыми тарельчатыми пружинами 4, через поршень 1 воздействуют непосредственно на тормозные колодки 2. Для

растормаживания по трубопроводам 5 подается рабочая жидкость под давлением под поршень 1. Тормозные элементы комплектуются попарно для взаимного уравновешивания. Комплекты пружин каждого тормозного элемента должны развивать одинаковые усилия и иметь одинаковую жесткость, чтобы в процессе работы не возникало неуравновешенное усилие, нагружает диск 3 [3].

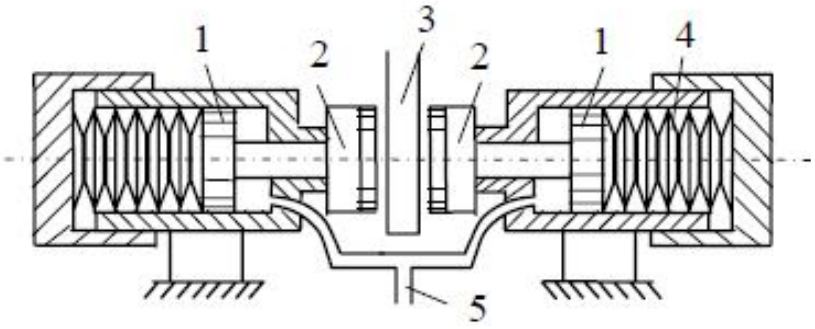


Рисунок 2 - Схема рабочих элемента исполнительных органов дисковых тормозных устройств.

Технические характеристики многомодульных дисковых тормозных устройств (низкая инерционность, высокий КПД, стабильность характеристик, хорошая совместимость с дискретными и аналоговыми системами управления) в сочетании с современными средствами микропроцессорной техники открывают широкие возможности синтеза тормозных систем, которые до настоящего времени в полной мере не реализованы.

В последние десятилетия дисковые тормозные устройства практически полностью вытеснили морально устаревшие конструкции тормозов радиального действия на подъемных машинах зарубежного производства. Несовершенство систем управления предохранительным торможением в ряде случаев приводит к искусственному снижению эксплуатационных параметров подъемных установок (уменьшению веса поднимаемого груза, увеличению продолжительности рабочего цикла подъема) для удовлетворения требования Правил безопасности. Дисковый тормоз позволяет сформировать практически любую наперед заданную характеристику тормозного воздействия, а также обеспечить формирование тормозного усилия в функции регулируемого параметра, например, замедления, в замкнутой системе автоматического регулирования. Имеется возможность гашения колебаний, вызванных отключением двигателя, чтобы таким образом осуществлять более интенсивные режимы торможения.

Рисунок 3 - Шахтная подъемная машина с дисковыми тормозами

Первая подъемная машина СССР с дисковыми тормозами ЦП 4×4Д была выпущена заводом «Донецкгормаш» в ноябре 1980 г. смонтирована на породном подъеме шахты им.IX-й Пятилетки ПО «Советскуголь» (ныне шахта «Северная» ПО «Макеевуголь» в 1985 г. и эксплуатируется до настоящего времени. Кроме того, были изготовлены подъемные машины с пружинно-гидравлическими дисковыми тормозами; смотнированные на шахте «Кировская» ПО «Селидовуголь» и шахте «Запорожская» ПО «Красноармейскуголь», которые в настоящее время демонтированы [2]. Со второй половины прошлого столетия ведущие зарубежные фирмы: Siemag M-TEC (Германия), ABB (Швеция), INCO engeneering (Чешская республика изготавливают ШПУ с быстродействующими дисковыми тормозами [1]. В настоящее время в Украине эксплуатируется только одна подъемная машина с современными тормозными системами дискового типа фирмы ABB (Швеция) на ПАО «Криворожский железорудный комбинат» на шахте «Заря».

Таким образом, анализ достоинств и недостатков тормозных устройств радиального и дискового типа показывает, что для современных многоканатных подъемных установок следует использовать дисковое устройство, рабочие элементы исполнительных органов которого работают с применением рабочей жидкости при рабочем и предупредительном торможении. Высокая стоимость дисковых тормозов компенсируется высоким качеством изготовления и заводской настройки и совершенными системами управления. Что обеспечивает им ведущие позиции среди основных мировых производителей тормозных систем шахтных подъемных машин.

Литературные источники:
1. Бежок В.Р. Руководство по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок: нормативное производственно-практическое издание/ Бежок В.Р., Калинин В.Г., Коноплянов В.Д., Курченко Е.М./ Под общей редакцией В.А.Корсуна, 3-е издание перераб. И доп. – Донецк: Донеччина, 2009. – 672 с.
2. Бежок В.Р. Шахтный подъем: Научно-производственное издание/ Бежок В.Р.. Дворников В.И., Манец И.Г., Пристром В.А.; общ. ред. Б.А. Грядущий, В.А. Корсун. – Донецк: ООО «Юго-Восток, Лтд» 2007. – 624 с. ил.
3. Соловьев В.В. Шахтные подъемные установки: Учебное пособие/ В.В. Соловьев. Санкт-Петербуржский горный институт (технический университет). – СПб 2006, 82 с.
4. Александров М.П. тормозные устройства: справочник/ М.П. Александров – М.: 1984.

УДК 621.316.727

ПЕТЕЛІН Е.А. (КІІ ДонНТУ), ХОРОШ В.В. (КІІ ДонНТУ)

КОМПЕНСАЦІЯ РЕАКТИВНОЇ ПОТУЖНОСТІ ТА ЇЇ СТАН В СИСТЕМАХ ЕНЕРГОПОСТАЧАННЯ ШАХТ

Проаналізовано рівень споживання активної та реактивної потужності підприємствами вугільної галузі та способи підвищення коефіцієнта потужності в системі електропостачання підприємства.

Проблема підвищення ефективності використовування енергії, зокрема якісного електропостачання шахт на даний час залишається актуальною та є однією з першорядних державних задач.

На сьогоднішній день через багаторазове подорожчання електроенергії її складова в собівартості продукції різко зросла і становить 18-22%. Таким чином, для ефективної роботи енергоємного вугільного підприємства одночасно з підвищенням продуктивності технологічних установок, потрібно зниження витрат електроенергії як окремими установками так і підприємством в цілому.

З іншого боку, підвищення продуктивності технологічних установок поперед усього досягається за рахунок підвищення їхньої енергоозброєності. Таким чином виникає нібито замкнене коло: з одного боку – проблема зниження енергоспоживання, з іншого – необхідність підвищення енергоозброєності.

В таких умовах, говорячи про можливі шляхи зниження споживання електроенергії на підприємстві, варто замислитися про існуючі підходи щодо її вирішення. Скоріш за все здійснювати рішення завдання можливо організаційними, технічними засобами, або обома одночасно [1, 2, 3, 4].

Організаційні заходи містять у собі:

- розробку планів споживання електроенергії й питомих норм її витрат;
- упорядкування споживання електроенергії в електросилових установках;
- підтримку раціонального режиму користування електроосвітленням;
- облік витрат електроенергії;
- правильність взаєморозрахунків з постачальниками електроенергії та
  сторонніми споживачами.

Технічні заходи, у свою чергу, включають:

- зниження втрат електроенергії в мережах і лініях електропередачі;
- реконструкцію мереж без зміни напруг;
- переведення мереж на підвищену напругу;
- включення під навантаження резервних ліній електропередачі;
- зниження втрат у силових трансформаторах;
- застосування економічно доцільного режиму одночасної роботи трансформаторів.

З усіх перелічених вище технічних заходів, слід звернути увагу на те, що більшість з них можуть бути реалізованими за рахунок компенсації реактивної потужності, а точніше казати – зниження рівня реактивної потужності, яка генерується в системі електропостачання підприємства.

Компенсація реактивних навантажень дозволяє підвищити пропускну спроможність кабелів електромережі підприємства за рахунок розвантаження їх від реактивної складової повного струму навантаження та збільшити частку активної потужності, що використовується електричними машинами на виконання корисної роботи, тобто підвищити ККД енергосистеми підприємства в цілому.

Ефективність цього рішення в порівнянні з іншими заходами можна оцінити, аналізуючи фактичні значення коефіцієнта потужності в системі електропостачання шахт. При цьому потрібно врахувати технічні і економічні чинники, пов'язані із засобами компенсації реактивної потужності на поверхні та в підземних виробітках шахт.

При визначенні ефективності компенсації реактивної потужності в розрахунок звичайно приймається тільки величина зниження витрат на оплату реактивної енергії. А на тім факті, що для виробітку реактивної енергії необхідна активна енергія, зазвичай увагу не акцентують. Величина

витрат активної енергії на виробіток реактивної залежить від типу пристрою, що компенсує.

Так, питомі витрати активної енергії на виробіток реактивної становлять:

- для синхронних електродвигунів 0,011 - 0,049 кВт/квар;
- для батарей статичних конденсаторів 0,003 - 0,004 кВт/квар [4].

Вибір пристрою, що компенсує, є чи не основним фактором, що визначає доцільність витрат на компенсацію.

Найбільш ефективне використання установок статичної компенсації, які характеризуються малим значенням питомої витрат активної енергії. Використання ж синхронних двигунів як засобів компенсації може привести до негативного ефекту: витрати активної енергії на компенсацію можуть перевищити економію від зниження витрат на реактивну енергію.

Таким чином, компенсація реактивної потужності відповідає наступним критеріям:

- виступає як фактор енергозбереження;
- виступає як фактор підвищення якості електроенергії;
- виступає як фактор економії фінансових ресурсів;
- не вимагає значних капітальних витрат і зв'язана лише з раціоналізацією електрогосподарства;
- характеризується достатньо низькими витратами активної енергії на
  виробіток реактивної за умови застосування батарей статичних конденсаторів;
- не призводить до тривалої зупинки виробничих процесів;
- може бути застосована, як на енергоємних технологічних, так і на допоміжних процесах;
- може бути застосована при будь-якому рівні навантаження технологічного встаткування;
- строк окупності в залежності від потужності й режиму експлуатації складає від 5 до 18 місяців.

Аналіз систем електропостачання вугільних підприємств дав наступні результати. На трьох з п’яти досліджених підприємств засоби компенсації реактивної потужності відсутні, а на решті вони є, але працюють не ефективно.

Так на підприємстві ДВАТ Шахта «Новодонецька» ДХК «Добропіллявугілля» установлені конденсаторні установки для компенсації реактивної потужності. Однак вони не дають істотних результатів, оскільки місцем підключення є ГПП-6, яка розташована на поверхні шахти, а тому виконується централізована компенсація реактивної потужності й відбувається розвантаження від реактивної потужності тільки вище розташованих ланок енергосистеми. Середнє

значення фактичного коефіцієнта потужності $\cos\varphi$ у 2008 році склало - 0,913.

На підприємстві ВП «Шахта «1/3 Новогродівська» ДП «Селидоввугілля» відсутні пристрої для компенсації реактивної потужності окрім синхронних двигунів, однак вони також не дають істотних результатів тому що виконується централізована компенсація реактивної потужності й відбувається розвантаження від реактивної потужності тільки вище розташованих ланок енергосистеми. Середнє значення фактичного коефіцієнта потужності $\cos\varphi$ у 2008 році склало - 0,768.

Підприємство ПАТ «ШУ «Покровське» використовує конденсаторні установки для компенсації реактивної потужності. Проте вони працюють неефективно, так як місцем підключення є поверхнева ГПП-6, а тому виконується централізована компенсація реактивної потужності й відбувається розвантаження від реактивної потужності тільки вище розташованих ланок енергосистеми. Середнє значення фактичного коефіцієнта потужності $\cos\varphi$ у 2009 році склало - 0,845, у 2010 році - 0,879, у 2011 році - 0,86.

На підприємстві ВП «Шахта «Стаханова» ДП «Красноармійськвугілля» відсутні пристрої для компенсації реактивної потужності. Середнє значення фактичного коефіцієнта потужності $\cos\varphi$ у 2010 році склало - 0,876.

Дослідження рівня споживання активної та реактивної потужності на ДП ВК «Шахта Краснолиманська» також вказує на недостатній рівень компенсації реактивної потужності, причому на різних об'єктах підприємства він суттєво відрізняється (табл.1).

Таблиця 1 –

Середнє значення коефіцієнта потужності $\cos\varphi$ на ДП ВК «Шахта Краснолиманська»

Найменування об'єкту	Рік					
	2007	2008	2009	2010	2011	Середнє значення
Шахта	0,68	0,68	0,71	0,71	0,72	0,7
ЦЗФ	0,93	0,9	0,75	0,79	0,78	0,83
ВПС	0,98	0,99	0,99	0,99	0,98	0,99

Звертає на себе увагу той факт, що серед розглянутих підприємств на ДП ВК «Шахта Краснолиманська» протягом п'яти років спостерігається самий низький рівень коефіцієнта потужності $\cos\varphi$.

Такий стан пояснюється невідповідністю режимів навантаження параметрам електромеханічного обладнання та відсутністю пристроїв для компенсації реактивної потужності як на поверхні шахти, так і у підземних умовах.

Загальним для всіх розглянутих підприємств є те, що коефіцієнт потужності підземних споживачів залишається дуже низьким й знаходиться в межах 0,65-0,75.

Висновки:

- особливістю системи електропостачання шахт є те, що найбільш протяжна частина кабельних ліній перебуває в підземних виробітках, тому основну увагу питання енергозбереження треба приділяти в першу чергу на підземному комплексі підприємства;
- централізована схема компенсації реактивної потужності на поверхні вугільних шахт є неефективною;
- жодне з проаналізованих підприємств (за виключенням ВПС ДП ВК «Шахта Краснолиманська») не наближається до нормативного значення $\cos\varphi$=0,97;
- значний економічний ефект можна одержати, якщо компенсувати реактивну потужність саме у підземному сегменті системи електропостачання підприємства.

Література:

1. А.В. Праховник, В.П. Розен, В.В. Дегтярев. Энергосберегающие режимы электроснабжения горнодобывающих предприятий. М., Недра, 1985, - 232 с.
2. Медведєв Г.Д. Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий: Учебник для техникумов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988.-356 с.: ил.
3. Ильяшов В.П. Автоматическое регулирование мощности конденсаторных установок. Изд. 2 е, перераб. и доп. А., «Энергия», 1977. 104с.
4. Конюхова Е. А. Режимы напряжений и компенсация реактивной мощности в цеховых электрических сетях. М.: НТФ "Энергопрогресс", 2000. 56 с.; ил. [Библиотечка электротехника, приложение к журналу "Энергетик"; Вып. 12(24)].
5. Эффективное использование электроэнергии и топлива в угольной промышленности / Н.И. Волощенко, Э.П. Островский, В.И. Мялковский и др. Под ред. Э.П. Островского, В.И. Мялковского. – М.: Недра, 1990. – 407 с.: ил.

УДК 621.694

БАТРАК В.В. (ДонНТУ)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ РАЗМЕРОВ ГИДРОЭЛЕВАТОРА С ПОМОЩЬЮ MATHCAD

Розглянуто результати аналізу методів визначення основних геометричних розмірів гідроелеваторів.

Поскольку все типоразмеры гидроэлеваторов удовлетворяют условию подобия, то их проектирование в классическом случае сводится к определение основных размеров $d_Г$ и d_C (см. рис. 1).

В данное время наиболее популярна методика расчета, предложенная в работе [1]. Б. Ф. Лямаевым предлагается следующая последовательность действий для расчета гидравлических характеристик, в том числе и определения основных геометрических размеров гидроструйных насосов (гидроэлеваторов):

1) определение расхода рабочей $Q_Р$ и пассивной (полезной) $Q_Н$ жидкостей (расход смешанной жидкости на выходе из гидроструйного насоса $Qc = Q_Р + Q_Н$);

2) определение полного напора (удельной энергии) рабочей $H_Р$, пассивной $H_Н$ и смешанной $H_С$ жидкостей;

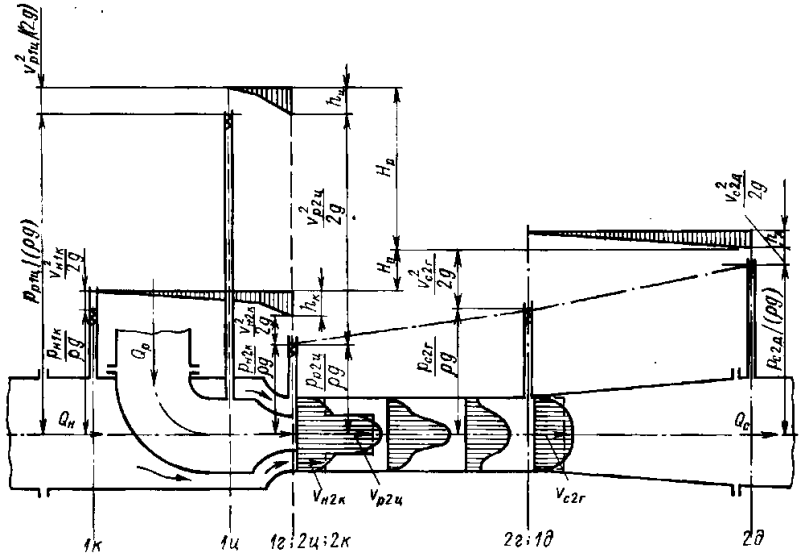


Рисунок 1- Схема гидроструйного насоса с центральным соплом.

3) определение основных геометрических параметров (размеров), характеризующих гидроструйный насос: площадь выходного сечения сопла $S_С$ или его диаметр $d_С = d_{1Ц}$ и площадь поперечного сечения горловины $S_Г$ или ее диаметр $d_{1Г} = d_{2Г} = d_Г$. Считается, что остальные геометрические размеры проточной части гидроструйных насосов являются известными функциями отношения $d_Г/d_С$.

Из вышеизложенного следует, что необходимо определить, по крайней мере, семь неизвестных величин ($Q_Р$, $Q_Н$, $Н_Р$, $Н_Н$, $Н_С$, $d_Г$, $d_С$). Для их расчета могут быть составлены следующие уравнения:

1) уравнение импульсов по длине камеры смешения от сечения 1г до сечения 2г;

2) уравнение для рабочего напора активного потока;

3) уравнение для полезного напора пассивного потока.

Учитывая, что число неизвестных в общем случае превышает число уравнений, описывающих процессы, протекающие в гидроэлеваторах, сокращают число неизвестных за счет введения безразмерных комплексов, характеризующих напор *h*, расход *q* и геометрические параметры гидроэлеваторов *d*, которые определяются по следующим формулам:

$$h = \frac{H_C - H_H}{H_P - H_H} \qquad (1)$$

$$q = u = \frac{Q_H}{Q_P} \qquad (2)$$

где *u* - коэффициент подсоса

$$d = \frac{d_Г}{d_C} \qquad (3)$$

где $d_Г$, $d_С$ — соответственно диаметр цилиндрической горловины (камеры смешения) и выходной диаметр рабочего сопла.

Используя формулы (1) − (3) составляют уравнение импульсов для нормальных безразмерных гидравлических характеристик гидроструйных насосов (гидроэлеваторов) с центральным соплом.

$$\frac{\Delta p_C}{\Delta p_P} = \frac{\varphi_1^2}{d^2} \cdot \left(2\varphi_2 + \left(2\varphi_2 - \frac{1}{\varphi_4^2}\right) \cdot \frac{d^{-2} \cdot u^2}{1 - d^{-2}} - (2 - \varphi_3^2) \cdot d^{-2} \cdot (1 + u^2)\right) \qquad (4)$$

где $\Delta p_С/\Delta p_Р$ — безразмерный перепад абсолютных гидростатических давлений, рассчитываемый по формуле

$$\frac{\Delta p_C}{\Delta p_P} = \frac{p_C - p_H}{p_P - p_H} \qquad (5)$$

Здесь $p_Р$, $p_Н$, $p_С$ − гидростатические давления в сечениях 1ц, 1к, 2д; φ1, φ2, φ3, φ4 − соответственно коэффициенты скорости рабочего сопла, камеры смешения, диффузора и входа в камеру смешения.

Далее на основе экспериментальных данных и диаграммы обобщенных гидравлических характеристик гидроструйных насосов

(гидроэлеваторов) с центральным соплом (см. рис. 2) выбирают величину соотношения $d_Г/d_C$ для условия максимального КПД.

На наш взгляд, данная методика морально устарела. Как признает сам автор работы [1]: «в связи с необходимостью использования дополнительных эмпирических уравнений и коэффициентов, описывающих потери напора в конструктивных элементах струйных насосов, результаты расчета их характеристик по методикам конкретных авторов могут иметь определенные расхождения». На данный момент существуют технологии позволяющие уйти от графического метода решения данной инженерной задачи.

Одним из условий нормальной работы гидроструйных насосов есть условие отсутствия явления кавитации в потоке жидкости. Для практических задач важно знать, при каком минимальном коэффициенте подсоса u_K в струйном насосе возникает кавитация [2].

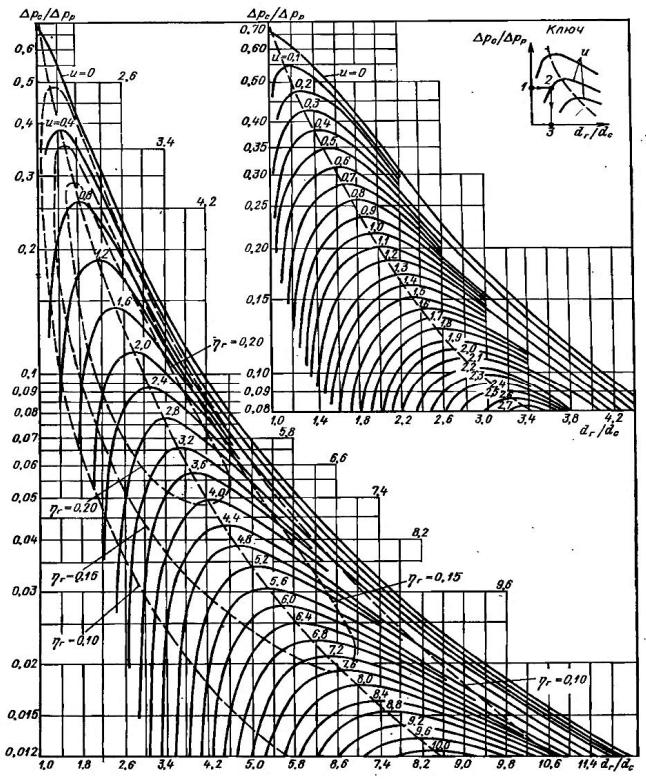


Рисунок 2. Обобщенные нормальные гидравлические характеристики гидроструйных насосов с центральным соплом, рассчитанные по методике Е. Я. Соколова и Н. М. Зингера

$$u_K = \frac{\left(\frac{d_Г}{d_C}\right)^2 - 1}{\frac{\varphi_1}{\varphi_4}\sqrt{\frac{p_P - p_K}{p_H - p_K}} - 1} \qquad (6)$$

Т.е. подставив в уравнение *(4)* вместо коэффициента подсоса *u* минимальный коэффициент подсоса u_K получим уравнение кривой, которая разделяет рабочие режимы гидроструйного насоса от кавитационных. В качестве переменной будет выступать искомое соотношение основных геометрических размеров $d_Г/d_C$.

Исследование проводилось для конкретного случая. Было установлено, что кавитационные режимы находятся ниже графика функции D(m). Для удобства анализа в данной системе координат был построен и график изменения КПД гидроэлеватора.

Из графика видно, что максимальный КПД гидроэлеватора снижается по экспоненте и имеет свои максимальные значения в районе первого (левого) корня квадратного полинома. Логично предположить, что искомое соотношение основных геометрических размеров $d_Г/d_C$ обеспечивающее оптимальный режим работы гидроструйного насоса находится левее первого корня параболы, т.е. меньше m_1 на заданную величину k, которая должна быть определена практически в ходе экспериментов.

Поскольку из графика на рисунке 3 видно, что нас интересует лишь один корень полинома, то целесообразнее применить для его нахождения функции математического процессора Mathcad приведенные на рисунке 4. Данный пример определения соотношения основных геометрических размеров $d_Г/d_C$ гидроэлеватора носит наглядную форму, но имеет недостаток – необходимость в ручном режиме корректировать начальное приближение при вычислениях. Далее для возможности использования полученных результатов в автоматизированных системах проектирования удобнее будет для определения корней полинома воспользоваться функцией polyroots [3].

$m = (dc/dr)^2$

$$uк(m) := \frac{\frac{1}{m} - 1}{\frac{\phi 1}{\phi 4}\cdot\sqrt{\frac{Pp - Pк}{Pн - Pк} - 1}} \qquad u(m) := uк(m)$$

$$D(m) := \phi 1^2 \cdot m \cdot \left[2\cdot\phi 2 + \left(2\cdot\phi 2 - \frac{1}{\phi 4^2}\right)\cdot\frac{m\cdot u(m)^2}{1-m} - \left(2 - \phi 3^2\right)\cdot m\cdot(1+u(m))^2\right] - \frac{\Delta Pc}{\Delta Pp} \qquad \eta(m) := u(m)\cdot\frac{\frac{\Delta Pc}{\Delta Pp}}{1 - \frac{\Delta Pc}{\Delta Pp}}$$

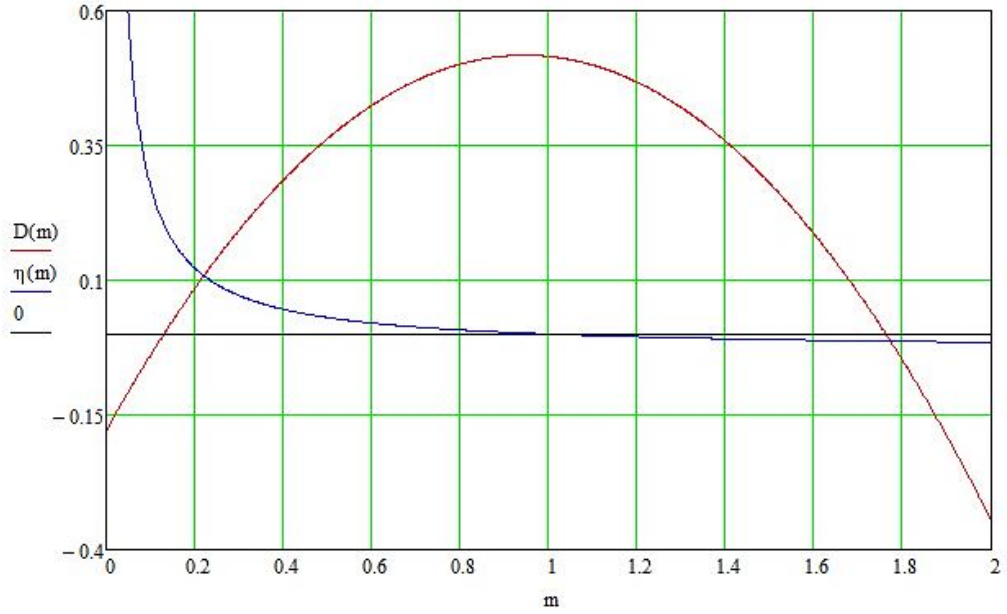


Рисунок 3. Определение области рабочих режимов с помощью Mathcad.

$m := 0.15$ - начальное приближение приблизительно определенное по графику функции D(m)

$m1 := root(D(m), m)$ $\qquad m1 = 0.131$

$$d := \frac{1}{\sqrt{m1}} \qquad d = 2.767$$

$КПД := \eta(m1)$ $\qquad КПД = 0.204$

Рисунок 4. Определение граничного соотношения основных геометрических размеров $d_Г/d_C$ с помощью Mathcad.

Перечень ссылок

1. Лямаев Б. Ф. Гидроструйные насосы и установки. Л.: Машиностроение. Ленингр. отд-ние, 1988. 256 с.
2. Соколов Е. Я., Зингер Н. М. Струйные аппараты. 2-е изд. М.: Энергия, 1970. 288 с.
3. Макаров Е.Г. Инженерные расчеты в Mathcad. Учебный курс. – СПб.: Питер, 2005, − 448 с.

УДК 622.67

ЧЕРНИШЕВ В.І. (КІ І ДонНТУ)

УДОСКОНАЛЕННЯ СХЕМИ АВТОМАТИЗАЦІЇ ПЕРІОДУ УПОВІЛЬНЕННЯ В РЕЖИМІ ВІЛЬНОГО ВИБІГУ ШАХТНОЇ ПІДЙОМНОЇ УСТАНОВКИ

Розглянуті існуючі схеми уповільнення асинхронних електроприводів шахтних підйомних машин та запропоновано реле навантаження для схеми автоматизації. Проведено аналіз нової схеми.

Відповідно до енергетичної стратегії України до 2030 р. і на подальшу перспективу обсяг видобутку вугілля в найближчі 8-10 років повинне збільшитися до 110-120 млн. т на рік. Це потребує кардинального оновлення фізично зношених і морально застарілих основних фондів, технічно переозброєння вугільної промисловості, будівництва нових і реконструкції діючих підприємств, реструктуризації шахтного фонду та вдосконалення підйомно -транспортних систем.

Робота підйомної установки характеризується циклічністю, тобто рядом циклів, наступних один за одним. У свою чергу кожний цикл можна розбити на чотири основні періоди: розгін, рівномірний рух, уповільнення до повної зупинки і пауза.

Для забезпечення необхідної продуктивності шахтного підйому, кожний цикл повинен укладатися в певний, наперед заданий час. Для цього необхідно витримувати розрахункові значення прискорення і уповільнення, максимальної швидкості і тривалості паузи, тобто витримувати прийняту діаграму швидкості.

Завершальний період роботи підйомної машини — період уповільнення. Більшість підйомних машин в процесі уповільнення має три періоди: основне уповільнення; рух з постійною малою швидкістю (дотягування); стопоріння машини в кінці підйому.

Широке поширення асинхронного електропривода в шахтному підйомі обумовлено його простотою і надійністю в експлуатації, невеликою вартістю. У шахтних підйомних установках пуск асинхронних двигунів з фазним роторм відбувається звичайно через металевий реостат у роторному колі. В період уповільнення застосовується найчастіше механічне гальмування. Для підтримки малої швидкості в період дотягування використовується кілька спеціальних схем [1]. Найбільше розповсюдження отримав метод дотягування по системі асинхронний двигун — механічне гальмо. Отримання швидкості дотягування здійснюється спільною роботою асинхронного двигуна на другому або

третьому ступені роторного резистора і механічного гальма. Такий спосіб підтримки малої швидкості приводить до зношення гальмівної системи.

Відома схема автоматизації уповільнення [2] при роботі асинхронного двигуна в режимі вільного вибігу, з використанням датчика активної складової струму двигуна, має суттєві недоліки. Датчик навантаження у своїй конструкції використовує два магнітні підсилювачі, які споживають значні струми, та потребують складну систему настроювання. Застосування магнітних підсилювачів у датчику навантаження приводить до значних похибок у визначенні моменту відключення двигуна. Слід врахувати, що на знак похибки датчика в процесі експлуатації підйомної установки впливає величина вантажу, що піднімається. Величина вантажу може мінятися в широких межах, навіть для скіпової підйомної установки, обладнаної автоматичним завантаженням, на ± 30 % від розрахункової.

Неточність виконання графіка швидкості в режимі вільного вибігу, передуючого дотягуванню, приводить до входу скіпа в розвантажувальні криві з підвищеною швидкістю, що викликає удар роликів об направляючі , або до подовження шляху, який проходить скіп зниженою швидкістю. Перша обставина може привести до виходу з ладу механічного устаткування, друга — до зниження продуктивності. Отже, період уповільнення є найвідповідальнішим і до нього пред'являються вельми високі вимоги при автоматизації цього режиму [3].

В удосконаленій схемі автоматизації, завантаження електроприводів, визначає реле навантаження шахтного асинхронного електропривода[4]. Напруга на вході реле пропорційна активній потужності споживній електроприводом, тобто завантаженню підйомної посудини. В конструкції реле навантаження застосовуються сучасні електронні елементи. Реле навантаження споживає не значні струми. Графік швидкості в режимі вільного вибігу із застосуванням реле навантаження виконується точніше. Електропривод підйомної установки, по закінченню рівномірного ходу, при легкому вантажі відключається від мережі раніше, а при великому вантажу-пізніше. В такому випадку підйомна посудина буде підходити до розватажувальних кривих з однаковою швидкістю. Реле навантаження шахтного асинхронного електропривода дозволяє при любому навантаженні скіпу зняти можливі динамічні перевантаження в механічних елементах підйомної установки.

Висновки. Застосування реле навантаження для автоматизації періоду уповільнення в режимі вільного вибігу шахтної підйомної установки дозволяє :

- підвищити надійність роботи шахтного підйому, за рахунок зменшення динамічних навантажень елементів механічної частини підйомної установки особливо елементів механічного гальма;

- підвищити продуктивність роботи шахтного підйому за рахунок точного виконання графіка швидкості.

Література

1. Малиновский А.К. Автоматизированный электропривод машин и установок шахт и рудников.-М: Недра,1987.-227с.
2. Гальперин И.Я., Бежок В.Р. Модернизация и автоматизация шахтних подъёмних машин. М., Недра, 1984.-220с.
3. Шахтный подъём: Научно-производственное издание./ Бежок В.Р., Дворников В.И. и др.- Донецк: ООО «Юго-Восток, Лтд», 2007.-624с.
4. Реле нагрузки шахтного асинхронного електропривода: А.С.1767605/ И.И.Коваленко, В.И.Чернишев, О.И. Коваленко. Опубл. 07.10. 1992, Бюл.№37-2с.

УДК 622.012.2

И.В. Антипов (ИФГП НАНУ), И.В. Жуковцов (Шахта им. А.Ф.Засядько),
Р.Н. Баюн, В.М. Куцерубов (КИИ ДонНТУ)

АНАЛИЗ И ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ТРАВМАТИЗМА В КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННЫХ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ

Обґрунтовано можливість використання методу групового обліку аргументів (МГОА) для встановлення залежності кількості випадків травматизму в очисних вибоях від гірничо-геологічних, технічних і технологічних факторів. Встановлено, що факторами, які найбільш впливають, є глибина ведення робіт і первинний крок посадки покрівлі. Отримані залежності дозволяють прогнозувати травматизм для конкретних умов.

Травматизм на предприятиях Украины остается одним из самых высоких в Европе. По уровню травматизма наше государство занимает третье место в мире среди угледобывающих стран. Каждый миллион тонн добытого угля оплачивается двумя шахтерскими жизнями.

Проблемы предупреждения травматизма и создания комфортных условий труда являются наиболее актуальными при совершенствовании техники и технологий добычи угля. Несмотря на широкое распространение комплексно-механизированных технологий добычи угля, обусловившее значительное повышение безопасности очистных работ при эксплуатации механизированных комплексов не исключена возможность травмирования людей.

Добыча угля подземным способом сопряжена с целым рядом сложных горно-геологических и горнотехнических факторов. Поэтому угольную шахту называют "уникально сложной производственной системой с особо опасными условиями" [1]. Несмотря на сокращение количества эксплуатируемых шахт, объема добычи угля подземным способом и производственно-промышленного персонала уровень травматизма на предприятиях угольной отрасли остается высоким.

В сообщении Госгорпромнадзора Украины [2] отмечается, что за 9

месяцев текущего года на украинских угольных предприятиях произошло 2996 случаев травматизма, из которых 97 – со смертельным исходом.

Повышение эффективности работы угольных предприятий невозможно без решения проблемы обеспечения безопасности основных производственных процессов в шахтах, основным из которых является очистная выемка угля. В очистных забоях происходит 50% всех несчастных случаев под землей.

Вопросом оценки состояния охраны труда и разработки мероприятий по ее совершенствованию были посвящены работы ученых А.А. Скочинского, А.С. Бурчакова, Г.Д. Лидина, П.И. Мустеля, И.А. Бабокина, М.П. Васильчука, Ю.В.Шувалова, А.М. Брюханова, А.Г. Мнухина, В.Д. Чигрина, К.З.Ушакова, С.А. Ярунина, А.А.Форсюка, В.Я. Намакштанского и других специалистов в области промышленной безопасности и охраны труда. Однако до последнего времени остается не решенной задача учета влияния на уровень риска значительного числа травмоопасных факторов.

Определение истинных причин несчастного случая является главной целью проводимого расследования. Только правильное установление причин способствует принятию эффективных профилактических мер [3]. В настоящее время отсутствует единый классификатор травмирующих факторов и причин несчастных случаев [4]. Влияние многих факторов на производственный травматизм, при прочих равных условиях, остается постоянным, часть факторов оказывает незначительное влияние. Кроме того, не все влияющие факторы управляемы, что ограничивает использование положительного и устранение отрицательного влияния их на показатели производственного травматизма [5].

Влияние горно-геологических факторов можно продемонстрировать на примерах детального анализа таких природных условий, как мощность пласта, глубина ведения работ, угол наклона пласта и другие.

Под горнотехническими факторами следует понимать элементы технологии ведения горных работ: система разработки, способ управления кровлей, способы и средства выемки, доставки и транспортирования угля. Известно, что технология выемки угля в очистных забоях существенно влияет не только на технико-экономические показатели, но и на уровень производственного травматизма. Различие в уровне травматизма при различных видах технологии очистной выемки объясняется неодинаковым составом производственных процессов, числом и временем нахождения работающих в опасных зонах. Наибольшее число случаев травмирования при очистной выемке происходит во время оформления забоя, крепления и управления кровлей.

Организационные причины случаев травматизма возникают в результате ошибочных или неправильных действий людей, выражающихся в нарушении правил безопасности, технологических режимов. Эти действия совершаются по ошибке, незнанию, плохой согласованности

действий работающих и т.д.

Главным условием разработки мер безопасности в механизированных очистных забоях является не признание совокупности, взаимной обусловленности и значительности воздействия всех групп факторов травматизма, но и установление обоснованной степени этого воздействия и доказательства количественных зависимостей, существующих между уровнем травматизма и этими факторами. Именно совместное влияние всех групп факторов формирует количественные и качественные показатели травматизма [5].

При исследовании причин производственного травматизма в очистных забоях ПАО "Шахта им. А. Ф. Засядько" были рассмотрены такие влияющие факторы как мощность пласта, глубина ведения работ, угол падения пласта, среднемесячное подвигание пласта, крепость вмещающих пород, длина лавы и другие (табл. 1).

Методы множественной регрессии не позволяют установить зависимость с максимальной ошибкой в поле исходных данных до 10%, что обусловлено недостатком исходных данных – количество наблюдений не превышает количество факторов. Наилучшие результаты при решении подобных задач достигаются с применением индуктивного моделирования.

В 1968 году была опубликована статья Ивахненко А.Г. [6], которая положила начало новому научному направлению – индуктивная самоорганизация моделей по экспериментальным данным, или индуктивное моделирование. Метод группового учета аргументов (МГУА) является одним из наиболее эффективных методов структурно-параметрической идентификации сложных объектов, процессов и систем по данным наблюдений в условиях неполноты информации и зашумленности исходных данных.

С середины 80-х годов прошлого века МГУА применяется для решения проблем горного производства: планирования горнопроходческих работ [7], моделирования и формализации производственных процессов [8], в том числе в очистных забоях [9], оценки надежности технологических процессов и горнодобывающих технологий [10, 11], определения параметров системы разработки, в частности длины лавы [12], физико-технического обоснования параметров высокопроизводительных угледобывающих комплексов нового поколения [13], формализации процессов конвергенции вмещающих пород в очистных забоях [14] и др.

В 1999 г. с помощью МГУА были установлены новые закономерности поведения боковых пород в лавах, которые позволили впервые в мировой практике описать процессы ускорения конвергенции вмещающих пород [15] и разработать новые технические и технологические решения для повышения эффективности ведения очистных работ.

МГУА позволяет не только формализовать зависимость между исследуемыми показателями и факторами, но и определить влияние каждого фактора в общей совокупности при любом заданном значении остальных факторов. Это открывает возможность разработки таких методов предупреждения травматизма, которые были бы основаны на целенаправленном регулировании факторов модели [16].

Таблица 1

Исходные данные для расчета зависимости травматизма рабочих очистного забоя от горно-геологических, технических и технологических факторов

№	Лава	Мощность пласта, м	Длина лавы, м	Подвигание лавы, м/мес.	Угол падения пласта, град.	Коэфф. крепости пород кровли, ед.	Глубина ведения работ, м	Длина выемочного столба, м	Площадь попер. сечения очистного забоя, м^2	Шаг первичной посадки кровли, м	Среднее кол-во несчастных случаев, ед./мес.
		m	$l_л$	v	α	f	H	$l_{ст}$	S	L	N
1	*4 западная лава пл. l_4*	1,2	235	60	14	5	895	2000	3	254,5	0,417
2	*5 западная лава пл. l_4*	1,05	240	93	13,5	5	965	2000	2,8	287	1,083
3	*2 восточная лава пл. l_4*	0,87	240	99	11,5	5	730	1100	2,2	150	0,167
4	*17 западная лава пл. m_3*	2,25	290	93	6	6	1313	1260	5,1	232	0,833
5	*18 западная лава пл. m_3*	1,8	310	81	6	6	1348	1120	4,2	222	0,917
6	*15 восточная лава пл. m_3*	1,56	200	81	8	6	1232	1625	3,6	131,5	0,5
7	*17 восточная лава пл. m_3*	1,4	315	90	5,5	6	1297	1500	3,5	258	0,917
8	*18 восточная лава пл. m_3*	1,4	315	63	4	6	1325	1235	3,5	192,2	0,75
9	*вост. укл. лава пл. m_3*	1,6	230	69	2	6	1313	1672	4	227	1,17
	Средние значения	1,46	264	81	8	5,7	1158	1496	3,54	217,1	0,75

	параметров										

Суть задачи формализации зависимости количества несчастных случаев от геологических, технических, технологических и организационных факторов состоит в установлении зависимости вида:

$$N = f(m, l_л, v, \alpha, f, H, l_{ст}, S, L). \quad (1)$$

С помощью МГУА для исходных данных, приведенных в табл. 1, получена зависимость (2). При этом, S и f не вошли в модель, как малоинфомированные факторы. Максимальная ошибка модели в поле исходных данных не превышает 15% (табл. 2).

$$N = 0{,}2437 \cdot 10^{-12} \cdot H^2 \cdot L \cdot \sqrt{l_{ст}} \cdot (\ln l_{ст})^2 \cdot \ln v + \frac{0{,}8436 \cdot 10^{-3}}{(\ln m)^2} - 0{,}2374 \cdot 10^{-7} \cdot l_л \cdot l_{ст} \cdot \ln l_л \cdot \ln \alpha - 0{,}1209 \cdot \ln \alpha + 0{,}3709, \quad (2)$$

Таблица 2

Результаты сравнительных расчетов производственного травматизма

№	N, т (фактическое)	$N_р$, т (расчетное)	Ошибка	
			$\Delta=N-N_р$, т	$\Delta=[(N-N_р)/N]\cdot 100$, %
1	0.417	0.4422	-0.0252	-6.04
2	1.083	1.011	0.072	6.65
3	0.167	0.181	-0.014	-8.38
4	0.833	0.867	-0.0338	-4.06
5	0.917	0.785	0.1322	14.41
6	0.5	0.51	-0.01	-1.98
7	0.917	1.048	-0.131	-14.31
8	0.75	0.744	0.006	0.8
9	1.17	1.166	0.0039	0.33

Используя средние значения исходных данных по 9 очистным забоям (табл. 1), выполнен анализ влияния факторов на параметр N. Это позволило оценить влияние каждого из факторов на количество несчастных случаев в месяц. Степень влияния каждого из факторов оцениваются путем вариации их значений:

- при увеличении глубины работ (H) на 30% количество несчастных случаев (N) увеличивается на 67,2%;
- при увеличении длины выемочного столба на 30% - N увеличивается на 16,8%;
- при увеличении шага первичной посадки кровли на 30% - N увеличивается на 29,3%;
- при увеличении скорости подвигания лавы на 30% - N увеличивается

на 5,9%;

- при увеличении длины лавы на 30% - *N* снижается на 5,9%;
- при увеличении угла падения на 30% - *N* снижается на 6,9%.

На количество несчастных случаев в очистных забоях наибольшее влияние оказывают глубина ведения работ и шаг первичной посадки кровли. Полученная для условий ПАО "Шахта им. А. Ф. Засядько" математическая модель позволяют прогнозировать количество несчастных случаев в конкретных очистных забоях и целенаправленно управлять влияющими факторами для снижения производственного травматизма.

Литература:

1. Антипов И.В. Пути повышения безопасности труда в комплексно-механизированных очистных забоях [Текст] / И.В.Антипов, В.Е.Кравченко, В.И.Кириленко / Охрана труда. – 2000. – № 10. – С. 27-29.
2. Государственная служба горного надзора и промышленной безопасности Украины [Электронный ресурс] http://www.dnop.kiev.ua/
3. Безопасность горнотранспортного оборудования, электроустановок и электрооборудования угольных шахт и разрезов [Текст]: Сборник документов. Вып. 10, ч. 1. – 2000. – 204 с.
4. Воробьев И.А. Объективность в установлении причин несчастного -главная цель его расследования [Текст] . – Справочник специалиста по охране труда, 2002. - №2. – С. 112.
5. Гражданкин А.И., Лисанов М.В., Печеркин А.С. Использование вероятностных оценок при анализе безопасности опасных производственных объектов// Безопасность труда в промышленности. - 2001. - № 5. - С. 33.
6. Івахненко О.Г. Метод групового урахування аргументів – конкурент методу стахостичної апроксимації [Текст] / О.Г. Івахненко // Автоматика. – 1968. – № 3. – С. 58-72.
7. Антипов И.В. Моделирование производственных процессов методом группового учета аргументов [Текст] / И.В. Антипов, А.Н. Шкуматов // Проблемы экологии: Общегосударственный научно-технический журнал. – 2000. – № 1. – С. 5–9.
8. Антипов И.В. Математическое моделирование процессов очистных работ [Текст] / И.В. Антипов, В.Б. Грядущий // Физико-технические проблемы горного производства. – Вып. 7. – Донецк: ИФГП НАН Украины. – 2004. – С. 147-157.
9. Антипов И.В. Моделирование процессов очистных работ в проектах угледобычи [Текст] / І.В. Антипов, А.Є. Шуст // Проектно-орієнтована діяльність соціально-економічних систем: сучасний погляд: зб. наук. праць / ДонДУУ. – Донецьк, 2010. – Т. XI. – С. 5-17. (Технічні науки; вип. 144).
10. Антипов И.В. Моделирование надежности технологических

процессов методом группового учета аргументов [Текст] / И.В. Антипов, М.В. Корнеев // Теория и практика проектирования, строительства и эксплуатации высокопроизводительных подземных рудников. – М., 1990. – С. 202–203.

11. Антипов И.В. Оценка надежности горнодобывающих технологий вероятностно-физическими методами [Текст] / И.В. Антипов, И.А. Турбор // Физико-технические проблемы горного производства. – Вып. 14. Физико-технические основы оценки состояния углепородного массива. – Донецк: Институт физики горных процессов НАН Украины. – 2011. – С. 106-114.

12. Антипов И.В. Выбор метода математического моделирования и установление рациональной длины лавы [Текст] / И.В. Антипов, Н.И. Лобков, А.И. Сергиенко // Физико-технические проблемы горного производства. – Вып. 14. Физико-технические основы оценки состояния углепородного массива. – Донецк: Институт физики горных процессов НАН Украины. – 2011. – С. 68-75.

13. Антипов И.В. Физико-техническое обоснование параметров высокопроизводительных угледобывающих комплексов нового поколения [Текст] / И.В. Антипов // Физико-технические проблемы горного производства. – Вып. 11. Физика и механика горных процессов на больших глубинах. – Донецк: Институт физики горных процессов НАН Украины. – 2008. – С. 69-80.

14. Антипов И.В. Исследования ускорения конвергенции вмещающих пород в очистном забое шахты им. Челюскинцев [Текст] / И.В. Антипов, А.В. Савенко, Е.Д. Нагорная, В.А. Данча, С.С. Пугач, И.В. Жуковцов, И.А. Бараненко // Наукові праці УкрНДМІ НАН України. – Вип. 10. – Донецьк: УкрНДМІ НАН України. –2012. – С. 35-45.

15. Антипов И.В. Ускорение конвергенции вмещающих пород в очистных забоях [Текст] / И.В. Антипов, В.Г. Ильюшенко, В.Е. Кравченко // Физико-технические проблемы горного производства. – Донецк: Китис. – 1999. – С. 56-63.

16. Намакштанский В.Я., Котлов Э.С. Безопасность труда в комплексно-механизированных очистных забоях, М., Недра, 128с.

УДК 622.826.2

ВАЩЕНКО В.И., ЛЯЩЕНКО М. А. (КИИ ДонНТУ)

ТЕРРИКОНЫ КРАСНОАРМЕЙСКОГО УГЛЕПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА.

Первые угольные разработки на территории района относятся к 18 веку: шх. княжны Кудашевой, Караковский, Кураховский рудники и т.п. Уже с того времени начали интенсивно «расти» породные отвалы конической формы, называемые терриконами. На сегодня среди известных на территории района расположена 31 шахта (таблица1) и более40 терриконов.

Таблица 1 –
ШАХТЫ КРАСНОАРМЕЙСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА

№п/п	*Название шахты (прежнее)*	*Конусность*	*Тип доб. угля Э-энергетич. К-коксующ.*	*Примечания*
1	*Пионер*		*Э*	
2	*Новодонецкая*		*Э*	
3	*Красноармейская*		*Э*	*Закрыта*
4	*Белозерская*		*К*	
5	*Алмазная (им. РКК)*	+	*К*	
6	*Добропольская*		*К*	
7	*Белицкая (им. XXI съезда КПСС)*		*К*	
8	*Водяная №1*	+	*К*	*Закрыта*
9	*Запорожская*		*К*	*Закрыта*
10	*Водяная №2*	+	*К*	*Закрыта*
11	*Родинская*		*К*	
12	*Краснолиманская*		*К*	
13	*Новатор*	+	*К*	*Закрыта*
14	*Центральная*	+	*К*	
15	*№3.3 бис*	+	*К*	*Закрыта*
16	*им. Димитрова*	+	*К*	
17	*им. Стаханова*		*К*	
18	*№1 Новогродовская*	+	*Э*	
19	*№2 Новогродовская*	+	*Э*	*Закрыта*
20	*№3 Новогродовская*	+	*Э*	
21	*им. Коротченка*		*Э*	*Закрыта*
22	*Селидовская*		*Э*	*Закрыта*

Продолжение таблицы 1

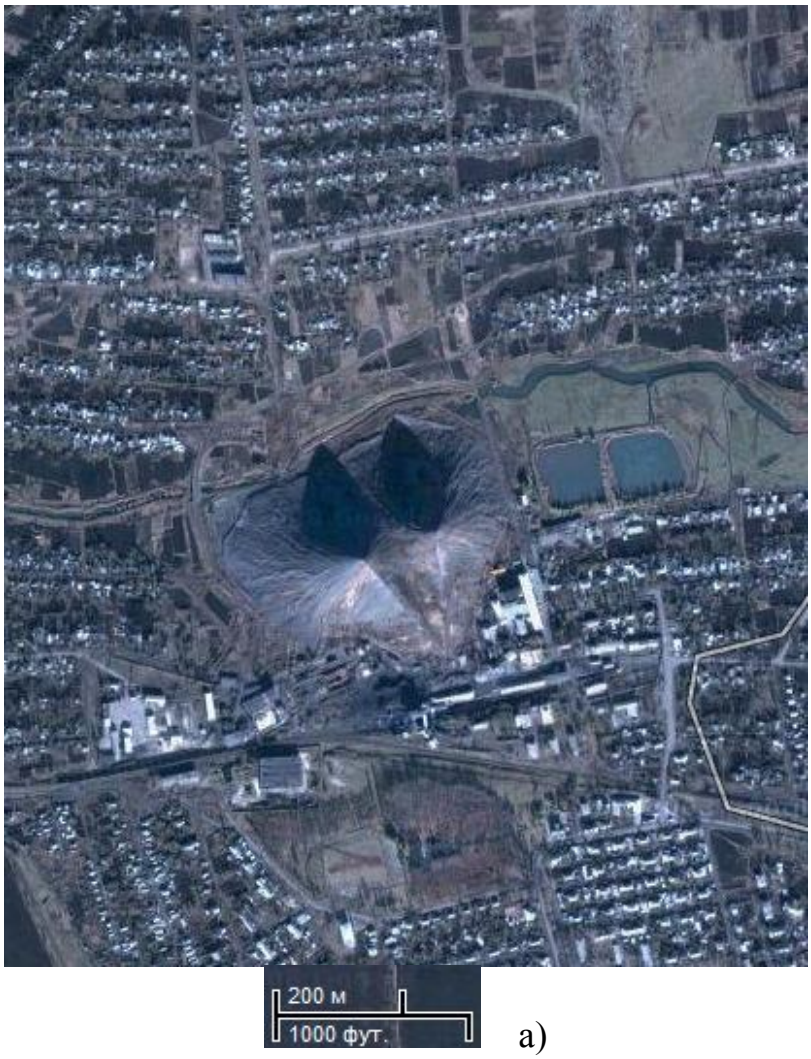
23	*Россия*		Э	
24	*Украина*		Э	
25	*Шевченко*	+	Э	*Закрыта*
26	*Красноармейская-западная*		Э	
27	*№105*	+	Э	*Закрыта*
28	*№42*	+	Э	*Закрыта*
29	*Горняк*	+	Э	*Закрыта*
30	*№10*	+	Э	*Закрыта*
31	*№1 Острый*	+	Э	*Закрыта*

Сегодня появилась возможность посмотреть на терриконы со спутников и попытаться типизировать их по различным параметрам с целью возможного дальнейшего использования этих данных для организации работ по переработке породы.

По форме основания терриконы делятся на:

1. Округлые одноконусные (тип шх. Шевченко, рис.1)
2. Округлые двухконусные (тип шх. Алмазная, рис.2)
3. Овальные плоские (тип шх. Добропольская рис.3)
4. Сложной формы (тип шх. Белицкая)

Рисунок 1 - Террикон шахты им. Шевченко



а)

б)

Рисунок 2 - Террикон шахты «Алмазная» (а- фото со спутника, б - панорама).

а)

б)

Рисунок 3 - Террикон шахты «Добропольская» (а- фото со спутника, б - панорама).

а)

б)

Рисунок 4 - Террикон шахты «Белицкая» (а- фото со спутника, б - панорама).

Необходимо выделить две большие группы трриконов на действующих шахтах- породные отвалы совмещенные с отходами обогатительных фабрик и отдельные терриконы (не совмещенные). Примером первой группы служит террикон шахты «Краснолиманская» (рис. 5) , второй – террикон шахты «Новодонецкая» (рис.6)

Рисунок 5 -Террикон шахты «Краснолиманская»(справа – отходы обогатительной фабрики.)

Рисунок 6 - Террикон шахты Новодонецкая.

Взрывоопасность терриконов. В мае 1966г на шахте им. Г Димитрова произошел взрыв террикона, при этом погибло более 60 человек. Ниже приводятся воспоминания Б. Грядущего, доктора технических наук, директора НИИ горной механики им. М.М. Федорова.

“Меня всегда беспокоит, когда по телевидению передают о ливневых дождях. Беспокоит потому, что самые крупные аварии, которые я помню, были связаны с приливами воды. Так и взрыв террикона на шахте имени Димитрова, производственного объединения «Красноармейскуголь». В тот год, в первые дни мая в регионе прошли сильные ливневые дожди. И эти дожди спровоцировали оползень на одном из терриконов. Произошло сползание части породного отвала. Когда эта масса в сотни тонн сползала с террикона – открылось жерло вулкана. Из-за резкой смены температур, попадания воды произошел взрыв.”

Первая подобная авария произошла несколькими годами раньше на шахте №7 «Трудовская» в Петровском районе Донецка.

Таким образом, можно считать терриконы действующих шахт, формирующиеся как конусные фигуры (рис. 7) – взрывоопасными и оползнеопасными.

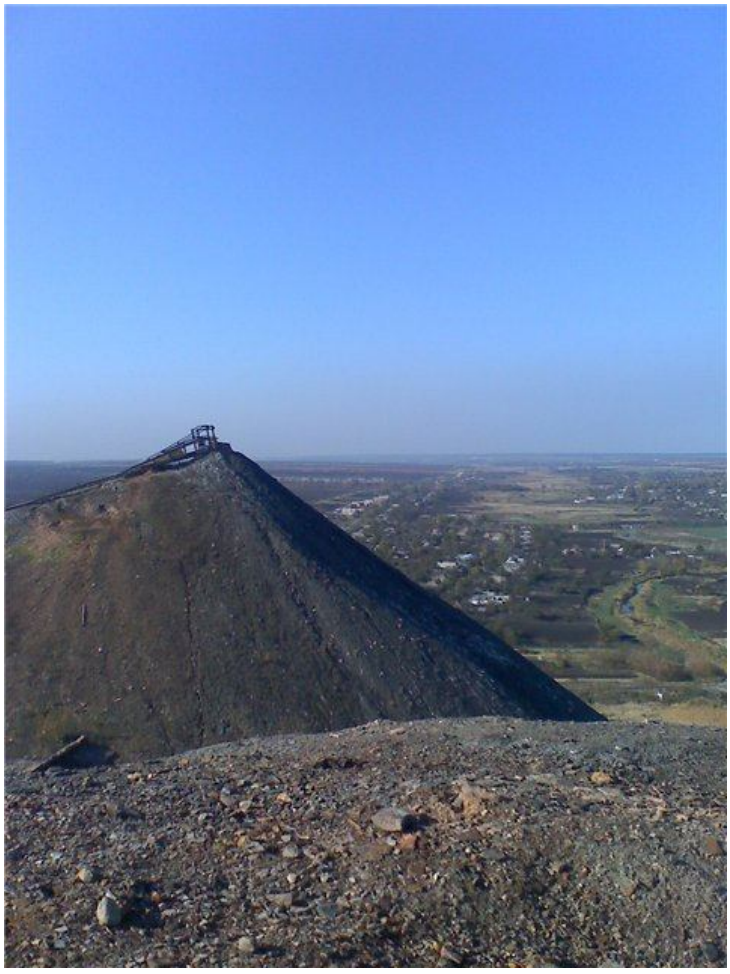


Рисунок 7 – Шахта «Алмазная». Формирование конусного террикона.

Терриконы – месторождения техногенных полезных ископаемым.

1. Переработка отвала с разделением на угольный концентрат и породу. Одновременно производится рекультивация земли , занятой под терриконы. Примером может служить технология обогатительной установки «Снежнянская №1» (рис. 8).

Рисунок 8 - Проведение работ по рекультивации земель на месте породного отвала №14.

2. Терриконы – как ресурсы минералов. В породах угольных отвалов установлено наличие германия, галлия, скандия промышленная концентрация которых составляет 10 г/т и более.

Содержание глинозема – 18%-25%, что вполне достаточно для производства силумина (сплава алюминия с кремнием).

УДК 556.3

ДУБРОВА Н. А. (УкрНИМИ НАН Украины)

ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ВРЕДНЫХ ЗАГРЯЗНЯЮЩИХ ВЕЩЕСТВ В СЛОЖНОНАРУШЕННОМ МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД (НА ПРИМЕРЕ ЦРД)

Висунуто гіпотезу о квазіоднорідності фільтраційних властивостей масиву гірничих порід на ділянці дослідження внаслідок багаторічної багаторазової безперервної підробки в особливо складних гірничо-геологічних умовах. Гіпотеза підтверджена статистичною обробкою експериментальних даних.

Загрязнение массива горных пород в результате техногенной деятельности человека имеет особую остроту в горнодобывающих регионах, где на подрабатываемой территории существуют источники поверхностного загрязнения вредными веществами. Центральный геолого-промышленный район Донбасса – старейший горнодобывающий регион с интенсивно развитыми поверхностными индустриальными производствами. На его территории расположены горные отводы 28 шахт, крупное производственное объединение «Стирол», Горловский химзавод, Никитовский ртутный комбинат и целый ряд других объектов машиностроительной, металлургической и химической промышленности. В результате сброса промстоков в речную сеть, утечек из поврежденных сооружений, фильтрации из прудов-накопителей промышленных предприятий, выбросов в атмосферу, сброса шахтных вод и наличия многочисленных горящих отвалов в Горловском промышленном узле сложилась сложная экологическая обстановка.

Высокая степень техногенной нагрузки привела к аварийной ситуации отравления шахтной атмосферы летально опасными концентрациями вредных загрязняющих веществ (ВЗВ) [1-4] в 1989-1990 гг. на шахтах Углегорская и Александр-Запад, что показало необходимость изучения путей миграции ВЗВ в подработанном массиве горных пород. По предварительным оценкам [4] площадная миграция химических загрязнителей Горловской горно-городской агломерации связана

преимущественно с ростом проницаемости породного массива вследствие влияния техногенных факторов, которые способствовали формированию дополнительных путей миграции загрязнителей в горные выработки и подземные воды.

Сложность изучения и прогнозирования распространения загрязнителей в массиве горных пород вызвана необходимостью учета многочисленных техногенных и эндогенных факторов влияния (тектонических, гидрогеологических, геохимических, геодинамических, геомеханических), что представляет собой весьма сложную задачу даже в «идеальном» массиве. Ситуация осложняется принадлежностью района исследования к территории с чрезвычайно высокой степенью техногенной нагруженности, как поверхностной, так и внутри массива.

Актуальность данной работы обусловлена недостаточной изученностью процессов распространения ВЗВ, механизмов формирования геометрии ореолов загрязнения и распределения очагов максимальных концентраций загрязнителей в условиях долгосрочной многократной систематической подработки горного массива, с учетом сложного геологического строения и высокой степени тектонической нарушенности исследуемой территории

В процессе ведения горных работ, происходит нарушение естественного состояния вмещающих пород, в том числе и водоупоров, в них появляются «эксплуатационные» трещины, которые способствуют ускорению фильтрации воды между горизонтами. Дренирование вод осуществляется главным образом горными выработками действующих шахт на достигнутых глубинах разработки 740-1085 м и только по шахте «Александр-Запад» - 450 м.

В результате ведения горных работ произошло коренное изменение природной проницаемости массива каменноугольных пород и слоль же значительное изменение гидродинамической структуры потоков подземных вод. Основными факторами, обусловившими эти изменения, являются многочисленные проходки кваршлагов и сбоек, проходка штреков по разрабатываемым пластам, обрушение кровли над выработанным пространством и образование над ним разуплотненных трещиноватых зон мощностью 10-60 м, кустарная добыча угля в дореволюционный и довоенный периоды с помощью многочисленных шурфов и мелких шахт, закладываемых на выходах угольных пластов. Также суммарная мощность отработанных угольных пластов в отдельных точках шахтных полей изменяется обычно от 1-2 до 5-6 м, достигая 8-10 м. Многочисленные трещины, образующиеся при обрушении кровли пластов и достигающие дневной поверхности, улучшили условия связи между подземными водами коры выветривания и системой горных выработок. Отмеченные выше особенности разработки угольных пластов в сочетании с природной геолого-гидрогеологической обстановкой дают основания

выдвинуть гипотезу о приобретенной квазиоднородности фильтрационных свойств массива горных пород, что, в свою очередь, дает возможность постоения упрощенной модели распространения ВЗВ в массиве горных пород.

Целью исследования является проверка выдвинутой гипотезы о квазиоднородности фильтрационных свойств массива путем статистической обработки экспериментальных данных, а также выявление закономерностей в характере распределения различных ВЗВ в массиве горных пород на локальном участке с целью дальнейшего прогнозирования экологического состояния в регионе.

Территория исследования – горные отводы шахт им. Калинина, Кондратьевка, Александр-Запад общей площадью около 45 км^2 (рис. 1). Шахта Александр-Запад работает с 1957 г. Отрабатывая более 10 угольных пластов на горизонтах от 150 до 450 м. В пределах ее горного отвода на более глубоких горизонтах производилась разработка угольных пластов шахтами им. Калинина и Кондратьевка. С 1989 г. горнодобывающее предприятие переведено в режим сухой консервации в связи с упомянутой аварийной ситуацией. Шахта им. Калинина сдана в эксплуатацию в 1985 году, востановлена после затопления 1945 г. Отработка производилась по болем чем 20 угольным пластам до 750-1000 м. Шахта Кондратьевка была сдана в эксплуатацию в 30-х годах прошлого столетия и также отрабатывала более 20 угольных пластов. Эксплуатация шахты прекращена в 1999 г. с затоплением стволов до горизонтов 1100 и 980 м.

На территории горных отводов породы карбона характеризуются преобладающим моноклинальным залеганием. Падение пород северо-восточное под углом 50-70° и простирание по азимуту 115-120°. Поля шахт характеризуется сложным тектоническим строением и приурочены к сводовой части Главной антиклинали Донбасса. Залегание пород осложнено тектоническими разрывами продольного (Осевой, Продольный и др.) и широтного (Калининский, Байракский, Кондратьевский) простираний, сопровождающихся многочисленной малоамплитудной нарушенностью.

На территории горных отводов шахт «Кондратьевка», им. Калинина и Александр-Запад выделено шесть потенциальных поверхностных источников загрязнения: Горловский химзавод (ГХЗ), ПО «Стирол», склад и свалка ГХЗ, а также склад ЛВЖ, которые являются источниками техногенного, точечного, непрерывного во времени воздействия токсичных веществ на окружающую среду.

Территория, на которой расположены потенциальные источники поверхностного загрязнения, в течение многих лет неоднократно подрабатывались, что не могло не отразиться на их техническом состоянии.

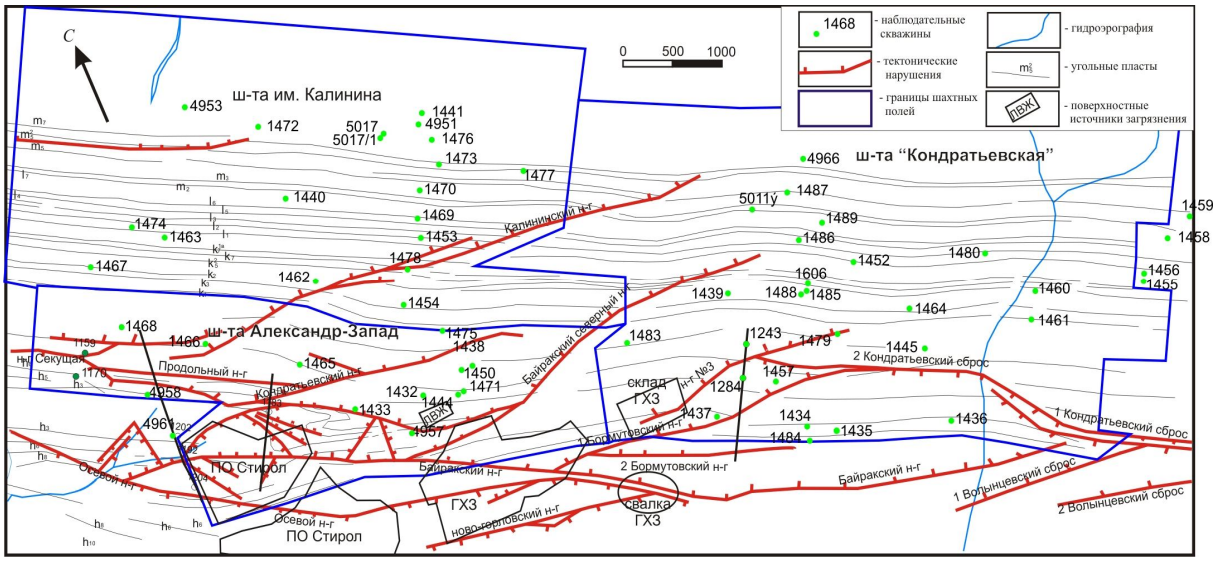


Рисунок 1 - Обзорная геологическая карта территории исследования с детализацией поверхностных объектов (источники загрязнения) и гидронаблюдательных скважин

С целью визуализации ореолов распространения различных ВЗВ в массиве горных пород, выявления закономерностей характера их распределения, определения вероятных путей их миграции и параметров, влияющих на скорость движения загрязнителей, построена статическая 3D модель массива для исследуемого участка. Программный продукт RockWare2002 позволил отобразить не только ореолы распространения ВЗВ, но и отрабатываемые и не отрабатываемые угольные пласты, пласты песчаников, водоупорные породы, крупные тектонические нарушения и уровень подземных вод. Моделирование выполнялось на основе около 1500 проб, полученных при разведке очагов загрязнения и создании сетей наблюдательных скважин ПО «Укруглегеология». В процессе моделирования использовались данные по 58 скважинам и восьми основным загрязнителям, относящимся к классу легких нефтепродуктов: хлорбензол, бутилацетат, дефинелолпропан, стирол, толуол, МЕР, моноэтилфосфат, М-, П-, О-ксилолы и др. (рис. 2).

Для выявления пространственных закономерностей характера распределения различных ВЗВ в массиве горных пород, полученные статические поэлементные модели были нарезаны горизонтальными и вертикальными сечениями с интервалом 100-200 м, а затем на каждый срез были вынесены основные направления координатной сетки таким образом, чтобы точка пересечения координатных осей находилась в центре окружности, характеризующей максимальные концентрации загрязнителя на данной глубине (рис. 3). Часть моделей была нарезана в направлении простирания основных тектонических структур, которые задают направление простирания ореолов загрязнения ВЗВ [5].

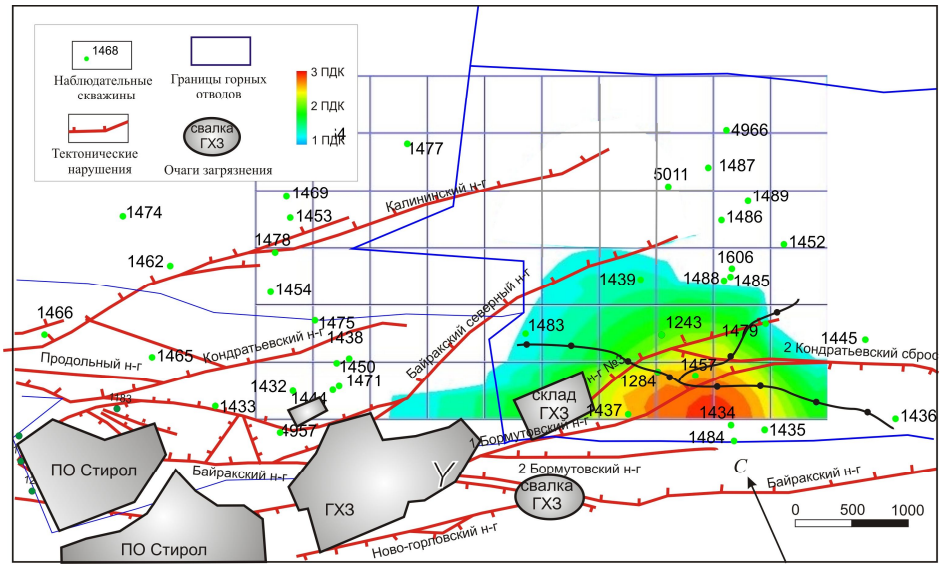


Рисунок 2 - Визуализация ореола рассеяния бутилацетата в районе исследования

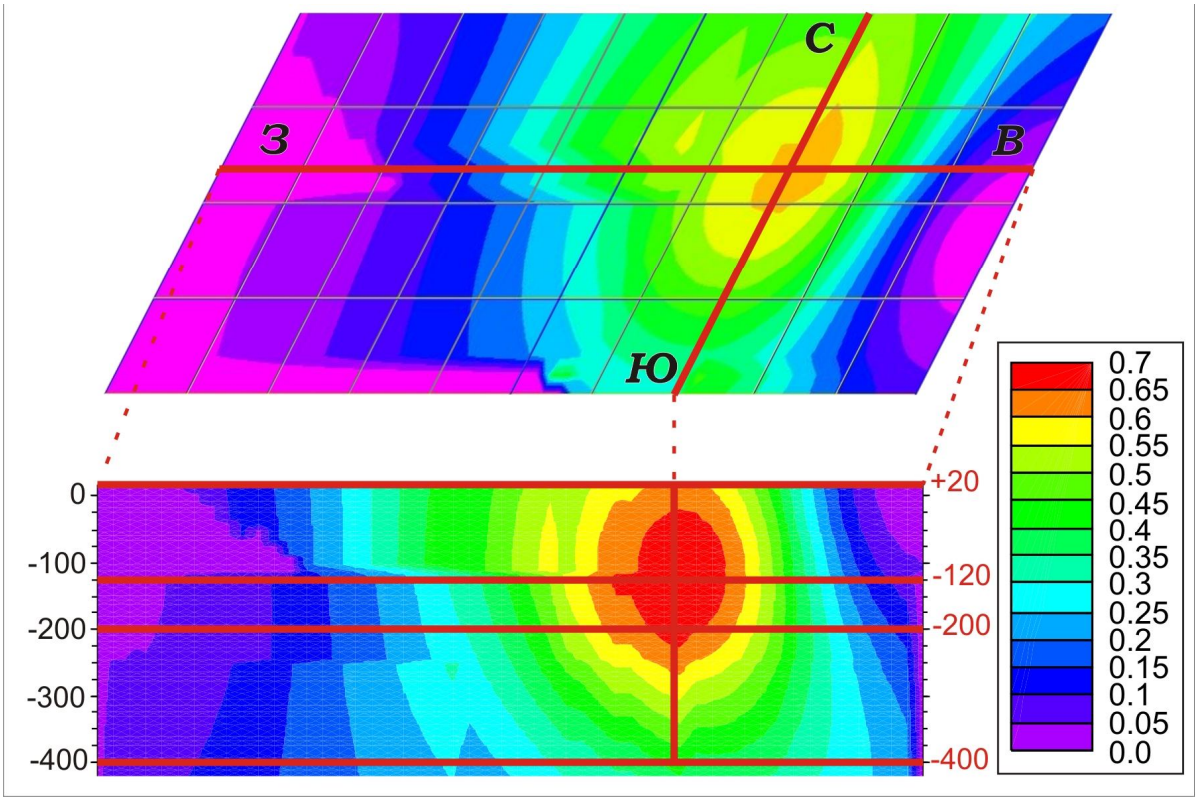


Рисунок 3 - Горизонтальное и вертикальное сечение модели (загрязнитель О-ксилол)

Использование средств моделирования RockWare2002 позволило визуализировать тело загрязнения в объеме массива горных пород и определить значение концентрации загрязнителя в любой точке массива независимо от пространственного расположения места отбора проб, в том числе и координатно-заданной. Благодаря этому, на определенных ранее

направлениях горизонтальных и вертикальных сечений, были выделены численные значения концентраций ВЗВ. Данные значения отбирались через равный интервал, соответствующий шагу изолиний, отображающих концентрации соответствующего загрязнителя (например, для О-ксилола шаг равен 0,05 – см. рис. 3) с пространственной привязкой данной точки относительно центра очага максимальных концентраций для конкретного среза модели. Отобранные значения концентраций исследуемых загрязнителей были нормированы относительно максимального значения, встретившегося на конкретном срезе.

В качестве пространственного показателя распределения ВЗВ использован параметр, характеризующий удаленность точки с известной концентрацией загрязнителя от центра очага загрязнения в единицах, приведенных к размеру радиуса тела максимально обнаруженной концентрации загрязнителе на данном срезе. Применение данной методики обосновано выявлением значительных расхождений в пространственных размерах радиусов очагов максимальных концентраций (R_{max}) всех исследуемых компонентов (рис.4). Основываясь на этом, все расстояния, характеризующие удаленность точки с фиксированной концентрацией загрязнителя от центра очага максимальной его концентрации были приведены к значению R_{max} для каждого среза. На основании этих данных были построены графики зависимости нормированных концентраций полютантов от пространственной составляющей.

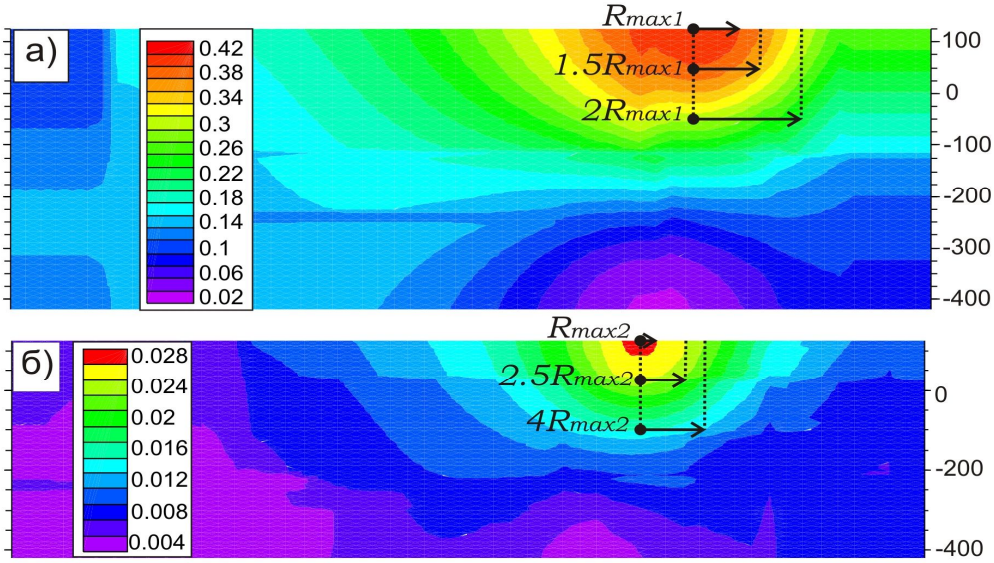
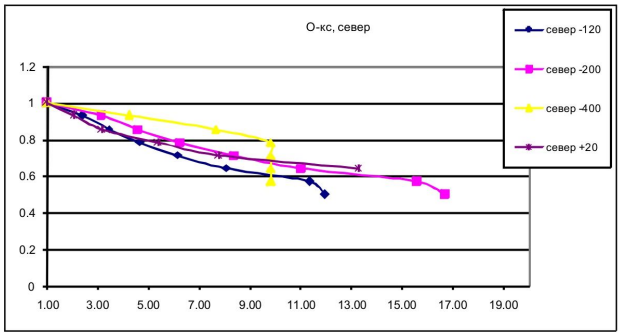
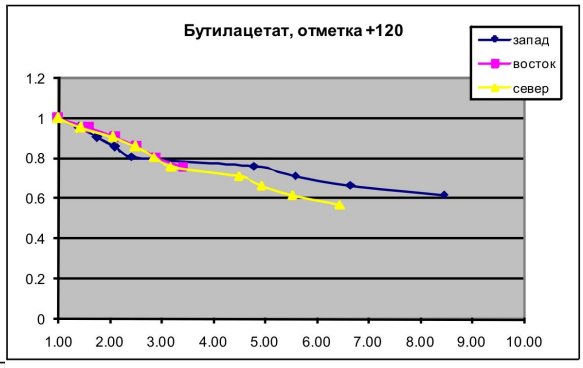
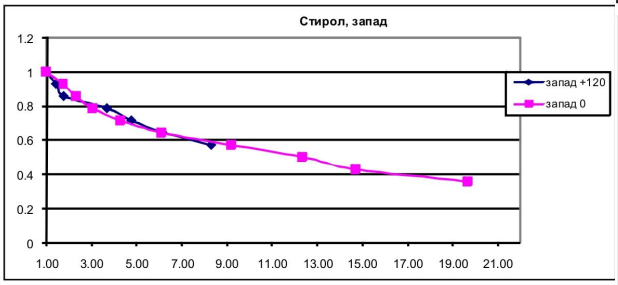


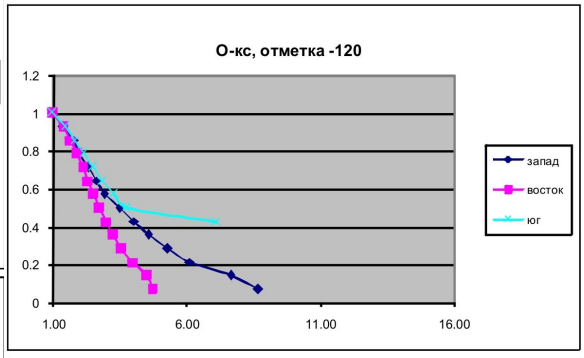
Рисунок 4 - Графическое пояснение использованной методики:
а) бутилацетат, б) стирол

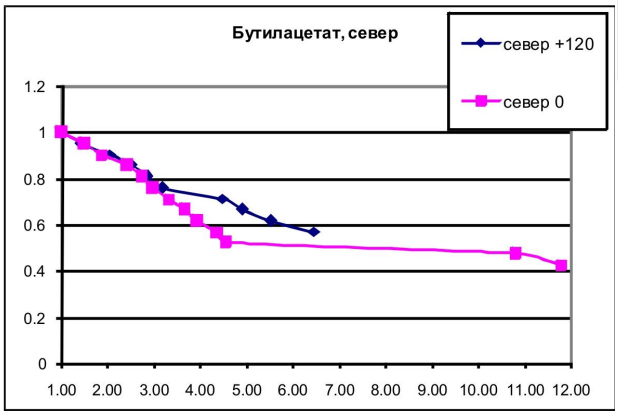
Полученные для каждого загрязнителя графические зависимости были рассмотрены совместно как в плоских сечениях (на одном горизонте во всех направлениях), так и в вертикальных (в одном направлении на разных горизонтах).











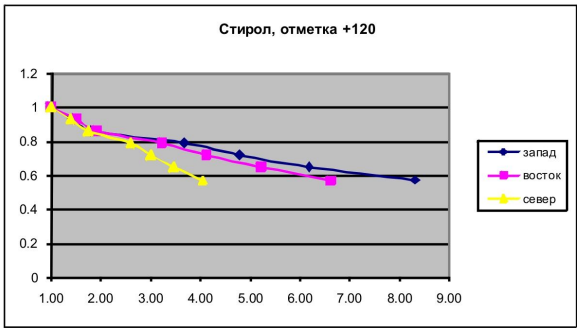


Рисунок 5- Графики однонаправленных погоризонтных распределений

Рисунок 6 - Графики распределения ВЗВ по плоским сечениям

Всего было построено около 50 графиков по четырем основным загрязнителям, с числом горизонтальных и вертикальных сечений от 2-х до 4-х. Полученые результаты (рис. 5, 6) свидетельствуют о наличии закономерностей в характере распределения группы ВЗВ, как по горизонтальным, так и по вертикальным сечениям, что говорит не просто об эквивалентности фильтрационных свойств массива, а об их эквивалентности в различных направлениях и на разных горизонтах несмотря на геологические особенности строения массива. Таки образом, выдвинутая ранее гипотеза об утере массивом горных пород своих природных геологических свойств и приобретенной квазиоднородности фильтрационных свойств массива вследствие деформаций вызванных многократной многолетней беспрерывной подработкой подтверждается.

Основываясь на этом, и полученных картах горизонтальных и вертикальных распределений ВЗВ, появляется возможность решения

обратной задачи – восстановления и уточнения фильтрационных свойств массива по полям концентраций загрязнителей, что представляет интерес для последующего прогноза экологической ситуации в регионе.

СПИСОК ССЫЛОК

1. Разработка методических положений прогноза загрязнения горного массива поверхностными источниками в условиях месторождения, эксплуатируемого подземным способом (применительно к шахтам Центрального района Донбасса) : отчет о НИР / фонд УкрНИМИ НАНУ; рук. В.А. Канин; ГР 1484, – Донецк, 1990. – 101 с.
2. Результаты разведки очагов загрязнения и созданию сети наблюдательных скважин на полях шахт Центрального района Донбасса : отчет о НИР / фонд Госуглепром Украины, ПО «Укруглегеология», ЦДГРЭ; рук. О.А. Кущ; ГР 39-90, – Донецк, 1993. – 117 с.
3. Предварительная оценка регионального влияния закрытия шахт Донецко-Макеевско-Горловско-Енакиевской горно-городской агломерации на активизацию процессов подтопления, ухудшение инженерно-геологических условий и рост экологической уязвимости подземных вод : информационный бюллетень № 2 / фонд ИГЭПД; рук. Е.А. Яковлев, – Киев-Донецк-Копенгаген, 2001. – 172 с.
4. Предварительная оценка эколого-геологического риска затопления шахт горловской горно-городской агломерации / Э. Госк, В.А. Сляднев, Н.А. Юркова, Е.А. Яковлев // Экотехнологии и ресурсосбережение, 2004. – № 3. – С. 60 – 65.
5. Дуброва Н.А. Влияние тектонических структкр на ореолы рассеяния загрязняющих веществ в подработанном массиве горных пород /Дуброва Н.А., Дьяченко Н.А.// Збірник наукових праць УкрНДМІ. Випуск 9 / Під. заг. ред. А.В. Анциферова. – Донецьк, УкрНДМІ НАН України, 2011. – С. 485-501.

УДК 622.87: 613.6

РОМАНІЙ С.М., ХОРОЛЬСЬКИЙ А.О, БОГДАНОВ Я.С.
(КІІ ДонНТУ)

ПРОБЛЕМА ПРОФЕСІЙНИХ ЗАХВОРЮВАНЬ ШАХТАРІВ

Розглянуто проблему виникнення професійних захворювань шахтарів не як явище, а як результат недосконалості кожного з елементів системи: «технологія виробництва – робітник – медичне обслуговування».

Вугільна промисловість на даному етапі залишається однією з найнебезпечніших галузей виробництва, праця шахтарів характеризується

високою концентрацією уваги, емоціональною напругою, при цьому, в той самий час, на здоров'я шахтарів впливає висока вологість повітря, високий рівень шуму, значне запилення робочого простору, висока температура в вибою, наявність метану в масиві, що може призвести до викидів, недостатня концентрація кисню. Слід лише навести декілька статистичних даних, які свідчать про розвиток травмувань та професійних захворювань в вугільній промисловості - вони в 5-10 разів вище, ніж в інших галузях виробництва.

На даному етапі розвитку галузі, кількість нещасних випадків складає 17 чоловік на тисячу працюючих, кількість раптових смертей в два рази вища, ніж в інших галузях, питома вага професійних захворювань складає у гірників 65-85% серед усіх профзахворювань виявлених в Україні [1]. Наведемо лише на рисунку 1 показники роботи вугільної галузі і здоров'я працівників.

Для характеристики утвореної ситуації та розуміння механізму погіршення стану здоров'я робітників, слід розглядати проблему не в цілому, а як елементи системи «технологія – робітник – медичне обслуговування». Саме при розгляді даної системи, ми зможемо зрозуміти впливові чинники виникнення та методи боротьби з погіршенням стану працівників вугільної галузі.

Один з елементів системи - це технологія видобутку вугілля. Минуло вже кілька століть, а сам процес видобутку вугілля залишається незмінним, тобто руйнування вугільного масиву здійснюється робочим органом машини, з подрібненням масиву на транспортабельні шматки. При цьому виділяється значна частина пилу, що є умовою для утворення профзахворювань: пневмоконіозу, антракозу, силікозу або холікозу. Усі ці захворювання є наслідками того, що процес видобутку вугілля не може на даному етапі здійснюватися без находження людини в вибої.

Спочатку робилася ставка на започаткування нових технологій з видобутку вугілля, але на даному етапі розробки нових технологій не приносять бажаного ефекту, тому в сучасних умовах ведення робіт доцільно направити діяльність на створення більш досконаьних засобів захисту працівників та створення більш досконалих систем пило придушення.

Невід'ємною частиною технології праці є умови праці, навіть при використані сучасних засобів захисту умови праці є шкідливими, а концентрація пилу перевищує у десятки разів гранично допустимі.[3]

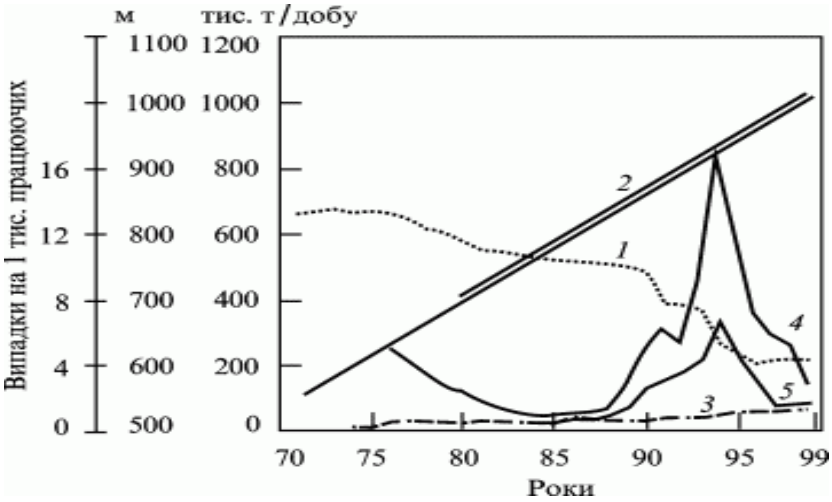


Рисунок 1 - Показники роботи вугільної галузі і здоров'я трудящих у динаміці за 1970—1999 рр. 1 — середньодобовий видобуток вугілля на шахтах України, тис. т; 2 — середня глибина видобутку вугілля на шахтах України, м; 3 — частота раптової смерті внаслідок серцевих захворювань серед гірників вугільних шахт Донецької області на 1000 працюючих; 4 — частота ново виявленої професійної патології на вугільних шахтах України на 1000 працюючих; 5 — частота ново виявленої професійної патології серед трудящих України загалом, на 1000 працюючих. [2]

Інша складова частина системи - це робітники. Перед усім, вони є як порушниками, так і постраждалими. Часто буває так, що робітники нехтують засобами індивідуального захисту, в результаті чого професійні захворювання розвиваються не за 10-15 років, а при несприятливих умовах - за 1-2 роки. Також, слід зауважити, що не завжди робітники ознайомлені зі своїми правами: працюють понад нормовано, працюють навіть в тих умовах, коли умови праці, устаткування, несе загрозу для здоров’я та життя, хоча за чинним законодавством, вони мають право відмовитися від виконання роботи.

Також, не менш важливою складовою системи можно назвати медичне обслуговування. Криза значно позначилася на стані цього сегменту, в результаті цього були ліквідовані цехові служби підприємства, послабились зв’язки медиків з шахтарями. Захворювання шахтарів у 40% випадків діагностуються на останньому етапі, коли допомогти вже пізно і працівник вважається непрацездатним.

Зобразимо на рис.2 схему накопичень порушень здоров’я.

Представлена на рисунку 2 схема наочно вказує на те, що з першого дня роботи у гірників, незалежно від стійкості організму, постійно погіршується стан здоров’я. Задовільна адаптація поступово змінюється на стани напруженої, незадовільної та зірваної адаптації. В результаті цього виникають професійні захворювання з компенсованим, субкомпенсованим та некомпенсованим перебігом.

Середні терміни захворювання у гірників з низькою стійкістю організму 7-10 років. Якщо роботи будуть виконувати гірники з поміркованою та високою стійкістю організму до несприятливих виробничих факторів – строки виникнення патологій настануть після 10 років а то і більше. Тому даний графік наочно показує, що при наборі на роботу під час медичного огляду, слід приділяти увагу перевірці стану організму на стійкість до несприятливих факторів, тобто, якщо виконувати професійний добір то середні строки виникнення професійних захворювань зростуть майже вдвічі і перевищать терміни виходу на пенсію за стажем роботи, зазначеним чинним законодавством.

Рисунок 2 - Схема накопичення порушень здоров'я. 1 — низька стійкість організму; 2 — помірна; 3 — висока. Адаптація: ЗА — задовільна; НА — напружена; ПА — порушена. Захворювання: ЗК — компенсоване; ЗС — субкомпенсоване; ЗД — декомпенсоване[2].

Зобразимо на рис.3 ризик виникнення професійних захворювань в залежності від класу праці.

Отже, зі схеми бачимо, що професійні захворювання, майже у всіх гуртів працівників, починають формуватися через 7-15 років роботи. Основними засобами підвищення стійкості робітників, слід вважати:

1. виконання професійного підбору робітників, виходячи з умов праці та характеру виконуємих робіт;
2. розробка медично - санітарних протипоказань для того, чи іншого виду робіт;
3. проводження медичних оглядів;
4. встановлювання під час медичного огляду ризиків виникнення професійних захворювань від умов праці;
5. найбільш доцільним та передовим, слід вважати «захист працівників часом». Під цим розуміється скорочення робочого дня, підвищення часу відпусток, удосконалення режиму відпочинку, пільгове пенсійне забезпечення;

6. удосконалення та впровадження науково – практичних розробок у галузі передових медично – біологічних технологій збереження здоров'я шахтарів;
7. необхідно розробити загальногуртові програми та диференціювати їх за видами виробничо – шкідливих чинників (рівень шуму, пилу, вібрації, несприятливий клімат, високій рівень емоційної або фізичної напруженості);
8. у разі виявлення у гірників патологічного або перед - патологічного стану, необхідно відправляти гірників на диспансерне лікування та раціонально працевлаштовувати. При цьому, у виборі місця роботи, слід враховувати рівень шкоди здоров'ю гірників, яка може бути нанесена той, чи іншою роботою.

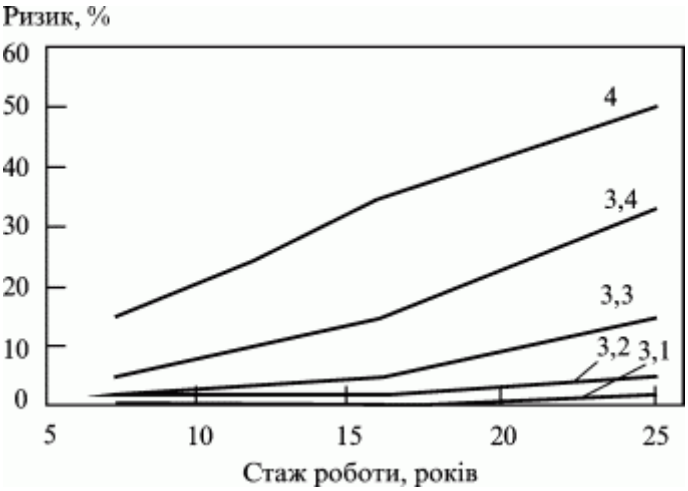


Рисунок 3 - Ризик виникнення професійних захворювань в залежності від стажу роботи працівників та класу праці.[2] . Де 3,1;3,2;3,3;3,4;4 – клас праці.

Розглянута тема носить дослідницький характер (встановлення причин виникнення професійних захворювань шахтарів через розгляд явища не в цілому, а як складових системи «технологія ведення робіт – робітник – медичне обслуговування»), і відноситься до соціально – економічних проблем та організаційних проблем вуглевидобутку.

Із вище наведеного, можна зробити наступні висновки: професійні захворювання шахтарів виникають внаслідок недосконалої системи видобутку корисних копалин, нехтування засобами індивідуального захисту, не професіональний добір робітників для виконання робіт, недостатньою інформованістю робітників з питань захисту праці. Шляхи зниження професійних захворювань: застосування та впровадження більш досконалих технологій видобутку вугілля, постійне використання засобів індивідуального захисту, «охорона часом», розробка програм атестації робочих місць.

Для вирішення завдань з підвищення рівня стану здоров'я гірників, необхідно пріоритетне виконання науково – технічних розробок, підготовка нормативно – методичної бази, інформаційне та матеріально – технічне забезпечення, практична реалізація розроблених заходів на місцях.

Перелік використаних джерел інформації:

1. Дані НДІ медико – екологічних проблем Донбасу та вугільної промисловості.
2. Москаленко В.Ф., Кундієв Ю.І., Мухін В.В., Передрій Г.С. «Професійні захворювання – проблема наукова і соціальна», 2001р.
3. Гігієнічна класифікація умов праці за показниками шкідливості та небезпеки чинників виробничої сфери, важкості і напруженості трудового процесу»
4. Наказ МОЗ України №382 від 31.12.1997р.
5. Спільний наказ МОЗ України та Мінвуглепрому України №362/177 від 22.07.1999р.

УДК 331.467

БРАТАШ О.О. (КІІ ДонНТУ)

АНАЛІЗ НОВОГО ПОРЯДКУ ПРОВЕДЕННЯ РОЗСЛІДУВАННЯ ТА ВЕДЕННЯ ОБЛІКУ НЕЩАСНИХ ВИПАДКІВ, ПРОФЕСІЙНИХ ЗАХВОРЮВАНЬ І АВАРІЙ НА ВИРОБНИЦТВІ

Проведено аналіз нового порядку проведення розслідування та ведення обліку нещасних випадків, професійних захворювань і аварій на виробництві, відмічено позитивні і негативні моменти.

Кожен нещасний випадок – це людське горе, понівечене життя, діти позбавлені батьків. Тому всі хто причетний до вирішення питань охорони праці, а це перш за все працівники та керівники підприємств, посадові особи державних установ повинні зробити все, щоб зменшити кількість нещасних випадків на виробництві, запобігти їх в подальшому.

Значна роль у цій роботі відводиться своєчасному і об'єктивному розслідуванню нещасних випадків та професійних захворювань на виробництві, що дає можливість вжити вичерпних заходів, щоб подібні нещасні випадки більше не сталися.

З 01.01.2012 втратив силу «Порядок розслідування та ведення обліку нещасних випадків, професійних захворювань і аварій на виробництві» (постанова Кабінету Міністрів України від 25.08.2004 № 1112). Замість

нього введено «Порядок проведення розслідування та ведення обліку нещасних випадків, професійних захворювань і аварій на виробництві» (постанова Кабінету Міністрів України від 30.11.2011 № 1232).

Цей Порядок визначає процедуру проведення розслідування та ведення обліку нещасних випадків, професійних захворювань і аварій, що сталися з працівниками на підприємствах, в установах та організаціях незалежно від форми власності або в їх філіях, представництвах, інших відокремлених підрозділах.

Розслідування проводиться у разі виникнення нещасного випадку, а саме обмеженої в часі події або раптового впливу на працівника небезпечного виробничого фактора чи середовища, що сталися у процесі виконання ним трудових обов'язків, внаслідок яких зафіксовано шкоду здоров'ю, зокрема від одержання поранення, травми, у тому числі внаслідок тілесних ушкоджень, гострого професійного захворювання і гострого професійного та інших отруєнь, одержання сонячного або теплового удару, опіку, обмороження, а також у разі утоплення, ураження електричним струмом, блискавкою та іонізуючим випромінюванням, одержання інших ушкоджень внаслідок аварії, пожежі, стихійного лиха (землетрусу, зсуву, повені, урагану тощо), контакту з представниками тваринного і рослинного світу, які призвели до втрати працівником працездатності на один робочий день чи більше або до необхідності переведення його на іншу (легшу) роботу не менш як на один робочий день, зникнення, а також настання смерті працівника під час виконання ним трудових (посадових) обов'язків [1].

Отже, організовуючи та проводячи розслідування за затвердженим Порядком, по-перше, необхідно враховувати, що його дія поширюється на всіх роботодавців та працюючих, а також на фізичних осіб - підприємців та осіб, що забезпечують себе роботою самостійно. За умови добровільного страхування у Пенсійному фонді України та сплати внесків на загальнообов'язкове державне соціальне страхування від нещасного випадку на виробництві та професійного захворювання, розслідування нещасних випадків з ними організовує Фонд соціального страхування від нещасних випадків на виробництві та професійних захворювань України. У разі відсутності страхування, розслідування організовує територіальний орган Держгірпромнагляду.

Повинно бути встановлено наявність трудових відносин потерпілого з роботодавцем. Це здійснити просто, коли відповідні документи оформлено. Факт перебування потерпілого у трудових відносинах з роботодавцем, якщо відповідні документи не оформлені, але потерпілого фактично допущено до виконання робіт, підтверджується в установленому порядку органом Держгірпромнагляду на запит голови комісії або у судовому порядку.

Які ж основні зміни та доповнення внесено до «Порядку проведення розслідування та ведення обліку нещасних випадків, професійних захворювань і аварій на виробництві»?

З метою прискорення початку розслідування, своєчасного надання потерпілому соціальної допомоги на лікування встановлено більш жорсткий термін передачі повідомлення про нещасний випадок до органів, які братимуть участь у розслідуванні. Роботодавець, одержавши повідомлення про нещасний випадок зобов'язаний протягом однієї години передати з використанням засобів зв'язку та протягом доби на паперовому носії повідомлення про нещасний випадок згідно з додатком 2 [1, п.10.1].

Про груповий нещасний випадок, нещасний випадок із смертельним наслідком, нещасний випадок, що спричинив тяжкі наслідки, випадок смерті або зникнення працівника під час виконання трудових (посадових) обов'язків роботодавець зобов'язаний протягом однієї години повідомити з використанням засобів зв'язку та протягом трьох годин подати на паперовому носії повідомлення згідно з додатком 2 [1, п.37].

За результатами розслідування комісією складається у п'яти примірниках акт проведення розслідування нещасного випадку за формою Н-5 згідно з додатком 3 та акт про нещасний випадок, пов'язаний з виробництвом, за формою Н-1 згідно з додатком 4 (у разі, коли нещасний випадок визнано таким, що пов'язаний з виробництвом). У разі коли нещасний випадок визнаний комісією таким, що не пов'язаний з виробництвом, складається тільки акт за формою Н-5 ([1, п.14].

Маючи акт розслідування нещасного випадку, потерпілий має змогу оскаржити рішення комісії з розслідування у судовому порядку.

У разі ліквідації підприємства без правонаступника, якщо факт настання нещасного випадку буде встановлено рішенням суду, розслідування організовує територіальний орган Держгірпромнагляду.

З метою спрощення процедури розслідування чітко визначено перелік обставин, за яких нещасний випадок визначається пов'язаним з виробництвом, а також перелік обставин, за яких нещасний випадок не визнається таким, що пов'язаний з виробництвом.

Досить серйозно спрощено процедуру розслідування нещасних випадків, які сталися внаслідок катастроф, аварій та пригод (подій) на транспорті. Адже строки розслідування таких випадків були тривалими. За відсутності матеріалів розслідування відповідних органів неможливо було завершити розслідування нещасного випадку. Новим Порядком термін скорочено до місяця.

Якщо територіальним органом Держгірпромнагляду протягом доби не прийнято рішення про проведення спеціального розслідування нещасного випадку з тяжкими наслідками, розслідування проводиться роботодавцем або Фондом за місцем настання нещасного випадку згідно з пунктами 3-32 цього Порядку [1, п.36].

Якщо комісією з розслідування не отримано від відповідних органів необхідних відомостей протягом місяця з моменту події, у разі якщо нещасний випадок визнано пов'язаним з виробництвом, комісія складає акти за формою Н-5 та Н-1. У акті за формою Н-1 зазначається найменування органу, який проводить розслідування. Акти затверджуються і надсилаються відповідним органам в установленому порядку.

Після отримання відомостей про обставини і причини події, складається висновок за формою Т-1, який у триденний термін після його погодження з територіальним органом Держгірпромнагляду та відділенням виконавчої дирекції Фонду надсилається представникам органів та установ, яким надсилались акти.

Внесено зміни до додатків, що були раніше. Це перш за все до повідомлень про нещасний випадок, актів розслідування, форми припису Н-9, ведена нова форма Т-1 – висновок про аварію, катастрофу, пригоду на транспорті,

Окремо треба відмітити, що згідно нового Порядку голова комісії з розслідування зобов'язаний письмово проінформувати потерпілого або уповноважену ним особу, яка представляє його інтереси, про його права і з початку роботи комісії запросити до співпраці [1, п.11,38]. Це дасть змогу врахувати всі матеріали та об'єктивно зробити висновки про причини настання нещасного випадку та розробити заходи для недопущення аналогічних випадків у подальшому і покращити ситуацію з травматизмом на виробництві.

На жаль, цілий ряд проблем перейшов зі «старого» Порядку в «новий».

Механізм розслідування «п'яного» травматизму особливих змін не зазнав. При певних зусиллях практично будь-яку «п'яну» травму можна визнати невиробничою, або ж навпаки не пов'язувати з виробництвом – і це буде за законом.

Проблеми існують при розслідуванні випадків раптового погіршення здоров'я, в тому числі раптової смерті. І раніше, і тепер висновок комісії повинне базуватися на медичному висновку. В ньому повинно чітко зазначатися: чи був на потерпілого вплив шкідливого чи небезпечного виробничого фактора, і (або) чи проходив потерпілий обов'язковий медогляд згідно із законодавством та чи виконував роботу, яка йому протипоказана. Крім того, «новий» Порядок дає визначення медичним висновком. Уточнюється, що для видачі висновку лікарям треба направити «результати дослідження умов праці і виробничого середовища, зокрема кількісні і якісні характеристики небезпечних, шкідливих виробничих факторів та (або) факторів важкості чи напруженості трудового процесу». Можна стверджувати, що Порядок чітко спрацює лише коли:

- посада, професія або робота потерпілого прямо передбачені наказом МОЗ № 246 від 21.05.2007 «Про затвердження Порядку проведення медичних оглядів працівників певних категорій»;

- робоче місце потерпілого підлягає атестації за умовами праці, тобто на ньому проводилися лабораторні дослідження (але їх могло не бути або не повинно було бути);

- потерпілий потрапив до медустанови, де створена і працює лікувально-експертна комісія (проте ЛЕК не створюються у кожному медзакладі).

Крім того, зв'язується з виробництвом «перебування потерпілого на території підприємства або в іншому місці роботи під час перерви для відпочинку та харчування, встановлюваного згідно з правилами внутрішнього трудового розпорядку підприємства, технологічної перерви, а також під час перебування на території підприємства у зв'язку з проведенням виробничої наради, одержанням заробітної плати, проходженням обов'язкового медичного огляду тощо або проведенням з дозволу чи з ініціативи роботодавця професійних та кваліфікаційних конкурсів, спортивних змагань та тренувань чи заходів, передбачених колективним договором, якщо настання нещасного випадку пов'язане з впливом небезпечних чи шкідливих виробничих факторів, що підтверджено медичним висновком» [1]. Проте, якщо наприклад, працівник впаде із-за дефекту на шляху переміщення (що в даному випадку і є небезпечним виробничим фактором). Яким чином лікарі будуть підтверджувати слизькість підлоги або кривизну сходів?

Раніше зазначеним пунктом було передбачено, що лікувально-профілактичні установи, заклади судово-медичної експертизи, органи прокуратури, органи внутрішніх справ та інші органи зобов’язані безоплатно надавати на запит голови спеціальної комісії матеріали та висновки щодо нещасного випадку у визначені цим Порядком строки, а у разі, коли необхідні висновки судово-гістологічної та судово-токсикологічної експертизи, – після проведення відповідних досліджень. Відповідно до внесених змін органи прокуратури не зобов’язані безоплатно надавати на запит голови спеціальної комісії матеріали та висновки щодо нещасного випадку.

Можна зробити висновки, що було б добре до спеціальних розслідувань залучати представників експертно-технічного центру, необхідно продовжувати роботу над удосконаленням законодавчої бази, плідна систематизована робота є одним із перших кроків до поліпшення ситуації в сфері охорони праці та промислової безпеки.

Література

1. http://zakon2.rada.gov.ua/laws/show/1232-2011-п / Постанова від 30 листопада 2011р. N 1232 «Порядок проведення розслідування та ведення

обліку нещасних випадків, професійних захворювань і аварій на виробництві».

УДК 331.45

ЮСИПУК Ю. О., ХОЛІЧ І.В. (КІІ ДонНТУ)

ПЕРСПЕКТИВИ І МОЖЛИВОСТІ СИСТЕМ БЕЗПЕКИ ШАХТ УКРАЇНИ

Починаючи з 70-х років минулого сторіччя, у розвинених вуглевидобувних країнах почалося створення й впровадження автоматизованих систем аерогазового контролю й керування гірничим виробництвом. Перший зразок такої системи був представлений англійськими фахівцями на Міжнародній науково-практичній конференції інститутів по безпеці робіт у гірничий промисловості, що проходила в 1971 році в місті Донецьк.

Застосування системи моніторингу стану технологічного встаткування, параметрів аерогазового середовища й керування цими параметрами, розробленої фірмами «Trolex Ltd» і «Continental Conveyor Ltd» (Великобританія), на шахтах Великобританії вже протягом 20 років виключило виникнення великих аварій, зв'язаних з вибухами й пожежами. Аналогічні системи були створені в багатьох розвинених вуглевидобувних країнах. В Іспанії це система RELIF-2000, Німеччини - SIWA-2000, Польщі - система фірми EMAG, Китаї - японсько-китайська система моніторингу CONSPEC і т.д. У більшому або меншому ступені системи моніторингу параметрів безпеки й керування технологічними процесами застосовуються також у США, Канаді, ПАР, Австралії, Японії, Ірані.

В Україні протягом останніх 30 років розроблялися й впроваджувалися пристрої, які частково дозволяли контролювати стан середовища й устаткування. Зокрема, для контролю аерогазової обстановки на всіх шахтах III категорії по газу й вище застосовується стаціонарна апаратура контролю змісту метану з видачею інформації на поверхню на стійки приймання інформації СПІ-1, для контролю швидкості й напрямку руху повітря - вимірники ВШНП, для контролю оксиду вуглецю - газоаналізатор Сигма-СО-В і т.д. Крім того, для контролю й керування провітрюванням у тупикових виробітках застосовується апаратура контролю надходження повітря в тупикові виробітки АНТВ. Телемеханічне керування вентиляторами місцевого провітрювання й групових апаратів здійснюється за допомогою пристрою телекерування й телесигналізації ТК, ТС «Вітер-1М», а керування конвеєрами - апаратурою

АУК-1М. В 1993 році інститутом «Інсистемшахт» була розроблена апаратура АСУ ТП «Вуглевидобуток шахти», в 1995 році інститутами «Автоматвуглерудпром» (м. Конотоп) і ІППММС НАНУ (м. Київ) був розроблений і виготовлений експериментальний зразок частини апаратури ОШИС, однак надалі роботи в цьому напрямку були припинені.

В 1998 році МакНДІ був розроблений апаратно-програмний комплекс подання й обробки інформації про аерогазову обстановку в гірничих виробках КАГІ, 19 комплектів якого експлуатуються на шахтах України. З 2002 року науково-дослідними інститутами вугільної галузі ведуться роботи зі створення автоматизованої системи протиаварійного захисту шахт (АСПАЗШ). Однак до теперішнього часу виготовлені лише дослідні зразки пристрою протипожежного контролю гірничошахтного встаткування типу ППК і пристрою системи контролю подачі повітря й температурних режимів у виробках шахт типу СКПТ, які можуть бути окремими елементами системи внутрішньошахтної безпеки. У МакНДІ проведені випробування на вибухонебезпечність із застосуванням пристроїв ППК і СКПТ для встановлення можливості їхньої експлуатації у вугільних шахтах.

Таким чином, в Україні до початку третього тисячоріччя не було створено системи контролю промислової безпеки й керування гірничим виробництвом у цілому й безпеці шахт зокрема.

У цей час в Україні широко застосовуються пристрої, які частково дозволяють контролювати стан середовища й устаткування. Але всі вони не забезпечують у повному обсязі контроль як стану безпеки, так і безперервний контроль параметрів роботи гірничошахтного встаткування, що не дозволяє вирішувати завдання підвищення рівня безпеки комплексно й у повному обсязі для всього технологічного циклу шахти.

ГП «Петровский завод вугільного машинобудування» була придбана новітня технологія фірми «Continental Conveyor Ltd» (Великобританія) для створення й серійного виробництва уніфікованої телекомунікаційної автоматизованої протиаварійної системи УТАС. Проектувальниками й фахівцями заводу ця ліцензійна технологія була дороблена з урахуванням особливостей вуглевидобутку в Україні й адаптована до місцевих умов.

Дана система призначена для забезпечення комплексної безпеки шахт шляхом контролю й керування параметрами машин і навколишнього середовища в гірничих виробках шахт і автоматизованого керування машинами й технологічними комплексами, а також передачі даних про стан ГШО й атмосфери виробок диспетчерові на поверхню. Область застосування системи - вугільні й гірничодобувні підприємства, у тому числі, небезпечні по газі й пилу, з устаткуванням на поверхні й під землею, а також інші підприємства, де потрібно контролювати й передавати на відстань параметри роботи встаткування.

Сигнали про стан гірничих машин, механізмів, устаткування й навколишнього середовища надходять у Систему від відповідних датчиків, установлених як у шахті, так і на поверхні. Ці сигнали надходять на програмувальні контролери, які їх реєструють, аналізують і подають команди на сигналізацію або відключення при перевищенні параметрами настановних значень, а також передають цю інформацію із цифрового каналу зв'язку в диспетчерську шахти. Залежно від ситуації диспетчер формує керуючі команди, які передаються на контролери встаткування, установленого як під землею, так і на поверхні для включення й відключення. Основними завданнями системи при її використанні на вугільних шахтах є:

• контроль параметрів шахтної атмосфери й мікроклімату;

• контроль стану основного й допоміжного технологічного встаткування;

• автоматизоване керування гірничими машинами й комплексами;

• керування технологічними процесами;

• контроль стану систем електро-, гідро-, пневмопостачанням й керування ними.

Система УТАС забезпечує виконання наступних функцій:

• місцева й централізована індикація поточних значень аналогових показників контрольованих об'єктів;

• місцева й централізована візуальна попереджувальна сигналізація при досягненні передаварійного стану контрольованих об'єктів;

• місцева й централізована візуальна й звукова аварійна сигналізація про досягнення гранично припустимих рівнів контрольованих параметрів (показників) або аварійного стану контрольованих об'єктів;

• місцева сигналізація про граничні положення й позиції пересувних установок, деталей машин і механізмів;

• пуск (включення) об'єктів у роботу з команди диспетчера (оператора), у т.ч. по встановлених алгоритмах і їхній технологічній зупинці;

• видача керуючих команд на захисні відключення встаткування або здійснення блокувань ланцюгів керування при досягненні контрольованими показниками гранично припустимих рівнів;

• можливість здійснення централізованих керуючих впливів (захисних відключень, блокувань) з метою недопущення розвитку аварійних ситуацій;

• передача, прийом, відображення, реєстрація й нагромадження вступник інформації від складових частин системи;

• відбір, первинна обробка й передача диспетчерській службі шахти технологічної інформації й інформації про показники безпеки контрольованих об'єктів;

• надання диспетчерові інформації про стан контрольованого об'єкта з використанням чотирьох типів сигналів (нормальна робота, передаварійний стан, аварійний стан, режим перевірки).

В основу побудови системи УТАС закладені наступні системотехнічні принципи:

• відповідність державним стандартам і вимогам по безпеці;

• використання стандартних апаратних і програмних засобів, інтерфейсів і протоколів зв'язку;

• забезпечення високої надійності технічних і програмних засобів;

• робота в безперервному масштабі часу;

• використання методів цифрової обробки й передачі інформації;

• сумісність елементів системи з існуючими технічними засобами, розташованими в шахті й на поверхні;

• сумісність елементів системи диспетчерського керування з будь-якими існуючими й перспективними інформаційними системами (включаючи глобальні інформаційні мережі);

• простота й безперервність апаратного, алгоритмічного й програмного розширення й модернізації;

• можливість оперативної зміни й створення фахівцями служби експлуатації системи графічних користувальницьких інтерфейсів.

При побудові системи УТАС використовуються технічні засоби, які класифікуються:

по просторовому положенню:

 підземні й поверхневі засоби;

по виконуваним функціям:

 датчики;

 джерела живлення, у тому числі з акумуляторною підтримкою;

 підземні обчислювальні пристрої (контролери);

 пристрої, що сигналізують;

 засоби передачі даних;

 поверхневі обчислювальні пристрої (ПК);

 місцеві засоби відображення інформації;

по типу використовуваних сигналів:

 аналогові й дискретні.

У типовий состав технічних засобів підземної частини системи УТАС входять наступні елементи:

• датчики аерогазового контролю й фізичних параметрів;

• підземні обчислювальні пристрої (контролери);

• пристрою аудіовізуальної сигналізації й дисплеї;

• джерела живлення;

• повторювачі послідовного інтерфейсу;

• лінії живлення, контролю, керування й зв'язки.

До технічних засобів системи УТАС можуть бути підключені будь-які зовнішні контролюючі й виконавчі пристрої, а також апаратура автоматизації. Зовнішні пристрої виконані таким чином, що є можливість їхнього застосування в гірничих виробках шахт, у т.ч. небезпечних по газу, пилу й раптовим викидам.

У типовий состав поверхневої частини системи УТАС входять наступні елементи:

• сервер;
• бар'єри іскробезпечності;
• автоматизовані робочі місця диспетчерів;
• локальна мережа Ethernet;
• модемні лінії зв'язку;
• перетворювачі для зв'язку з контролерами;
• контролери;
• датчики (аерогазового контролю, температури, тиску, швидкості, вібрації й ін.).

Як видно з вищевикладеного, система УТАС являє собою розгалужену комунікаційну систему відображення інформації, що зарекомендувала себе позитивно в ускладнених і важких умовах функціонування на різних горизонтах шахт, а саме: по запиленості, підвищеній вологості й температурі, роботі гірничошахтного встаткування й підйомно-транспортних механізмів. Таку цілодобову й безперебійну роботу протягом усього терміну служби шахти може забезпечити тільки дуже надійне встаткування, що не тільки контролює всі параметри внутрішньошахтного середовища й технологічного встаткування, але і є діагностичною системою безперервного контролю. Вона здатна виділяти позаштатні й небезпечні режими й події, відображаючи їхніми засобами надання інформації, фіксує їх, попереджає про їхнє виникнення за допомогою засобів сигналізації, тобто є одночасно й порадником. Однак цим не обмежуються її функціональні можливості, тому що система УТАС може й повинна бути:

1. Керуючою системою, що виключає можливість виникнення й розвитку важких аварій із загибеллю людей.

2. Засобами передачі інформації про серйозні відхилення від нормальних параметрів і можливості виникнення позаштатних ситуацій на більше високі рівні керування.

3. Системою, що забезпечує постійне відновлення й удосконалювання як на базі вже змонтованої системи, а також за рахунок заміни окремих блоків на більше зроблені з додатковими можливостями й кращими способами передачі й використання можливостей системи.

Розслідуваннями й досвідом установлено, що навіть незначного дефекту електроустаткування (іскріння) або місцевого підвищеного тертя конвеєрної стрічки може бути досить для вибуху метаноповітряної або

пило- і метаноповітряної суміші. Такі резонансні аварії першої категорії навіть при відсутності газодинамічних явищ приводять до численних жертв у шахтах. Як відомо, Україна є одним зі світових лідерів по числу загиблих шахтарів на 1 млн. тонн добутого вугілля. Виходячи із цього, можна констатувати, що підтримка встаткування, що працює в підземних умовах, у постійному працездатному стані є складною науково-технічною проблемою. Одним зі способів її рішення є профілактика й безперервний контроль не тільки стану технологічного встаткування, але й параметрів підземного середовища, у якій перебуває персонал і встаткування. До нього відносяться, насамперед, аерогазовий контроль внутрішньошахтної атмосфери, що забезпечує нормальні мікрокліматичні умови працюючих і аналізує наявність і концентрацію потенційно небезпечних компонентів, насамперед метану й вибухонебезпечного пилу в повітрі. Одним з найбільш надійних засобів контролю, що поєднує в собі як аерогазовий контроль у шахті, так і діагностику діючого встаткування, є уніфікована телекомунікаційна автоматизована система (УТАС). Автоматизована протиаварійна система УТАС є комплексним пристроєм безперервного контролю в режимі реального часу природних і технологічних процесів у шахті. Вона містить у собі вимірники (датчики), систему передачі даних і електронно-апаратну складову, які об'єднані в цілісний комплекс на основі сучасних досягнень електронної техніки й засобів вимірів. Більш ніж п'ятирічний досвід промислової експлуатації системи показує, що як засіб контролю, що забезпечує надійність роботи підземного встаткування й безпека працюючих, система УТАС повністю себе виправдала.

Література:

1. Кулиш В.А., Крылов Э.С., Яций А.В. и др. Применение неразрушающего контроля для оценки технического состояния и паспортизации объектов технологических комплексов угольных предприятий // Інформаційний бюлетень з промислової безпеки. – К.: ННДІПБОП, 2009. – № 4 (16). – С. 3-6.

2. Здановський В.Г., Ігнатович М.В., Єсипенко А.С., Селезньов В.О. Запобігання аварійності в шахтах – основа зниження травматизму // Інформаційний бюлетень з охорони праці – К.: ННДІПБОП, 2009. – № 4 (54). – С. 3-9.

3. Ігнатович М.В., Здановський В.Г. Перспективи впровадження автоматизованої протиаварійної системи УТАС // Інформаційний бюлетень з промислової безпеки – К.: ННДІПБОП, 2009. – № 4 (16). – С. 19-21.

УДК 622.268

ЮСИПУК Ю.А. (КИИ ДонНТУ)

ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ ТРАВМАТИЗМА ВО ВРЕМЯ ПЕРЕКРЕПЛЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Состояние сети подземных выработок определяет эффективность функционирования горного предприятия в целом. Проведение ремонта горных выработок есть одним из наиболее экономных путей повышения эффективности предприятия. В то же время выполнение ремонтных работ связано с повышенной опасностью и сопровождается травматизмом, который может привести к аварийности и перерывам в работе предприятия.

На шахтах Украины ежегодно сооружается до 750 км выработок, закрепленных металлическим податливым креплением. В себестоимости тонны угля частица затрат на проведение и поддержку горных выработок составляет 20-25 %. Общая длина поддерживаемых выработок на шахтах Украины достигает 16 тыс. км.

Ремонты горных выработок есть беспрерывным производственным процессом из поддержки шахтной сети, стойкость которой в целом зависит от множества горно-геологических и горнотехнических факторов, определяющими из которых является принятая система разработки, скорость подготовки запасов к выемке, способы охраны выработок, параметры крепления выработок и т.п.

Несмотря на значительный рост материалоемкости крепления ежегодные объемы перекрепления составляют не меньше 10 % от длины поддерживаемых выработок, на ремонтах занято свыше 11 % подземных рабочих [1].

Свыше 50 % ремонтных работ в выработок нужно проводить с подрывкой пород, после чего пучение пород интенсифицируется, что ухудшает стойкость выработки, нуждается в проведении повторного ремонта и соответственно увеличивает стоимость крепления и пропорционально повышает достоверность наступления травматизма[2]. Известно, что в условиях малых глубин разработки (150-300 м) пучение пород проявляется в слабых породах в виде вытеснения слабых глинистых пород в пустоту выработки[3]. В условиях средних и больших глубин разработки (400-900 м) это явление рассматривается как результат составления породных слоев при их перемещении плоскостью наслоения. В дальнейшем вокруг выработок формируется зона разрушенных пород, которая увеличивается под влиянием добычных работ и приводит к неудовлетворительному состоянию выработки, которая требует проведения ремонта.

Уменьшение доли немеханизированной работы, которое приобрело широкое распространение в западных странах в виде использования специализированных машин из подрывание пород, разрешает значительно ограничить достоверность травмирования людей.

Процесс деформации пород до и после проведения подрывки интенсифицируется[4]. При этом скорость сдвигов пород увеличивается больше, чем в 5-7 раз относительно периода перед подрывкой. В результате за период эксплуатации выработок подрывка почвы проводится несколько раз, который приводит к необходимости частичного или полного ремонта крепления. Капитальный ремонт крепления предусматривает замену отдельных элементов или конструкции в целом. Это сопровождается повышенным травматизмом при выпуске пород из зоны разрушения, риском неконтролируемых обрушений и вывалов пород в рабочее пространству выработки. Уровень травматизма при этом достигает 40 % от общего количества случаев. Основная причина - отсутствие подпора конструкций крепления в зоне разрушенных пород. Несмотря на то, что проблема поддержки горных выработок не нова, следует отметить, что вопрос обеспечения устойчивого сотояния пород после подрывки за счет конструктивных особенностей крепления и модернизации технологии ремонтных работы не решены до конца. Активизация сдвигов пород после подрывки является результатом нарушения равновесия системы «крепление – породный массив», причем выемка породы уменьшает пассивное сопротивление всего на 50-60 кН на 1 м выработок. Итак, для обеспечения устойчивого состояния пород выработки после подрывки и предотвращения повторного вытеснения пород необходимо компенсировать отсутствие вынутых пород созданием дополнительных усилий за счет конструкции крепления.

Авторами предлагается способ силового внедрения стоек крепления в разрушенные породы для исключения интенсификации сдвигов пород после проведения ремонтных работ[5]. Это разрешает увеличить межремонтный период поддержки выработок в три и больше раза и, как следствие, уменьшить травматизм при проведении ремонтных работ к 10-15 %. Необходимо отметить, что механическое сопротивление нужно создать перед началом проведения подрывки с целью предотвращения интенсификации вытеснения пород. Углубление стоек в породу разрешает предотвратить их оголение при выеме пород. Защемление стоек крепления в породах дает возможность создать сопротивление сдвигам пород в плоскости наслоения, которое составляет 75-80 % от общего объема поднятой породы.

Предложенный способ реализуется таким образом. Под арочный сегмент крепления устанавливается гидравлический стояк, при распирании которого создается подпор обрушенным породам кровли и плотно прижимается верхний сегмент крепления к породному оголению в кровле.

Потом на боковых стояках крепления на высоте необходимого углубления устанавливается хомут с подпятником для создания опорной поверхности. Между вертикалью гидростояка и хомутом устанавливают дополнительные гидроцилиндры симметрично с обеих сторон выработки. Гидродомкраты подключают в параллельном режиме к насосу нагнетания. Проводится раскрепление боковых стоек крепления в замковых узлах снятием натягивания болтовых соединений на планке. Одновременным включением гидроцилиндров погружают боковые стойки в разрушенные породы на глубину не меньшую чем высота вспучивания пород в этом сечении выработки. После погружения стоек выполняется фиксация узлов податливости болтовых соединений. После окончания операции погружения стоек гидравлические элементы демонтируются и проводится подрывка пород к уровню, соответствующему паспортному состоянию выработки.

Экспериментальную проверку этого способа было проведено в южном магистральном откаточном штреке горизонта 450 м на шахте «Западно-Донбасская» («Павлоградуголь»).

Экспериментальные работы по погружению боковых стояков крепления было выполнено на отрезке выработки длиной 30 п.м. Погружения выполнялось в каждой раме крепления. Контрольный участок выработки по длине составил также 30 м и находился непосредственно после экспериментального участка для сохранности идентичности геологического разреза. После погружения стояков на экспериментальном участке было проведено немеханизированная подрывка пород с перестиланием рельсового пути.

По выводам проведенных испытательных исследований было установлено, что на участке погружения стоек крепления в породи интенсивность вспучивания пород не превышала 0,1-0,3 мм/сутки, тогда как на контрольном участке зафиксирован рост скорости вспучивания пород в 4,7-6,5 раза больше (0,65-1,41 мм/сутки). Через интенсификацию пучения пород на контрольном участке выработки было проведено повторную подрывку пород на глубину 0,6 м. Исключение интенсификации вспучивания пород на экспериментальном участке разрешило сохранить паспортное соответствие состояния выработки Правилам технической эксплуатации выработок, оборудованных рельсовым путем, за превышением профиля колеи в пределах 200 мм на период до трех лет беспрерывной эксплуатации.

Применение предложенного авторами[5] способа разрешает отказаться от планового перекрепления выработок. Исключение замены элементов крепления и связанных с этим снятием арочного элемента, выпусканием разрушенных пород кровли, монтированием защищающей конструкции в породной пустоте, которая есть наиболее травмоопасной операцией в

процессе перекрепления, разрешает предупредить травматизм при ремонтных роботах в выработках.

Вероятность травматизма при использовании гидравлического погружения стоек существенным образом снижается, поскольку все операции выполняются в зоне закрепленного пространства выработки. Отличительной особенностью рассмотренного способа является отсутствие металлических элементов в породах почвы, который разрешает использовать механизированные средства для подрывки пород и существенным образом повысить производительность работ по ремонту выработок.

Библиографический список:

1. Зубов В.П. Вплив підривань на витискання порід у підготовчих виробках / В.П.Зубов, Л.Н.Чернишков, К.Н.Лазченко / Уголь Украины, 1985. – № 7. – С. 15-16.

2. Уніфіковані типові перетини гірських виробок: Справ. у 3-х т. – К.: Будівельник, 1971. – Т. 1. – 415 с.

3. Предотвращение вспучивания почвы горных выработок / Черняк И.Л. – М.: Недра, 1978. – 238 с.

4. Шмиголь А.В. Опыт использования податливой арочной крепи с удлиненной стойкой / А.В.Шмиголь, Б.Г.Данилов, Ю.М.Халимендик / – Донецк: ЦБНТИ Минуглепрома УССР, 1984.

5. А.с. 1395832 СССР, МКИЗ Е 21 D 11/00. Способ восстановления сечения горной выработки / А.А.Пирский, С.Н.Стовпник, М.Т.Кириченко (СССР). – № 4076905/22-03; заявл. 10.06.86; опубл. 15.05.88, Бюл. № 18.

6. К.К.Ткачук, С.М. Стовпник. Попередження травматизму під час кріплення та ремонту підземних гірничих виробок/ ПРОБЛЕМИ ОХОРОНИ ПРАЦІ В УКРАЇНІ//Збірник наукових праць. – К.: ННДІПБОП. – 2010. – № 18. – 168 с.

УДК 622.83:56

РЫНДИНА Т.Н., НЕСТЕРЕНКО В.М.(КИИ ДонНТУ)

ОСНОВНЫЕ АСПЕКТЫ ПРОБЛЕМЫ И ВОЗМОЖНЫЕ ПУТИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ НАДЕЖНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ОЧИСНЫХ ЗАБОЕВ.

Приведен анализ факторов, влияющих на производительность и безопасность функционирования очистных забоев, а так же указаны возможные пути улучшения их работы.

Как известно, технические возможности шахты с точки зрения использования очистного забоя (ОЗ), определяются наличием и состоянием фронта очистных работ ,который, учитывая негативные явления в экономике Украины последние 10-15лет,плохо подготовлен к увеличению добычи.

Только 12 шахт отрасли [1] поддерживают достаточные темпы подготовки для требуемого в настоящее время и в перспективе уровня добычи. Государственными программами развития угольной отрасли намечено на ближайшие годы поднять этот уровень до 100 млн.т.

Для выполнения этого направления необходимо во всех подразделениях отрасли повысить производительность труда ,техническую культуру, технологическую дисциплину и экономическую грамотность.

В угольной промышленности одним из весомых аргументов ,удорожающих уголь, является высокая аварийность ,производственный травматизм и профзаболевания. Ежегодно только на возмещение ущерба здоровью от несчастных случаев и профзаболевания требуется 400-500 млн.грн. Расследование аварий и катастроф с несчастными случаями ,анализ их причин позволили сделать следующие выводы [2].Все взрывы метановоздушной смеси и угольной пыли произошли в результате грубейших нарушений Правил безопасности(ПБ) ,выразившихся в производстве работ в загазированной и запыленной среде при неудовлетворительном проветривании или его отсутствия .Эти и часто встречающиеся другие нарушения –проявление «человеческого фактора».

Потери времени из-за случайных перерывов технологического процесса добычи угля в ОЗ составляют от 0,45 до 1,3 минуты ,приходящихся на 1 минуту работы комбайна по выемке. Из них для различных технологических схем от 20 до 80% общей величины составляют потери времени из-за отказов забойного оборудования (мех. комплекса),от 10 до 30 % -из-за отказов оборудования ,технологически связанного с механизированным комплексом, от 2 до 25 % - обусловлено горно-геологическими причинами ,и от 10 до 60% -организационными. Более 60% несчастных случаев в шахте происходит в пределах выемочных участков,62 % травм с тяжелым исходом в ОЗ являются результатом обвалов и обрушений ,11,6 % травм связанно с эксплуатацией конвейеров ,12,4 %-с эксплуатацией угледобывающих машин, 3,1%- с ведением взрывных работ.При переходе работы лавы в режим высоких нагрузок эти показатели будут изменяться[3].

Еще одними из факторов влияния на ОЗ являются «повышенное метановыделение» и «обрушение пород из кровли». Повышенное метановыделение в выработанное пространство лавы неизбежно при высоких скоростях ее подвигания . Кроме того, поле современной

высокопроизводительной шахты отличается большой сложностью системы выработок и их сопряжений [4].

По данным работы [5], на сегодняшний день угольные шахты Украины характеризуются так же сложными горно-геологическими условиями в сравнении с шахтами других стран. Средняя глубина угольных шахт превышает 720 м ,а 33 шахты работают на глубине 1000-1400 м. Из 190 действующих шахт 90% опасных по газу ,60 % - по взрывам угольной пыли ,45% - по ГДЯ, 22% - по самовозгоранию угля . Средства противоаварийной защиты морально устарели и не отвечают современным требованиям ведения горных работ.

Комплексная механизация и автоматизация производственных процессов приводит к уменьшению доли тяжелого физического труда, но и требуют от горнорабочих повышения профессионального уровня. Труд горнорабочих становится более интеллектуальным, увеличивается его умственная напряженность. Управление, обслуживание машин и механизмов требуют более высокого общеобразовательного уровня и специальных профессиональных знаний.

Одним из основных организационных факторов является число горнорабочих, занятых в ОЗ. С одной стороны ,при увеличении численности ГРОЗ увеличивается вероятность травматизма ,а с другой – численность должна быть такой ,которая необходима для качественно функционирования ОЗ, с точки зрения безопасности выполнения технологических операций . То есть, численность ГРОЗ должна быть оптимальной.

В последнее время на шахтах увеличилось количество ГДЯ, что связанно с ухудшением горно-геологических условий и не совершенством прогнозирования из-за отсутствия методов и аппаратуры современного технического уровня.

В целом, неудовлетворительное состояние безопасности труда на угольных шахтах обусловлено такими факторами [5,6]:

- сложными горно-геологическими условиями ведения горных работ особенно на больших глубинах и пластах, склонных к ГДЯ;

-изношенностью горно-шахтного оборудования и его несоответствием современным техническим требованиям эксплуатации;

-низкой эффективностью вентиляции и дегазационных работ;

- несовершенством эффективности систем противоаварийной защиты, которые предупреждают возникновение опасных ситуаций на шахте, участке, технологических линиях , в машинах и на рабочих местах;

-несоответствием условий работы горнорабочих санитарным нормам и требованиям из-за большой запыленности горных выработок, высокой температуры шахтной атмосферы, нехватке и неэффективности средств индивидуальной защиты;

-несовершенством нормативно-технической документации по охране труда;

-неудовлетворительным научным сопровождением горных работ;

-низкой исполнительской дисциплиной горнорабочих.

Сравнительно мало исследований посвящено учету обводненности пород в лавах. По данным [8] ,механические свойства горных пород определяются их составом ,структурой и связью структурных элементов ,которая в значительной степени зависит от влажности. Одна и та же порода в зависимости от степени влажности может приобретать различные свойства. Обводненность в лаве приводит не только к снижению механической прочности вмещающих пород ,их несущей способности и устойчивости, ослаблению связей между слоями ,увеличению смещения пород ,но и к вдавливанию стоек в породы, сильному размоканию и пучению почвы, внезапной разгрузке стоек в породы и обрушениям кровли [9,10].

В общем количестве аварий на шахтах завалы горных выработок составляют около 25% [11].Основными причинами завалов выработок являются: недостаточное изучение поведения горных пород ,нарушение паспортов крепления и несоответствие их горно-геологическим условиям участка [12].

Одним из факторов, с помощью которого достигаются наилучшие результаты по повышению надежности и безопасности ведения очистных работ является создание автоматизированных систем контроля и прогноза. Сущность предлагаемого подхода заключается в том,что в рабочем пространстве лавы ,а так же на ее сопряжениях со штреками размещают датчики сбора информации об уровне надежности по концентрации метана в атмосфере, деформациях крепи ,кровли и почвы выработки,скорости движения воздуха,технологических параметров : скорости подвигания лавы ,удельной энергоемкости разрушения угля и других величин,характеризующих уровень надежности в лаве.Эта первичная информация передается на шахтную участковую информационн-управляющую систему,которую располагают в нише в непосредственной близости ОЗ.Такая система осуществляет сбор и обработку поступающей от датчиков информации, передачу ее на центральный диспетчерский пункт на поверхности и выдачу управляющих сигналов на приводные механизмы очистных машин в случае появления опасной ситуации,а так же световую и звуковую сигнализацию непосредственно на рабочие места.

Создание приведенных выше систем способствует высокоавтоматизировать шахты, основными характеристиками которых является наличие единой общешахтной информационной сети ,а так же постепенный переход на технология безлюдной выемки угля.

Вывод.

Угольные шахты Украины характеризуются значительной сложностью и многообразием горно-геологических условий; Высоким метановыделением и выбросоопасностью угля, породы и газа; склонностью углей к самовозгоранию и взрывоопасностью угольной пыли, а так же целым рядом других факторов, влияющих на надежность функционирования очистных забоев, их производительность и безопасность ведения очистных работ.

Поэтому одним из путей улучшения работы угольных предприятий является создание и внедрение на них автоматизированных систем с общешахтной информационной сетью. Другим же направлением, по-прежнему, является постепенный переход на технологию с безлюдной выемкой угля. Причем, оба эти направления должны решаться параллельно, дополняя, а не исключая друг друга.

Список использованных источников:

1.Сургай Н.С.,Виноградов В.В.,Кияшко Ю.И. О готовности шахт к применению оборудования нового технического уровня//Уголь Украины.-2001.-№6.-С.3-5.

2.ТополовВ.С.,ХлапеновЛ.Е.и др.Проблема топливно-энергетических ресурсов в Украине.-2004.-№5.-С.3-17.

3. Мещанинов С.К. Научные основы обеспечения надежности функционирования очистных забоев шахт Украины.- 2005.-№3.-С.19-20.

4.Звягильский Е.Л.Ускорение конвергенции вмещающих пород в очистных забоях// Уголь Украины.-2002.-№8.-С.33-36.

5.Програма підвищення безпеки праці на вугільних шахтах /Затверджено Постановою Кабінету міністрів України від 6 липня 2002р.,№939

6.Азаров С.И.Оценка страховой ставки при авариях в угольной шахте//Уголь Украины.-2001.-№10.-С.46-47.

7.Пашковский П.С.Управление аэродинамикой выработанных пространств при выемке газонасыщеных углей//Уголь Украины.-2003.-№5.-С.31-32.

8.Тризно С.К.Прогноз метановыделения из пластов спутников с учетом скорости подвигания очистного забоя//Безопасность труда в промышленности.-№3.-1997.-С.-30-32.

9.Омельянович В.М.Шахтная геология угольных месторождений.-М. Недра,1966.219с.

10. Ростовцев Д.С. Управление кровлей при разработке пологопадающих пластов каменного угля .-Х.-К.:ОНТИ НКТП,1935.-378 с.

11.Кравченко В.И.Предупреждение завалов очистных забоев.-М.Недра,1970.-200 с.

12.Омельянович В.М.Вопросы безопасности при сложных горно-геологических условиях .-К . :Техника,1974.- 150 с.

УДК 622.0025

СКРИПКА В.М. (КІІ ДонНТУ)

ОСОБЕННОСТИ РАЗРОБОТКИ ПРОГРАММЫ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЗВИТИЯ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ В УКРАИНЕ

Рассмотрено основные этапы работ и мероприятия по составлению стратегической программы технико-экономического развития предприятия горнодобывающие отрасли Украины.

За последние годы на предприятиях по добычи угля снизился уровень работы относительно реализации современной научно-технической политики, направленной на обеспечение устойчивого развития и повышения технического уровня и конкурентоспособности угледобывающего производства. Важнейшей причиной этого является кризисное финансовое состояние угольной отрасли и большинства предприятий и, как следствие, пассивное отношение руководства к технико-экономическому развитию производства на основе современных достижений НТП.

Одной из главных сторон деятельности предприятия в области производства является производственная программа. Предприятие разрабатывает перспективы своего развития, предусматривает меры по повышению технического уровня производства. Оно формирует программу непрерывной модернизации своей материально- технической базы, сосредотачивает усилия и ресурсы на техническом перевооружении и реконструкции основного производства.

До недавнего времени предприятия угольной отрасли разрабатывали несколько плановых документов, включавших в себя мероприятия НТП. Это планы внедрения новой техники, технологии, механизации и автоматизации производства, планы технического вооружения, планы НОТ и др. Все они формировались без единой методической основы, допускали дублирование отдельных мероприятий, были оторваны от планов капитального строительства. Разрозненность планов не позволяла целенаправленно формировать общую программу работ в области НТП, не

создавала предпосылок для тесной увязки этих планов с другими разделами программы экономического и социального развития.

Устранение данных недостатков методически было достигнуто путем перехода на формирование единого плана технического развития действующего производства взамен всех ранее разрабатывавшихся по вопросам НТП.

Разработку этого плана обеспечил системный подход на всех уровнях управления к формированию полного комплекса работ по модернизации материально-технической базы и повышению технического уровня производства для достижения более высоких качественных и количественных показателей хозяйственной деятельности предприятий.

Программа технического развития включает в себя:

- все мероприятия и этапы работ по техническому перевооружению действующих предприятий. К данному направлению относится комплекс работ по повышению технико-экономического уровня отдельных производств, цехов и участков на основе внедрения передовой техники и технологии, механизации и автоматизации производства, модернизация и замена устаревшего, морально и физически изношенного оборудования новым, более производительным;

- работы, выполняемые по проектам реконструкции (включая подготовку новых горизонтов с приростом и без прироста мощности) и расширения действующих предприятий (в том числе мероприятия по внедрению новой техники), завершение которых обеспечивает ввод в эксплуатацию в планируемом периоде отдельных технологически законченных объектов (комплексов) с целью улучшения технико-экономических показателей производства;

- мероприятия по внедрению отдельных приемов и способов работ, в частности на новой технике, внедрению научной организации труда, передового опыта, изобретений, рационализаторских предложений и других прогрессивных инженерных и управленческих решений.

Соединяя в себе все направления и виды работ по техническому совершенствованию действующего производства, программа технического развития обеспечивает тесную взаимосвязь с другими разделами плана экономического и социального развития.

Будучи сформированным для решения конечных задач производственного и экономического характера, комплексная программа в то же время служит базой для формирования программ развития горных работ, показателей плана производства, труда, прибыли, капитального строительства и материально-технического обеспечения. Важнейшим принципом планирования мероприятий является комплексный подход к устранению узких мест или повышению технического уровня объектов (видов работ), включающий как применение более совершенных средств ведения работ, так и осуществление требуемых горных, других

строительных работ, использование прогрессивных технологических процессов, внедрение передовых форм организации производства и труда или иных эффективных научных, управленческих и инженерных решений.

Направленность и содержание комплекса мероприятий программы технического развития определяется выявленными в результате анализа конкретными объектами, повышение технического уровня которых обеспечивает устранение узких мест и улучшение основных показатель работы предприятий. Объем мероприятий вытекает из результативности каждого из них, конечных задач производства и наличия средств на осуществление работ.

Эти задачи должны определяться при стратегическом планировании контрольными цифрами, в том числе по наиболее важным показателем научно-технического прогресса, государственными заказами, включающими заказы на ввод мощностей за счет государственных централизованных капитальных вложений, инвестициями на энергетическом рынке для осуществления крупномасштабных мероприятий по реконструкции и расширению действующего производства.

При тактическом планировании конечные задачи технического развития определяются показатели стратегического плана.

Программа технико-экономического развития состоит из следующих разделов: мероприятия плана технического развития и их показателей, включая показатели прироста производственного потенциала и экономии материальных и топливо–энергетических ресурсов; основные показатели технического развития; основное оборудование для технического развития; капитальные вложения на техническое развитие.

Затраты, необходимые для выполнения мероприятий программы, вытекающих из проектов расширения, реконструкции и технического перевооружения, а также связанные с приобретением оборудования, не требующего монтажа и не входящего в сметы на строительство, финансируется за счет господдержки или вложения инвестиций частного капитала. Финансирование отдельных мероприятий по расширению и реконструкции производства может производиться за счет собственных средств предприятия.

Затраты на выполнение мероприятий плана по улучшению использования оборудования за счет организационных факторов, улучшению состояния и модернизации горных выработок, средств механизации, приборов и аппаратуры, не являющихся основными фондами, на внедрение научной организации труда, передового опыта и выполнение других работ, не требующих капитальных вложений могут осуществляться по основной деятельности предприятия т.е. включены в себестоимость продукции.

Одним из существенных недостатков в организации планирования технического развития является отсутствие заинтересованности горных предприятий в разработке и выполнении емких, разносторонних и напряженных планов технического развития. Как правило, предприятия включают в планы в основном задания вышестоящих органов управления предложенные институтами разработки, выполненные по заказам объединений. Творческий подход специалистов предприятий к поиску и формированию в программе комплексных научно-технических решений, необходимых для более успешного достижения конечных показателей развития производства, зависит только от субъективных факторов – активности и инициативы менеджмента предприятия.

В самом деле, при наличии альтернативных решений по достижению конечных результатов производства только программа может обеспечить ориентацию предприятия на научно-технические мероприятия, обеспечивающие устойчивое долговременное улучшение результатов работы в отличие от различного рода сиюминутных решений, приносящих кратковременное улучшение работы за счет перспективы увеличения сменности работы забойного оборудования в ущерб ППР, ввод дополнительных забоев вместо повышения нагрузки или скорости проходки, отказ от выработок повышенного сечения независимо от того, что впоследствии это приведет к большим затратам на их поддержание и снизит производительность работы лав и др. Снижение внимания к осуществлению научно-технических мероприятий при ориентации лишь на текущие результаты работы, чревато, сокращением применения или полным отказом от внедрения управленческих решений, эффективность которых проявляется в достаточно отдаленной перспективе и имеющих важное стратегическое значение.

Качественная проработка плановых мероприятий дает гарантию точных расчетов потребности в материально-технических ресурсах, а также оценки экономической эффективности капитальных вложений.

Переход на новые методы управления предусматривает кардинальные изменения в вопросах директивного утверждения предприятиям заданий по научно-техническому прогрессу. В этой ситуации недостаточное внимание к плану на местах может ослабить такие существенные направления, как научная организация труда, использование передового опыта, рационализация производства и др.

Для дополнительного стимулирования повышения уровня менеджмента было бы необходимо предусмотреть в положениях об использовании фондов экономического стимулирования премирование специалистов технических служб, служб капитального строительства и других структурных подразделений за достижение и превышение нормативного уровня плановой и фактической эффективности мероприятий НТП. Одновременно должна быть введена материальная

ответственность этих категорий специалистов и руководителей за более низкую, чем норматив эффективность.

Оптимальная программа технико-экономического развития горного предприятия должна формироваться по принципу альтернативности на основе нескольких альтернативных вариантов планов предприятий, выбора наилучшего из них по единому для шахты критерию эффективности. Проработка вариантов и проведение оптимизационных расчетов – это сложный и трудоемкий, но крайне необходимый процесс.

Таким образом, дальнейшее совершенствование планирования технико-экономического развития горного предприятия должно осуществляться за счет широкого использования информационных, компьютерных технологий, разработки и применения нормативно-правовой базы, материально-технических ресурсов и инвестиций. Многое здесь зависит от совершенствования методов и форм планирования на государственном, микро- и макро- уровне, который в большей мере определяет не только содержательную часть данной программы, но и её роль и место в общей системе экономического и социального развития предприятия, региона и Украины как государства в целом.

Поэтому, работа предприятия в области научно-технического прогресса должна быть, направлена на постоянное повышение технического уровня, организации производства, совершенствованию технологических процессов по выпуску продукции высшего качества конкурентоспособной на рынке Украины и на мировом уровне.

Литература:

1. Формування та реалізація річних програм техніко-економічного розвитку виробництва на вугільних шахтах України: Методичні рекомендації. -ГЦД ДОНВУГІ, 2001 – 64 с.

УДК 669:65.012:004

ПУХАНОВ А.А. (КИИ ДонНТУ)

МЕХАНИЗМ СТРАТЕГИЧЕСКОГО И ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ЛОГИСТИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ В ТЭК

Розглянуто механізми стратегічного і оперативного управління ланцюгів постачань в ПЕК України на основі інструментів контролінгу

Проанализировав отечественный и зарубежный опыт управления логистическими процессами можно сделать вывод, что построение эффективных цепей поставок в ТЭК Украины на основе использования

современных концепций и методов управления интегрированной логистикой, обеспечивающих надежность, гибкость и безопасность систем поставок топливно-энергетических ресурсов, является залогом эффективного развития национальной экономики в целом. Это обусловило необходимость разработки концепции системы управления логистическими процессами ТЭК Украины в условиях рыночной экономики.

Центральное место в системе управления логистическими процессами ТЭК занимает элемент цепочки поставок интегратор-координатор. Возможности современных информационных технологий обеспечивают создание системы контроллинга в этом элементе, осуществляющей решение как стратегических, так и оперативных задач управления логистическими процессами.

Основное предназначение контроллинга - обеспечение информационно - аналитической поддержки процессов принятия решений при реализации функций управления предприятием в целом. Контроллинг может быть составной частью отдельных видов менеджмента, и обеспечивать лиц, принимающих решения, необходимой информацией, а также использоваться для оценки эффективности принятых решений [3].

Особую значимость среди инструментов контроллинга занимает бюджетирование, которое рассматривается как процесс оптимального использования доходов и рационального формирования затрат, представленных в виде документа – бюджета, при исполнении финансово-хозяйственной деятельности предприятия на определенный период. Бюджет представляет отображение деятельности предприятия или центра финансовой ответственности в количественном или денежном выражении.

Для ТЭК бюджетирование является наиболее приемлемым и эффективным инструментом контроллинга для реализации функций менеджмента. Наибольшей эффективности система бюджетирования достигает при процессно-ориентированной системе управления, когда процесс рассматривается как центр финансовой ответственности и для него составляется бюджет [1].

Являясь надстройкой над системами бухгалтерского и финансового учетов, система контроллинга осуществляет накопление информации о контрагентах, потребляющий продукт логистической системы, ассортименте продукта, плановых и фактических сроках поставок продукта и его объемах, моментах оплат, производственных мощностях элементов цепочки поставок и другую информацию.

Это позволяет выявить стратегических партнеров, являющихся основными потребителями продукта логистической системы, определить приоритеты в выполнении поставок продукта, осуществлять оптимальное распределение заказов поставляемого продукта, а также их перераспределение в случае нарушения ритмичности поставок. Анализ

ретроспективы поставок продукта стратегическим партнерам позволяет делать прогноз на будущие периоды. Кроме того, сезонный характер потребления продукта логистической системы определяет задачи рациональной загрузки мощностей узлов цепочки поставок логистической системы.

Цикличность функционирования контрагентов в цепочках поставок определяет необходимость определения периодов T=[a,b], характеризующихся временами начала (a) и окончания (b) их действия. Будем называть эти периоды периодами бюджетирования в соответствии с терминологией, принятой в системе контроллинга.

Очевидно, что периоды бюджетирования могут быть представлены в виде объединения подпериодов бюджетирования: $[a=t_0,t_1]$, $[t_1,t_2]$,…, $[t_{11},t_{12}=b]$. В данном примере период бюджетирования представляем двенадцатью подпериодами по количеству месяцев года. Возможно другое представление подпериодов бюджетирования.

Для формализации задачи формирования портфеля заказов логистической системы введем следующие обозначения:

X_{ij}^k - заказ i-ым потребителям j-того продукта в k-ый подпериод бюджетирования (k=1,12);

Z_{mj} - производственная мощность m-го поставщика по производству j-го продукта в подпериоде бюджетирования.

Очевидно, что в k-ом подпериоде бюджетирования суммарный заказ по j-му продукту будет:

$$L_j^k = \sum_{i=1}^{I} X_{ij}^k , \qquad (1)$$

где I - количество потребителей в логистической системе.

Дальнейшие рассуждения проведем для одного подпериода бюджетирования, поэтому индекс k во всех моделях опустим.

Пусть c_{mj} – себестоимость производства j-го продукта у m-го поставщика. Тогда задача оптимального распределения портфеля заказов между поставщиками логистической системы представима в виде:

$$\sum_{m=1}^{M}\sum_{j=1}^{J} c_{mj} y_{mj} \to \min_{m,j}, \qquad (2)$$

$$\sum_{m=1}^{M} y_{mj} = L_j \qquad \forall j , \qquad (3)$$

$$0 \le y_{mj} \le z_{mj} . \qquad (4)$$

В (2) – (4) y_{mj}- объемы производства j-го продукта m-ым поставщиком; $m=\overline{1,M}$, где M- количество поставщиков логистической системы; $j=\overline{1,I}$, где I- количество видов продукции логистической системы.

Целевая функция (2) определяет суммарные затраты на производство j-го продукта в логистической системе. Ограничение (3) определяет необходимость выполнения всего заказа поставщиками логистической

системы. Ограничение (4) определяет непревышение планов производства m-го поставщика логистической системы производственных мощностей по j-му продукту.

Задача (2) – (4) относится к задачам линейного программирования и решается соответствующими методами. В результате её решения получаем оптимальный результат y^*_{mj} объемов производства j-го продукта для каждого поставщика логистической системы (m=1, M).

Результат y^*_{mj} является оптимальным по производству, но не по транспортировке производственного продукта в логистической системе. Поэтому следующим шагом в решении задачи распределения портфеля заказов является определение направлений и объемов следования произведенной продукции (по сути, определение потребителей - пунктов назначения произведенной продукции).

Пусть c^j_{mi} – себестоимость транспортировки j-го продукта между поставщиком m и потребителем i. Очевидно, что наибольший удельный вес в значении величины c^j_{mi} имеет удаленность контрагентов (расстояние между ними);

α^j_{mi} - количество единиц j-го продукта, отгружаемого m-ым поставщиком i-му потребителю. Тогда задача минимизации транспортных расходов логистической системы представима в виде:

$$\sum_{j=1}^{J}\sum_{m=1}^{M}\sum_{i=1}^{I} c^j_{mi}\cdot\alpha^j_{mi} \to \min_{j,m,i}, \qquad (5)$$

$$\sum_{m=1}^{M}\sum_{i=1}^{I} \alpha^j_{mi} = L_j \qquad (6)$$

$$0 \le \sum_{i=1}^{I} \alpha^j_{mi} \le y^*_{mj} \qquad (7)$$

Ограничение (6) аналогично ограничению (3) и определяет необходимость выполнения всего заказа потребителям. Ограничение (7) связано с планированием деятельности поставщиков по поставке продукции, определенное в результате решения задачи (2) – (4).

Задача (5) – (7) также относится к задачам линейного программирования и для ее решения используются соответствующие методы.

Таким образом, решение задач (2) – (4) и (5) – (7) обеспечивает оптимизацию производственной программы логической системы, на k-ый подпериод бюджетирования, а также определяет оптимальное перемещение произведенной продукции с целью минимизации логических затрат. Задачи (2) – (7) относятся к задачам стратегического управления. Они могут рассматриваться как для всего периода бюджетирования, так и для подпериодов различной продолжительности.

Для решения задач оперативного управления определим

продолжительность k-го подпериода бюджетирования:

$$\tau_к = t_k - t_{k-1}. \quad (8)$$

Это дает возможность определить планируемые объемы производства j-го продукта в единицу времени (сутки) как логистической системы в целом

$$l^j = \frac{L_j}{\tau_k}, \quad (9)$$

так и отдельного поставщика

$$\beta^{mj} = \frac{y^*_{mj}}{\tau_k} \quad (10)$$

Таким образом, реккурентные отношения

$$\bar{l}_i^j = \bar{l}_{i-1}^j + l^j \quad (11)$$

$$\bar{\beta}_i^{mj} = \bar{\beta}_{i-1}^{mj} + \beta^{mj} \quad (12)$$

определяют плановые значения производства j-го продукта по логистической системе в целом (11) и по отдельному m-му поставщику (12) по состоянию на i-ые сутки подпериода бюджетирования.

Мониторинг величин (11) и (12) в системе контроллинга интегратора-координатора позволяет рассчитать запаздывания в выполнении производственной программы.

Пусть β'^{mj}_r – фактическое производство j-го продукта m-ым поставщиком за r-ые сутки подпериода бюджетирования. Очевидно, что

$$\Delta_i^m = \frac{\sum_{r=1}^{i} \beta'^{mj}_r - \bar{\beta}_i^{mj}}{\beta^{mj}} \quad (13)$$

определяет запаздывание в выполнении производства m-ым поставщиком j-го продукта на i-ю дату подпериода бюджетирования, если $\Delta_i < 0$. Величина запаздывания в этом случае равна $\left[\Delta_i^m\right]$ суток, где [ ] определяет целую часть $\left|\Delta_i^m\right|$.

Запаздывание в выполнении производственной программы может возникнуть в результате аварий, форс-мажорных обстоятельств, нерационального использования производственных мощностей, неправильной организацией труда и по другим причинам.

Экспертным путем установим значение $\bar{\Delta}$, превышение значения которого определяет срыв производственной программы в логической системе. Это значит, что в момент времени i для поставщиков продукта j, у которых

$$\left[\Delta_i^m\right] - \bar{\Delta} > 0 \quad (14)$$

необходимо изменить производственную программу до конца периода бюджетирования и осуществить перераспределение его производства

другим поставщикам с тем, чтобы производственная программа логистической системы была выполнена.

Решение о таком перераспределении осуществляется лицом, принимающим решения, на основании мониторинга результатов деятельности поставщиков продукта в системе контроллинга. Момент осуществления такого перераспределения находится также в его компетенции.

Опишем метод перераспределения производственной программы.

Прежде всего, определим поставщиков j-го продукта, у которых имеется резерв мощностей по его производству в рассматриваемом подпериоде бюджетирования. Пусть

$$P = \left\{ p_m, m = \overline{1,M} \right\}$$

множество поставщиков, осуществляющих поставку j-го продукта. Тогда искомое множество P' определяется следующим образом:

$$P' = \left\{ p'_m : p'_m = p_m \in P \wedge \; z'_{mj} = z_{mj} \wedge z_{mj} - y^*_{mj} > 0 \right\}.$$

Объемы производства j-го продукта m-ым поставщиком в i-ый момент времени, для которого выполнено неравенство (14), уменьшаются и становятся равными:

$$y^*_{mj} = y^*_{mj} - \left| \sum_{r=1}^{i} \beta'^{mj}_r - \bar{\beta}^{mj}_i \right| \qquad (15)$$

Объем продукта j, который необходимо перераспределить между поставщиками из множества P' определяется следующим образом:

$$L'_j = \sum_{m:\left[\Delta^m_i\right]-\bar{\Delta}>0} \left| \sum_{r=1}^{i} \beta'^{mj}_r - \bar{\beta}^{mj}_i \right| \qquad (16)$$

Перераспределение производственной программы осуществляется решением задачи:

$$\sum_{m \in p'} \sum_{j=1}^{j} c_{mj} y'_{mj} \to \min_{m,j} , \qquad (17)$$

$$\sum_{m \in p'} y'_{mj} = L'_j \qquad \forall_j, \qquad (18)$$

$$0 \le y'_{mj} \le z'_{mj}. \qquad (19)$$

В результате решения задачи (17) – (19) получаем оптимальное значение y'^*_{mj}. Следовательно производственная программа поставщиков из множества P' изменится и примет вид:

$$y^*_{mj} = y^*_{mj} + y'^*_{mj}. \qquad (20)$$

Поскольку объемы поставляемых продуктов изменились, изменятся и логистические расходы на их поставку потребителям.

На текущий момент времени i необходимо выполнить следующие поставки j-го продукта каждым поставщиком:

$$y^*_{mj} = y^*_{mj} - \sum_{r=1}^{i} \beta'^{mj}_r \qquad (21)$$

Используем полученное значение y^*_{mj} в качестве ограничения в задаче (5) – (7) и решим ее. Полученные значения α^j_{mi} являются оптимальными решениями по транспортировке j-го продукта от m-го поставщика к i-му потребителю.

Реализация стратегических и управленческих решений возможна при организацией системы контроллинга в логистической системе. Ядро (основные блоки) должно находиться у интегратора-координатора. Сведения о потребителях, заказываемой ими продукции, сроках поставок, условиях поставок, заключенных договорах и о многом другом заносятся в интегрированную базу данных [2].

Система контроллинга организована таким образом, что обеспечивается накопление ретроспективы изменений состояний как логистической системы в целом, так и отдельных элементов цепочек поставок. Это обеспечивает возможность, в частности, определять стратегических партнеров по ведению бизнеса, поддержание экономических связей с которыми обеспечивает устойчивое функционирование всей логистической системы.

Система контроллинга позволяет формализовать процесс выявления стратегических партнеров путем определения объемов и частоты заказов производимой продукции, нарушений финансовых обязательств, лояльности во взаимоотношениях и других показателей. На основании экспертных оценок определяется наиболее значимые для логистической системы потребители, анализ взаимоотношений с которыми позволяет осуществлять прогноз производства и потребления продукции, что в свою очередь позволяет формулировать и решать задачи оптимизации логистических расходов.

Предложенные методы стратегического управления на основе данных системы контроллинга позволяют прогнозировать объемы производств логистической системе, что в свою очередь является основой реализации инновационной и финансовой стратегии элементов цепочек поставок. Накопление договоров в системе контроллинга и использование методов линейного программирования для распределения портфеля заказов приводит не только к снижению себестоимости производства продукции, но и к улучшению ритмичности работы элементов логистических цепочек. Мониторинг результатов функциональной деятельности каждого элемента цепочки поставок обеспечивает своевременное реагирование логистической системы на возникающие отклонения в производственной программе и позволяет оперативно перераспределять задания на свободные производственные мощности.

Литература

1. Зубков А.В. Основные аспекты формирования системы бюджетирования на промышленном предприятии. / А.В. Зубков //

Материалы Международной научно-практической конференции «Проблемы развития менеджмента, логистика и коммерции в условиях новой экономики». – Астрахань: ЦНТЭП, 2006. – С. 93–98.
2. Ламберт Д.М. Стратегическое управление логистикой: Пер. с 4-го англ. изд. /Дж. Р. Сток, Д.М. Ламберт. – М.: ИНФРА-М, 2005, XXXII, 797 с.
2. Сергеев В.И. Новое видение системы контроллинга логистических бизнес-процессов в цепи поставок / В.И. Сергеев // Логистика и управление цепями поставок. - 2007. - № 5. - С. 9-21.

УДК 622

ШКОЛЯРЕНКО О.О. (КИИ ДонНТУ)

УПРАВЛЕНИЕ ФАКТОРАМИ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ТРУДА

В процессе проведенного анализа производительности труда по шахтам Украины выделены основные факторы, которые повлияли положительно и отрицательно на уровень её формирования

Один из основных показателей определяющих эффективность использования трудовых ресурсов показатель производительности труда рабочего на предприятии.

Формирование уровня производительности труда в угольной промышленности остается актуальным и в современных условиях развития экономики.

Используя экономико-математические приемы в группировании статистической информации и её обработки, были получены следующие результаты.

Производительность труда рабочего по добыче угля на шахтах Украины снизилась за последние десять лет на 0,717 (с 35,0 до 25,1 т/мес) из-за того, что действие отрицательно влияющих факторов (-17,8%) не было компенсировано положительными (+6,9%).

Положительное влияние на производительность труда рабочего по добыче угля оказали рост механизации процессов добычи угля (3,2%), совершенствование технологии (0,53%), организации труда (2,39), изменение структуры добычи по шахтам и календарного числа дней (0,46%), ввод новых и реконструкция действующих шахт (0,15%), выбытие шахт с низкой производительностью труда рабочей (0,17%).

Снизили производительность труда рабочего по добыче угля на 6,61% специфические факторы горного производства (горно-геологические, рост глубины шахт и их старение), деконцентрация

производсва (2,37%), снижение скорости проведения выработок (1,17%), неблагоприятные последствия увеличения числа дней по добыче угля (7,65%).

Отрицательно влияющие факторы, не компенсированные положительными, негативно сказались на динамике показателей, формирующих производительность труда рабочего по добыче.

Так, производительность труда рабочего на очистных работах снизилась на 7,6% (индекс 0,924 к уровню 2002 г.). Структура штата рабочих по добыче угля ухудшалась: увеличилось долевое участие численности рабочих на процессах вне очистных работ с 70,0 до 71,2% и соответственно снизилось на очистных работ с 30,0 до 28,8%, а индекс этого показателя к 2010 г. составил 0,96. При этом производительность труда рабочего по добыче угля снизилась на 10,9% против 2010 г(0,891=0,924х0,959х1,005).Соответственно индексы изменения среднемесячной производительности труда рабочего по добыче угля, на очистных работах, структура штата рабочих по добыче угля, добычи угля из подготовительных забоев на 1000т из очистного за сравниваемые периоды.

Изменение отношения добычи угля из подготовительных забоев к добыче из очистных в 2002 г. Составил 1, 057, а в 2010 г. 1,062. Это означает, что в соответствующие периоды на 1000т очистной добычи добывалось 57 и 62 т из подготовительных забоев.

В каждом конкретном случае использовались различные соотношения показателей, но период сравнения брался одинаковый.

Прогноз на ближайшие пять лет показал, что с учетом положительно и отрицательно влияющих факторов производительность труда рабочего на очистных работах возрастает примерно на 5%, нагрузка на очистной забой повысится на 6%, на шахту на 7%. Вместе с тем при таком росте нагрузки на лаву, небольших объемах реконструкции шахтного фонда и механизации вспомогательных работ будет лишь преодолено влияние отрицательных факторов на процессах вне очистных работ, поэтому численность рабочих на этих процессах останется примерно на уровне 2002г. В то же время на очистных работах она снизится почти на 5% за счет роста механизации, производительности труда при стабильной добыче.

В связи с этим структура штата рабочих по добыче ухудшится с 28,8% до 27,6% (индекс её изменения в 2010 г. к 2002 г. составит 0,95). Если бы структура штата рабочих не снижалась, то темп роста производительности труда рабочего по добыче угля был бы таким же, что и на очистных работах. Однако ухудшение структуры штата "съедает" рост производительности труда, который достигается на очистных работах и индекс производительности труда рабочего по добыче угля составит 1,003 в 2010г.(рост производительности труда на 0, 3% - с 31,2 до 31,3т/мес.).

1,003=1,05х0,96х0,995,

где 0,995 – индекс изменения добычи угля из подготовительных забоев.

Добыча угля из подготовительных забоев на 1000 т очистной добычи снизится с 62 до 58 т.

Причиной ее снижения является сокращение объемов проведения печей, просеков и других выработок по углю в связи с расширением бесцеликовой технологии, сокращения числа очистных забоев и отсутствие научной организации труда, которая полностью исчезла на шахтах в условиях рыночных отношений..

Улучшение структуры штата рабочих по добыче угля и более значительный рост их производительности труда могут быть достигнуты следующим образом:

- существенная концентрация производства на основе расширения объемов реконструкции и технического перевооружения шахт, улучшения использования техники за счет перехода на новые условия рыночных отношений, обеспечение роста нагрузки на очистной забой в 1,2-1,3 раза, что повысит структуру штата рабочих по добыче угля более чем на 2,3% (относительных);
- переход на прерывный режим по добыче угля. Что обеспечит рост производительности труда на 5% в основном за счет улучшения структуры штата;
- закрытие шахт с низкой производительностью труда рабочего по добыче угля (менее 20т/мес.), реконструкция и техническое перевооружение части из них, что повысит производительность труда рабочего по добыче угля в целом по шахтам Украины примерно на6-8%, в том числе на 3-4% за счет улучшения структуры штата рабочих по добыче угля.
- необходимо усовершенствовать научную организацию труда рабочих по добыче угля.

Таким образом на сегодня необходимо разработать новые норматив труда для совершенствования организации производства, разработанные ранее типовые проекты научной организации труда устарели и не находят практического применения. Необходимо перейти к аттестации конкретного рабочего места, что способствовало бы повышению производительности труда и сокращению численности работающих, к приближению мировым стандартам организации производства, а для этого необходимо изменить психологию рабочих по отношению проведения исследования и разработки новых норм труда с учетом материальной заинтересованности их выполнения.

УДК 622:658.32.002

КОДУНОВ Б.О. (КІІ ДонНТУ), БЕДРЯК Т.Б. (ДонНУЕТ),
ЛЯЩЕНКО М.О. (КІІ ДонНТУ)

ФОРМУВАННЯ ОСНОВНОГО СТРАТЕГІЧНОГО НАБОРУ ДЛЯ ВП "ШАХТА "СТАХАНОВА"

Розглядаються варіанти можливих стратегій розвитку підприємства ВП "Шахта "Стаханова" та обґрунтовується їх вибір.

ВП «Шахта «Стаханова» («Красноармійська - Капітальна») побудована за проектом інституту «Дондіпрошахт», і введена в експлуатацію в 1974 році із проектною потужністю 4000 тис.т/рік (13330 т/добу).

З моменту здачі в експлуатацію, до 1990 р. шахта працювала на рівні 80-87% своєї проектної потужності. Кількість видобувних ділянок досягалася 10. Самі високі показники були досягнуті в об'ємі 3780 тис. т/рік в 1988 р.

У зв'язку з недостатнім фінансуванням на капітальне будівництво, постійним відставанням у розвитку гірничих робіт, відпрацьовування більшої частини підготовлених до виїмки запасів високопродуктивних пластів, з початку 90-х років шахта знижувала рівень освоєння виробничої потужності. На даний час у роботі на шахті перебуває 2 видобувних дільниці. Видобуток вугілля в 2011 році склав 635,7 тис.т. Результатом діяльності шахти у 2011 році є збитки на суму 55007 тис.грн.

Основною стратегічною метою реформування вугільної галузі України є стимулювання зниження витрат, підвищення продуктивності праці і створення економічно стабільної галузі, яка складається з рентабельних підприємств, здатних існувати без держпідтримки і задовольняти потребу економіки у вугіллі. У зв’язку з цим для ВП "Шахта "Стаханова", як і для більшості вугільних підприємств, вибір стратегій розвитку, що забезпечують ефективну діяльність, є актуальною задачею.

Формування основного стратегічного набору для підприємства (вибір стратегій розвитку підприємства) може бути здійснено на основі матричних методів. За допомогою матриці Бостон консалтинг груп (БКГ) виконується стратегічне позиціонування підприємства і вибір пріоритетної стратегії.

Матриця БКГ (англ. BCG matrix) — інструмент для стратегічного аналізу і планування в маркетингу. Створена засновником Бостонської консалтингової групи Брюсом Д. Хендерсеном [1] для аналізу актуальності продуктів компанії, виходячи з їх положення на ринку щодо зростання

ринку даної продукції й займаної обраної для аналізу компанією частки на ринку.

Класифікації типів стратегічних господарських підрозділів наступна.

«Зірки» - високе зростання обсягу продажів і висока частка ринку. Частку ринку необхідно зберігати і збільшувати. «Зірки» приносять дуже великий прибуток, але вимагають значних інвестицій для забезпечення високого темпу зростання.

«Дійні корови» («Грошові мішки») - висока частка на ринку, але низький темп зростання обсягу продажів. «Дійних корів» необхідно берегти і максимально контролювати. Їх привабливість пояснюється тим, що вони не вимагають додаткових інвестицій і самі при цьому забезпечують хороший грошовий прибуток. Кошти від продажів можна спрямовувати на розвиток «Важких дітей» та на підтримку «Зірок».

«Собаки» («Кульгаві качки», «Мертвий вантаж») - темп зростання низький, частина ринку низька, продукт як правило низького рівня рентабельності і вимагає великої уваги з боку керуючого. Від «Собак» треба позбавлятися.

«Важкі діти» («Дикі кішки», «Темні конячки», «Знаки питання») - низька частка ринку, але високі темпи зростання. У перспективі вони можуть стати як зірками, так і собаками. Якщо існує можливість переведення в зірки, то потрібно інвестувати, інакше - позбуватися.

Горизонтальна вісь відповідає відносній частці ринку. Вертикальна вісь відповідає темпам зростання ринку. Координатне простір визначається темпами зростання всіх компаній від максимального до мінімального, мінімальне значення може бути негативне, якщо темп зростання негативний.

Кожна компанія зображається у вигляді кола, площа якого відповідає її частці в обсягах продажів.

Для стратегічного позиціювання підприємства ВП "Шахта "Стаханова" будується матриця БКГ, в якій використані дані про видобуток вугілля за останні роки на декількох вугільних шахт, що знаходяться в Красноармійському вуглепромисловому районі і відповідають стратегічній зоні господарювання підприємства (СЗГ): ВП "Шахта "Стаханова", ВП "Шахта "Димитрова", ВП "Шахта "Родинська", ВК "Шахта "Краснолиманська", ВП "Шахта "Росія".

Методика побудови матриці БКГ наступна [2].

Для кожної шахти розраховується параметр T – питома вага шахти в темпі зміни об'ємів збуту всіх шахт ("зростання ринку") за формулою:

$$T_j = \frac{b_{1j}}{b_1} \times 100\%,$$

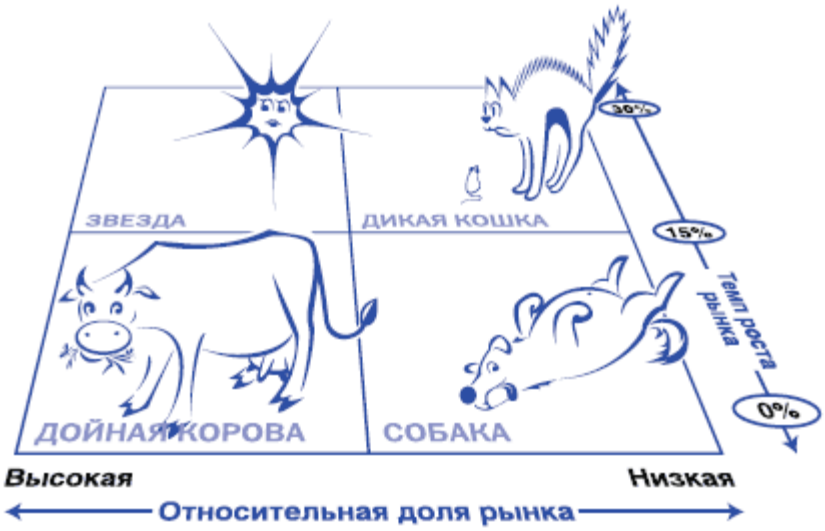


Рисунок 1- Приклад матриці БКГ

Матриця БКГ аналізу представлена на рис. 2.

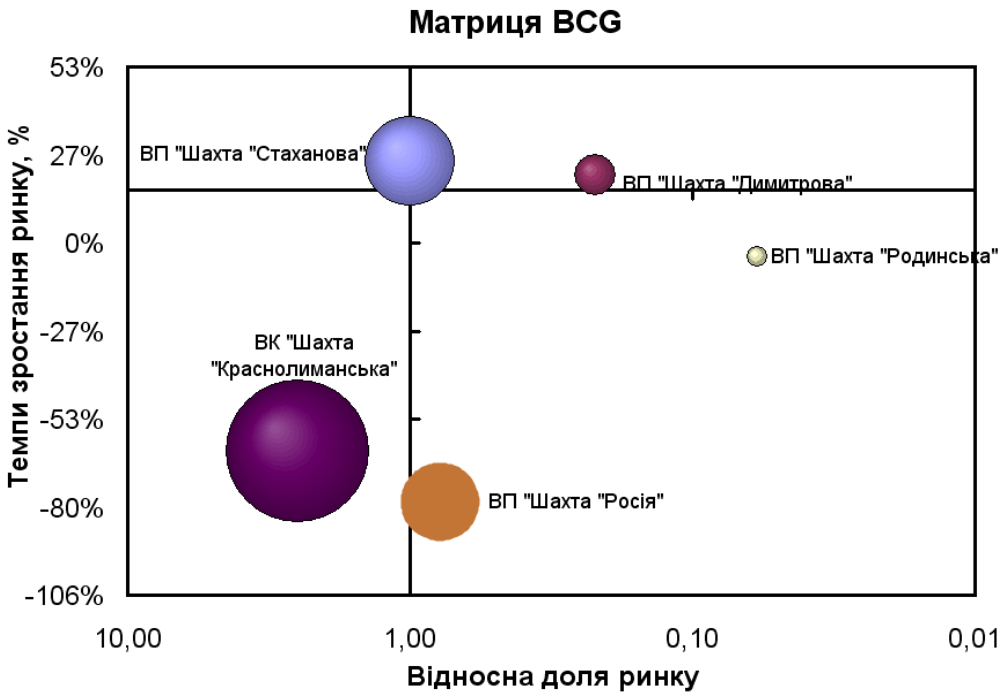


Рисунок 2 - Матриця БКГ аналізу для шахт Красноармійського вуглепромислового району

де b_{1j} — коефіцієнт тренду j-ї шахти протягом базового періоду

b_1 — коефіцієнт тренду сумарного збуту шахт за той же період

$$b_1 = \sum_{j=1}^{m} b_{1j}.$$

Формула лінійного тренду функції збуту є традиційним рівнянням поліному першого ступеня:

$$y = b_1 \times x + b_0$$

Виконаний аналіз показує, що серед підприємств, що розглядаються 2 відносяться до типу "Собак" – це ВП "Шахта "Родинська", ВП "Шахта "Росія". ВП "Шахта "Димитрова знаходиться на межі з "Собаками" та "Важкими дітьми". "Дійною коровою" є ВК "Шахта "Краснолиманська". Що стосується ВП "Шахта "Стаханова", то вона займає проміжне місце між "Важкими дітьми" та "Зірками". Це дозволяє зробити висновок, про необхідність інвестування цього підприємства для переведення його в клас "Зірок".

Отже пріоритетною стратегічною метою розвитку ВП "Шахта "Стаханова" обирається мета зростання випуску продукції (видобутку вугілля) за умови достатнього інвестування.

Стратегічний набір функціональних і конкурентних стратегій повинен відповідати стану підприємства. Підприємство може досягти загальних цілей за умови збалансованості стратегій, обгрунтованості взаємодії окремих видів у «стратегічному наборі», що сприяє їхньому взаємопідсиленню, тобто досягненню ефекту синергії. «Сила» загальних стратегій підприємства збільшується за допомогою збалансованості «портфеля», де відображено напрямки його діяльності. Одна з головних цілей стратегічного управління на підприємстві — забезпечення раціонального розподілу ресурсів між напрямками діяльності (СЗГ) і їх ефективного використання для якнайкращого досягнення поставлених стратегічних цілей.

Серед стратегій підприємства основними є стратегії конкурентної боротьби.

Конкурентна боротьба за існуючі ринки має три аспекти:

- побудова взаємин з клієнтом (базові стратегії);
- побудова взаємин з конкурентом (конкурентні стратегії);
- власний розвиток компанії (стратегії зростання).

До базових стратегій відносяться:

1. Лідерство на основі зниження витрат (цін).
2. Диференціація.
3. Оптимізація витрат.
4. Фокусування на витратах.
5. Фокусування на диференціації.

Для підприємства ВП "Шахта "Стаханова" найбільш прийнятною є стратегія лідерства на основі зниження витрат (цін). ЇЇ основні ознаки за М. Портером наступні:

Виробничі характеристики: «ніхто не зробить це дешевше».

Маркетингові особливості: «розрахунки ціни / низькі витрати»

Стандартизована продукція: тільки кілька різновидів, обмеженість вибору.

Ніяких значних змін у веденні справ: «репутація скромної та надійної компанії».

Урахування особливостей «кривої досвіду»: зниження цін → додатковий доход за рахунок зростання обсягів продажу та частки ринку → зниження умовно-постійних витрат на одиницю продукції внаслідок ефекту масштабу.

Висока продуктивність у розрахунку на 1 робітника.

Зниження витрат на інновації.

Ця стратегія передбачає відносно низьку собівартість порівняно з конкурентами і означає орієнтацію на завоювання більшої частки ринку, тобто наступальну стратегію.

Ця стратегія базується на оптимізації всіх частин виробничо-управлінської системи: виробничих потужностей, які використовують технологічні переваги великомасштабного виробництва, рівня витрат на сировину, матеріали, енергоносії; продуктивності праці, структури систем розподілу тощо, тобто орієнтуванні на високий рівень показників ефективності виробництва.

Лідерство на основі зниження витрат (цін) найбільш доцільне, коли:

- попит є еластичним за ціною;
- у галузі є товарний тип виробництва, продукт відносно стандартизований і піддається ефективному вдосконаленню;
- є невелика кількість способів досягнення продуктивної диференціації відповідно до вимог споживачів;
- більшість покупців схильні використовувати товар звичними способами;
- покупці несуть незначні додаткові витрати в разі зміни продавця;
- найбільш уперті покупці роблять покупку за найкращою ціною.

Лідирування за допомогою низьких цін / витрат пов’язане водночас з певними ризиками:

1) ризик «технологічного прориву» зводить нанівець попередні інвестиції в удосконалення звичних виробничих процесів і виграш в ефективності;

2) ризик зменшення еластичності товару за ціною на основі зростання вимог до якості товарів та інших нецінових факторів;

3) поява товарів з іншими, більш привабливими якостями для задоволення тих самих потреб.

4) насичення ринку в разі зміни потреб.

Загальні конкурентні стратегії підприємства, за М. Портером, можуть бути реалізовані на основі розробки відповідних виробничих стратегій.

Стратегія лідирування за рахунок зниження витрат (цін) пов’язана з наступними виробничими стратегіями:

Контроль над витратами.

Технологічний рівень виробництва з використанням досконалих методів виробництва.

Оптимізація матеріально-технічного забезпечення виробництва.

Заохочення раціоналізації та винахідництва тощо.

Серед *конкурентних стратегій*, що визначають взаємовідносини з конкурентами виділяють наступні:

1. Лідер.
2. Переслідувач.
3. Той, що кидає виклик.
4. Мешканець ринкової ніші.

Кожна із перерахованих стратегій повинна відповідати умовам розглядаємого підприємства, наприклад для стратегії лідера необхідно займати лідируючу позицію на ринку і випереджати конкурентів за багатьма виробничими показниками. Для ВП "Шахта "Стаханова" стратегія лідера на даний час неприйнятна. Стратегії "той, що кидає виклик" і "мешканець ринкової ніші" також не можуть бути рекомендовані, тому що перша потребує значної витривалості в рішучій боротьбі з лідером за споживачів, а друга не може застосовуватись на ринку енергетичного вугілля при достатньо значних обсягах видобутку вугілля шахтою. Тому ВП "Шахта "Стаханова, яка є претендентом вигідніше йти слідом за лідером, ніж кидати йому виклик.

Компанії, що слідують за лідерами, можуть отримати безліч переваг. Ринкові лідери часто несуть величезні витрати, пов'язані з розвитком нових товарів і ринків, розширенням каналів руху товару, освітою і вивченням ринку. Звичайно нагородою за все ці тяжкі праці і ризик служить лідерство на ринку. З другого боку, компанії-послідовники можуть переймати досвід лідера і копіювати або удосконалювати його товари і маркетингові програми, звичайно вкладаючи значно менше засобів. Хоча компаній послідовників навряд чи можливо обійти лідера, вони часто можуть добитися досить значних рівнів прибутку.

Це не означає, що компанії-послідовники не мають власної ринкової стратегії. Компанія-послідовник повинна знати, як утримати існуючих споживачів і як завоювати неабияку частку нових. Кожний «послідовник» прагне того, щоб його цільовий ринок володів виразно вираженими перевагами – місцеположенням, об'ємом послуг, можливостями надання споживачам фінансових пільг. Отже, компанія-послідовник повинна весь час піклуватися про те, щоб її виробничі витрати були низькими, а якість товарів і послуг — високими. Вона також повинна відразу вступати на нові ринки, як тільки вони з'являються. Компанія-послідовник повинна визначити для себе свій власний шлях зростання.

Таким чином, для ВП "Шахта "Стаханова" рекомендується конкурентна стратегія "переслідувач".

Серед *стратегій зростання* (власного розвитку компанії) застосовують наступні:

1. Внутрішнє зростання.
2. Диверсифікація.
3. Інтеграція.

Стратегія внутрішнього зростання, в найбільшій мірі відповідає умовам ВП "Шахта "Стаханова".

Цей стратегічний план виходить з припущення, що організація робить правильні речі і цю діяльність доцільно розширювати. При цьому передбачається, що організація володіє достатніми ресурсами для розвитку. Інше питання, в якому напрямі його орієнтувати. Існують чотири стратегії, яким може слідувати організація, орієнтована на внутрішнє зростання:

1. Більш глибоке упровадження на ринок (концентрація). Така стратегія вимагає від компанії концентрації на тому, щоб робити в більшому масштабі і краще те, що забезпечує успіх компанії.

2. Розвиток ринку. В цьому випадку компанія представляє на вже освоєні ринки різні модифікації товарів. Шахта видобуває тільки енергетичне вугілля – дана стратегія неприйнятна.

3. Розробка нового товару. Стратегія припускає значні модифікації продукту або додавання нових до існуючих продуктів з метою розвинути свою присутність на ринку. Виробка нових товарів не передбачається – стратегія неприйнятна.

4. Оновлення. Ця стратегія пов'язана із значними змінами в товарах або послугах. Зміни в товарах та послугах не передбачаються – стратегія неприйнятна.

Для ринку енергетичного вугілля найбільш прийнятною є стратегія внутрішнього зростання на основі більш глибокого упровадження на ринок (концентрації).

Наочне відображення обраного стратегічного набору може бути представлене у вигляді стратегічного куба, який будується наступним чином. Горизонтальні вісі характеризують стратегії побудови взаємин з клієнтом (базові стратегії) та власного розвитку компанії (стратегії зростання), а на вертикальній вісі позначаються стратегії побудови взаємин з конкурентом (конкурентні стратегії). Обрані стратегії визначають місце, яке займає підприємство в загальному стратегічному просторі.

Сформований стратегічний портфель ВП "Шахта "Стаханова" у вигляді стратегічного куба представлено на рис. 3.

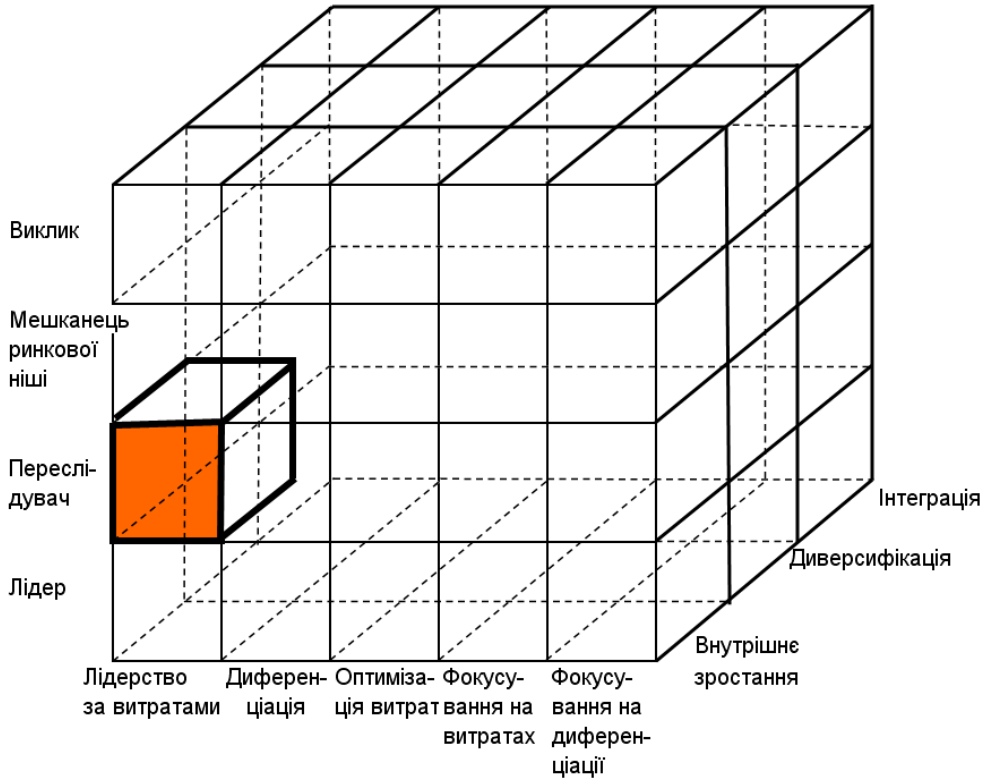


Рисунок 3- Стратегічний куб ВП "Шахта "Стаханова"

Таким чином, для ВП "Шахта "Стаханова" рекомендуються наступні стратегії конкурентної боротьби:

1. Лідерство за витратами.
2. Переслідувач.
3. Внутрішнє зростання.

Список літератури

1. Брюс Д. Хендерсен Продуктовий портфель // BCG Review.- (2008).
2. http://www.cfin.ru/marketing/quasi_bcg.shtml

УДК 001.92:37

ТРУНОВ Д.Н. (ПСП «ШУ «Белозёрское» ООО «ДТЭК Добропольеуголь»)

ПРИНЦИПЫ ОРГАНИЗАЦИИ ИНДИВИДУАЛЬНОЙ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ

Рассмотрены основные принципы построения и организации эффективного образования студентов и самообучающихся с позиций их индивидуальных особенностей и наиболее распространённых проблем, с

которыми им приходится сталкиваться в процессе своей образовательной деятельности.

Под индивидуальной образовательной деятельностью будем понимать любую деятельность, направленную на получение отдельно взятым человеком новых знаний и навыков. Обучение в учебном заведении, участие в тренингах, научные исследования, самообразование и т.д. – всё это элементы индивидуальной образовательной деятельности. То есть все те действия и усилия, которые направляются и затрачиваются человеком на удовлетворение своих научных и познавательных интересов, повышение компетентности и образованности. При этом стоит заметить, что учебные заведения, организаторы тренингов и прочие, играют не самую главную роль в осуществлении индивидуальной образовательной деятельности. Они лишь предоставляют возможности обучающимся на осуществление такой деятельности. Главную роль в этом процессе играют сами обучающиеся, которые выбирают специальность, учебное заведение и форму обучения, выполняют учебные задания и посещают занятия, читают специальную литературу и т.д.

Однако существует одна негативная закономерность. Анализируя современные сборники научных трудов [1-5], в которых кроме всего прочего рассматриваются проблемы образования, можно прийти к следующим заключениям. Во множестве случаев рассматриваются методы улучшенного изучения некоторой отдельной дисциплины или проблемы системы образования в целом и их отдельные проявления. Предлагается множество решений по поводу того, что должны предпринять вузы и отдельные преподаватели, и очень мало решений касающихся действий студентов. Но очень редко проблемы образования рассматриваются с позиций самого обучающегося. Кроме того, в процессе подготовки специалистов вузы обеспечивают их только ограниченным набором знаний и навыков в пределах конкретной специальности. С практической точки зрения, специалисты получают в вузе множество таких знаний, которым они не могут найти применение в своей деятельности. И наоборот, они просто не получают множество необходимых и полезных знаний и навыков.

Поэтому возникает необходимость говорить об индивидуальной образовательной деятельности, её принципах, особенностях организации и оптимизации. Принципы организации индивидуальной образовательной деятельности основаны на практическом опыте и несут только лишь рекомендации и альтернативный подход к образованию и самообразованию. Применение этих принципов студентами и выпускниками вузов может позволить не только повысить качество их образования и компетентность, но и преодолеть некоторые проблемы современного образования.

Принцип 1. Ответственность за качество своего образования несёт лишь сам обучающийся.

Выше уже упоминалось, что главную роль в образовательном процессе играют сами обучающиеся. Без понимания этого принципа не может быть и речи о каком-то качественном образовании или самообразовании. Если некоторый человек поступает в вуз, чтобы его там учили, то это путь, ведущий к провалу образования. Он изначально возлагает все надежды на преподавателей, которые должны что-то сделать для его обучения. К тому же, он, явно, не видит себя в учебном процессе, не предполагает прилагать к этому усилия и надеется, что самое необходимое его заставят сделать. Но нельзя заставить человека делать хорошо то, чего он сам не хочет делать. Поступать в вуз нужно с мыслью о том, что там придётся лишь продолжить ранее начатый образовательный процесс, а задача преподавателей – поделиться полезным опытом, необходимыми знаниями, направить учебный процесс в нужное русло.

И дело даже не в проблемах образования. Всегда находятся студенты, показывающие превосходные результаты, и не только в учёбе, несмотря на все препятствия и существующие проблемы. Всегда находятся люди, которые упорным самостоятельным трудом добиваются больших результатов, чем те, кто работает под чьим-то руководством. Весьма очевидно также, что за тридцать лет трудовой деятельности можно шесть раз усвоить те знания, которые не были усвоены за пять лет обучения в высшем учебном заведении, но что странно, мало кто демонстрирует подобные показатели. Скорее всего, всё дело в степени понимания собственной ответственности и за качество своего образования, и за качество всей своей жизни.

Принцип 2. Для повышения результативности любой деятельности недостаточно просто выполнять задания.

Этот принцип созвучен с предыдущим принципом. Самое хорошее выполнение задания – это лишь стабильный результат. Для прогресса и движения вперёд нужно что-то большее и прежде всего – инициатива. То есть что-то, на что не было специального задания, чего никто не ждёт. Конечно, консервативное общество, стремящееся к стабильности, не терпит инициатив, хотя можно привести множество примеров, когда только чья-то инициатива двигала прогресс. В данном же случае речь идёт об индивидуальной деятельности, поэтому инициативу нужно проявлять от себя и для себя.

Рассмотрим также следующий пример. Есть сотрудник, который занимает некоторую должность в некоторой организации. Это компетентный, исполнительный, ответственный сотрудник, который хорошо справляется со своими обязанностями. Организация ценит его как сотрудника, но его самого не устраивает его должность. Вопрос. Ожидает ли этого сотрудника скорый карьерный рост? Скорее всего нет, потому что

любой организации нужны компетентные сотрудники на всех уровнях организационного менеджмента. Если он хороший специалист на конкретной должности, то ему и быть хорошим специалистом на этой должности. Очень многие организации не заинтересованы продвигать своих сотрудников по карьере. Следовательно, достижение успеха в любой деятельности, за которую берётся человек, является его собственной обязанностью, которую он, к тому же, берёт на себя добровольно.

Принцип 3. Индивидуальная образовательная деятельность должна подчиняться ясным и однозначным целям.

Учитывая, что студенту предстоит учиться несколько лет в учебном заведении, а потом ещё много лет после его окончания, то необходимо как можно раньше определить долгосрочные цели своего образования, направления образовательной деятельности, способы её осуществления и т.д. Самыми общими целями образования могут быть: удовлетворение познавательных и научных интересов, повышение квалификации и компетентности, получение знаний, необходимых для практической деятельности. В идеале эти цели должны быть оформлены письменно и с наибольшими подробностями, тем не менее, часто достаточно уметь сформулировать свои цели устно.

Однако главными врагами качественного образования выступают отсутствие целей, ложные и чужие цели. Родители отправляют детей учиться, организации направляют сотрудников на повышение квалификации – примеры чужих целей в образовательной деятельности и хорошо, если цели родителей и организаций совпадают с целями самих обучающихся. Ложные же цели наблюдаются в случаях, когда собственные цели или их полное отсутствие прикрываются чужими целями, причём чаще всего бессознательно.

Наличие однозначно определённых целей позволяет преодолевать препятствия и сложности в образовании. Например, по различным причинам студенту удалось поступить не на ту специальность, на которую он хотел изначально. Зная свои цели, он корректирует свою образовательную деятельность с учётом новых обстоятельств и либо готовится к переходу или повторному поступлению на нужную специальность, либо готовится пройти переподготовку после получения данной специальности, либо применяет иные меры.

Принцип 4. Любое образование должно находить своё применение.

Дополняя предыдущий принцип, следует сказать, что цели образования должны выполняться. Нужно постоянно контролировать этот процесс и если цели образовательной деятельности не исполняются, то корректировать цели, менять направление и способы осуществления самой деятельности. Распространена следующая ошибка. Специалист после получения высшего образования сталкивается с проблемой низкого спроса на свои услуги, как специалиста. Возможно, он получает работу по

специальности, но его не устраивает отсутствие карьерного роста или низкий уровень заработной платы. При этом специалист ощущает разочарование и прекращает продолжение своей образовательной деятельности.

Но с осторожностью стоит подходить и к получению второго, а тем более третьего высшего образования. Если это было запланировано заранее и преследует далеко идущие цели, то возражений быть не может. То же, если необходимость получения второго образования возникает в процессе трудовой деятельности. В остальных случаях второе образование может оказаться малоэффективным. Более того, желание получать всё новое и новое образование может указывать на неумение распоряжаться своим ранее полученным образованием, на собственную неуверенность или страх перед завершением обучения и началом взрослой жизни. В таком случае, многократные переподготовки будут приводить только к значительным потерям времени и отвлекать от других, возможно, более важных занятий.

Принцип 5. Все попытки и пробы должны завершаться только успешным решением.

Независимо от формы обучения и выбранной специальности, студенту или иному обучающемуся предстоит столкнуться с множеством сложных учебных задач. При этом не все понимают, что именно в решении сложных задач заключается развитие способности к обучению. Неудачные попытки решения сложных задач часто приводят к разочарованиям, раздражению и снижению мотивации к дальнейшему самостоятельному решению. Часто от обучающихся можно услышать: «я пробовал(а), но у меня не получилось». При этом они питают надежду на получение готового решения от других своих коллег, других студентов, наставников или преподавателей. И обычно они получают такие решения, каждый раз двигаясь на пути к провалу своего образования. Ведь «пробовать» в жизни можно очень много, например, пробовать завершить учебное заведение, пробовать устроиться на работу, пробовать создать бизнес и т.д. Но если сложности вызывает учебная задача, то, что говорить обо всём остальном?

Поэтому учебные задачи нужно решать либо самостоятельно, либо с разумной помощью, которая должна подтолкнуть к решению, а не показать готовый ответ. Вопреки распространённому мнению, лучше решить одну сложную задачу, чем множество лёгких. Ведь ценность таких задач не в том, чтобы научиться решать задачи данного типа, а в том, чтобы научиться преодолевать сложности по пути к решению любых задач, но для начала учебных.

Принцип 6. Нужно уметь искать альтернативные пути.

Дополняя предыдущий принцип, стоит отметить, что преодоление сложностей предполагает поиск альтернативных путей решения. В процессе образовательной деятельности сложности могут вызывать не

только учебные задачи, но о применяемые методы обучения. При этом принятые и применяемые методы обучения не всегда и не для всех эффективны. То, что подходит одному обучающемуся, может совершенно не подходить другому, и наоборот. Поэтому, точно так же как для решения сложной задачи нужно искать альтернативные способы решения, неэффективные способы и методы обучения нужно заменять альтернативными.

В настоящее время существует огромное пространство для образовательной деятельности: большое количество разнообразной литературы, сборники задач с примерами решений, различные курсы, семинары, тренинги, видеоматериалы, интерактивные обучающие системы, самостоятельная исследовательская деятельность и т.д. Кажется, что несложно из всего этого пространства выделить для себя то, что подходит наилучшим образом. То есть при наличии соответствующего желания всегда можно найти и подходящие пути, и эффективные способы своего образования.

Принцип 7. Отказ от неэффективных способов образовательной деятельности.

Даже если применяемые способы обучения не вызывают сложностей, их эффективность также может подвергаться сомнению. При этом следует отказываться от малоэффективных способов в пользу более эффективных их аналогов. Например, конспектирование, являющееся привычным явлением в высших учебных заведениях, не является в настоящее время эффективным средством в достижении целей образовательной деятельности. Во множестве случаев, когда учебный материал доступен на бумажном или цифровом носителе, конспектирование теряет свою ценность. Можно сказать больше. Когда материал доступен для чтения, заниматься конспектированием – зря тратить время и бумагу. Ведь тех усилий, которые затрачиваются на написание одного конспекта, хватило бы для многократного его прочтения.

Ещё одним доводом против того же конспектирования может выступить, например, то, что студенты, которые учатся заочно, не страдают от того, что не ведут конспектов. Конечно, уровень их теоретической подготовки может быть хуже, поскольку они почти не посещают лекций. Но это не всегда так, поскольку теоретическая подготовка заочника может быть не хуже чем у студента дневного отделения, если заочник будет уделять время чтению материалов лекций. К тому же, с развитием цифровой индустрии появились аудио и видеозаписи лекций и семинаров, учебные видеофильмы и т.д. Поэтому, если нужна хорошая теоретическая база, нужный материал всегда можно найти. Главное уделять потом время на его усвоение.

Принцип 8. Рациональное соотношение теории и практики.

С примером студентов-заочников связано также заключение о том, что для успешной практической деятельности более полезны не лекции, а различные индивидуальные расчётные, графические, реферативные работы. Выполнение такого рода работ позволяет получить практические навыки, а теория усваивается при работе с литературой в процессе подготовки упомянутых работ. Конечно, не говорится о том, что нужно отменить теорию. Практика без теории малоэффективна и очень сложна, а теория без практики вообще бессмысленна. За исключением случаев, когда теория усваивается только лишь для удовлетворения познавательных интересов и повышения общего уровня умственного развития.

Наиболее правильно было бы начать с практики, повышая опыт и навыки, и параллельно осваивать теорию. Так можно добиться не только наилучшего соотношения теории и практики, но и устранить разрывы, когда знания не подкреплены умениями или наоборот. Но ошибкой может быть следующий подход. Вначале осуществляется мощная теоретическая подготовка, когда нет ни опыта, ни понимания, а для чего, собственно, нужна эта подготовка. И только после этого наступает практическая деятельность, когда появляется и понимание важности теории, но уже нет особой возможности её осваивать.

Принцип 9. Больше внимания уделять сильным качествам.

Важным принципом является концентрация на своих сильных качествах и индивидуальных особенностях. Нужно концентрироваться на тех знаниях и умениях, которые вызывают наибольший интерес и даются легче всего. Если одни и те же усилия приводят к разным результатам в разных направлениях образовательной деятельности, то логично, что нужно уделять большее внимание именно тем из них, в которых получается наилучший результат. В противном случае, можно приложить огромные усилия к тому, чтобы хоть как-то на короткий срок освоить учебный материал, который не интересен и, поэтому, сложен. Но тогда есть риск вообще не освоить ни то, что легко, ни то, что сложно. При этом можно полностью утратить желание к дальнейшему обучению.

Рассматривая данный принцип, стоит уделить внимание также следующему вопросу. Что важнее, получение новых знаний и опыта или закрепление старых? Ответом на вопрос могут служить следующие суждения. Какими бы новыми и совершенными не были знания и опыт, они со временем устаревают. Поэтому, чтобы хотя бы удерживать свою компетентность на заданном уровне, следует стремиться к новому. Даже дополнение имеющихся знаний новыми деталями – это тоже, по сути, получение новых знаний. К тому же, освоение новых знаний и навыков не может обойтись без закрепления имеющихся. При этом старые навыки могут оказаться невостребованными и на них попросту бессмысленно затрачивать большие усилия.

Принцип 10. Умение принимать решения и отвечать за свою деятельность.

За время обучения нужно научиться принимать решения, решать самостоятельно задачи (не только учебные) и нести ответственность за свои действия. В противном случае страдает не только качество обучения, но и вся последующая жизнь. Когда всё начинается с того, что кто-то выбирает студенту специальность, кто-то решает за него учебные задачи, кто-то находит ему работу и т.д., закончится всё тем, что кто-то будет распоряжаться всеми его решениями и действиями, большей частью его времени и денег. Кто? Например, муж или жена, работодатель, специалисты по формированию общественного мнения, неформальные организации, секты и пр. Несмотря на полученное образование, такие люди не живут своей жизнью, однако их это устраивает или они этого даже не понимают. Как, например, персонаж компьютерной игры не понимает, что всеми его действиями руководит кто-то с помощью клавиатуры и мыши.

Принцип 11. Самоорганизация, самодисциплина, самоанализ.

Для оптимизации образовательной и не только образовательной деятельности нужно научиться организовывать своё время. Очень многие (не только студенты) жалуются на постоянную нехватку времени на какие-то важные дела. Но чаще всего значительную часть их свободного времени занимают, по сути, бесполезные занятия – просмотр телевизора, чтение развлекательной литературы, общение с друзьями, в т.ч. виртуальное, компьютерные игры и т.д. Если же сократить время на развлечения и делать важные дела в первую очередь, то можно добиться очень многого. Но при этом нужно быть готовым к тому, что иногда придётся пропускать телевизионные передачи, отказывать друзьям «собраться посидеть» и т.д. А для этого нужно понять, как упоминалось выше, кто управляет человеком – он сам или кто-то другой (друзья, кинопродюсеры и т.д.).

Но нельзя лишать себя отдыха. Работа и отдых должны не исключать, а дополнять друг друга. То есть нельзя вдаваться в крайности и большую часть усилий тратить только на достижение результата или наоборот, большую часть времени тратить на отдых. Но после значительной трудовой нагрузки должен следовать период расслабления – активного или пассивного отдыха. В процессе активного отдыха происходит отвлечение от текущих дел и получение новых впечатлений, что позволяет поддерживать энтузиазм, приводит к появлению новых идей и т.д. Пассивный отдых тоже небезынтересен. В бездействии иногда рождаются гениальные мысли. Впрочем, как и безумные.

Следует также учесть, что для более рациональной организации времени и дел нужна самодисциплина и самоанализ. Самодисциплина помогает преодолевать временные и незначительные препятствия и достигать поставленных ранее целей. Ведь мало иметь, например,

календарный план выполнения курсовой работы. Нужно ещё уметь заставить себя работать согласно плану. Самоанализ позволяет выявлять недостатки в организации дел и корректировать планы с учётом своих индивидуальных особенностей.

При этом самодисциплина нужна не только в обучении, а её важность до того значительна, что странно, что об этом так мало говорят. Приведём пример. Вечером студент устанавливает будильник на семь часов утра, чтобы ровно в семь часов проснуться, собраться и пойти на занятия. Затем он ложится спать, и спит до семи часов. Звонит будильник. Студент либо встаёт и собирается, как планировал, либо переставляет будильник ещё на десять минут и спит дальше. То есть отказывается от своих планов просто потому, что очень хочется спать. Такой студент не сможет заставить себя действовать до тех пор, пока его не вынудят обстоятельства, например, когда часы будут показывать без пяти восемь.

Недостаток самодисциплины приводит не только к тому, что студенты опаздывают на занятия и выполняют индивидуальные работы в последний момент. Кроме студентов ещё очень многие никогда не могут, например, бросить курить, заняться спортом, поменять работу, накопить денег на крупную покупку и т.д. При этом высказываются самые разнообразные причины, многие из которых лишь косвенные. Недостаток самоанализа не позволяет даже понять, что основная причина всего лишь в недостатке самодисциплины.

Принцип 12. Окружение должно способствовать, а не препятствовать образовательной деятельности.

Особое внимание следует обратить на своё окружение. Успеха в образовательной деятельности добиться труднее, когда все вокруг безразличны к обучению. Причём воздействие окружения часто косвенное, поскольку тому, кто хочет учиться, могут и не препятствовать напрямую. Но постоянные разговоры о том, что задачи слишком сложные, что кто-то пробовал, но у него не получилось или что лучше найти готовое решение, могут формировать отрицательное отношение к самому образовательному процессу. Это отношение снижает веру в успех и мотивацию к самостоятельной работе. Поэтому следует либо осознанно игнорировать потенциально негативную информацию, либо уменьшить время общения с людьми, от которых она может поступать.

Положительное окружение может быть полезным и с такой точки зрения. В процессе практической деятельности недостаток собственных знаний и умений может быть компенсирован связями и влиянием на людей, у которых есть эти знания и умения.

Выводы.

Таким образом, были рассмотрены 12 основных и наиболее важных принципов, необходимых для организации эффективной индивидуальной образовательной деятельности. Применение этих принципов предполагает

не только повышение качества образования отдельных лиц или их компетентности, но и повышение качества жизни в целом через умение реализовать полученное образование, организовать свою деятельность и т.д. В общих чертах принципы организации индивидуальной образовательной деятельности несут в себе такие идеи: понимание личной ответственности за своё образование, стремление к новому и лучшему, приложение усилий для достижения результата, принятие решений, в том числе нестандартных и т.д.

Литература.

1. Геотехнології і охорона праці у гірничій промисловості: Зб. матеріалів регіональної наук.-практ. конф., Красноармійський індустріальний інститут ДонНТУ, 29 травня 2008 р. – Донецьк: ООО «Цифровая типография», 2008. – 150 с.
2. Геотехнології і охорона праці у гірничій промисловості: Зб. матеріалів регіональної наук.-практ. конф., Красноармійський індустріальний інститут ДонНТУ, 16 вересня 2009 р. – Донецьк: ООО «Цифровая типография», 2009. – 310 с.
3. Геотехнології і охорона праці у гірничій промисловості: Зб. матеріалів IV наук.-практ. конф., Красноармійський індустріальний інститут ДонНТУ, 26 травня 2010 р. – Донецьк: ООО «Цифровая типография», 2010. – 325 с.
4. Актуальні проблеми економічного і соціального розвитку регіону: Збірник матеріалів регіональної науково-практичної конференції. - Красноармійськ: КІІ ДонНТУ, 2010. - 408 с.
5. Геотехнології і охорона праці у гірничій промисловості: Зб. матеріалів регіональної наук.-практ. конф., Красноармійський індустріальний інститут ДонНТУ, 12 жовтня 2011 р. – Донецьк: ООО «Цифровая типография», 2011. – 236 с.

УДК 622:681.3.06

ИСАЕНКОВ А.А., ИСАЕНКОВ К.А. (КИИ ДонНТУ)

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АНИМАЦИИ В УЧЕБНОМ ПРОЦЕССЕ

Рассмотрен пример использования редактора трехмерной графики Blender для создания анимации как элемента в учебном процессе

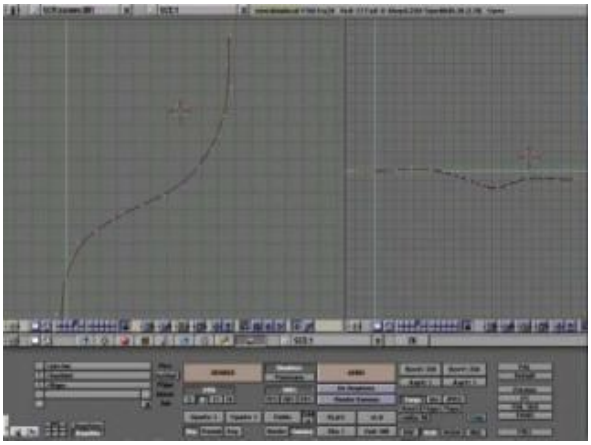
Blender — это свободно распространяемый редактор трехмерной графики с открытым исходным кодом. С помощью Blender можно создавать 3D модели, анимации, игры, осуществлять видеомонтаж и композинг.

Рассмотрим на небольшом примере, как в несколько шагов с помощью данного редактора создать фрагмент подземной горной выработки.

Как уже говорилось, Blender редактор свободно распространяемый. Скачать его можно по следующей ссылке: http://www.blender.org/download/get-blender/. Устанавливаем, запускаем и начинаем создавать анимацию.

При виде сбоку добавляем ***Bezier curve*** (кривую Безье). Перейдя в окно «EditButtons» нажимаем кнопку «3D», что позволяет перемещать вершины вне плоскости, т.е. делать кривые действительно трехмерными.

В режиме редактирования (клавиша TAB — вершины в этом режиме должны стать видимыми) добавляем несколько точек на кривые с помощью Ctrl+ЛКМ. По завершении получится что-то вроде этого:

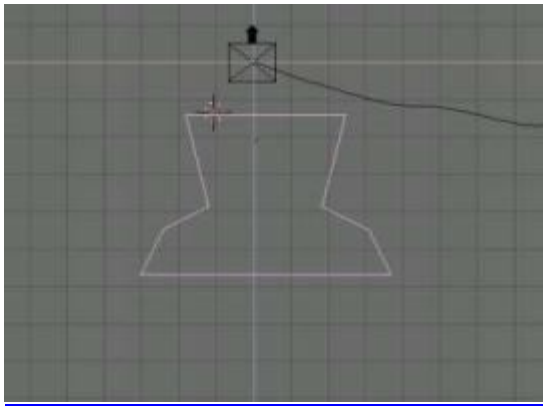


Теперь «привяжем» выработку к пути. Сначала выделим выработку и, удерживая Shift, выделяем путь. Делаем путь родительским объектом для выработки, нажав CTRL-P. Затем выделяем путь и переходим на экран «AnimButtons». Нажимаем кнопку «CurvePath» — и выработка начинает двигаться вдоль кривых (анимируем с помощью ALT-A).

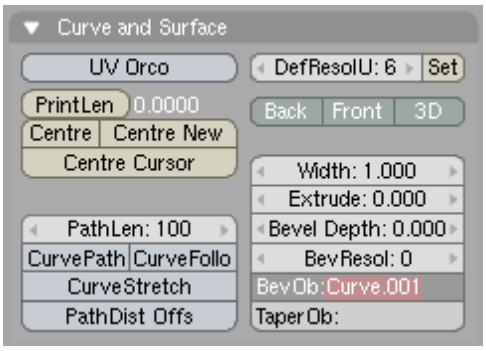
В зависимости от способа рисования кривой выработка может оказаться в совершенно неподходящем месте. Просто перетаскиваем ее на нужную позицию — это должно решить проблему.

Выглядит неплохо, но этого недостаточно — необходимо, чтобы выработка «смотрела» в правильном направлении. К счастью, и для этого есть кнопка: «CurveFollow» (убеждаемся, что верхний вектор выработки указывает в верном направлении). По некоторым причинам выработка развернется на 90° при активации этой кнопки. Как и в предыдущем случае — просто нужно ее перевернуть.

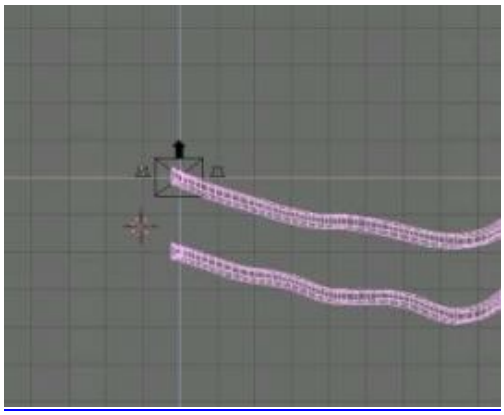
Делаем рельсы. Рельсы будут сделаны путем движения фаски по направляющей кривой. В виде спереди создадим новую кривую и зададим форму рельса:



Выйти из режима редактирования кривой можно нажатием кнопки C. Сделаем копию фигуры и поместим ее чуть ниже. Выделим обе фигуры и объединим их вместе, что можно сделать нажатием CTRL-J. Справа внизу на экране будет указано имя объекта, что-то типа ***OB:Curve.001***. Теперь выбираем направляющую кривую, входим в меню редактирования и вводим имя объекта, которое только что видели в поле «BevObj».

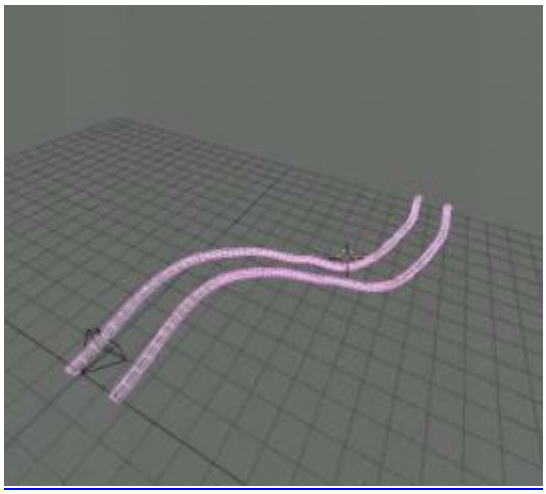


Если все сделано правильно, должно появиться что-то похожее на рельсы. Однако рельсы могли быть повернуты на 90° относительно тех контуров рельсов, которые только что нарисовали:

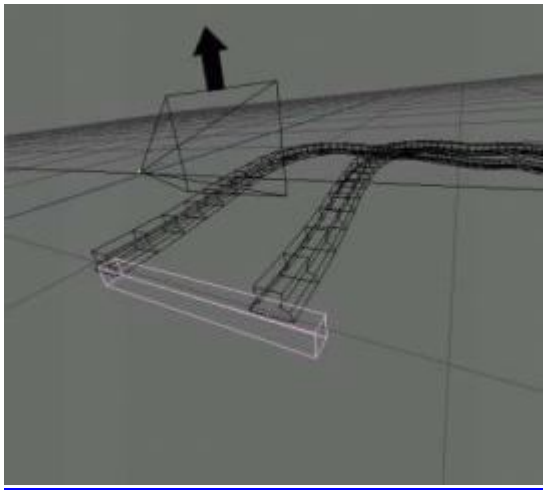


Чтобы это исправить, выбираем фигуру рельса, входим в режим редактирования. Выбираем все вершины (кнопка A) и поворачиваем их на 90° (кнопка R, удерживая CTRL, что позволит поворачивать фигуру на

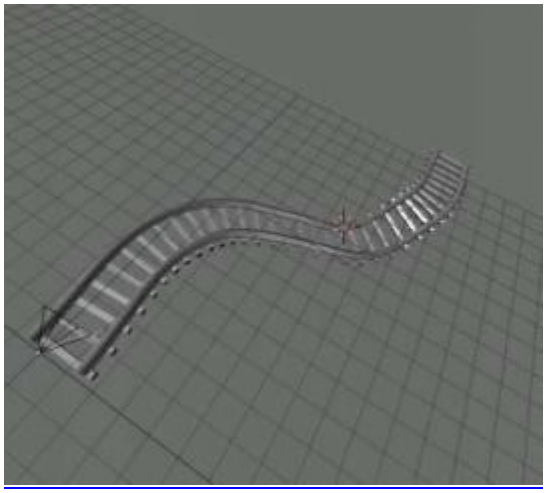
величину, кратную 5°). Теперь наша модель должна выглядеть примерно так:



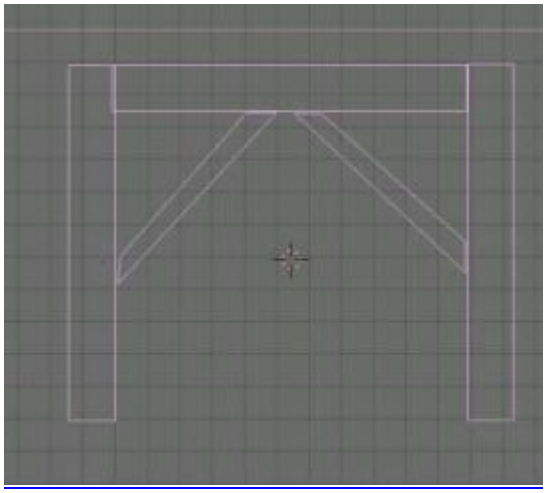
Теперь создаем сами шпалы, а так же рамы крепи. Начнем с создания блока, чуть большего, чем расстояние между рельсами:



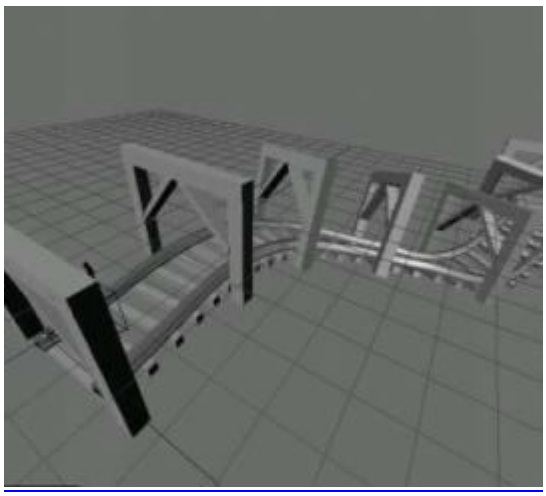
Теперь привяжем шпалы к рельсам. Выберем блок, удерживая Shift, выберем сами рельсы и нажмем CTRL-P. Теперь, когда анимируем блок, будет заметно, что он идет по рельсам. Выбираем сам блок и переходим к экрану «AnimButtons». Там следует нажать кнопку «DupliFrames». Это создаст виртуальную копию блока для каждого кадра анимации. Сейчас таких копий создалось... многовато, поэтому увеличим значение «DupOff» до тех пор, пока картинка не будет выглядеть правдоподобно (например, 2).



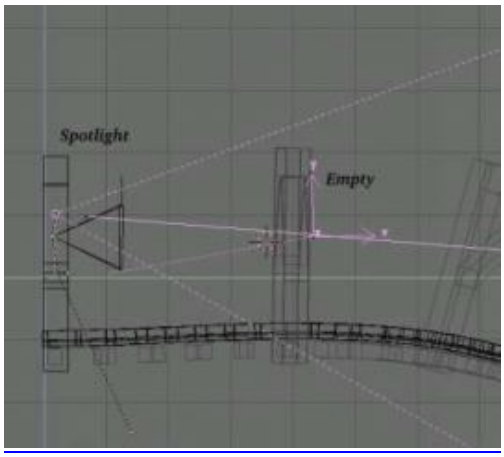
Теперь создадим фигуру наподобие этой:



и немного углубим и расширим ее (установим параметр «extrude», если использовалась кривую; или команду «extrude» (кнопка E) в случае, если создали фигуру как объект). Снова поместим фигуру в начале рельс, привяжем ее к рельсам и установим «DupliFrames». Поиграемся значением «DupOff» до тех пор, пока не выйдет что-то приличное:

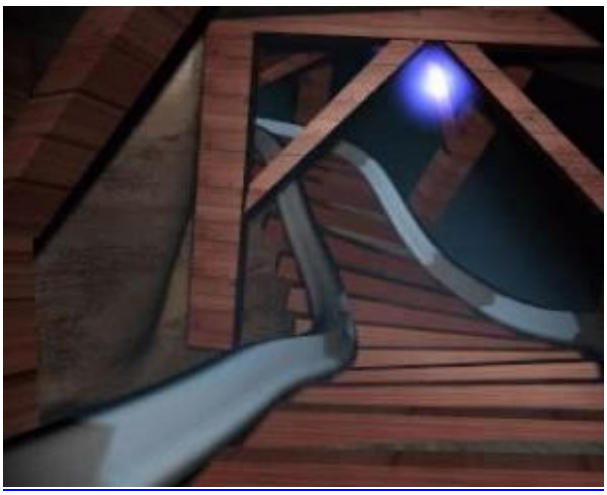


Теперь зададим освещение. Создадим источник света, поместим ее прямо над выработкой и привяжем к ней. Убеждаемся, что источник освещает нам путь, а не светит назад. Так у нас получился фонарь на вагонетке. Однако это не будет выглядеть естественно, поскольку свет будет в точности следовать за выработкой. Создадим пустую область и поместим ее прямо перед выработкой, затем привязываем область к ней. Выбираем сначала лампу, а потом пустую область. Нажимаем CTRL-T, чтобы свет следовал за пустой областью. После того, как это сделано, направление источника света, возможно, изменилось. Поправим его так, чтобы оно указывало точно в пустую область. Затем выбираем эту пустую область, переходим в экран «AnimButtons» чтобы установить «TimeOffset» в какое-то небольшое отрицательное значение (например -3). Такой небольшой трюк со временем позволит пустой области быть всегда чуть-чуть впереди источника света. Направление же света теперь не привязано жестко к выработке, что дает более реалистичную картинку.



И, наконец, создадим стенки выработки, применив выдавливание вдоль направляющей кривой. Каждая направляющая кривая может иметь только одну фаску, но можно создать ее копию (нажатием SHIFT-D. Затем создайте стену выработки и выдавливаем ее по направляющей:

И, наконец, наложив свет и текстуры, получаем результат:



УДК 004.056.55

ТРУНОВ Д.Н. (ПСП «ШУ «Белозёрское» ООО «ДТЭК Добропольеуголь»)

ПРИНЦИПЫ ПРАКТИЧЕСКОГО ПРИМЕНЕНИЯ ЦИФРОВЫХ ПОДПИСЕЙ

Рассмотрены основные принципы шифрования и его применение для вычисления сигнатур и цифровых подписей электронных документов. Рассмотрены особенности практического применения современных средств добавления и проверки цифровых подписей. Рассмотрены возможности применения сигнатур и компьютерная программа для их вычисления.

С широким распространением в современном мире электронных форм документов (в том числе и конфиденциальных) и средств их обработки особо актуальной стала проблема установления подлинности и авторства безбумажной документации [1]. В конце обычного письма или документа исполнитель или ответственное лицо ставит свою подпись. Подобное действие часто преследует две цели. Во-первых, получатель имеет возможность убедиться в истинности письма, сличив подпись с имеющимся у него образцом. Во-вторых, личная подпись является юридическим гарантом авторства документа. Последний аспект особенно важен при заключении разного рода торговых сделок, составлении доверенностей и т.д.

Если подделать подпись человека на бумаге весьма непросто, а установить авторство подписи современными криминалистическими

методами – техническая деталь, то с подписью электронной дело обстоит иначе. Подделать цепочку битов, просто скопировав её, или незаметно внести нелегальные исправления в цифровой документ сможет почти любой пользователь.

Поэтому процедуры определения достоверности электронных документов не обходятся без криптографии (шифрования). Шифрование осуществляется нахождением функции *f(x)*, где аргумент *x* – исходное цифровое сообщение (документ в виде цепочки битов), а функция *f(x)* – это некоторый алгоритм шифрования. Такая схема основана на классических алгоритмах шифрования, то есть на алгоритмах с закрытым ключом [1, 2]. Здесь и шифрование, и дешифрование производятся одним и тем же ключом, который нужно держать в секрете.

Цифровая подпись же предполагает наличие открытого ключа для возможности подтверждения авторства документа. Решение заключается в применении систем шифрования с открытым распределением ключей. Идея основана на использовании так называемых односторонних функций [2]. Пусть по аргументу *x* легко вычисляется функция *f(x)*. А по значениям *f(x)* аргумент *x* вычисляется очень трудно. Схема шифрования выглядит следующим образом. Имеется некоторая функция *F(x)*, по которой легко определяется функция *f(x)*. При этом зная функцию *f(x)* трудно получить *F(x)*. Эти функции связаны таким образом, что если $y = f(x)$, то $x = F(y)$ и наоборот (здесь *y* – зашифрованное сообщение). Функция *F(x)* представляет собой закрытый ключ, который известен только автору ключа, функция *f(x)* – открытый ключ, который может быть опубликован. Значит, чтобы зашифровать сообщение для пользователя А, нужен открытый ключ, доступный для публичного распространения, чтобы расшифровать – закрытый, известный только получателю сообщения (пользователю А).

Для получения цифровой подписи документа нужно по определённым алгоритмам вычислить последовательность бит определённой длины, обычно меньшей, чем сам документ (чтобы не шифровать весь документ). Такая последовательность (назовём её сигнатурой) должна вычисляться таким образом, чтобы малейшие изменения в исходном документе приводили бы к значительным изменениям вычисленной сигнатуры. Шифруя сигнатуру закрытым ключом, известным только одному пользователю, получают цифровую подпись. Для проверки авторства и / или целостности документа любой желающий может расшифровать цифровую подпись открытым ключом, который публично распространён, а затем сравнить полученный результат с вычисленной сигнатурой для проверяемого документа. Если результат совпал, то можно говорить, что авторство документа принадлежит владельцу открытого ключа и сам документ не был изменён злоумышленниками.

Заметим, что для вычисления сигнатур, используются так называемые Хэш-функции, которые в общем виде представлены следующим образом [1]:

$$S = H(k, T),$$

где S – сигнатура, k – ключ, T – исходный текст.

Функция H(k, T) является хэш-функцией, если она удовлетворяет следующим условиям:

1) исходный текст может быть произвольной длины;

2) само значение H(k, T) имеет фиксированную длину;

3) значение функции H(k, T) легко вычисляется для любого аргумента;

4) восстановить аргумент по значению с вычислительной точки зрения – практически невозможно;

5) функция H(k, T) – однозначна.

В настоящее время существует множество различных алгоритмов вычисления хэш-функций и шифрования с открытым ключом [1-3]. Среди хэш-функций наиболее известные – MD2, MD4, MD5 и SHA, среди алгоритмов шифрования с открытым ключом – RSA и др.

Однако перейдём от теории вопроса к практике. Мы могли увидеть, что цифровая подпись электронных документов вполне может заменить обычную подпись на бумажных документах. Активное внедрение электронного документооборота в скором времени потребует применять цифровые подписи чаще, чем обычные. Однако рассмотренные схемы работы с цифровыми подписями имеют два серьёзных недостатка:

1) необходимость доказательства знания закрытого ключа;

2) закрытый ключ случайно или преднамеренно может оказаться известным другим лицам.

Первый недостаток заключается в том, что заявить своё авторство на данную цифровую подпись могут сразу несколько человек. Решение этой проблемы заключается в проведении дополнительных процедур проверки и / или наличии посредника, который должен регистрировать все открытые ключи и подтверждать принадлежность их тому или иному лицу. Однако, во-первых, такому посреднику должны доверять все участники, а во-вторых, его услуги не всегда бесплатны.

Второй недостаток ещё более значимый. Усилиями злоумышленников или преднамеренными действиями владельца закрытого ключа, сам закрытый ключ может стать известным другим пользователям. Тогда от имени легального пользователя может быть подписан любой документ или авторство документа может быть оспорено из-за знания закрытого ключа. Данный недостаток теряет свою значимость при соблюдении мер информационной безопасности и обязательной регистрации открытых ключей у упомянутых выше посредников.

В операционной системе Windows шифрование, цифровые подписи и другие процедуры осуществляются с помощью цифровых сертификатов и специальных служб, которые ими управляют. Обычно сертификат содержит открытый ключ и некоторые дополнительные сведения. Закрытый ключ храниться в специальном защищённом хранилище. Чтобы получить сертификат необходимо связаться с центром сертификации и запросить сертификат. Центр сертификации представляет собой организацию, занимающуюся выдачей сертификатов. Центры сертификации устанавливают подлинность открытых ключей, принадлежащих частным лицам или другим центрам сертификации, а также проверяют достоверность личных данных частного лица или организации, запрашивающих сертификат. Например, если необходимо защитить сообщение электронной почты с помощью цифровой подписи, следует получить личный сертификат [4].

Центром сертификации может выступить и пользовательский персональный компьютер с установленной на нём ОС Windows. Для этого в командной строке (cmd.exe или Пуск – Все программы – Стандартные – Командная строка) нужно набрать команду:

cipher /R: *имя_файла.*

Программа запросит ввод и подтверждение пароля и создаст в текущем каталоге два файла с указанным именем: один с расширением .cer – файл сертификата, второй с расширением .pfx – специальный файл, предназначенный для установки и сертификата и закрытого ключа на данном компьютере. Пароль нужен для защиты .pfx-файла.

Если сертификат уже установлен, воспользоваться им можно для добавления цифровых подписей к документам, созданным, например, в программах MS Office Word 2007 и MS Office Excel 2007. Для этого в меню программы нужно выбрать пункт «Подготовить», затем «Добавить цифровую подпись». Далее в появившемся окне следует выбрать нужный сертификат и подтвердить добавление цифровой подписи. Проверка действительности цифровой подписи производится автоматически. К тому же в программах пакета MS Office 2007 и более поздних версиях добавление изменений в документы после добавления в них цифровой подписи блокируется (документ можно открыть только для чтения).

Если сертификат был выдан доверенным центром сертификации, то данный вопрос практически исчерпан. Если же он был создан на пользовательском компьютере, то применим только для индивидуального пользования (проверка целостности подписанного документа). Применение таких сертификатов в организации допустимо, если в ней будет создан орган, занимающийся регистрацией пользовательских сертификатов и участвующий в разрешении возможных споров подтверждения авторства.

Для активного внедрения и применения сертификатов осталось только освоить процедуры работы с ними и основные вопросы безопасного хранения закрытых ключей. Кратко можно дать несколько основных рекомендаций:

- учётная запись пользователя должна быть защищена надёжным паролем, поскольку при доступе к учётной записи могут стать доступными закрытые ключи;

- создаваемый .pfx-файл должен быть защищён надёжным паролем, так как он тоже содержит закрытый ключ, который нужно хранить в секрете;

- на компьютере должна быть установлена и постоянно функционировать антивирусная программа, желательно уровня Internet Security.

Надёжный пароль должен удовлетворять следующим рекомендациям [4]:

- длина не менее 8 символов;

- не содержит полного слова, имени пользователя или названия организации;

- значительно отличается от предыдущих паролей;

- пароль должен содержать буквы верхнего (A, B, C…) и нижнего (a, b, c…) регистра, цифры (1, 2, 3…) и прочие символы (!@#%^&*...).

Таким образом, было рассмотрено применение цифровых подписей на основе цифровых сертификатов и шифрования с открытым ключом. Однако дополнительно к этому способу можно предложить альтернативный способ, основанный на шифровании с закрытым ключом. Уже было сказано, что такие алгоритмы не применимы для создания цифровых подписей, поскольку любой пользователь, знающий ключ, может выполнить и шифрование и дешифрование. Ключ же должен быть опубликован для возможности проверки другими пользователями вычисленной подписи. Но попробуем превратить недостаток в преимущество.

Выше был рассмотрен принцип вычисления хэш-функции. Руководствуясь этим принципом, предлагается применение специальной программы, которая производила бы вычисление по некоторому алгоритму сигнатуры некоторой длины (не менее 128 бит) для любого указанного файла. Файл документа в таком случае может распространяться без цифровой подписи. Тогда подписью для него может служить бумажный носитель с краткими сведениями, такими как имя и размер файла, автор документа, название документа и/или тема и т.д. И главное, на этом же бумажном носителе должна быть вычисленная по принятому алгоритму сигнатура и стоять обычная рукописная подпись (подписи, возможно штампы, печати).

В таком случае, для обеспечения нормального функционирования таких подписей необходимо принять несколько мер:

1) алгоритм вычисления сигнатуры должен быть официально принятым и публично доступным в организации, где он применяется;

2) должна быть написана и свободно доступна программа для вычисления сигнатуры для файла документа;

3) алгоритм вычисления сигнатуры должен обладать достаточной надёжностью, чтобы исключить лёгкий подбор нужного содержимого документа под уже существующую сигнатуру, поэтому должен включать в себя шифрование.

Тогда можно получить несколько дополнительных преимуществ:

- вычислить сигнатуру проще, чем цифровую подпись;
- нет необходимости создавать надёжные пароли;
- нет опасности потери или разглашения закрытого ключа.

Примером программы для вычисления сигнатуры могла бы послужить разработанная автором компьютерная программа FileSignature (от англ. «подпись файла»), которая вычисляет сигнатуру для заданного файла по специальному авторскому алгоритму с применением шифрования. В окно программы выводятся сведения о файле (имя файла, дата создания и изменения, размер), сведения об алгоритме и его настраиваемых параметрах (количество циклов шифрования, размер вычисляемой сигнатуры), а также сама сигнатура в виде набора шестнадцатеричных чисел размером 1 байт, по 16 байт в строке. Общий вид окна программы FileSignature приведён на рисунке 1.

Особенностью программы FileSignature является то, что она может работать с файлами практически любого возможного размера (максимальный размер ограничен значением 2^{64} – 1 байт). Кроме того, программа использует гибкие параметры вычисления сигнатуры. Например, в процессе вычисления сигнатуры применяется предварительное шифрование минимум с одним основным циклом и от 0 до 9 дополнительных циклов шифрования (задаётся пользователем). Длина сигнатуры также выбирается пользователем в диапазоне от 16 до 1024 Байт.

Стоит заметить, что чем больше длина исходного файла и выбрано больше циклов шифрования, тем дольше выполняется вычисление сигнатуры. Например, вычисление сигнатуры для файла, размером около 64 Мбайт с 1+3 циклами шифрования занимает около 5с на компьютере с частотой процессора 2,2 ГГц. Длина сигнатуры на скорость вычисления практически не влияет.

Распечатанная на бумажном носителе сигнатура для некоторого файла (электронного документа) может заменить печать всего электронного документа, особенно если его объём существенно превышает одну страницу. Если поставить обычную подпись на листе с сигнатурой файла,

то это вполне может заменить подпись на распечатанном и прошитом документе.

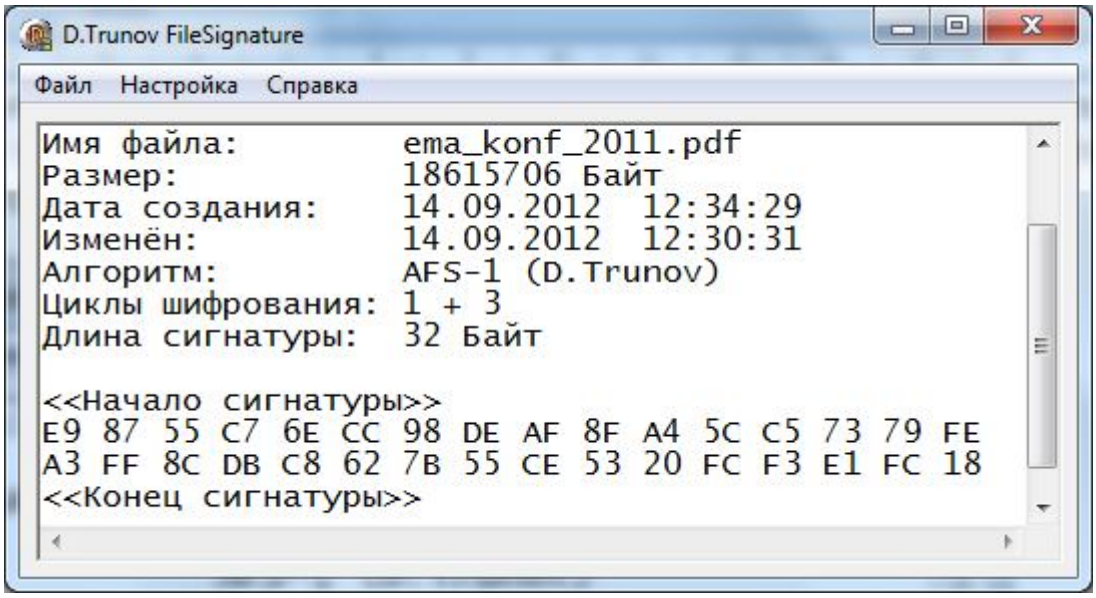


Рисунок 1 – Окно программы FileSignature

Любое, даже самое незначительное изменение, вносимое в файл в любом его месте, приведёт к значительному изменению сигнатуры. Польза такой сигнатуры заключается в том, что она очень точно отображает содержимое файла и не может быть легко подделана для произвольного файла. Это значит, что если взять сигнатуру некоторого файла, то практически невозможно получить точно такую же сигнатуру для любого другого файла, содержимое которого отличается от исходного.

Даже если в произвольный файл перебором вносить изменения чтобы вызвать изменение сигнатуры и на каком-то шаге получить требуемое её значение, вероятность получения нужного значения на первых шагах составляет 1 случай на $3 \cdot 10^{38}$ (для сигнатуры длиной 16 Байт). Практически нулевая вероятность. На последующих шагах, правда, вероятность будет постепенно повышаться, но нужно учесть, что на проверку каждого шага требуется несколько секунд работы компьютера. И если даже 1 млн. компьютеров заставить непрерывно работать над поиском нужного изменения, чтобы для произвольного файла получить требуемую сигнатуру, то для полного перебора понадобится около $1 \cdot 10^{25}$ лет.

Тем не менее, рекомендуется вычислять сигнатуру длиной от 32 байт и как минимум с 2-3 дополнительными циклами шифрования. Ниже приведён возможный пример оформления сигнатуры электронного документа на бумажном носителе, полученной с помощью программы FileSignature.

Название документа: Паспорт перекрепления 1 северного вентиляционного штрека уклона № 3 пласта k_7.
Разработал: Иванов Иван Иванович
Имя файла: pasp_perekr021.cdw
Размер: 444636 Байт
Дата создания: 07.10.2011 10:29:41
Изменён: 29.04.2012 14:27:45
Алгоритм: Согласно протоколу № 112 от 19.09.2011
Циклы шифрования: 1 + 3
Длина сигнатуры: 32 Байт
Сигнатура:
63 16 49 2D 1E 1F 70 92 DA 45 B9 3C 48 80 04 53
F3 58 65 26 64 2A 12 9C 90 43 AE FE AD 19 D5 6C
Подписи
Разработал *подпись* Иванов И.И.
Согласовано *подпись* Петров И.Н.
Утверждаю *подпись* Кононов С.В.

Таким образом, преимущества внедрения цифровых подписей и сигнатур очевидны. Их применение позволило бы значительно снизить объёмы распечатанных документов, которые и так созданы и существуют в электронном виде. Активное распространение портативных приспособлений, годных для чтения электронных документов (ноутбуки, планшетные компьютеры, электронные книги), увеличивает потенциал дальнейшего распространения именно электронных документов, а также упрощает работу с ними. К тому же, электронный документ легче хранить, легче копировать, легче обработать и легче переслать. В перспективе очень многие документы, за некоторыми исключениями, станут существовать только лишь в электронном виде. И применение цифровых подписей – закономерный шаг, призванный обеспечить полноценность замены бумажных документов электронными.

Выводы

Было рассмотрено, что применение цифровых подписей может осуществляться только с применением шифрования. Рассмотренные две схемы шифрования (классическая с закрытым ключом и система с открытым ключом) позволяют применить их либо для вычисления сигнатуры электронного документа, либо для создания цифровой подписи. Система шифрования с открытым ключом позволяет пользователю зашифровать сигнатуру документа секретным ключом, известным только ему, а расшифровать открытым ключом любым пользователем для удостоверения авторства или целостности документа. Современные алгоритмы и средства работы с цифровыми подписями электронных документов позволяют заменить ими обычные подписи на обычных

документах. К тому же предложен альтернативный вариант подписи электронного документа – распечатанные и подписанные обычной подписью краткие сведения о документе и его сигнатура. Приводится описание авторской программы для вычисления сигнатуры файла.

Источники информации

1. Баричев С. Криптография без секретов - http: //www. bnti. ru/ dbtexts /analmat/1_2002/crypto4.pdf - 25.01.2012
2. Ерош И.Л. Дискретная математика. Математические вопросы криптографии: Учеб. пособие / СПбГУАП. СПб, 2001. – 56с.
3. Лунин А.В., Сальников А.А. Перспективы развития и использования ассиметричных алгоритмов в криптографии - http://www.ssl.stu.neva.ru/psw/crypto/Lunin24.html - 25.01.2012
4. Справочная система Windows 7
5. Вентцель Е.С., Овчаров Л,А. Теория вероятностей. М.: «Наука», 1969. – 366с.

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Абакумова Олена Володимирівна – асистент кафедри РРКК ДонДТУ

Андрейко Віталий Олександрович – молодший науковий співробітник ДонВУГІ

Антипов Андрій Олександрович – студент ДонНТУ

Антипов Ігор Владиславович - доктор технічних наук, професор, заступник директора з наукової роботи Інституту фізики гірничих процесів НАН України

Баришніков Анатолій Сергійович - аспірант кафедри маркшейдерії Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет»

Батрак Володимир Валентинович – асистент кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Бачуріна Ярослава Павлівна - асистент кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КІІ ДонНТУ.

Баюн Руслана Миколаївна – магістрант кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КІІ ДонНТУ

Бєляєв Володимир Олегович – студент ДонДТУ

Білогуб Оксана Юріївна - асистент кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КІІ ДонНТУ.

Боблях Сергій Ростиславович – кандидат технічних наук, доцент Національного університету водного господарсва та природовикористання

Богданов Ярослав Станіславович – студент КІІ ДонНТУ

Болотов Олександр Петрович – асистент кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» Донбаського державного технічного університету

Браташ Олена Олексіївна – асистент кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КІІ ДонНТУ.

Бедряк Тетяна Борисівна – студентка Донецького національного університету економіки і торгівлі ім. Михайла Туган-Барановського

Ващенко Василь Іванович - кандидат геолого-мінералогічних наук, доцент кафедри «Розробка пластових родовищ» КІІ ДонНТУ

Вірич Світлана Олександрівна – кандидат технічних наук, доцент, завідувач кафедри інженерної механіки КІІ ДонНТУ

Волошина Наталія Ігорівна – кандидат технічних наук, старший науковий співробітник Інституту фізики гірничих процесів НАН України

Гого Володимир Бейлович – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри природничих наук КІІ ДонНТУ

Головко Андрій Володимирович – магістрант кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ

Гринюк Тетяна Юріївна - кандидат технічних наук, доцент РЕГІ (м.Рівне)

Дегтярь Сергій Євгенович – молодший науковий співробітник ІФГП НАН України

Денисенко Володимир Петрович – кандидат технічних наук, доцент кафедри РРКК ДонДТУ

Дрипан Павло Сергійович – старший викладач кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

Дуброва Наталя Олександрівна - молодший науковий співробітник УкрНДМІ НАНУ

Жуковцов Ігор Васильович - начальник відділу організації праці та нормування заробітної плати ПАТ "Шахта ім. О.Ф.Засядька"

Заболотна Юлія Олександрівна - аспірантка кафедри маркшейдерії Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет»

Завражин Вячеслав Вячеславович – кандидат технічних наук, старший науковий співробітник ІФГП НАН України

Ісаєнков Олександр Олександрович – старший викладач кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КІІ ДонНТУ.

Ісаєнков Костянтин Олександрович - студент КІІ ДонНТУ

Ігнатюк Роман Михайлович - аспірант кафедри розробки родовищ корисних копалин. Національного університету водного господарсва та природовикористання

Касьян Микола Миколайович – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

Кирилова Олександра Олександпівна – магістрант кафедри «Охорона праці і аерологія» ДонНТУ

Кодунов Борис Олексійович - кандидат технічних наук, .доцент кафедри розробки пластових родовищ КІІ ДонНТУ.

Козирь С.В. – співробітник ВП «Шахта «Трудовська» ДП «ДУЕТ»

Козяр Віктор Олександрович – кандидат технічних наук, старший викладач Національного університету водного господарсва та природовикористання

Кольчик Іван Євгенович – кандидат технічних наук, старший науковий співробітник Інституту фізики гірничих процесів НАН України

Кольчик Анна Євгеніївна – молодший науковий співробітник Інституту фізики гірничих процесів НАН України

Кондратенко Віктор Григорович – кандидат технічних наук, доцент, доцент кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ

Куліш Олександр Олександрович – студент ДонНТУ

Куцерубов Валерій Михайлович - кандидат технічних наук, доцент кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КІІ ДонНТУ

Кушнір Устим Леонідович – магістрант кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ

Лаппо Ірина Миколаївна – асистент кафедри інженерної механіки КІІ ДонНТУ.

Левицький Володимир Григорович – старший викладач Житомирського державного технологічного університету

Лобков Микола Іванович – кандидат технічних наук, доцент, завідуючий відділом управления состоянием горного маасива ІФГП НАН України.

Ляшок Ярослав Олександрович – кандидат технічних наук, доцент, завідувач кафедри геотехнологій і охорони праці, директор Красноармійського індустріального інституту ДонНТУ.

Лященко Максим Олександрович – магістрант кафедри «Розробка пластових родовищ» КІІ ДонНТУ.

Малишева Наталія Миколаївна – асистент кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

Мартищенко Олександр Юрійович – магістрант кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ

Миронюк Анастасія Олегівна – студентка КІІ ДонНТУ

Мнухін Анатолій Григорович – доктор технічних наук, заступник директра МакНДІ з наукової роботи

Нємцев Едуард Миколайович – старший викладач кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Нестеренко Василь Миколайович – кандидат технічних наук, доцент кафедри геотехнологій і охорони праці КІІ ДонНТУ.

Нікіфоров Михайло Олександрович - студент КІІ ДонНТУ

Новіков Олександр Олегович - доктор технічних наук, професор кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ

Носач Олександр Костянтинович – кандидат технічних наук, доцент, завідувач кафедри «Розробки пластових родовищ» КІІ ДонНТУ.

Осокіна Надія Олександрівна – студентка КІІ ДонНТУ

Пальмін Дмитро Петрович – студент КІІ ДонНТУ

Петелін Едуард Анатолійович – кандидат технічних наук, доцент кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Петренко Юрій Анатолійович – доктор технічних наук, професор кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ

Пешляєв Р. – студент ДонНТУ

Подгородецкий Микола Сергійович – канлилат технічних наук, доцент кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Попов Олександр Олександрович – студент КІІ ДонНТУ

Процай Максим Сергійович – магістрант кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Приймак А.С. – студент КІІ ДонНТУ

Пуханов Олександр Олександрович – старший викладач кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Резнік А.В. – студент КІІ ДонНТУ

Романій Світлана Миколаївна - асистент кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КІІ ДонНТУ.

Ротко Микола Олександрович – магістрант кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Рязанцев Антон Миколайович – асистент кафедри «Розробка пластових родовищ» КІІ ДонНТУ.

Рязанцев Микола Олександрович – кандидат технічних наук, доцент, доцент кафедри розробки пластових родовищ КІІ ДонНТУ.

Рязанцева Надія Арсентіївна – старший викладач кафедри розробки пластових родовищ КІІ ДонНТУ.

Руденко Яна Вікторівна – магістрант кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КІІ ДонНТУ

Савченко Антон Володимирович - магістрант кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Сахно Іван Георгійович – кандидат технічних наук, доцент, доцент кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

Сіідов Володимир Миколайович – асистент кафедри РРКК Донбаського державного технічного університету

Синков Вадим Григорович – доктор технічних наук, професор, заступник директора Інституту фізики гірничих процесів НАН України з наукової роботи.

Скрипка В'ячеслав Михайлович – старший викладач кафедри економіки і менеджменту КІІ ДонНТУ.

Соболевський Руслан Вадимович – кандидат технічних наук, доцент Житомирського державного технологічного університету

Соколов Віталій Констянтинович – молодший науковий співробітник ІФГП НАН України

Стадник Олександр Святославович - аспірант кафедри розробки родовищ корисних копалин Національного університету водного господарсва та природо використання

Стаднюк Катерина Дмитрівна – аспірант Інституту фізики гірничих процесів НАН України

Старіков Генадій Петрович – доктор технічних наук, професор, головний науковий співробітник ІФГП НАНУ.

Сироватченко В.А. – старший лаборант КІІ ДонНТУ

Тахтаров Євген Віталійович – магістрант кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Тишин Роман Олександрович– інженер МакНДІ

Трунов Дмитрий Николаевич – гірничий майстер «Шахтоуправление «Белозёрское» ООО «ДТЭК Добропольеуголь»

Трилер Євген Арнольдович – кандидат технічних наук, доцент кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ

Фомін Володимир Олегович – аспірант кафедри РРКК Донбаського державного технічного університету

Фурман Роман Олександрович – магістрант кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КІІ ДонНТУ

Халимендик Юрій Михайлович – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри маркшейдерії ДВНЗ «Національний гірничий університет»

Холіч Іван Валерійович – студент КІІ ДонНТУ

Хорольский Андрій Олександрович – студент КІІ ДонНТУ

Хорош Вадим Володимирович - магістрант кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ

Худолей Олег Генадійович – кандидат технічних наук, старший науковий співробітник ІФГП НАН України

Чернишев Віктор Іванович – старший викладач кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Чучко Віталій Генадійович – магістрант кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ

Чучко Станіслав Генадійович – магістрант кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ

Шажко Ярослав Віталійович – молодший науковий співробітник ІФГП НАН України

Шестаченко Сергій Віталійович – магістрант кафедри «Електромеханіка і автоматика» КІІ ДонНТУ.

Шуляк Ярослав Олегович – аспірант ДонНТУ

Юсипук Юлія Олександрівна – асистент кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КІІ ДонНТУ