Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України
Національний гірничий університет

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

**V Міжнародна
науково-практична конференція
02-08 жовтня 2011 року**

Дніпропетровськ
НГУ
2011

УДК 622 (06)

Наукова редакція:

В.І. Бондаренко, І.А. Ковалевська

Організаційний комітет:

Г.Г. Півняк, В.І. Бондаренко, В.І. Бузило,
В.М. Окалєлов, М.І. Ступнік, В.Д. Рябічев, В.Д. Сидоренко,
Р.О. Дичковський, І.А. Ковалевська, О.М. Кузьменко, В.В. Фомичов,
Ю.Я. Чередниченко, О.І. Коваль, О.В. Вівчаренко, В.Г. Черватюк
Єжи Кіцьки (Польща), Станіслав Прусек (Польща), Мічеслав Лубрика (Польща)

Технічна редакція:

О.К. Малова, К.А. Ганушевич, В.В. Лапко, Ю.І. Демченко

Збірник містить науково-технічні досягнення і передовий вітчизняний та закордонний досвід застосування нових технологій і геоінформаційних систем в гірничому виробництві України, Росії, Польщі, Німеччини, Індії, Монголії, Словаччини та ін.

Представлено сучасні технології комплексної розробки вугільних родовищ, актуальні завдання повторного використання дільничних виробок високонавантажених очисних вибоїв і тенденції розвитку засобів кріплення підготовчих виробок. Представлено досвід технології буріння дегазаційних свердловин, видобутку й використання шахтного газу метану, нових технічних рішень відпрацьовування залізорудних покладів. Досліджено способи й засоби гідророзпушування викидонебезпечних вугільних пластів. Обгрунтовано економічну доцільність спільного відпрацьовування вугільних пластів способом свердловинної підземної газифікації.

Сборник содержит научно-технические достижения, передовой отечественный и зарубежный опыт применения новых технологий и геоинформационных систем в горном производстве Украины, России, Польши, Германии, Индии, Монголии, Словакии и др.

Представлены современные технологии комплексной разработки угольных месторождений, актуальные задачи повторного использования участковых выработок высоконагруженных очистных забоев и тенденции развития средств крепления подготовительных выработок. Представлен опыт технологии бурения дегазационных скважин, добычи и использования шахтного газа метана, новых технических решений отработки железорудных залежей. Исследованы способы и средства гидрорыхления выбросоопасных угольных пластов. Обоснована экономическая целесообразность совместной отработки угольных пластов способом скважинной подземной газификации.

The collection contains scientific-technical achievements and foremost domestic and foreign experience of new technologies and geoinformational systems in mining industry of Ukraine, Russia, Poland, Germany, India, Mongolia, Slovakia and other countries.

Modern technologies of complex development of coal deposits are presented, together with current tasks of repeat use of mine workings of high-output stopes and development tendencies of development workings support. Experience of degassing boreholes drilling is presented together with recovery and use of mine gas methane and new technical solutions of iron-ore deposits development. Methods and means of hydro-loosening of prone-to-bursts coal seams are examined. Economic expediency of collateral of seams by method of borehole underground coal gasification is substantiated.

Адреса організаційного комітету:

Кафедра підземної розробки родовищ
Національний гірничий університет
просп. К. Маркса, 19, м. Дніпропетровськ
49005, Україна

ISBN 978-966-350-299-1

© Національний гірничий університет, 2011

ВІТАЄМО

Шановні колеги!

Обмін передовим досвідом, останніми досягненнями в галузі гірничої науки і техніки є найважливішими складовими успішного розвитку вугільної промисловості України. Саме тому проведення науково-практичних конференцій у теперішній час є вельми актуальним питанням.

Яскравим прикладом тому є Міжнародна науково-практична конференція «Школа підземної розробки», яка була заснована у 2007 році, і в цьому році вже святкує свою п'яту річницю. Конференція проводиться за ініціативою однойменної кафедри Державного ВНЗ «Національний гірничий університет» при підтримці провідних підприємств вугільної промисловості.

Всесвітнє визнання «Школи...» підтверджується публікаціями наукових праць конференції англійською мовою в одному з визнаних видань CRC Press Taylor & Francis Group Boca Raton London New York Leiden.

Бажаю учасникам конференції подальших творчих успіхів на благо науково-технічного прогресу, а вугільним і гірничорудним галузям усіх країн, що приймають участь у цій конференції, розвитку і процвітання.

Виражаю впевненість у надалі динамічному розвитку «Школи підземної розробки» і бажаю розширення кола учасників конференції.

З повагою,

Директор департаменту
вугільної промисловості
Міністерства енергетики та
вугільної промисловості України **О.В. Вівчаренко**

Шановні учасники конференції!

Вважаємо великою честю привітати Вас на ювілейній V Міжнародній науково-практичній конференції «Школа підземної розробки – 2011», яка традиційно проводиться на початку осені в перлині України – південному березі Криму.

Щороку росте кількість і поширюється географія учасників Школи. Це говорить про правильно обрану мету і пріоритети, які направлені на підвищення ефективності та безпеки ведення підземних гірничих робіт на шахтах і рудниках. Запропоновані рішення науково-технічних задач є узагальненою думкою вчених і гірничих інженерів України та країн близького та далекого зарубіжжя.

Інформація про науково-технічні досягнення останніх років надрукована в щорічних матеріалах конференцій у 372 статтях, загальною кількістю – 2800 сторінок у 7-ми томах.

З особливим задоволенням повідомляємо, що продовжується видання матеріалів конференції «Технічні та геоінформаційні системі в гірництві» всесвітньовідомим видавництвом CRC Press Taylor & Francis Group A BALKEMA BOOK, London, UK. Наукові праці конференції «Школа підземної розробки – 2011» розіслані видавництвом із Лондона по всіх континентах, в гірничодобувні країни, а також розміщені в мережі Internet.

В цьому році будуть заслухані та обговорені цікаві доповіді, які стосуються використання нових, інноваційних технологій підземної розробки родовищ України, Росії, Польщі, Німеччини, Монголії та Індії.

Ми переконані, що змістовні доповіді, емоційні виступи, обмін інформацією, наукові дискусії та дружні бесіди дозволять Вам одержати нові знання, і залишать незабутні враження про роботу конференції.

Дорогі колеги, ми раді знову бачити Вас на нашій конференції.

З повагою,

Організатори Школи

УДК 622.33(477) © А.В. Вивчаренко

СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ УКРАИНЫ

Розглянуто причини ситуації, що склалася у вугільній промисловості України. Наведено порівняльний аналіз роботи державних і приватних підприємств. Намічено стратегію розвитку галузі на середньо- і довгострокову перспективу.

Рассмотрены причины сложившейся ситуации в угольной промышленности Украины. Приведен сравнительный анализ работы государственных и частных предприятий. Намечена стратегия развития отрасли на средне- и долгосрочную перспективу.

The reasons of current situation in coal industry of Ukraine are considered. Comparative analysis of state and private enterprises activity is shown. Strategy of field development aims at medium- and long-term prospect.

Несмотря на принимаемые меры, ситуация в угольной промышленности остается сложной. Причиной этого являются ряд субъективных и объективных факторов, действовавших на протяжении длительного времени, главными из которых являются сложные горно-геологические условия разработки угольных месторождений, изношенный шахтный фонд и недостаточная поддержка со стороны государства.

Структура шахтного фонда шахт Украины является одной из худших среди угледобывающих стран Европы. Сегодня практически каждая вторая шахта работает свыше 50 лет, в том числе 35 шахт (25,7%) были введены в эксплуатацию более 70 лет назад и только 14 шахт (10,3%) эксплуатируется менее 30 лет. В целом по угольной отрасли на действующих шахтах в эксплуатации находятся 514 стволов, в том числе 385 вертикальных (74,9%) и 129 наклонных (25,1%). При этом 63 ствола (12,3%) имеют нарушение целостности крепления, из которых 16 вертикальных и 47 наклонных. Протяженность действующих горных выработок по отрасли составляет 6269,1 км, из которых 791,5 км не соответствуют паспорту крепления, что составляет 12,6%. Отдаленность 185 очистных забоев (64,7%) от околоствольных дворов достигает 3 км, по 79 очистным забоям протяженность составляет 3-5 км, а по 22 – превышает 5 км, в том числе 7 забоев находятся на расстоянии более 7 км. Соответственно, на многих шахтах сроки доставки людей к очистным забоям значительно превышают установленный норматив (45 мин).

Сложные горно-геологические условия характеризуются не только большой глубиной разработок, но и высокими температурами вмещающих пород; пластами, опасными по внезапным выбросам (53 шахты), угольной пыли (87 шахт), самовозго-

ранию угля (24 шахты) и склонными к горным ударам (913 шахт). Средняя глубина разработок на шахтах Украины достигла 649 м, а максимальная – 1400 м. На больших глубинах (свыше 700 м) работают 68 шахт (50,0%), на долю которых приходится 56,2% всей подземной добычи угля. На 31 шахте (22,8%) горные работы ведутся на глубинах от 1000 до1400 метров.

Эти и многие другие факторы привели к тому, что только 58 шахт (43,3%) имеют производственную мощность более 600 тыс. тонн угля в год. Большая же часть угледобывающих предприятий Украины имеет производственную мощность до 600 тыс. тонн угля в год, в том числе 30 шахт имеют мощность до 300 тыс. тонн в год. В результате в 2010 году 28 приватизированных шахт добывали примерно такие же объемы угля (36,7 млн. т) как и 113 государственных (38,5 млн. т).

Таблица 1

ПОТЕНЦИАЛ ПРИРОСТА ДОБЫЧИ УГЛЯ
(НЕИСПОЛЬЗОВАННАЯ МОЩНОСТЬ)

Показатель	Единица измерения	2009 год	2010 год
Количество действующих шахт и разрезов	техн. един	141	141
в том числе:			
в т.ч. предприятия Минэнергоугля	техн. един	113	113
частные предприятия	техн. един	28	28
Установленная производственная мощность (на конец года)	млн. грн	89,2	89,2
в том числе:			
в т.ч. предприятия Минэнергоугля	млн. грн	58,2	58,2
частные предприятия	млн. грн	30,9	30,9
Обьем добычи угля	млн. тонн	72,3	75,2
в том числе:			
предприятия Минэнергоугля	млн. тонн	38,4	38,5
частные предприятия	млн. тонн	33,9	36,7
Уровень использованной мощности	%	81,1	84,3
в том числе:			
предприятия Минэнергоугля	%	65,9	66,2
частные предприятия	%	109,7	118,7
Объем недоиспользованных мощностей	млн. т		26,7
предприятия Минэнергоугля	млн. т		24,9
частные предприятия	млн. т		1,8

В то же время анализ производственного потенциала угольной отрасли показывает наличие достаточных резервов для наращивания добычи угля. Как видно из данных, приведенных в таблице 1, значительный потенциал для наращивания угледобычи имеют угледобывающие предприятия, находящиеся в государственной собственности. Если средний уровень использования производственных мощностей на

частных предприятиях в 2010 году составлял 118,7%, то на государственных предприятиях он значительно меньше и составлял 66,2%. При этом на большинстве государственных предприятий уровень использования производственных мощностей не превышает 50%.

В случае реализации мероприятий, направленных на системную приватизацию шахт отрасли с целью привлечения эффективного собственника и получения негосударственных инвестиций через механизмы государственно-частного партнерства и другие (концессии, совместной деятельности, аренда), значительная часть средств будет направлена на техническое переоснащение угледобывающих предприятий, что обеспечит наращивание производственных мощностей и увеличения угледобычи.

В результате потенциальный прирост объемов добычи угля за счет более полного использования производственных мощностей путем привлечения в отрасль негосударственных инвестиций может возрасти на 26,7 млн. тонн. Речь идет именно о негосударственных инвестициях, поскольку состояние экономики страны и постоянный рост социальных выплат не позволяли в предыдущие годы и не позволяют сейчас направлять на развитие угольной отрасли необходимые средства, прежде всего, на ее техническое переоснащение. Так, согласно Программе «Українське вугілля» в период 2002-2005 годов предполагалось выделить шахтам на техническое переоснащение и капитальное строительство 9 млрд. 402 млн. грн., из них на строительство новых шахт – 1 млрд. 458 млн. гривен. Фактически было выделено лишь 3 млрд. 850 млн. грн, в том числе, на строительство новых шахт – только 62 млн. грн., а с учетом значительного роста цен на материалы, горношахтное оборудование и строительно-монтажные работы в период между принятием Программы и поступлением бюджетных средств, последние были обесценены почти в 2 раза. При этом планировалось провести реконструкцию 39 шахт, а на 122 предприятиях планировалось строительство новых горизонтов. Уменьшение объемов финансирования не позволило выполнить запланированные работы.

Несмотря на декларируемое приоритетное финансирование технического переоснащения предприятий угольной отрасли, бюджетные средства направлялись преимущественно на государственную поддержку по себестоимости угольной продукции. В результате общий объем государственной поддержки по этому направлению за 2001-2010 годы составил 24936,2 млн. грн при плановом объеме 5425,0 млн. грн, то есть был превышен в 4,6 раза. При этом на техническое переоснащение вместо запланированных 21,15 млрд. грн было выделено лишь 9,45 млрд. грн, в том числе, на капитальное строительство вместо 13,6 млрд. грн было направлено лишь 4,2 млрд. грн, то есть в 3,2 раза меньше, что не позволило своевременно ввести в действие новые производственные мощности и нарастить добычу угля для обеспечения энергетической безопасности Украины.

При разработке программ перспективного развития угольной отрасли одним из важнейших факторов является прогноз объемов потребления угольной продукции. К сожалению, несмотря на наши многочисленные обращения в Министерство экономики, получить необходимую информацию об объемах потребления нам не удается. Поэтому мы вынуждены ориентироваться на данные международных экспертов Европейского Союза. Вот как они выглядят для шахт, которые сегодня отнесены к государственному сектору (табл. 2).

Таблица 2

ПРОГНОЗ ОБЪЕМОВ ПОТРЕБЛЕНИЯ УГОЛЬНОЙ ПРОДУКЦИИ (ПО ДАННЫМ МЕЖДУНАРОДНЫХ ЭКСПЕРТОВ), МЛН. Т/ГОД

	Годы								
	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020
Антрацит	18	18	19	19	19	19	20	20	22
Коксующийся уголь	9	9	8	12	13	14	16	15	15
Энергетический уголь	12	12	17	16	18	20	23	23	23
Всего	39	39	44	47	50	53	59	58	60

Расчеты, выполненные отечественными экспертами, прежде всего ДонУГИ и Институтом экономики и прогнозирования НАН Украины, показывают, что достижение показателей, представленных экспертами Евросоюза, является вполне реальным. Поэтому совместные расчеты отечественных и зарубежных экспертов и были взяты за основу при разработке Концепции развития угольной промышленности на среднесрочный период.

В то же время, я хотел бы также обратить Ваше внимание на тот факт, что в предложениях Европейского Союза, а также Фонда экономического развития, принимающего активное участие в подготовке обновленной Энергетической стратегии Украины на период до 2030 года, полностью отсутствуют предложения по техническому перевооружению предприятий угольной промышленности. Наши партнеры исходят из того, что в угольной отрасли будет проведена быстрая приватизация инвестиционно привлекательных шахт, и в дальнейшем техническую политику на шахтах будет определять их новый собственник.

Но мы прекрасно понимаем, учитывая сложное производственно-техническое и финансово-экономическое состояния большинства государственных угледобывающих предприятий, что сегодня они не являются привлекательными объектами для потенциальных инвесторов и потому не следует ожидать «приватизационного бума» в отрасли. Поэтому мы вынуждены ориентироваться на продолжительное (минимум 10-15 лет) существование государственного сектора и, соответственно, уделять необходимое внимание техническому переоснащению угледобывающих предприятий, что будет отражено в нашей программе перспективного развития отрасли.

Одновременно будет создаваться соответствующая институционная среда (нормативно-правовая база, информационное обеспечение и т.д.) для продолжения приватизационных процессов, и проводиться системные изменения, связанные с оптимизацией организационно-управленческой структуры предприятий, их финансовым оздоровлением, повышением эффективности производства, усовершенствованием имущественных отношений, формированием конкурентного рынка угля.

Такие системные изменения начаты в рамках одобренной Президентом Украины Программы экономических реформ на 2010-2014 годы. Реализация реформ в

угольной промышленности направлена на создание экономически эффективной отрасли, которая обеспечивает экономику угольной продукцией по конкурентным на мировом рынке ценам.

Реформирование угольной отрасли должно осуществляться системно и предусматривает решение следующих основных задач:

– усовершенствовать механизм государственной поддержки отраслевых предприятий;

– приватизировать жизнеспособные предприятия отрасли и провести реструктуризацию безнадежно убыточных шахт;

– привлечь инвестиции для модернизации и дальнейшего развития угледобывающих предприятий.

При проведении реформ в угольной отрасли внимание должно уделяться решению не только организационно-технических, экономических, но и социальных, а также экологических вопросов, связанных с работой или закрытием шахт.

Для этого в Плане-графике реформ в угольной отрасли предусмотрены специальные меры социальной защиты работников угольной промышленности. В первую очередь, связанные с социальным обеспечением шахтеров, повышением безопасности труда на угледобывающих и шахтостроительных предприятиях, решением вопросов трудоустройства высвобождаемых работников при закрытии шахт.

Процесс отраслевых реформ идет не просто, и уже выявил ряд вопросов и проблем, решение которых требует приложения общих усилий – Правительства, Министерства, профсоюзов, местной власти. Но обо всем по порядку.

Следует отметить, что реформирование организационно-хозяйственной формы государственных угледобывающих предприятий является начальным этапом реформирования угольной отрасли Украины в целом, что позволит повысить инвестиционную привлекательность предприятий, уровень адаптации первичного звена производства к разгосударствлению и приватизации, и, как следствие, – привлечь негосударственные инвестиции в развитие отрасли.

Как уже отмечалось, на ближайшую перспективу перед угольной промышленностью Украины стоит задача создать экономически эффективную, безубыточную отрасль, которая обеспечит экономику сырьем по конкурентоспособным на мировом рынке ценам. Такой цели можно достичь, прежде всего, за счет приватизации, аренды или концессии жизнеспособных предприятий отрасли. Практика приватизации предыдущих лет свидетельствует о необходимости принятия отдельного нормативно-правового акта, который бы учитывал особенности разгосударствления в угольной отрасли в широком понимании этого процесса.

С целью решения этих вопросов, Минэнергоуглепромом были разработаны проекты Законов Украины «Об особенностях аренды или концессии объектов топливно-энергетического комплекса, которые находятся в государственной собственности» и «Об особенностях приватизации угледобывающих предприятий». Законопроект «Об особенностях аренды или концессии объектов топливно-энергетического комплекса, которые находятся в государственной собственности» уже зарегистрирован в Верховной раде под номером 8705 и находится в Комитете по вопросам топливно-энергетического комплекса, ядерной политики и ядерной безопасности. При-

нятие этого законопроекта позволит начать активный процесс разгосударствления угольной отрасли и привлечения частных инвестиций под контролем МЭУП и ФГИУ.

Одним из основных инструментов привлечения инвестиций в отрасль являются конкурсы инвестиционных проектов при приватизации, аренде либо концессии угледобывающих предприятий. Содержание инвестпроекта предусматривает наличие программы развития предприятия, порядка внесения и использования инвестиций, программы социального развития. Отбор инвестпроектов для участия в конкурсе, а также контроль их выполнения будет осуществлять МЭУП совместно с ФГИУ и отраслевыми профсоюзами. Подробней это выглядит так:

Министерство:

– формирует перечень предприятий ТЭК, единые имущественные комплексы которых предлагаются для передачи в аренду или концессию и официально публикует этот список;

– коллегиально рассматривает и определяет потенциальных арендаторов и концессионеров путем оценки предложенных инвестпроектов вышеуказанных предприятий;

– проводит конкурс инвестпроектов концессии предприятий ТЭК, по результатам которого заключает договор;

– определяет участников и передает сформированные пакеты документов в ФГИУ для проведения конкурса на право заключения договора аренды.

ФГИУ:

– проводит конкурс инвестпроектов на право заключения договора аренды и определяет победителя.

Проект Закона Украины «Об особенностях приватизации угледобывающих предприятий» дорабатывается в рамках рабочей группы, созданной при МЭУП, с активным участием отраслевых профсоюзов, и в ближайшее время будет направлен на согласование всем заинтересованным центральным органам исполнительной власти. Этим законопроектом устанавливаются особенности и регулируется процесс приватизации угледобывающих предприятий: способы приватизации, подготовка к приватизации; реструктуризация (списание) задолженности предприятий; существенные условия договоров, заключаемых в процессе приватизации; особенности определения стоимости объекта приватизации, послеприватизационной политики государства и т.п.

Оба законопроекта очень тесно связаны друг с другом и имеют сходные особенности, а именно:

– сохранение государственной поддержки угледобывающим предприятиям до 5 лет и 3 лет соответственно;

– минимизация стоимости объекта приватизации, аренды или концессии, без учета стоимости промышленных запасов полезных ископаемых;

– покупатель, арендатор или концессионер после заключения договора является правопреемником прав и обязанностей предприятия ТЭК, приватизированного, либо переданного в аренду или концессию;

– возможность приватизации либо передачи в аренду или концессию нерентабельных предприятий;

– в существенных условиях договора предусматривается полное погашение задолженности по заработной плате, всех социальных платежей;

Необходимо отметить, что в процессе разработки законопроектов Минэнергоуглепромом были учтены предложения отраслевых профсоюзов, в частности:

– в части включения в качестве обязательного условия приватизации соблюдение социальных гарантий работников приватизируемых предприятий;

– защиты от недобросовестных инвесторов;

– механизма обеспечения ликвидации (закрытия) приватизированной шахты, которая отработала свои запасы (создание специального отраслевого фонда для закрытия угледобывающих предприятий);

– обеспечение выполнения в полном объеме требований отраслевого соглашения между центральным органом исполнительной власти и отраслевыми профсоюзами угольной промышленности Украины.

Также стоит отметить, что в сегодняшних условиях ощутимой преградой на пути оптимизации управления отраслью является то, что шахта (шахтоуправление), как первичное звено производства, юридически не является субъектом ведения хозяйства, а лишь отдельным его подразделением. Это приводит к тому, что шахта (шахтоуправление) не может полноценно осуществлять хозяйственную деятельность.

Для решения проблем, связанных с неоптимальностью организационной структуры отрасли, а также для создания объектов приватизации, в рамках выполнения Программы экономических реформ Президента Украины на 2010-2014 годы, Министерством инициировано реформирование организационно-хозяйственной формы некоторых государственных угледобывающих предприятий Луганской области, а именно «Луганскуголь», «Первомайскуголь» и «Лисичанскуголь». Также ведется выбор предприятия по Донецкой области. Реорганизация предусматривает предоставление юридической самостоятельности отдельным шахтам и шахтоуправлениям, и создание на их базе государственных предприятий. Это пилотные проекты, которые позволят запустить механизм разгосударствления.

Таким образом, Министерство энергетики и угольной промышленности имеет четкую стратегию развития угольной отрасли Украины на средне- и долгосрочную перспективу и последовательно ее придерживается.

УДК 622.831

© В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская,
Г.А. Симанович, В.В. Фомичев

ВЛИЯНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК НЕОДНОРОДНОСТИ ТОНКОСЛОИСТОГО ГОРНОГО МАССИВА НА РЕЗУЛЬТАТЫ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОГО ЭКСПЕРИМЕНТА ПО УСТОЙЧИВОСТИ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

Описано особливості впливу різних характеристик гірського масиву на розподіл напружень і деформацій в розрахунковій моделі при проведенні обчислювального експерименту по стійкості пластової виробки з урахуванням ступеня впливу окремих характеристик на якісну та кількісну складові кінцевих результатів.

Описаны особенности влияния различных характеристик горного массива на распределение напряжений и деформаций в расчетной модели при проведении вычислительного эксперимента по устойчивости пластовой выемочной выработки с учетом степени воздействия отдельных характеристик на качественную и количественную составляющие конечных результатов.

The features of the influence of various characteristics of the rock massif on the distribution of stresses and strains in the calculation model during a computational experiment on the stability of layered mine operation, taking into account the impact of individual characteristics on the qualitative and quantitative components of the final results are described.

Выбор оптимальных параметров пластовой выемочной выработки, особенно на этапе ее проектирования, позволяет в значительной степени снизить в будущем себестоимость ее поддержания и соответственно уменьшить общие затраты на добычу угля. В настоящее время самым доступным способом определения оптимальных параметров такой выработки является вычислительный эксперимент на основе использования конечно-разностных численных методов. При этом результаты расчетов должны в приемлемой степени, соответствовать реальному распределению напряжений и деформаций [1]. Возникает вопрос о выборе для реализации в вычислительной модели тех характеристик реального объекта, влияние которых превышает порог точности, устанавливаемый в вычислительном эксперименте.

В зависимости от условий постановки задачи одни и те же свойства неоднородности горного массива могут в различной степени влиять на точность получаемых результатов. Поэтому при проведении конкретных вычислительных экспериментов одни и те же характеристики горного массива могут быть описаны различным обра-

зом. Выбор варианта описания отдельных характеристик производиться на основе их разделения по степени и качеству их влияния на результат вычислительного эксперимента. Обычно выделяют три группы показателей (характеристик) элементов расчетной модели: макро-, мини- и смешанные характеристики. Макрохарактеристики – это набор показателей, описание которых производиться явным образом с максимальным соответствием реальным (натурным) показателям моделируемого объекта. Влияние на результат расчета таких характеристик является максимальным. Неверное описание хотя бы одной макрохарактеристики всегда приводит к потере адекватности расчетной модели. Микрохарактеристики – это набор показателей, описание которых возможно неявным или «синтетическим» способом. Такие показатели не могут в значительной степени повлиять на получаемый результат, однако они могут сместить область возможных решений таким образом, что в ряде случаев получаемые решения не будут соответствовать реальному состоянию физического объекта. Смешанные характеристики – это набор показателей, которые при описании в расчетной модели используют подход, выбираемый для микрохарактеристик, а их влияние на получаемый результат соизмерим с макрохарактеристиками.

При моделировании слоистого массива к макрохарактеристикам обычно относят геометрию породного слоя и его основные механические свойства (модуль упругости, пределы прочности и т.д.). К микрохарактеристикам относят обводненость, геологическую неоднородность породы. Примером смешанной характеристики следует считать – трещиноватость.

Напряженно-деформированное состояние горного массива в окрестности подземных выработок в значительной степени зависит от его структурной сложности. Слоистость является макрохарактеристикой и должна моделироваться с высокой степенью адекватности в случаях, когда: во-первых, высота породных слоев соизмерима, в пределах одного порядка, с общей высотой расчетной модели; во-вторых, механические свойства пород, моделируемых в расчетной модели, относятся к широкому диапазону значений; в третьих, граница породных слоев проходит через контур выработки или на расстоянии от него в две высоты выработки.

Во всех этих случаях слоистость в значительной степени изменяет распределение напряжений, как в окрестности контура выработки, так и в зонах, примыкающих к границам породных слоев. При этом степень влияния на поля напряжений для различных компонент системы может колебаться в пределах от 10 до 270% [2].

Для наглядности рассмотрим эпюры напряжений, представленные на рис. 1. Выполним простое визуальное сравнение. Обе эпюры получены для одинаковых горно-геологических условий, но для разной формы и площади поперечного сечения пластовой выработки [3].

Легко видно, что изменения в поле напряжений в обоих случаях значительны не только вокруг выработки, но и по поверхностям напластования. Если породный слой пересекается площадью поперечного сечения выработки, изменение его НДС наблюдается на значительном расстоянии от контура выработки. При этом, чем меньше высота слоя, тем значительней проявляются эти изменения. С ростом расстояния от свода выработки до границы породных слоев, располагающихся в ее кровле, влияние технических характеристик крепи выработки на НДС этой области

расчетной модели нивелируется. В принципе моделированием слоистости в верхней части данной расчетной области можно пренебречь. Основной причиной столь наглядно демонстрирующей влияние слоистости, в данной расчетной модели, является разница в прочностных характеристиках породных слоев. Породные слои, образующие почву и бока выработки, обладают повышенной жесткостью по отношению к породным слоям, формирующим верхнюю и нижнюю области расчетной модели. Это приводит к концентрации напряжений в пределах геометрической области конкретного слоя. При этом следует учитывать, что подобный контраст в распределении напряжений связан с моделированием не только слоистости, но и сложных условий контактов между породными слоями.

а) б)

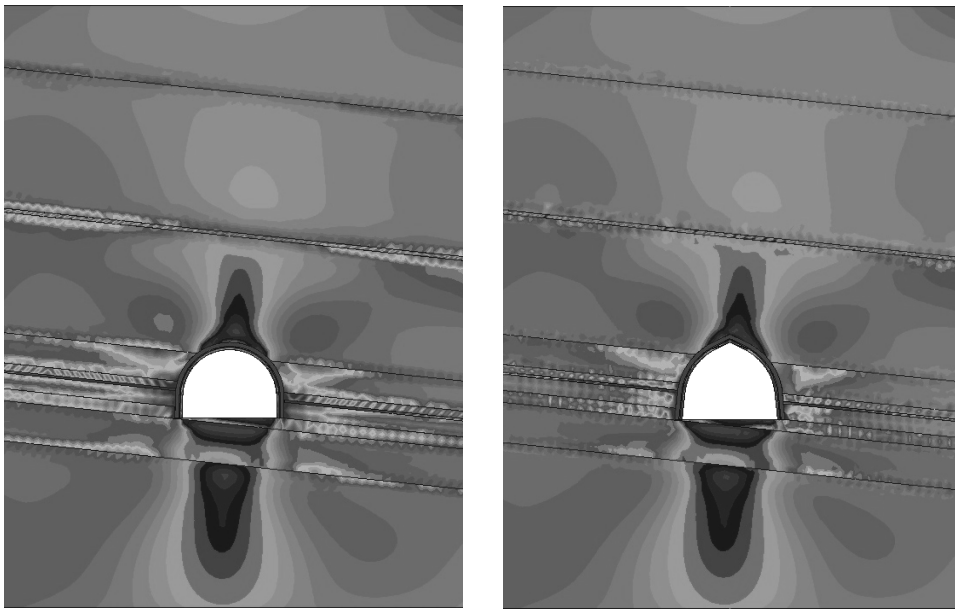


Рис. 1. Распределение напряжений в тонкослоистом массиве в окрестности пластовых выемочных выработок с разной формой свода поперечного сечения: а) циркулярное; б) шатровое

Слоистость в расчетной модели по-разному влияет на отдельные компоненты напряжений, даже при решении относительно простых задач. Для примера проанализируем влияние слоистости на распределение горизонтальных (рис. 2,а) и вертикальных (рис. 2, б) напряжений, полученные при оценке устойчивости одиночной пластовой выработки [1]. Изолинии на рис. 2,а имеют ярко выраженный прерывистый характер. На границах породных слоев наблюдается чередование зон градиента

напряжений, в некоторых областях со сменой знака. Это указывает на то, что в определенных условиях при учете слоистости, вклад в разрушение пород, горизонтальных напряжений может значительно превосходить влияние вертикальных. Следовательно, горное давление нельзя рассматривать как линейную функцию, прямо пропорционально зависящую от веса столба пород горного массива над сводом выработки.

Совсем по-другому слоистость влияет на распределение в расчетной модели вертикальных напряжений (рис. 2,б). В представленной эпюре формирование зон сжимающих и растягивающих напряжений практически не зависит от структуры тонкослоистого горного массива. Незначительное изменение очертаний таких зон, не приводит к росту абсолютных значений напряжений в их пределах, то есть можно говорить, что суммарная энергия деформаций и/или разрушений не изменяется.

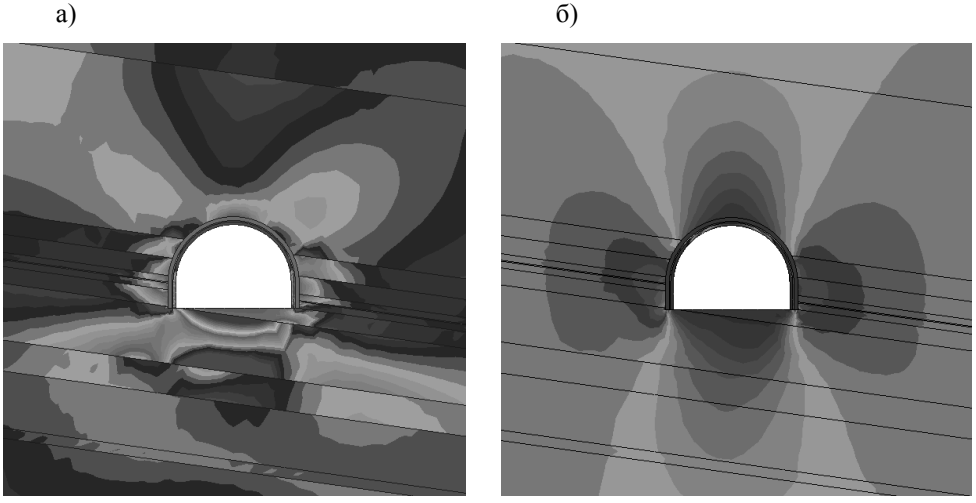


Рис. 2. Распределение горизонтальных (а) и вертикальных (б) напряжений в тонкослоистом массиве в окрестности пластовой выработки

При учете слоистости возникает вопрос – насколько важным, для адекватности получаемых результатов является учет угла падения угольного пласта? В большинстве аналитических и числовых математических решениях этим фактором пренебрегают, поскольку это позволяет в значительной степени снизить сложность конечных математических уравнений и/или упростить расчетную модель путем применения уравнений симметрии. При этом часто приводят доводы либо основанные на отдельных натурных наблюдениях, либо на анализе результатов аналогичных вычислительных экспериментов. То есть, искусственно сужают область возможных решений, руководствуясь частным опытом. Как правило, такие результаты исследований, по утверждению самих авторов, носят качественный характер и не могут быть ис-

пользованы для количественного анализа устойчивости подземных выработок. Подобный подход при проектировании и поддержании пластовых выемочных выработок не может себя оправдать. Поскольку выработка, как технологический элемент относится к группе временных объектов, для которых себестоимость поддержания должна быть соизмерима с технологической и финансовой целесообразностью. Следовательно, запас прочности такого элемента должен быть минимален и достаточен в равной степени.

Такие показатели для реальной пластовой выработки могут достигаться только при учете в расчетной модели угла падения пласта, если в натурных условиях величина этого угла составляет больше 3° [2].

В подтверждение всего вышесказанного проанализируем картину распределения напряжений на рис. 1,а и рис. 2. Основная особенность этих эпюр заключается в отсутствии симметрии относительно вертикальной оси пластовой выработки, то есть распределение напряжений в боках выработки имеет разный качественный и количественный характер. Причем величина подобного дисбаланса зависит и от величины угла падения и от физических характеристик породных слоев. Для разных расчетных моделей такой дисбаланс может составлять до 40% в количественных показателях и до 180% в качественных.

Теперь подробней изучим особенности эпюры интенсивности напряжений, приведенной на рис. 1,а. Четко видно, в породном слое, образующем непосредственную кровлю выработки, в зоне, примыкающей к контуру выработки слева, сформировался очаг повышенных сжимающих напряжений. Справа такой очаг отсутствует. Поскольку данный расчет был выполнен в упругой постановке, это позволяет исследователю сделать вывод о повышенном горном давлении, которое воздействует на крепь выработки в левой верхней части ее контура.

Второй особенностью данной эпюры является распределение напряжений в зоне, примыкающей к почве выработки. Поскольку породные слои, образующие почву выработки, имеют схожие физические характеристики, в процесс пучения они вовлекаются в равной степени. За счет моделируемого в расчетах угла падения в правой части почвы выработки зона растягивающих напряжений больше, чем в левой. Следовательно, величина пучения в правой части почвы выработки будет больше, а судя по величине зоны повышенных растягивающих напряжений, будет больше примерно на 15%, чем в левой.

На рис. 2, а показано, в какой значительной степени учет угла падения влияет на распределение напряжений в породных слоях, непосредственно примыкающих к контуру пластовой выработки. В приведенном случае напряжения в пределах отдельного породного слоя меняют не только величину, но и знак. Речь идет о породном слое, примыкающем к почве выработки. Если правая часть слоя нагружена незначительно, то в левой наблюдается локальный градиент практически во всем диапазоне полученных значений горизонтальных напряжений. Это говорит о высокой вероятности разрушения данного породного слоя в зоне опорного давления левой стойки крепи выработки.

Как и слоистость, угол падения незначительно влияет на распределение вертикальных напряжений (рис. 2,б). В этом случае возникает лишь незначительное сме-

щение напряжений вдоль продольных и поперечных осей породных слоев. Степень такого смещения относительно не велика при малом диапазоне физических характеристик пород и незначительных от 3º до 7º углах падения угольного пласта.

Кроме того, что породные слои могут иметь различную геометрию и физические характеристики, в ходе моделирования, для повышения адекватности получаемых результатов, приходиться изменять условия контактов на границах этих слоев. В общем случае можно выделить три типа таких контактов. Это жесткий контакт, контакт с проскальзыванием и контакт с учетом силы трения. Применение того или иного типа контакта может приводить к качественным и количественным изменениям картины распределения напряжений, представленных на рис. 1 и рис. 3.

На эпюрах напряжений, представленных на рис. 1, хорошо видно как может влиять на общую картину выбор контакта с учетом трения для всех границ литологических разностей. Данные эпюры содержат участки, на которых четко просматривается «рябь» в поле напряжений. Этот эффект вызван особенностями численных методов, применяемых для определения равновесного состояния расчетной системы на контактах ее отдельных элементов. Этот эффект имеет строго локализованные зоны возникновения. Эти зоны полностью совпадают с конечными элементами, отдельные узлы которых принадлежат контактирующей поверхности.

Возникновение этого эффекта связано с невозможностью «плавного» распределения внутренних напряжений конечных элементов при определенной комбинации величины силы трения, жесткости контактирующих породных слоев и величины прилагаемой внешней нагрузки. Проявление этого эффекта в большинстве случаев говорит о том, что в сложившихся условиях расчетная область находится на грани перехода из условия статического равновесия к условиям динамического состояния.

Если толщина слоя в расчетной модели относительно ширины самой модели величина меньшая на порядок и более, тогда в это явление вовлекается весь его материал. Эту особенность часто используют в расчетах для моделирования условий контактов с силой трения, когда между «реальными» слоями помещают псевдослой с особыми деформационными характеристиками. Это позволяет в условиях жесткого контакта эмулировать взаимодействие отдельных элементов расчетной модели в условиях, приближенных к реальным, и при этом не выходить за рамки статического равновесия всей системы.

Рассмотрим теперь эпюры, представленные на рис. 3. Для случая жесткого контакта (рис. 3, а), при горизонтальном залегании и незначительном диапазоне физических характеристик породных слоев картина распределения напряжений в значительной степени совпадает с распределением напряжений в модели, не учитывающей слоистость [3]. А вот в случае рис. 3,б картина напряжений в значительной степени отличается от распределения напряжений в модели без учета слоистости. Такое изменение в качественных и количественных показателях картины напряжений вызвано введением в расчетную модель взаимного проскальзывания породных слоев. Одна эта характеристика в конкретных условиях проведения вычислительного эксперимента полностью изменила структуру распределения напряжений в угольном пласте. Теперь уровень напряжений в угольном пласте выше, чем в окружающих породах и его вклад в повышение устойчивости выработки значительно возрастает.

а) б)

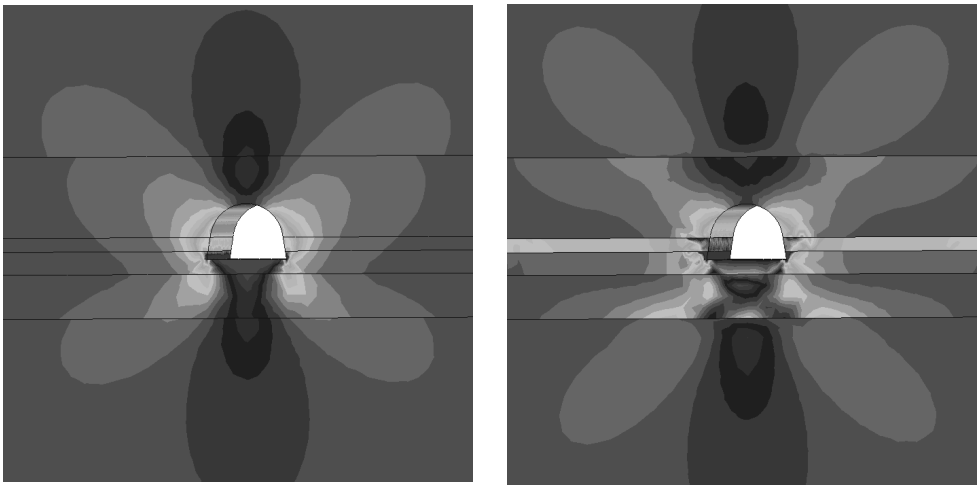


Рис. 3. Распределение интенсивности напряжений в массиве без (а) и с учетом (б) проскальзывания на границах породных слоев

С другой стороны изменилось распределение напряжений в почве выработки. Полученная картина напряжений указывает на изменение характера пучения и его количественных показателей. Если на рис. 3,а напряжения указывают на развитие пучения почвы в виде сегмента окружности или овала, то на рис. 3,б видно, что пучение будет формироваться в два этапа и на первом этапе примет вид трапеции. Такое расхождение в результатах требует различных технологических решений по обеспечению устойчивости выработки.

Рис. 4 содержит примеры распределения деформаций и напряжений при моделировании трещиноватости в различных вычислительных экспериментах.

Для модели, приведенной на рис. 4,а, трещиноватость учитывалась как макрохарактеристика. Поскольку примыкающие к выработке породные слои обладали ярко выраженной системой трещин, ориентированных по горизонтальной плоскости, и в ходе эксперимента необходимо было изучить влияние этой системы трещин на деформирование контура выработки, то было принято решение моделировать эти нарушения сплошности гонного массива как пачку слоев, высота которых равна шагу трещиноватости. Полученные результаты показали высокую адекватность расчетной модели по отношению к реально наблюдаемым в пластовой выработке эффектам.

При выполнении вычислительного эксперимента, направленного на выявление особенностей поведения кровли выработки при блочном обрушении горного массива (рис 4, б), трещиноватость рассматривалась как микрохарактеристика и моделировалась в виде понижающего прочность пород коэффициента. Выбор такого под-

хода определялся особенностями самой трещиноватости и сложностью расчетной модели. Во-первых, в данном случае в породе кровли наблюдались две взаимно перпендикулярные системы трещин с малым шагом. Моделирование подобного вида трещиноватости геометрическим путем приводит к значительному росту уровня сложности расчетной модели и снижает вычислительную устойчивость. Во-вторых, наличие в расчетной модели большого числа элементов (блоков породы), которые взаимодействуют в сложных контактных условиях, само по себе, многократно увеличивает время расчета. Получается, что моделирование трещиноватости в значительной степени усложняет процесс расчета, а ее влияние на распределение напряжений в целом по расчетной области достаточно равномерно и не носит принципиального характера.

а) б)

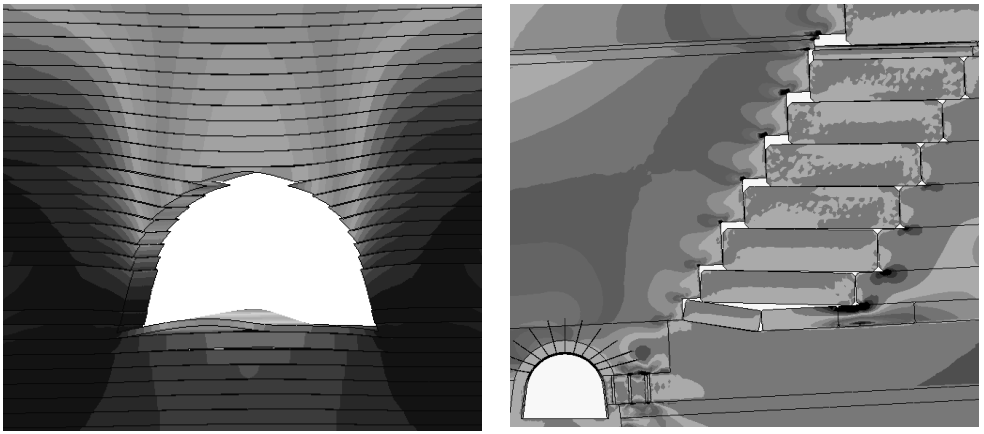


Рис. 4. Деформирование тонкослоистого массива по контуру пластовой выработки (а) и распределение вертикальных напряжений в массиве при блочном обрушении кровли (б) после проведения очистных работ

Выводы:

– значение слоистости, как характеристики горного массива, для получения качественного решения растет с повышением общей адекватности расчетной модели;

– выбор условий контакта соседних породных слоев определяется разницей в их прочностных и деформационных характеристиках;

– выбор характеристик горного массива для учета в расчетной модели осуществляется после проведения первичных тестовых расчетов и анализа;

– определение технологии описания отдельной характеристики зависит от выбора начальных условий проведения вычислительного эксперимента.

Список литературы

1. Бондаренко В.И Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния мелкослоистого породного массива вокруг пластовой выработки. Книга I. Допредельная стадия деформирования системы «порода-крепь» / Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В. – Днепропетровск: Системные технологии, 2006. – Ч. I. – 172 с.

2. Бондаренко В.И. Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния мелкослоистого породного массива вокруг пластовой выработки. Книга II. Предельное и запредельное состояние системы «порода-крепь» / Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В. – Днепропетровск: Системные технологии, 2007. – Ч. II. – 198 с.

3. Бондаренко В.И. Прогноз перемещений контура пластовой выработки в слоистом массиве слабых пород / Бондаренко В.И., Ильяшов М.А., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В. – Днепропетровск: Системные технологии, 2008. – 194 с.

УДК 622.016.62

© А.В. Мартовицкий, В.И. Пилюгин

АКТУАЛЬНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ПРАКТИЧЕСКОЙ РЕАЛИЗАЦИИ КОНЦЕПЦИИ ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ УЧАСТКОВЫХ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ВЫСОКОНАГРУЖЕННЫХ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

Наведено основні умови, необхідні для повного переходу вугільних шахт на повторне використання дільничних виробок. Оцінено вплив повторного використання на можливості ефективної боротьби з газовим фактором в очисних вибоях.

Приведены основные условия, необходимые для полного перехода угольных шахт на повторное использование участковых выработок. Оценено влияние повторного использования на возможности эффективной борьбы с газовым фактором в очистных забоях.

Basic conditions require for full transfer of coal mines to repeat use development workings are presented. Repeat use influence on the capabilities of effective fight against gas factor in stopes is evaluated.

Приватизации предприятий угольной промышленности Украины предъявляет новые жесткие требования к их работе. Инвесторы ожидают от шахт существенного роста уровня добычи, более эффективного расходования ресурсов, реализации современных безопасных технологических подходов к ведению горных работ. Это реально обозначает, что среднесуточная добыча из лавы должна быть не менее 1500-2000 т/сут, себестоимость – существенно ниже сложившейся рыночной цены на соответствующую угольную продукцию, срок окупаемости инвестиций по технологическим проектам укладываться в 3-5 лет при неуклонном повышении общей безопасности подземного персонала.

Одним из главных резервов и возможностей достижения приведенных параметров и уровня технико-экономических показателей угледобывающих предприятий является переход на полное повторное использование участковых выработок.

В настоящее время повторное использование выработок в Донбассе применяется на довольно небольшом числе предприятий. Такое положение сложилось в силу влияния комплекса объективных и субъективных факторов и не отражает потенциально возможную область распространения способа. Не подлежит сомнению, что наличие весьма неустойчивых вмещающих пород, их высокая тектоническая нарушенность, влияние на состояние массива очистных работ смежных угольных пла-

стов в виде зон ПГД, а также наличие других геологических и техногенных аномалий, создают реальные трудности решения проблемы. Вместе с тем, сложившееся на протяжении многих лет скептическое мнение о низкой эффективности новых технологий крепления и поддержания выработок, ориентацию технологических служб шахт исключительно на применение арочной крепи без дополнительных мероприятий повышения устойчивости, недооценку «стоимости вопроса» повторного использования выработок можно отнести к важным, но вполне преодолимым препятствиям. Если исходить из этого, то устоявшаяся точка зрения на возможность применения повторного использования участковых выработок только в благоприятных горно-геологических условиях, на наш взгляд, является довольно спорной.

Для обоснования такого утверждения проведем анализ исходных горнотехнических условий, в которых осуществляется переход на повторное использование участковых выработок, и влияние на этот процесс новых технологий крепления и поддержания.

Высоконагруженные очистные забои чаще всего отрабатываются обратным ходом с использованием либо обычной столбовой системы разработки с возвратноточным проветриванием, либо комбинированной – с прямоточным. Подготовка выемочных столбов производится путем проведения двух или одной участковых выработок. Длина высоконагруженных лав составляет, как правило, не менее 250 м, месячное подвигание превышает 100 м.

Проведенная для повторного использования пластовая выработка в процессе эксплуатации поэтапно поддерживается в нетронутом горном массиве (ГМ), в зонах временного опорного давления впереди (ОД-1) и активных сдвижений позади (АС) первой лавы, на границе с выработанным пространством (ВП) и впереди второй лавы (ОД-2) [1]. После этого она погашается. Наиболее опасными участками, характеризующимися большой конвергенцией контура выработки, являются ОД-1, АС, ВП и ОД-2. В них реализуется примерно 80% общих смещений и деформаций. В целом, считается нормальным результатом, если к моменту подхода второй лавы остаточное сечение участковой выработки составляет не менее 60% проектного [2]. Как этого можно добиться?

Влияние новых технологий крепления

На сегодня угледобывающие предприятия Украины при проведении подготовительных выработок в основном ориентируются на самые простые средства их крепления и способы сохранения устойчивости. Любые дополнительные мероприятия, которые необходимо осуществлять «для будущего выработки», приживаются на шахтах медленно и достаточно болезненно. К ним относятся такие известные и уже доказавшие свою эффективность технологии, как дополнительная установка анкеров, механизированная забутовка закрепного пространства, его частичное заполнение рукавами «Буллфлекс», применение набрызг-бетона, инъекционное упрочнение массива химическими смолами. Все перечисленные способы часто рассматриваются как своего рода излишества, неоправданно увеличивающие затраты на добычу. Вместе с тем, как доказал опыт, именно они являются обязательным элементом комплек-

са технологических решений по обеспечению повторного использования участковых выработок.

Возможность повторного использования выработки необходимо закладывать уже на стадии ее проходки. Для этого в подготовительном забое непосредственно после выемки горной массы осуществляется анкерование приконтурного горного массива. Анкеры, совместно с установленной позже арочной крепью, формируют вокруг выработки армированную грузонесущую оболочку, которая существенно снижает деформации и предотвращает разрушение вмещающих пород. Таким образом, к моменту подхода первой лавы к выработке (зоны ГМ и ОД-1), ее «малая геомеханическая система» сохраняет высокую работоспособность.

Исследования показали, что породная оболочка, сформированная в результате грамотно обоснованного паспорта анкерования плотностью 1,25 анкера/м^2, способна выдерживать нагрузки до 500 кН/м^2 [1]. Это примерно на порядок превышает отпор арочной крепи. Такого сопротивления вполне достаточно для сохранения целостности пород и их прочностных свойств до момента подхода первой лавы. В случае необходимости еще большего увеличения отпора «малой геомеханической системы» можно применять полное или частичное заполнение закрепного пространства. В первом случае несущая способность системы «крепь-массив» возрастет до 700 кН/м^2 [1]. Как мера дополнительного усиления, возможна, также, и более плотная установка анкеров.

Если выработка будет закреплена только традиционной арочной крепью без анкерования и плотной забутовки, расслоение пород кровли и боков обязательно произойдет. При этом она неизбежно потеряет устойчивость на последующих этапах поддержания и повторное использование станет более чем проблематичным.

Прогноз состояния выработок и обоснование дополнительных мероприятий по их креплению на этих этапах можно осуществлять с использованием, например, известной программы **«Conversys»**.

Влияние охранных сооружений, возводимых позади очистного забоя

В процессе прохода лавы в системе «крепь-массив» повторно используемой выработки происходит выемка угольного пласта – важного элемента, обеспечивающего равновесие пород. Очевидно, что после этого на место пласта необходимо установить искусственное сооружение, воспринимающее вес налегающих пород кровли. Чем быстрее оно будет возведено, тем меньше вероятность опускания массива и степень его расслоения. В настоящее время наиболее технологичным решением такой проблемы является сооружение в выработанном пространстве литых полос из быстротвердеющих минеральных материалов.

Стандартные минеральные смеси для литых полос типа БИ-Крепь, ТЕКБЛЕНД, ТЕКХАРД имеют после 28 суток схватывания прочность не менее прочности угольных пластов (от 18 до 40 МПа). При этом они довольно быстро, в течении нескольких часов после заливки теряют вязкость и переходят в твердое состояние. Ширина полос обычно принимается равной мощности отрабатываемого пласта. Литые поло-

сы позволяют решить две основные задачи: не допустить осадки и расслоения пород кровли и осуществить после полного набора прочности «обрез» или принудительное ее обрушение за пределами системы «крепь-массив». Так как полоса располагается под заанкерованным в процессе проходки массивом, их взаимодействие способствует уменьшению вероятности разрушения пород и достижению минимальной конвергенции контура выработки после отхода лавы (АС, ВП). При правильном выборе такого комбинированного способа крепления и охраны участковой выработки ее остаточное сечение достигает 60-70% проектного [2].

В качестве реальной альтернативы быстротвердеющим литым полосам в условиях устойчивых боковых пород на шахте «Комсомолец Донбасса», отрабатывающей несамовозгораемые угольные пласты, применяются угольные целики треугольной формы (рис. 1). Достоинство такого охранного сооружения заключается в наличии постоянного контакта целика с кровлей. За счет этого расслоения массива практически не происходит, что положительно сказывается на устойчивости выработки. Недостаток схемы состоит в том, что ее применение приводит к снижению коэффициента машинного времени лавы из-за необходимости периодической расстыковки рештаков лавного конвейера и их быстрому износу.

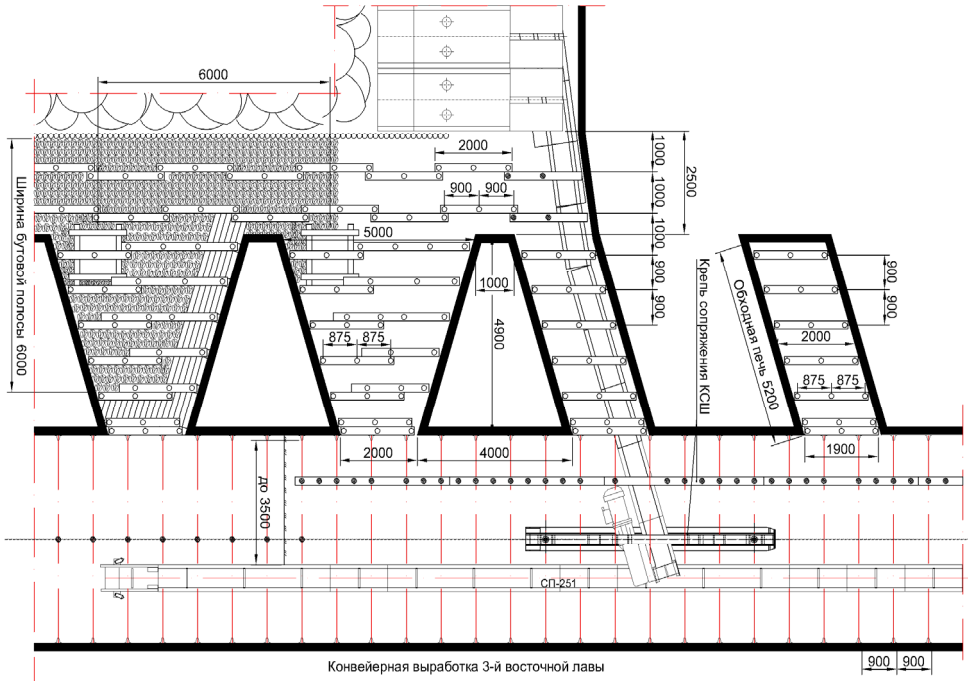


Рис. 1. Паспорт повторного использования участковой выработки с использованием угольных целиков

На шахтах ПАО «ДТЕК Павлоградуголь» на ряде шахт в качестве охранных сооружений для повторного использования выемочных ходков применяют деревянные костры. В виду их высокой податливости смещения в зонах АС, ВП достигают довольно существенных величин и в большинстве случае выработки ремонтируются до подхода второй лавы.

Влияние повторно используемых выработок на газовую обстановку в очистных забоях

Для оценки влияния повторно используемых выработок, как элементов современных систем разработки угольных пластов, на газовую обстановку, рассмотрим общие представления об особенностях метановыделения в очистных забоях.

Известно, что газовый баланс добычного участка складывается из двух составляющих:

– первичного газовыделения из вынимаемого угольного пласта;

– вторичного газовыделения из пластов-спутников.

Первичное газовыделение происходит непосредственно в очистном забое при разрушении угля исполнительным органом комбайна или струга, а также позднее из свежеобнаженных поверхностей пласта. Общую интенсивность метановыделения в очистном забое принято оценивать величиной абсолютной метанообильности лавы $I_л$, т. е. объемом газа, выделяющимся в ней за единицу времени. Значение $I_л$ в условиях конкретного очистного забоя линейно зависит от суточной добычи. Так как первичный метан выделяется непосредственно в рудничную атмосферу, он может удаляться из лавы только с вентиляционной струей. Влиять на первичное газовыделение средствами дегазации на сегодня не представляется возможным.

Вторичное метановыделение из пластов-спутников происходит в выработанном пространстве позади очистного забоя. В этой зоне подработанный горный массив разгружается от напряжений, его газовая проницаемость увеличивается и в выработки начинает выделяется метан. Объемы вторичного метана соизмеримы с величиной $I_л$. Таким образом, он существенно увеличивает общую метанообильность участка $I_{уч}$.

Вторичный метан пластов-спутников попадает в выработки не сразу, а проходя через достаточно мощную толщу трещиноватых пород. В этой зоне его можно достаточно эффективно улавливать и направлять в скважины, в которых создан вакуум. Практика показала, что при правильно разработанном паспорте бурения коэффициент эффективности дегазации подработанной толщи может достигать 80%, а надработанной – до 40%. Таким образом, реальные объемы вторичного метана, которые попадут в выработки, могут быть существенно снижены.

Повторное использование участковых выработок наилучшим образом позволят управлять газовым балансом очистного забоя средствами вентиляции и дегазации за счет последовательного воздействия, как на первичное, так и на вторичное метановыделение. Как это осуществляется?

1. Так как участковая выработка не погашается, то по ней может одновременно поступать свежая струя в зоне впереди очистного забоя и удаляться исходящая поза-

ди него. На сопряжении с очистным забоем свежий воздух смешивается с исходящей струей лавы и уменьшает концентрацию метана, обусловленную первичным газовыделением.

2. Наличие повторно используемой выработки создает условия для реализации прямоточного Y-образного проветривания участка, при котором вторичное метановыделение практически не оказывает влияния на очистной забой. Это существенно (до 2-х раз) поднимает уровень безопасной добычи лавы по сравнению с обычными столбовыми системами разработки без повторного использования штреков.

3. В повторно используемой выработке непосредственно позади очистного забоя можно без нарушения технологического цикла по выемке угля осуществлять бурение дегазационных скважин и монтаж дегазационного става, подключенного к вакуум-насосной станции. Таким образом, к моменту начала вторичного метановыделения из пластов-спутников начнет работать система дегазации.

Бурение дегазационных скважин на границе выработанного пространства в зону зависания и расслоения пород кровли позволяет осуществлять наиболее эффективный отбор метана без риска «срезания» скважин.

4. Если количество свежего воздуха, подаваемое в лаву соответствует расчетному ($Q_л = 100\, I_л$), то его хватает для разбавления первичного метана до безопасной концентрации. Задача подсвежения состоит в том, чтобы разбавить остаток вторичного метана, который не смогла удалить система дегазации. Необходимый объем воздуха можно определить как

$$Q_{под} = 100\left(I_{уч} - I_л - I_{дег}\right).$$

В большинстве случаев – это вполне решаемая задача.

Таким образом, повторное использование участковых выработок позволяет использовать самые современные и эффективные технологии вентиляции и дегазации очистных забоев. Их внедрение, в свою очередь, помогает устранить наиболее опасное из всех известных ограничение добычи по газовому фактору, повысить безопасность ведения очистных работ, применить высокопроизводительную выемочную технику и поднять нагрузки на очистные забои. Дополнительный и весьма значительный экономический эффект от применения технологии повторного использования достигается также за счет уменьшения объемов проведения участковых выработок при ведении горных работ.

Выводы

1. Последние технологические достижения в области крепления и поддержания позволяют переводить вопрос о полном повторном использовании участковых выработок угледобывающих предприятий в практическую плоскость.

2. Переход на широкое использование повторного использования участковых выработок высоконагруженных лав при креплении их обычной арочной податливой крепью на практике невозможен.

3. Применение современных комбинированных крепей, позволяющих эффективно управлять системой «крепь-вмещающие породы», создает реальные предпосылки для широкого перехода на повторное использование участковых выработок в сложных условиях шахт Донбасса.

4. Сохранение необходимого сечения повторно используемых участковых выработок на сопряжениях лав и позади очистных забоев возможно при условии создания прочных, быстро вступающих во взаимодействие с массивом искусственных сооружений в виде литых полос.

5. Повторное использование участковых выработок является основным условием применения современных технологий вентиляции и дегазации, позволяющих эффективно управлять газовой обстановкой в очистных забоях угольных пластов с высокой природной газоносностью.

Список литературы

1. Якоби О. Практика управления горным давлением. Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.

2. Ильяшов М.А. Эффективный резерв повышения конкурентоспособности шахтного фонда – повторное использование участковых выработок // Уголь Украины. – 2011. – №1.

УДК 622.831.3.02 © А.И. Коваль

РЕШЕНИЕ СТРАТЕГИЧЕСКИХ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ С ПОМОЩЬЮ ТЕХНОЛОГИИ СТРАТЕГИЧЕСКОГО ПЛАНИРОВАНИЯ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Приведені основні положення, на яких базується Технологія. Представлена реалізація даної Технології для рішення актуальних стратегічних гірничотехнічних задач в умовах шахт ДП «Свердловантрацит».

Приведены основные положения, на которых базируется Технология. Представлена реализация данной Технологии для решения актуальных стратегических горнотехнических задач в условиях шахт ГП «Свердловантрацит».

Basic positions are presented on which the Technology is based. Realization of given Technology is presented for solving current strategic mining-technical tasks under conditions of mines at GP “Sverdlovanthracite”.

Одна из актуальных задач угольной отрасли – обеспечение максимально возможного уровня добычи угля при сохранении безопасных условий ведения горных работ. Месторождения угля, залегающие сравнительно неглубоко от поверхности, практически исчерпаны, и освоение километровых глубин – одна из наиболее актуальных и безальтернативных проблем горной науки и инженерии [1, 2]. Ведение горных работ на больших глубинах чрезвычайно осложняется отсутствием достаточных знаний о структуре и свойствах пород, которые часто обводнены, тектонически нарушены и находятся в условиях высоких сжимающих напряжений, процессов сдвижений горных пород при ведении добычных работ. Достижение максимального уровня добычи в этих условиях сдерживается недостаточной степенью изученности геомеханических процессов, происходящих в массиве горных пород на больших глубинах, которые наряду с ухудшением горно-геологических условий, увеличением частоты и интенсивности различных динамических проявлений также сдерживают возможность своевременного принятия рациональных технологических параметров ведения горных работ и, соответственно, максимально эффективного использования новой высокопроизводительной добычной и проходческой техники [3].

Решение этих вопросов невозможно без знаний закономерностей протекания геомеханических процессов в углепородном массиве в конкретных горно-геологических условиях ведения горных работ [4-5]. Существующие нормативные документы и методики не учитывают влияние большого многообразия факторов и условий ведения горных работ на изменение геомеханического состояния углепо-

родного массива, а значит не могут определить параметры, обеспечивающие безопасные условия добычи угля.

В результате многолетних исследований ученых Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины и Научно-инженерного центра «Экология-Геос» разработана «Методология определения рациональных технологических параметров ведения горных работ на основе комплексного геомеханического прогноза состояния углепородного массива» [6], которая основана на управлении напряженно-деформированным состоянием вмещающих пород технологическими параметрами ведения горных работ.

Методология базируется на гипотезах горного давления, основанных на общих положениях механики сплошной среды и механизма сдвижения слоистого разномодульного горного массива. Ее основное достоинство состоит в том, что впервые комплексно учитывается влияние горно-геологических, горнотехнических факторов и условий ведения работ, а также фактора времени на геомеханическое состояние пород, окружающих выработки.

Методология реализована в виде программно-технологического комплекса «Технология стратегического планирования развития горных работ»©, посредством которой осуществляется выбор рациональных технологических параметров при решении конкретной горнотехнической задачи [7].

Знание особенностей поведения массива горных пород при ведении горных работ позволяет определять параметры его деформирования: опускания пород кровли, поднятия пород почвы, сближение стенок выработок, горизонтальные подвижки слоев пород относительно друг друга по напластованию, образование полостей расслоения и их размеры. Все это в комплексе предусматривает решение горнотехнических задач любого уровня сложности, которые можно условно разбить на пять больших направлений.

Первое направление – планирование развития горных работ на одном или нескольких угольных пластах с учетом их взаимного влияния.

В настоящее время подземная добыча угля часто связана с оставлением целиков различного назначения при развитии горных работ. Средняя глубина разработки на шахтах Должано-Ровенецкого района Донбасса превышает 1000 м. Поэтому параметры целиков согласно нормативным отраслевым документам не учитывают всех особенностей ведения горных работ в таких условиях, что нередко приводит к негативным проявлениям в отношении состояния горных выработок, несмотря на оставление целиков.

Второе направление – определение параметров очистных выработок и выемки угля.

Для высокопроизводительной и безопасной добычи угля в очистных забоях установлены зависимости, показывающие характер влияния основных горнотехнических показателей работы лавы на показатели напряженно-деформированного состояния углепородного массива. Это обеспечивает возможность определять величины главных нормальных напряжений в любой точке окружающего массива, вычислять на их основе напряжения, эквивалентных одноосному напряженному состоянию, и, сравнивая их величины с пределами прочности пород на одноосное сжатие

или растяжение, определять вероятность разрушения пород непосредственной кровли в плоскости забоя лавы и направленность плоскости разрушения, которые приводят к посадке механизированного комплекса на «жесткую базу».

В случае моделирования изменения горнотехнических показателей работы очистного забоя предусмотрено подобрать такое сочетание для конкретных горно-геологических условий, которое гарантирует более безопасные условия ведения горных работ при максимально возможной нагрузке на лаву.

Третье направление – определение параметров подготовительных выработок.

Чтобы обеспечить надежность и безопасность функционирования подготовительных выработок, установлены зависимости, взаимоувязывающие горно-геологические и горнотехнические условия ведения горных работ с показателями напряженно-деформированного состояния вмещающего массива, динамика изменения которого во времени показывает состояние выработок (степень конвергенции боковых пород) и требования к средствам их крепления.

С помощью полученных зависимостей можно определить:

– рациональную форму поперечного сечения выработки, а также ее геометрические размеры с учетом перераспределения параметров опорного давления, вызванных влиянием разных площадей обнажения;

– в динамике опускание пород и формирование свода естественного равновесия или зависания пород кровли для определения податливости, несущей способности и шага установки крепи;

– вероятность расслоения пород в надугольной толще и на этой основе выявить целесообразность использования анкерной крепи для избегания расслоений при различных условиях эксплуатации выработки;

– состояние выработки в характерных условиях ее эксплуатации и поддержания – в массиве, в зоне влияния очистных работ и позади лавы с учетом конкретных горно-геологических условий и влияния работ, которые ведутся на смежных пластах в целях разработки практических рекомендаций по повышению устойчивости выработок, в том числе для их повторного использования;

– на стадии проектирования наиболее экономически выгодные типоразмеры крепи и условия заложения, проведения и охраны выработок, что, помимо повышения уровня безопасности работ, способствует работе с максимальной производительностью.

Четвертое направление – определение параметров дегазационных работ при подземной скважинной дегазации.

Расслоения горных пород, образующиеся в кровле выработок во время работы добычных участков, представляют один из видов газовых коллекторов – зон повышенной газоотдачи. Для эффективного использования при подземной дегазации необходим надежный прогноз их параметров.

С использованием полученных зависимостей выявляют геометрические параметры полостей расслоений, динамику их развития и затухания (закрытия) во времени и в любом сечении выработанного пространства лавы методом установления геометрических параметров распределения нормальных нагрузок на слои вмещающих пород и методом сопоставления величин опусканий смежных неравножестких

слоев. Первый метод дает возможность находить границы полостей расслоения в плане, а второй – параметры полостей расслоения в любом сечении, т.е. их площадь и объем.

В результате с помощью совокупности полученных зависимостей предусматривается определять рациональные параметры ведения подземной скважинной дегазации – место установки оборудования, углы разворота и подъема дегазационных скважин, их рациональную длину.

Это направление было реализовано в условиях ООО «Павлоградуголь» на шахте «Западно-Донбасская» и показало высокие положительные результаты [8-9].

Пятое направление – сдвижение дневной поверхности.

На базе обоснования рациональных параметров ведения очистных и подготовительных работ на одном или нескольких пластах с учетом их взаимного влияния друг на друга и с учетом свойств вмещающих пород предусмотрено сведение к минимуму (при работах под стратегически важными объектами и др.) сдвижение и деформация дневной поверхности.

Это направление было реализовано в условиях ООО «Павлоградуголь» на шахте «Западно-Донбасской» при определении величины целика предназначенного для охраны вертикальных шахтных стволов и выработок околоствольного двора.

Одним из самых ярких примеров реализации Технологии стратегического планирования развития горных работ на шахтах ГП «Свердловантрацит» является решение задачи по определению рациональной ширины целика между лавой №100 по пласту k_2^1 и транспортной магистралью, которая предназначена для вентиляции, доставки материалов и оборудования во все части шахтного поля по пласту k_2^1 в условиях ОП «Шахта «Харьковская». По первоначальному проекту в соответствии нормативным документам ширина целика должна была составлять 75 м.

Для детального анализа состояния массива горных пород в окрестности транспортной магистрали был сделан расчет опусканий пород кровли и поднятий почвы в зависимости от времени, прошедшего с момента установки крепи при проведении до начала отработки выемочного столба. Проведены расчеты деформационных и силовых характеристик состояния вмещающих пород вдоль трассы транспортной магистрали при ширине целика, изменяющегося от 30 м до 80 м, при скорости подвигания очистного забоя 90 м/мес.

Опускания кровли прогнозировались 380-440 мм при ширине целика 30 м, 275-310 мм при ширине целика 70 м и 210-270 мм при ширине целика 80 м. Поднятия пород почвы ожидались до 400 мм при ширине целика 30 м, до 250 мм при ширине целика 70 м и 200 мм – при 80 м. Учитывая, что выработка поддерживается крепью КМП-А3/13,8, паспортная податливость которой не превышает 300 мм, при ширине целика 30-60 м можно ожидать деформации ее элементов: образование складчатой структуры верхняков, разрушение замковых соединений, поскольку расчетные значения опусканий пород кровли будут превышать паспортную податливость крепи.

Следует отметить, что, несмотря на небольшую разницу деформационных характеристик, при изменении ширины целика от 30 до 80 м, будут наблюдаться существенные отличия в силовых характеристиках состояния вмещающих пород массива,

а так же ожидаемой высоты свода обрушения. Так, при ширине целика 30 м максимальные сжимающие напряжения в слоях пород кровли и почвы будут в 1,4-1,7 раза превосходить соответствующие значения при ширине целика 70 м и в 1,3-1,5 раза – при 80 м. Такая же тенденция будет наблюдаться и для значений нормальных нагрузок на крепь выработки, которые при ширине целика 30 м превысят в 2-10 раз соответствующие значения при ширине целика 70-80 м.

Результаты проведенных исследований позволяют сделать вывод о том, что рациональная ширина целика между транспортной магистралью и выемочным столбом лавы №100 по пласту k_2^1 должна составлять 70 м.

Остаточная высота транспортной магистрали после отработки лавы согласно прогнозному расчету должна составить 2800-2850 мм. Такая высота выработки позволит в дальнейшем продолжать ее эксплуатацию длительный период. Полученные расчетные значения опусканий кровли позволили сделать вывод об отсутствии деформаций элементов крепи в выработке и сведении к минимуму эксплуатационных затрат на поддержание выработки в рабочем состоянии. После принятия комплекса практических рекомендаций техническими службами ГП «Свердловантрацит» были внесены соответствующие изменения в паспорт отработки лавы, на основании которого была произведена ее отработка с размером целика равному 70,0 м. Для идентификации расчетных параметров выработки после отработки лавы №100 по пласту k_2^1 были проведены шахтные инструментальные замеры. Результаты сопоставления прогнозных значений остаточной высоты выработки с соответствующими фактическими замерными значениями приведены на рис. 1.

Рис. 1. Сопоставление расчетных значений остаточной высоты транспортной магистрали с фактическими замерными

Из приведенного можно констатировать, что расчетные значения имеют хорошую сходимость с замерными. Среднее отклонение от расчетных значений по участкам выработки составляет не более 10%. Визуальный осмотр крепи показал, что на

всем протяжении выработки крепь находится в хорошем состоянии и соответствует требованиям ПБ и ПТБ, т. е. изменения сечения выработки произошли в рамках паспортной податливости данного типа крепи.

Использование практических рекомендаций позволило увеличить длину лавы №100 по пласту k_2^1 с 256 до 261 м, что увеличило запасы угля в выемочном столбе. Фактический экономический эффект от использования рекомендаций, рассчитанный специалистами ГП «Свердловантрацит» и ОП «Шахта «Харьковская» с учетом всех статей затрат по факту отработки лавы, составил порядка 3,6 млн. грн.

Таким образом, совокупность установленных зависимостей дает возможность определить параметры целиков различного технологического назначения для конкретных горно-геологических условий и горнотехнической ситуации с учетом тектоники с максимальной экономической и технологической отдачей.

Выводы

Технология [7] позволяет впервые спрогнозировать как на стадии проектирования, так и в процессе ведения горных работ динамику изменения напряженно-деформированного состояния горного массива и закономерности протекания геомеханических процессов вокруг горных выработок, взаимное влияние выработок одна на другую, а также на всю толщу горного массива вплоть до дневной поверхности. В практическом плане Технология позволяет определить рациональные технические и технологические параметры для каждого добычного участка шахты, обеспечивающие сбалансированное сочетание нагрузки на очистной забой, соблюдение правил безопасности с максимально возможными экономическими показателями работы шахты.

Сегодня Технология принята в качестве базовой для решения актуальных стратегических горнотехнических задач для ГП «Свердловантрацит» и имеет позитивную практическую и экономическую эффективность для предприятия.

Список литературы

1. Шашенко А.Н. Механика горных пород / А.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко. – К.: Новий друк, 2004. – 400 с.

2. Пивняк Г.Г. Проблемы угольной отрасли Украины / Г.Г. Пивняк, Б.А. Грядущий // Материалы междунар. конф. «Форум горняков-2009». – Днепропетровск: НГУ, 2009. – С. 7-19.

3. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов. – М.: Недра, 1988. – 271 с.

4. Савостьянов А.В. Управление состоянием массива горных пород / А.В. Савостьянов, В.Г. Клочков. – К., 1992. – 276 с.

5. Булат А.Ф. Управление геомеханическими процессами при отработке угольных пластов / А.Ф. Булат, А.Т. Курносов. – К.: Наукова думка, 1987. – 200 с.

6. Булат А.Ф. Методология определения рациональных технологических параметров ведения горных работ / А.Ф. Булат, А.И. Волошин, О.В. Рябцев, А.В. Савостьянов // Уголь Украины. – 2010. – №10. – С. 15-18.

7. Булат А.Ф. Технология стратегического планирования развития горных работ / А.Ф. Булат, А.И. Волошин, О.В. Рябцев, А.И. Коваль // Уголь. – 2011. – №2. – С. 22-25.

8. Волошин А.И. О механизме формирования полостей расслоения, содержащих метан / А.И. Волошин, О.В. Рябцев, А.И. Коваль // Уголь Украины. – 2011. – №1. – С. 46-50.

9. Волошин А.И. Повышение эффективности дегазации за счет обоснования параметров полостей расслоения / А.И. Волошин, О.В. Рябцев, Ю.Я. Чередниченко // Уголь Украины. – 2011. – №3. – С. 37-40 с.

УДК 622.031.2:.23:.273.13

© А.М. Кузьменко, В.Д. Рябичев,
А.А. Кузьменко

О ЗНАЧЕНИИ ВЫСОКИХ НАГРУЗОК НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ВЫНИМАЕМОЙ МОЩНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Наведені залежності, що характеризують значення інтенсивності розробки вугільних пластів від вийнятої потужності пласта, технологічних параметрів виїмкового стовпа, які вказують на еквівалентність отриманих результатів видобутку при різних гірничо-геологічних умовах розробки вугільних пластів при впровадженні нової техніки.

Приведены зависимости, характеризующие значение интенсивности разработки угольных пластов от вынимаемой мощности пласта, технологичных параметров выемочного столба, которые показывают эквивалентность полученных результатов добычи при разных горно-геологических условиях разработки угольных пластов при внедрении новой техники.

The dependences characterizing value of intensity of working out of coal layers from taken out capacity of a layer, technological parameters extraction panel which show equivalence of the received results of extraction under different mine-geological conditions of working out of coal layers at introduction of new techniques are resulted.

Эффективность вложения инвестиций в горнодобывающую промышленность зависит от добычи полезных ископаемых и достижения высоких показателей производительности очистной выемки при рациональном развитии подземных горных работ. Интенсификация ведения горных работ позволяет радикально улучшить технико-экономические показатели очистного забоя. Положительный результат достигается при комплексном решении вопросов взаимодействия технических характеристик нового горно-шахтного оборудования с технологическими параметрами планировочных решений, управлением состоянием массива горных пород и мотивации труда для всех категорий трудящихся. Внедрение только новых очистных механизированных комплексов с высокой степенью энерговооруженности и надежностью работы не гарантирует достижение высоких нагрузок. Необходимо учитывать все составляющие выемочного участка: направление развития горных работ, система разработки, состояние выемочных выработок, транспортная цепочка, газовая обстановка, квалификация рабочих и т.д.

Особенность интенсификации очистной выемки является значительное увеличение площади обнаженных вмещающих пород в сравнении с предыдущим темпом

развития горных пород. Рост площади обнажения происходит как при увеличении длины лавы, так и при возрастании скорости подвигания линии очистных работ. Изменяется механизм разрушения вмещающих пород во времени. Их обрушение приобретает не свойственный характер для данных горно-геологических условий разработки угольных пластов. В связи с этими обстоятельствами возникают сложности при управлении горным давлением и необходимо принимать новые технические решения для поддержания сопряжений лавы с выемочными выработками.

В рыночных условиях стоимость добытого угля не зависит от горно-геологических условий, в которых производилась добыча, а определяется исходя от промышленного назначения и качества производимой продукции.

Конкурентоспособность шахт Донбасса определяется объемами добычи и запасами угля в шахтном поле, а также возможностью эффективного применения новой горной техники и технологического обеспечения реализации их технических характеристик в полной мере.

Значение интенсификации выемки угольных пластов и напряженности в работе можно последить по количественным критериям, отражающих качественные изменения в технологии и в первую очередь от вынимаемой мощности. Производительность пласта состоит из трёх слагаемых – вынимаемой площади, вынимаемой мощности и плотности угля (горной массы). При одинаковых технологических параметрах выемочного участка добыча составит разную величину от вынимаемой мощности и плотности горной массы.

Для сравнения эквивалентности интенсивности выемки угольных пластов принят 1 м^3 добытого угля. Он же является единицей измерения количества подаваемого воздуха в горные выработки для обеспечения нормальных условий труда рабочих и эргономической оценкой состояния рабочего пространства лавы.

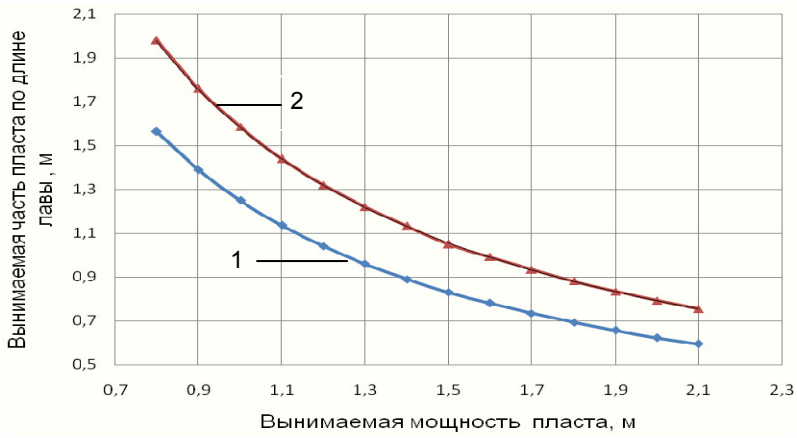


Рис. 1. Зависимости изменения вынимаемой части угольного пласта по длине лавы от вынимаемой мощности на 1м^3 добытого угля: 1 и 2 – соответственно при вынимаемой ширине полосы 0,8 м и 0,63 м

При прочих равных условиях производительность вынимаемой площади угольного пласта зависит от его вынимаемой мощности, а объем добытого угля от его плотности. Для достижения равной нагрузки на очистной забой вынимаемая часть пласта увеличивается по степенной зависимости от уменьшения вынимаемой мощности (рис. 1).

Увеличение ширины захвата угольного комбайна или вынимаемой полосы струговой установкой сокращает вынимаемую часть пласта и снижает количество непроизводительных операций на концевых участках лавы.

В качестве основных показателей эквивалентности и напряженности труда при добыче угля из тонких пластов к пластам средней мощности Донецкого бассейна приняты производительность труда и трудоемкость выполнения основных и вспомогательных технологических процессов. Они отражают эргономику, организацию труда и горно-геологические условия залегания угольных пластов при равных технологических схемах и средствах механизации производственных процессов.

Следовательно, для обеспечения равного объема добычи необходимо применять новые формы организации выполнения технологических процессов, чтобы компенсировать недостающую вынимаемую мощность на тонких пластах (0,71-1,2 м) в сравнении с угольными пластами средней мощности (1,21-3,5 м).

Для эквивалентности уровня добычи угля в очистных механизированных лавах, характеризующие ее линейную часть, приняты следующие технологические показатели: ширина вынимаемой полосы угля – 0,8 и 0,63 м; шаг установки секций крепи – 1,5 и 1,35 м; длина лавы – 250 и 350 м и нагрузка на лаву – 1000, 2000, 2500 и 3000 т/сут.

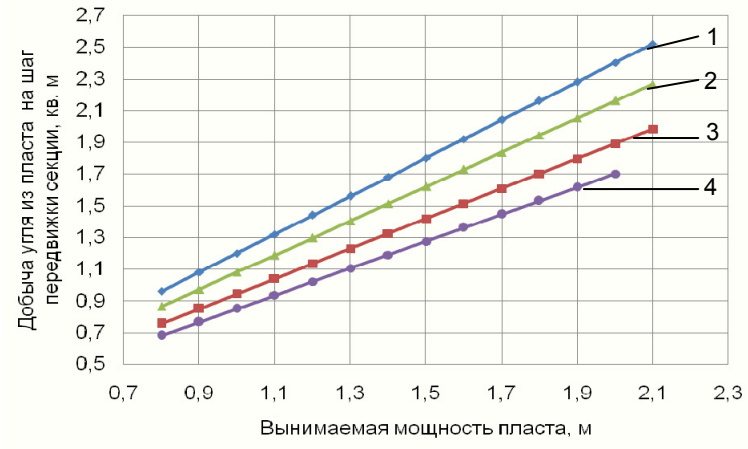


Рис. 2. Зависимость изменения добычи из пласта от вынимаемой мощности на шаг передвижки секции крепи: 1 и 2 – соответственно при ширине вынимаемой полосы 0, 8 м и 0,63 м и шаге установке секций 1,5 м; 3 и 4 – соответственно при ширине вынимаемой полосы 0,8 м и 0,63 м и шаге установке секций 1,35 м

Передвижка секций крепи является многооперационной работой, которая требует определенной квалификации рабочего. Его рабочее место изменяется многократно при разной эргономике, зависящей от поперечного сечения рабочего пространства лавы, состояния окружающей среды и технического оснащения. Эти составляющие технологии определяют трудоемкость выполнения работ по креплению и производительность рабочих по передвижке секций крепи. Зависимость изменения добычи из пласта на шаг передвижки секции крепи от вынимаемой мощности приведена на рис. 2.

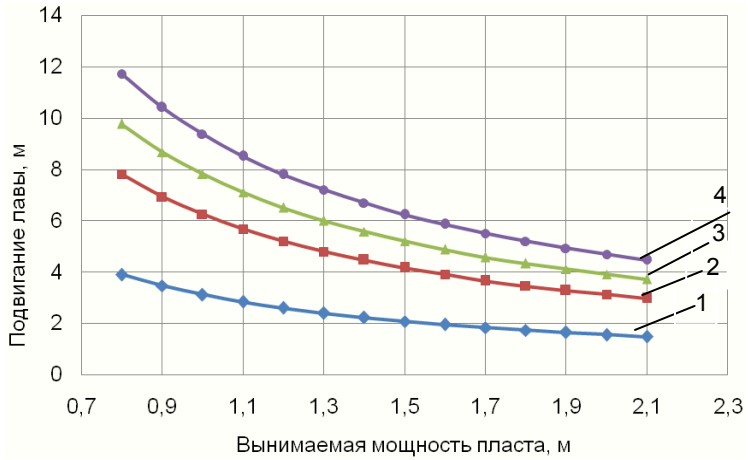


Рис.3. Зависимости изменения величины подвигания лавы при ее длине 250 м от вынимаемой мощности пласта: 1,2,3 и 4 – соответственно при добыче угля 1000, 2000, 2500 и 3000 т

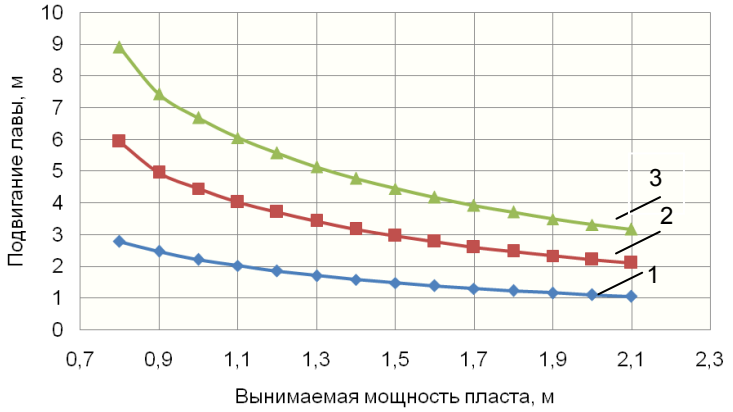


Рис.4. Зависимости изменения величины подвигания лавы при ее длине 350 м от вынимаемой мощности пласта: 1,2,3 и 4 – соответственно при добыче угля 1000, 2000 и 3000 т

Чтобы оценить эквивалентность интенсификации ведения горных работ по выемке угля на 1000 т угля необходимо учесть количество раз изменения рабочих мест машиниста комбайна и рабочих очистного забоя по передвижке секций крепи. Одним из показателей качественной работы очистного работы являться величина подвигания лавы, которая зависит от ее длины и вынимаемой мощности пласта и надежной работы всех составляющих звеньев технологической схемы (рис. 3 и 4).

Смена рабочего места по передвижке секций крепи влияет на производительность рабочего в зависимости от его способа перемещения в рабочем пространстве лавы. При его перемещении в полный рост (>1,8 м) производительность рабочего в 5-6 раз выше, чем при перемещении рабочего на коленях ($h = 0{,}9\text{-}1{,}4$ м). Они же характерны и для машинистов угольного комбайна. Чтобы добыть 2500 т/сут угля из пласта мощностью 1,0 м необходимо в 1,8 раза увеличить подвигание лавы в сравнении с пластом мощностью 1,8 м. Настолько же раз увеличивается, и число передвижек секций крепи (рис. 5).

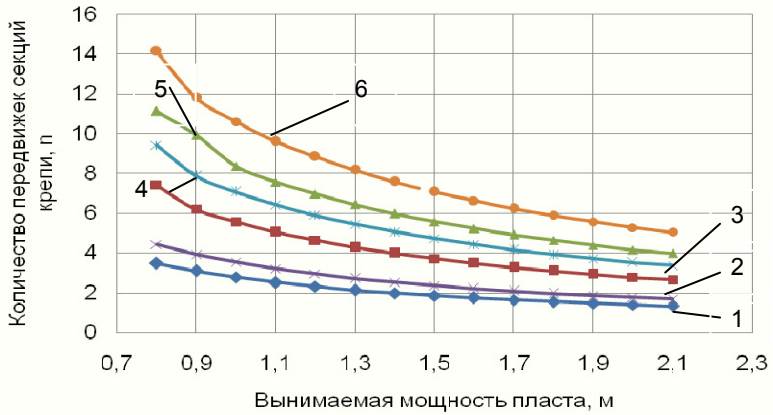


Рис. 5. Изменение количества передвижек секций крепи от вынимаемой мощности пласта при длине лавы 350 м: 1,2 и 3 – соответственно при добыче угля 1000, 2000 и 3000 т и шаге передвижки 0,8 м; 4, 5 и 6 – соответственно при добыче угля 1000, 2000 и 3000 т и шаге передвижки 0,63 м

Таким образом, трудоемкость выполнения работ по передвижке и управлению комбайном имеет прямую зависимость от увеличения добычи при сохранении одинаковой численности персонала. Производительность рабочих возрастает по степенной зависимости, т.е. опережает увеличение трудоемкости работ до 3 раз. Это при равных условия труда рабочих. Если же сравнивать достигнутые показатели добычи угля 2500-3000 т/сут на пластах мощностью 1,05-1,1 м с аналогичной добычей из пластов 1,8-2,1 м, то производительность трудящихся в этих условиях должна быть в 5-6 раз выше и составлять 5000-6500 т/сут.

Следовательно, высокие технико-экономические показатели работы шахтах Западного Донбасса достигнуты за счет революционных изменений в технологии ведения горных работ и повышения надежности работы всех технологических звеньев. Они эквивалентны технологиям, применяющимся на пластах средней мощности.

УДК 622.28.044:625.42

© В.И. Бузило, В.П. Сердюк,
А.Г. Кошка, В.Н. Яворский,
А.В. Яворский

АНКЕРНО-ПНЕВМАТИЧЕСКАЯ КРЕПЬ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЕВ ВЫРАБОТОК БОЛЬШОГО СЕЧЕНИЯ

Робота присвячена проблемам проведення підземних гірничих виробок великого перетину. Розглянуті питання забезпечення цілісності забою і недопущення його обвалення при проведенні виробок в слабких гірських породах, оскільки інакше виникають великі труднощі щодо кріплення і збереження їх цілісності. Приведені результати теоретичних, лабораторних і натурних досліджень способу і засобу кріплення забоїв виробок великого перетину анкерно-пневматичним кріпленням.

Работа посвящена проблемам проведения подземных горных выработок большого сечения. Рассмотрены вопросы обеспечения целостности забоя и недопущения его обрушения при проведении выработок по слабым горным породам, так как в противном случае возникают большие трудности по креплению и сохранению их целостности. Приведены результаты теоретических, лабораторных и натурных исследований способа и средства крепления забоев выработок большого сечения анкерно-пневматической крепью.

The article is concerned with problems of construction of underground workings with big cross-section. The paper is dedicated to questions of integrity face assurance and non-admission of its caving during construction of workings in soft rock, because otherwise great difficulties concerned with support and saving of their integrity occur. The results of theoretical, laboratorial and field observations of ways and means of support of faces of workings with big cross-section by bolt-pneumatic support are shown.

При проведении выработок большого сечения, в частности выработок метрополитенов, в слабых породах значительные обнажения массива без закрепления не допускаются. В частности, в условиях строительства Киевского метрополитена принято проведение тоннеля заходками шириной около 1 м и высотой около 2 м. Для крепления забоя традиционно применяются металлические балки и деревянная затяжка. Такая технология сопряжена со значительными материальными затратами и высокой трудоемкостью работ [1].

Применение анкерно-пневматической крепи, мягкая оболочка которой может иметь любые размеры, позволяет сохранить способ проведения выработки заходками, обеспечивая крепление по всей площади забоя. Предлагаемая схема проведения и крепления забоя показана на рис. 1.

Анкерно-пневматическая крепь состоит из анкера, мягкой оболочки и рамы. Для того, чтобы мягкая оболочка оказывала необходимое давление на забой, у нее должна быть опора. Основная идея предлагаемого способа крепления заключается в том, что мягкая оболочка вместе с рамой удерживается у забоя с помощью анкера. В качестве анкеров могут быть использованы винтовые, забивные, шнековые, лепестковые или другие виды анкеров, предназначенных для слабых пород. При этом длина анкера должна быть такой, чтобы рабочая часть его находилась вне зоны возможного обрушения породы.

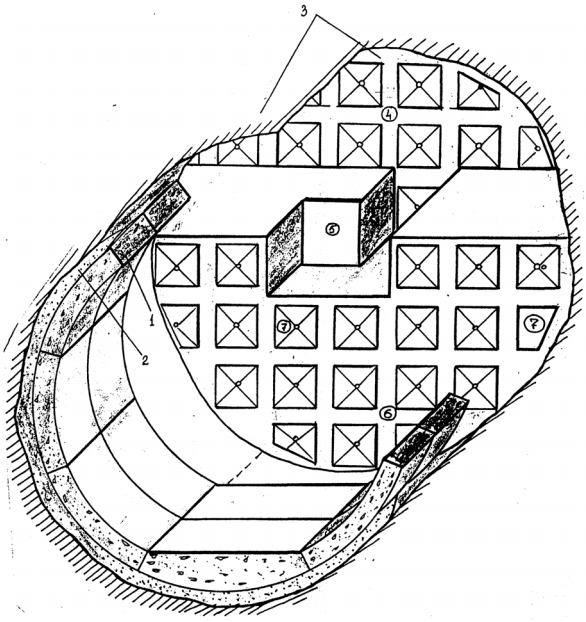


Рис. 1. Технология проведения выработки с применением анкерно-пневматической крепи забоя: 1 – постоянная крепь; 2 – цементно-песчаный раствор; 3 – породный массив; 4 – пройденный и закрепленный верхний ярус; 5 – отрабатываемая заходка; 6 – нижний ярус; 7 – анкерно-пневматическая крепь

Размеры оболочки определяются технологией применения анкерно-пневматической крепи и необходимой несущей способностью. Рама изготавливается из металлического профиля и обеспечивает плотное прижатие мягкой оболочки, заполненной сжатым воздухом, к породе.

Определение параметров анкерно-пневматической крепи забоя при обрушении блоков клиновидной формы

При оценке несущей способности анкера и определении параметров мягкой оболочки будем исходить из информации о максимальных блоках обрушения, образующихся в призабойной части выработки по данным натурных наблюдений и результатам теоретических исследований, связанных с определением размеров зоны предельно-напряженного состояния впереди движущегося забоя.

Анализ наблюдаемых вариантов обрушения при проходке выработок метрополитена в спондиловых глинах свидетельствует о том, что наиболее вероятны клиновидная и призматическая формы вывалов. Для них и определим оптимальные параметры анкерно-пневматической крепи.

Усилие в анкере

Блок, образующийся при разрушении породы, близок по форме к клину с размерами основания D_B, L_B и высотой H_B (рис. 2).

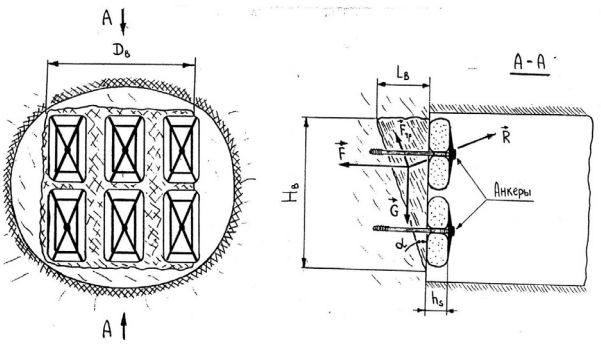


Рис. 2. Расчетная схема анкерно-пневматической крепи при обрушении блоков клиновидного типа

В состоянии предельного равновесия на него действует следующая система уравновешенных между собой сил: вес блока $\vec{G}$, реакция со стороны ненарушенного массива пород $\vec{R}$, сила трения между породами $\vec{F}_{TP} = f\vec{R}$, где f – коэффициент трения породы по породе, и результирующая сила $\vec{F}$ со стороны оболочек элементов крепления. Условие равновесия системы имеет вид:

$$\vec{G} + \vec{R} + \vec{F}_{TP} + \vec{F} = 0 \qquad (1)$$

или в проекциях на вертикальную и горизонтальную оси:

$$G = R\sin\alpha + fR\cos\alpha;$$

$$R\cos\alpha = F + fR\sin\alpha, \qquad (2)$$

где $tg\,\alpha = L_B / H_B$ (см. рис. 2). Отсюда:

$$R = G/\left(\sin\alpha + f\cos\alpha\right); \qquad (3)$$

$$F = G\left(1 - ftg\,\alpha\right)/\left(f + tg\,\alpha\right). \qquad (4)$$

Зная удельный вес глинистой породы γ, можно вычислить вес блока:

$$G = \gamma H_B L_B D_B / 2 . \qquad (5)$$

Полученные формулы (4), (5) позволяют оценить суммарную нагрузку на крепь при образовании вблизи поверхности выработки блока обрушения, имеющего форму, представленную на рис. 2.

Объединив формулы (4) и (5) в одно выражение, получим

$$F = \gamma D_B H_B^2 \frac{1 - f\, L_B / H_B}{2\left(1 + f\, L_B / H_B\right)} . \qquad (6)$$

Средний удельный вес палеогеновой спондиловой глины в естественных условиях составляет $\gamma = 19{,}3$ кН/м^3, поэтому

$$F\left[кН\right] = 9{,}65 D_B H_B^2 \frac{1 - f\, L_B / H_B}{1 + f\, L_B / H_B} . \qquad (7)$$

Самые неблагоприятные условия с точки зрения нагрузки на крепь реализуются в том случае, когда трение между породами пренебрежимо мало. Это позволяет для данных размеров блока обрушения получить максимально возможную суммарную нагрузку на крепь.

$$F_{max}\left(H_B, D_B\right) = 9{,}65 D_B H_B^2 \ , [кН] \qquad (8)$$

Тогда, для блока обрушения с размерами $H_B = 8$, $D_B = 6$ м, имеем:

$$F_{max}\,(8\text{ м}, 6\text{ м}) = 463\,кН \qquad (9)$$

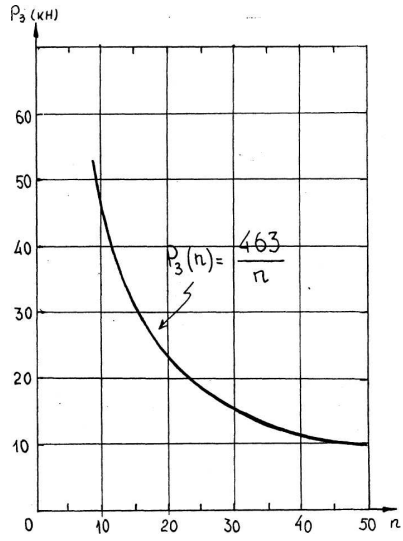


Рис. 3. Зависимость нагрузки на крепь от количества оболочек для блока с H_B = 8 м, D_B = 6 м (γ = 19,3 кН/м^3)

Если же на блок обрушения приходится n оболочек крепления, то средняя сила, действующая на анкер составляет:

$$P_3 = F_{max}\left(H_B, D_B\right) / n = 9{,}65 D_B H_B^2 / n \ , [кН] \qquad (10)$$

или при $H_B = 8$ м, $D_B = 6$ м

$$P_3\left(n\right) = 463 / n \ , [кН] \qquad (11)$$

График зависимости максимальной нагрузки P_3 на анкер в зависимости от

числа оболочек, обеспечивающих крепление блока обрушения, представлен на рис. 3. В частности, для $n = 40$ имеем $P_3(40) = 12$ кН. Если же по каким-либо причинам поверхность блока обрушения перекрывается меньшим числом оболочек, то нагрузка на анкер возрастает и составляет для рассматриваемого примера:

$$P_3(30) = 15 \text{ кН}; \; P_3(20) = 23 \text{ кН}.$$

Формулы (8-11) позволяют определить, в зависимости от размеров блоков обрушения и количества мягких оболочек, предельные нагрузки на анкер и тем самым выработать требования к несущей способности используемых анкеров. Выполненный расчет на основе данных по обрушениям и полученных выше результатов позволяет утверждать, что предельная несущая способность используемых анкеров должна составлять не менее 20 кН.

Полученные результаты позволяют также решить обратную задачу: по заданной несущей способности анкеров $P_{3,max}$ и предельным размерам блока обрушения определить необходимое количество мягких оболочек:

$$n = int\left[\frac{\gamma D_B H_B^2}{2P_{3,max}}\left(\frac{1 - f\,L_B / H_B}{1 + f\,L_B / H_B}\right)\right]. \tag{12}$$

Определение длины анкера

При определении длины анкера будем исходить из того, что в нем можно выделить условно нерабочую часть, равную глубине вывала в рассматриваемом сечении $\ell_x = H_x\,tg\,\varphi = L_B H_x / H_B$, где H_x – расстояние от основания блока до исследуемого анкера, и рабочую часть ℓ_P, обеспечивающую фактическое крепление анкера с прочностью закрепления на разрыв $P_{3,max}$, и величиной периметра сечения анкера S_T:

$$\ell_P = P_{3,max} / (\sigma_T S_T). \tag{13}$$

где σ_T – предел текучести глины вблизи поверхности анкера.

Полная длина анкера ℓ_a составит величину:

$$\ell_a = \ell_x + \ell_p = L_B H_x / H_B + P_{3,max} / (\sigma_T S_T). \tag{14}$$

Для рассмотренного выше случая при $P_3 = 20$ кН, $S_T = 0.051$ м^2 получим $\ell_a = 2.8$ м.

Давление в мягкой оболочке

Для определения избыточного внутреннего давления в полости мягкой оболочки, обеспечивающего требуемую величину прижатия F всех оболочек крепления к поверхности забоя выработки, рассмотрим расчетную схему, представленную на рис. 4.

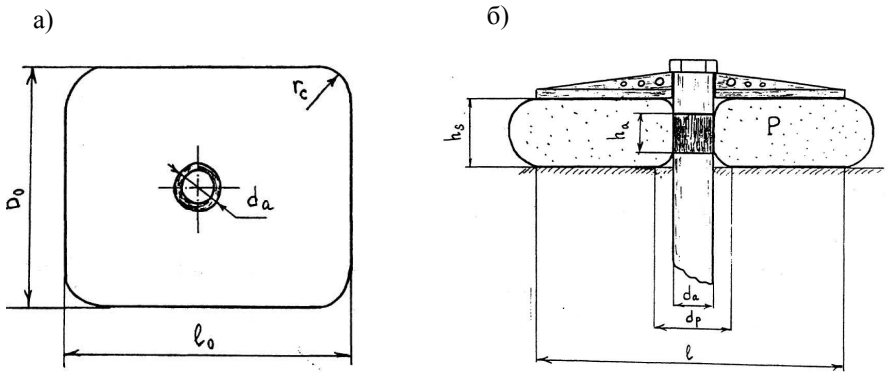


Рис. 4. Расчетная схема мягкой оболочки, входящей в состав анкерно-пневматической крепи

На схеме рис. 4, а ℓ_s и b_0 – исходные длина и ширина мягкой оболочки (в плане), r_c – радиус скругления торцов, образующийся при сжатии между рамой и забоем выработки оболочки, находящейся под давлением P и зависящий от величины сжатия h_s.

Пусть d_a и h_a – диаметр и высота втулки, обеспечивающей отверстие по центру оболочки для анкера.

При условии нерастяжимости материала оболочки можно определить длину ℓ_s и ширину b_s площадки контактирования мягкой оболочки с породой:

$$\ell_s = \ell_0 - h_s ; b_s = b_0 - h_s . \tag{15}$$

Радиус r_c округления торцов пропорционален величине сжатия h_s и вычисляется по формуле $r_c = k \cdot h_s / 2$, где k – коэффициент пропорциональности.

На рис. 4, б нетрудно видеть, что диаметр

$$d_p = h_s - h_a + d_a . \tag{16}$$

Теперь можно вычислить площадь контакта S_k мягкой оболочки с породой

$$S_k = b_s \ell_s - (1 - \pi / 4) r_c^2 - \pi d_p^2 / 4$$

или, полагая $k \approx 1$, получим:

$$S_k = \left(\ell_0 - h_s\right)\left(b_0 - h_s\right) - \left(\left(1 - \pi/4\right)k^2 h_s^2 + \pi\left(h_s - h_a + d_a\right)^2/4\right). \quad (17)$$

Если n – суммарное число мягких оболочек, перекрывающих площадку вывала, то избыточное давление P в полости каждой оболочки можно вычислить по формуле:

$$P = \frac{F}{nS_k} = \frac{\gamma D_B H_B^2}{2nS_k}\left(\frac{1 - f\,L_B/H_B}{1 + f\,L_B/H_B}\right). \quad (18)$$

Формулу (17) для площадки контакта мягкой оболочки можно упростить, если учесть, что для реально используемой мягкой оболочки $h_a \approx h_s$ и $k \approx 1$. Тогда:

$$S_k = \left(\ell_0 - 2r_c\right)\left(b_0 - 2r_c\right) - \left(\left(1 - \pi/4\right)d_p^2 + \pi d_a^2/4\right). \quad (19)$$

Допустимые по технологии установки крепи значения h_s составляют: 1) $h_s = 0{,}07$ м; 2) $h_s = 0{,}15$ м. Тогда соответственно имеем: 1) $d_a \approx h_s/2$; 2) $d_a \approx h_s$ и выражение (19) для обоих случаев:

$$S_k\,(h_s = 0{,}07\text{ м}) \approx b_0\ell_0 - h_s\left(b_0 + \ell_0\right) + 7\pi h_s^2/16,$$

$$S_k\,(h_s = 0{,}15\text{ м}) \approx b_0\ell_0 - h_s\left(b_0 + \ell_0\right). \quad (20)$$

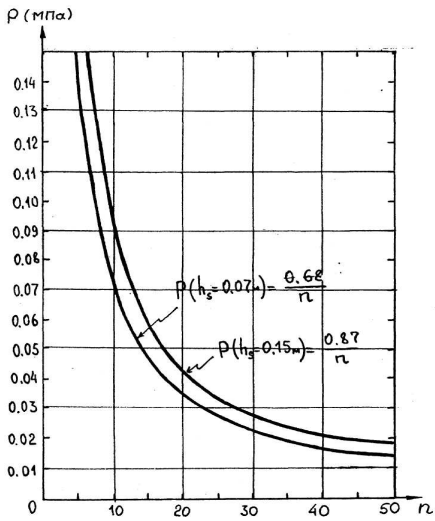


Рис. 5. Зависимость избыточного давления в полости оболочки от количества оболочек, перекрывающих клиновидный блок

При использовании оболочек с параметрами $\ell_0 = 0{,}94$ м; $b_0 = 0{,}85$ м получим из (20)

$$S_k\,(h_s = 0{,}07\text{ м}) \approx 0{,}68\text{ м}^2;$$

$$S_k\,(h_s = 0{,}15\text{ м}) \approx 0{,}53\text{ м}^2. \quad (21)$$

Используя значение F_{max} из (15) и S_k из формулы (21) и подставляя их в выражение (18), получим зависимость избыточного внутреннего давления в полости оболочки от их количества при рассматриваемых выше параметрах блоков обрушения:

$$P\,(h_s = 0{,}07) \approx 0{,}68/n\text{, [МПа];}$$

$$P\,(h_s = 0{,}15) \approx 0{,}53 / n\ ,\ [\text{МПа}]. \qquad (22)$$

Графики зависимостей, описываемых формулами (22), представлены на рис. 5. В частности, для $h_s = 0{,}15$ м и $n = 40$ имеем $P = 0{,}022$ МПа; а при $h_s = 0{,}07$ м и $n = 40$, $P = 0{,}07$ МПа.

Определение параметров крепи при обрушении блоков призматической формы

Усилие в анкере

Другой вид блока обрушения имеет форму, близкую к прямоугольной призме, расположенной под углом $(\pi/2 - \alpha)$ к линии забоя выработки. Такие блоки образуются, как правило, в верхней части забоя вблизи кровли выработки (рис. 6).

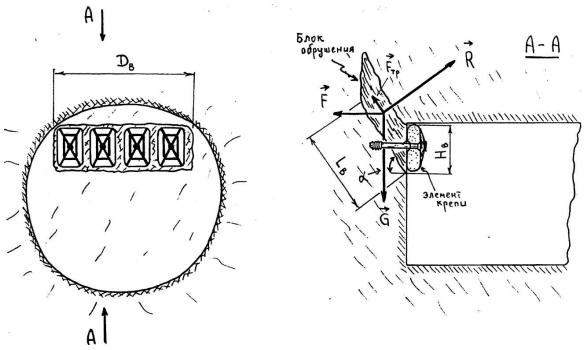


Рис. 6. Расчетная схема анкерно-пневматической крепи при обрушении блоков в форме призмы

Условие равновесия такого блока имеет вид:

$$F = G\left(tg\,\alpha - f\right)\Big/\left(1 + f\,tg\,\alpha\right), \qquad (23)$$

где вес блока G вычисляется по формуле:

$$G = \gamma H_B L_B D_B \cos\alpha\ . \qquad (24)$$

Объединяя формулы (23) и (24), получаем:

$$F = \gamma H_B L_B D_B \cos\alpha\left(\sin\alpha - f\cos\alpha\right)\Big/\left(\cos\alpha + f\sin\alpha\right). \qquad (25)$$

Дальше сделаем упрощения, аналогичные тем, что были сделаны при получении соотношения (8). В этом случае получим:

$$F_{max}\left(H_B, L_B, D_B\right) = \gamma H_B L_B D_B \sin^2\alpha$$

или при $\varphi \approx \pi/3$

$$F_{max}\left(H_B, L_B, D_B\right) = 2{,}6 H_B L_B D_B \text{, [кН]} \tag{26}$$

Для блока с размерами $D_B = 1{,}5$ м, $H_B = 6$ м, $L_B = 6$ м, имеем:

$$F_{max}\,(6 \text{ м}, 6 \text{ м}, 1{,}5) \le 140 \text{ кН}$$

Давление в мягкой оболочке

Избыточное давление в полости оболочки вычисляется по формуле, аналогичной (18):

$$P = \frac{F}{nS_k} = \frac{\gamma L_B D_B H_B \cos\alpha\left(\sin\alpha - f\cos\alpha\right)}{nS_k\left(\cos\alpha + f\sin\alpha\right)}, \tag{27}$$

которая для рассмотренного выше случая ($h_s = 0{,}15$ м) принимает вид $P = 0{,}26/n$ [МПа], причем:

$$n \le int\left(\frac{H_B D_B}{b_0 \ell_0}\right). \tag{28}$$

График зависимости (27) представлен на рис. 7. В частности, для $n = 10$ имеем $P = 0{,}026$ МПа, а для $n = 6$ – $P = 0{,}04$ МПа.

Расчеты, выполненные по описанной методике для анкерной пневмокрепи забоя, используемой при проходке выработки в спондиловых глинах, показали, что параметры ее должны иметь следующие значения: количество оболочек $n = 24$; давление в полости оболочки $P = 0{,}04$ МПа; усилие в анкере $P_a = 30$ кН, длина анкера $\ell_a = 2{,}8$ м.

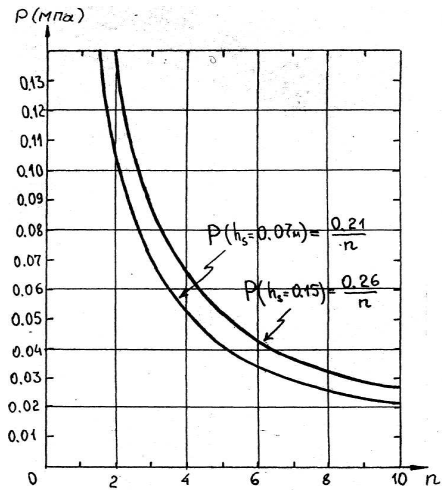


Рис. 7. Зависимость избыточного давления в полости оболочек от количества оболочек, перекрывающих призматический блок с $D_B = 1{,}5$ м, $H_B = 8$ м, $L_B = 6$ м

Результаты исследования анкеров в натурных условиях

Испытания анкеров проводились на участке №221 станции «Печерская». Испытывались клинощелевые, забивные и винтовые анкеры. Усилия выдергивания определялись с помощью прибора ПА-3.

Для установки клинощелевых анкеров выбуривались шпуры диаметром 36 мм и длиной 1,5 м. Время, затраченное на бурение одного шпура с последующей его прочисткой составило 3 минуты. Среднее значение усилия выдергивания клинощелевого анкера по результатам испытаний составило 18 кН.

Забивные анкеры изготовлялись из буровых штанг с сечением в форме шестигранника и устанавливались с помощью отбойного молотка и гидростойки ГС-3. В течение 1,2 минуты штанга забивалась на глубину 1 м. Среднее значение усилия выдергивания забивного анкера – 13 кН.

На рис. 8 показаны типы испытанных винтовых анкеров.

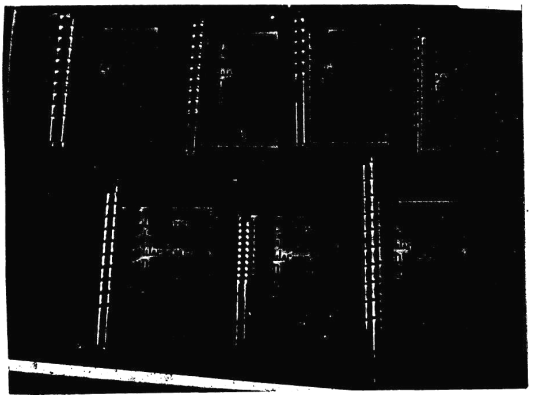


Рис. 8. Модификации винтовых анкеров

Параметры испытываемых винтовых анкеров приведены в таблице 1.

Таблица 1

ПАРАМЕТРЫ ВИНТОВЫХ АНКЕРОВ

№ анкера	Диаметр d, м	Шаг резьбы t, мм	Высота резьбы h, мм	Число витков, n	Глубина установки L, м	$S_n \cdot 10^3$, м^2	$S_0 \cdot 10^3$, м^2	$S_L \cdot 10^3$, м^2	$S \cdot 10^3$, м^2
1	0,065	0,02	0,08	9	1,00	4,58	1,885	2,725	50,360
2	0,033	0,02	0,08	6	1,52	6,20	1,030	1,265	8,495
3	0,049	0,02	0,08	9	1,20	36,8	1,433	1,923	40,150
4	0,033	0,03	0,08	9	1,00	41,6	1,030	0,700	43,330
5	0,033	0,02	0,08	9	1,15	27,7	1,030	0,825	29,560

В таблице 1 приняты следующие обозначения (рис. 9):

$S_n = \pi nt\left(d + 2h\right)$ – площадь поверхности цилиндра, описывающего нарезную часть анкера;

$S_0 = \pi h\left(d + h\right)$ – площадь обращенной к забою поверхности одного витка;

$S_L = \pi d^2\left(L - nt\right)/4$ – площадь поверхности анкера между забоем и началом нарезной части;

$S_c = \pi\left(d + 2h\right)^2/4$ – площадь поперечного сечения трубки анкера;

$S = S_n + S_0 + S_L$ – общая площадь поверхности анкера.

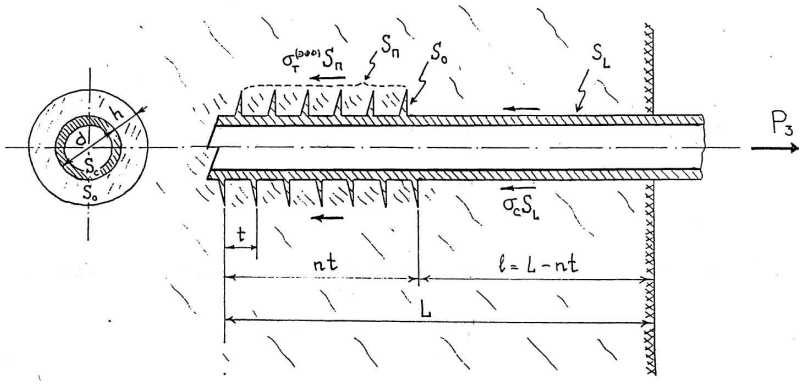


Рис. 9. Схема установки винтового анкера в массиве

На рис. 10 показаны экспериментально установленные графики зависимости средней силы сопротивления F_c внедрению анкера в массив от глубины внедрения (при завинчивании анкеров на каждые 5-10 оборотов фиксировалась сила, плечо и глубина заходки).

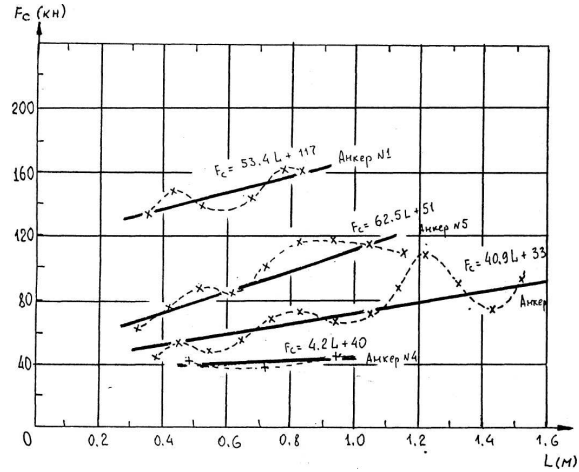


Рис. 10. Зависимость средней силы сопротивления от глубины внедрения, −x−x− результаты измерений; —— линии регрессии

Данные о несущей способности винтовых анкеров приведены в таблице 2 и на рис. 11.

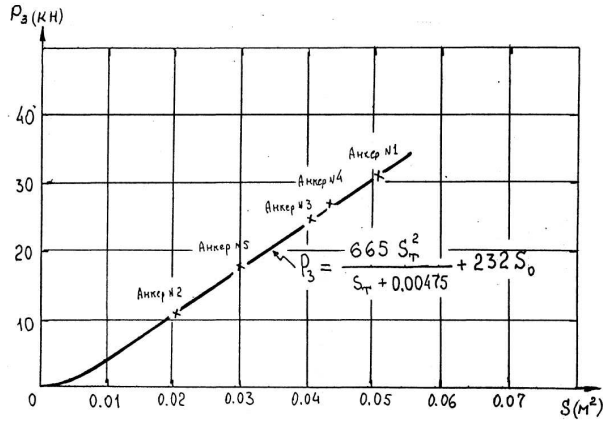


Рис. 11. Зависимость несущей способности винтового анкера от площади боковой поверхности

Таблица 2

УСИЛИЕ ВЫДЕРГИВАНИЯ АНКЕРОВ

№ анкера	$S_n \cdot 10^3$, м^2	$S_0 \cdot 10^3$, м^2	$S_L \cdot 10^3$, м^2	$S \cdot 10^3$, м^2	P_3, кН
1	4,58	1,885	2,725	50,360	31
2	6,2	1,030	1,265	8,495	11
3	36,8	1,433	1,923	40,150	25
4	41,6	1,030	0,200	43,330	27
5	27,7	1,030	0,825	29,560	18

Для сравнения различных анкеров по несущей способности в таблице 3 приведены значения их «удельной» несущей способности, т.е. отношения предельной нагрузки P_3 к общей площади сопротивления сдвигу S.

Таблица 3

СРАВНЕНИЕ АНКЕРОВ ПО ИХ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ

№ анкера	$S \cdot 10^3$, м^2	P_3 / S, МН/м^2
1	50,360	0,616
2	8,495	1,295
3	40,150	0,623
4	43,330	0,623
5	29,560	0,609
штанга	69,000	0,232

Промышленные испытания анкерно-пневматической крепи забоя

Испытание анкерно-пневматической крепи проводилось в перегонных тоннелях шахты №221 и № 225 «Киевметрострой» в соответствии с утвержденной программой и методикой испытаний.

Испытания проводились в выработках диаметром 5,5-8,5 м. Испытывались анкера трения, анкера винтовые, опорные рамки и мягкая оболочка. Цель испытаний – установление параметров крепи, которые определяют эффективность применения и работоспособность анкера и мягкой оболочки.

Анкер устанавливался в массиве, на выступающую часть его одевалась мягкая оболочка с опорной рамой, которые фиксировались шайбой с гайкой. Длина анкера составляла не менее 2,8 м, с учетом того, что максимальная «глубина» вывала могла достигать 2,3 м.

Мягкая оболочка имела прямоугольную форму размером 850-940 мм толщиной 20 мм и состояла из силовой покрышки из капроновой ткани и герметичной камеры.

По центру мягкой оболочки устанавливалась металлическая шайба толщиной 80 мм с отверстием диаметром 40-50 мм. В нижней боковой части установлен штуцер с вентилем для подачи и выпуска сжатого воздуха.

Воздух в мягкую оболочку подавался от шахтной магистрали через регулятор давления, установленный на рабочее давление 0,02-0,03 МПа. При рабочем давлении в мягких оболочках 0,03 МПа секция крепи обеспечивает усилие распора 2,5 тонны, что достаточно для удержания и прижатия блока обрушения с размерами $6 \times 6 \times 2{,}3$ м. Опорная рама обеспечивала быстрое и надежное крепление к анкеру. Время установки рамы с оболочкой, крепление к анкеру и заполнение сжатым воздухом составляет 1,5-2 мин. Испытания подтвердили работоспособность анкерно-пневматической крепи и целесообразность ее использования при проведении выработок большого сечения в слабых горных породах.

Конструкция крепи защищена патентами Украины и России [2, 3, 4].

Выводы

1. Для рассмотренных горно-геологических условий определены параметры крепи – несущая способность анкера $P \geq 20$ кН, длина анкера $\ell_a = 2{,}8 - 2{,}9$ м и максимальное избыточное давление в полости мягкой оболочки до $P_{max} = 0{,}04$ МПа.

2. Получена зависимость, позволяющая определять предельную нагрузку на анкер анкерно-пневматической крепи по размерам блока отделившихся от массива пород и количеству оболочек.

3. Установлена зависимость избыточного давления в пневмооболочке крепи от усилия прижатия анкера и площади контакта ее с поверхностью кровли или забоя.

4. Для различных типов анкеров, взаимодействующих со спондиловой глиной, на основе данных натурных экспериментов установлена зависимость усилия выдергивания анкера от глубины внедрения его в массив.

5. Определена несущая способность клинощелевого, забивного и ряда винтовых анкеров. Наибольшей несущей способностью ($P_3 = 30$ кН) обладает винтовой

анкер диаметром 33 мм с высотой резьбы 12 мм. Именно этот тип анкера рекомендуется для использования в комплексе с пневматической крепью в производственных условиях.

6. Рекомендации по параметрам анкерной пневмокрепи переданы проектным организациям «Киевметрострой» и «Киевметропроект».

Список литературы

1. Buzilo V., Rahutin V. & Serdyuk V. 2005. Potential for use of pneumatic constructions in underground mining. – London: Taylor & Francis Group. – P. 83-86.

2. Способ временного поддержания капитальных горных выработок в зоне активного горного давления: патент № 93010056 (Украина) / Петренко В.И., Рахутин В.С., Калиниченко Г.Ф., Бузило В.И. и др. – заявл. 02.12.92.

3. Способ разработки и крепления забоя при проведении выработок в слабых породах: патент № 94020546 (Украина) / Петренко В.И., Рахутин В.С., Калиниченко Г.Ф., Бузило В.И. и др. – заявл. 02.12.94.

4. Способ временного крепления слабых пород и устройство для осуществления: патент № 3849 (Рос. Федерация) / Бузило В.И., Рахутин В.С., Калиниченко Г.Ф., Лихман С.Н. и др.; опубл. 27.12.94, Бюл. № 6-1.

УДК 622.014.2

© М.А. Ильяшов, В.В. Назимко,
А.В. Мерзликин

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ РАБОТЫ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ ПО ПАРАМЕТРАМ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ДОБЫЧИ

Проаналізовано роботу очисних вибоїв по розподілам добового та місячного видобутку вугілля. Зіставлено ефективність роботи очисних вибоїв різних вугільних шахт. Запропонована методика прогнозу сталої роботи очисного вибою.

Проанализирована работа очистных забоев по распределениям суточной и месячной добычи. Сопоставлена эффективность работы очистных забоев разных угольных шахт. Предложена методика прогноза устойчивости работы очистного забоя.

Longwall operation has been examined as a function of production distribution. Efficiency of different coal faces was compared. A method has been developed to forecast stability of longwall operation.

Наращивание объемов добычи угля в Украине является важным пунктом государственной энергетической политики и не нуждается в специальных комментариях. Одной из ключевых проблем, решение которой будет содействовать стабильному развитию отрасли, является повышение нагрузки на очистные забои. В настоящее время более половины добычи угля обеспечивается высоконагруженными лавами, оснащенными современным очистным оборудованием. Это дает возможность сохранить конкурентоспособность угольных шахт и отрасли в целом в жестких условиях рыночной экономики. Вместе с тем практика показывает, что с увеличением нагрузки на очистные забои, как правило, снижается устойчивость и ритмичность их работы [1, 2]. В связи с тем, что для обеспечения эффективности эксплуатации современной дорогостоящей угледобывающей техники подавляющее число высоконагруженных лав работает на предельной нагрузке, любая нестабильность порождает вариацию добычи в меньшую от планового уровня сторону. Диапазон и характер этой вариации существенно влияет на устойчивость работы лав. Поэтому исследование показателей распределения добычи очистных забоев позволяет разобраться в глубинных причинах их неустойчивой работы и обосновать мероприятия по повышению эффективности и надежности работы очистных забоев. Кроме того, разработка и исследование объективных критериев оценки устойчивости и управляемости работы углевыемочных участков актуальны для объективной оценки менеджмента и мотивации персонала шахт.

В работе [1] предложено характеризовать работу очистного забоя по ритмичности и управляемости. При этом о ритмичности судят по величине вариации суточной добычи из лавы, а об управляемости – по вариации месячной добычи. Режим работы очистного забоя рассматривается как ритмичный, если вариация суточной добычи изменяется от 0% до 20%. Изменение отклонений в пределах 20-40% характеризуется относительно ритмичной работой, а свыше 40% – неритмичной работой с переходом в неустойчивые режимы (рис. 1а). На рис.1б показано распределение по уровню управляемости. При этом уровень отклонений от месячного плана в пределах 0-10% характеризует управляемый режим работы, от 10% до 20% – частично управляемый режим и свыше 20% – плохо управляемый и неуправляемый режимы.

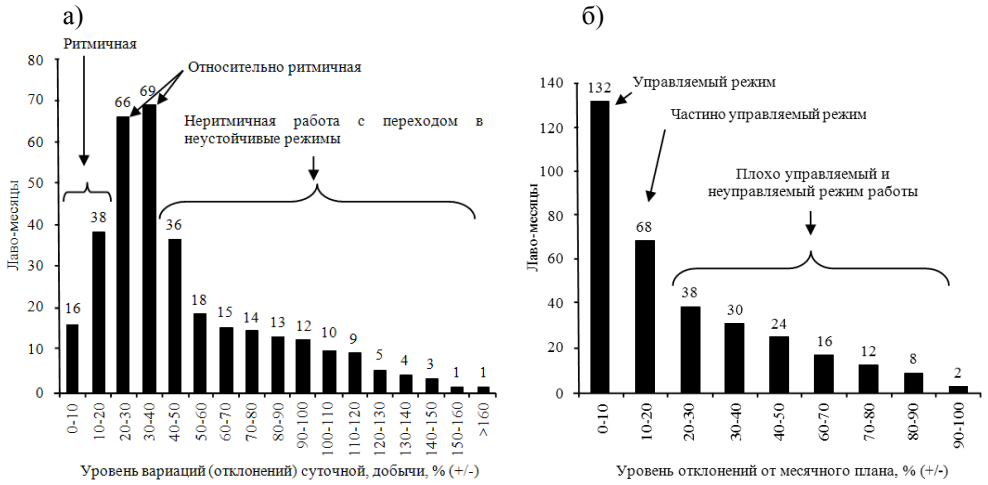


Рис. 1. Распределение лаво-месяцев: по уровню ритмичности производственного процесса (а); по уровню управляемости (б) [1]

Противоречие такого подхода состоит в том, что показатель ритмичности определяется по данным суточной нагрузки, а степень управляемости – по месячной. Кроме того, не обоснованы интервалы вариации добычи, при которых ритмичные и управляемые режимы меняются на неритмичные и неуправляемые. Так очистной забой с уровнем вариации суточной добычи до 20% считается ритмичным, однако по уровню управляемости этот забой будет при той же вариации относиться к лавам с частично управляемым режимом работы. Более того, вполне возможно, когда полностью неуправляемый режим работы будет осуществляться в процессе его вполне ритмичной работы. Очевидно, что при таком подходе к определению критерия ритмичности и управляемости они являются независимыми, что приводит к неоднозначной оценке устойчивости работы лавы. Вместе с тем, неритмичность работы лавы автоматически означает ее плохую управляемость. Если лава работает в постоянно благоприятных горно-геологических условиях и безаварийно с высоким уров-

нем качества ремонтно-профилактических работ на высоконадежной технике, тогда все суточные и тем более месячные величины добычи будут одинаковыми, а их распределение или гистограмма будет выглядеть в виде одного столбика. На рис. 2 эта добыча принята условно за единицу и соответствует максимально возможной для конкретных условий или нормативной добыче при высоком уровне оптимизации расчетных показателей.

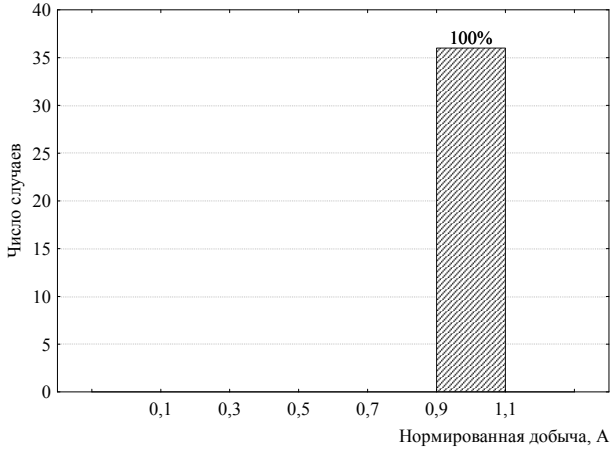


Рис. 2. Распределение нормированной добычи при идеальной работе выемочного участка

В реальности некоторая вариация добычи из лавы неизбежна в силу воздействия случайных факторов и, в первую очередь таких, как естественная вариация вынимаемой мощности и условий залегания угольного пласта, прочностных свойств и строения вмещающих пород, аварийность оборудования, нарушения в работе транспортной цепочки, электроснабжении и т.п. Для исследования структуры распределения суточной и месячной добычи была проанализирована работа ряда типичных для условий Донбасса очистных забоев. В таблице 1 приведен список шахт, и характеристики очистных забоев, принятых к анализу. Видно, что диапазон длин лав изменяется в 1,4 раза, вынимаемая мощность в 2,5 раза, глубина разработки в 6,5 раза. При этом в анализируемых лавах работало очистное оборудование, широко применяемое в отрасли. Таким образом, исходная выборка данных является достаточно представительной для типичных условий комплексно-механизированных забоев Украины, что позволяет говорить об объективности выполненного статистического анализа.
Для большей достоверности результатов анализа выборки исходных данных по каждой шахте старались делать такими, чтобы общее количество данных было не меньшим 30-40. В целом же выборки содержали от 32 данных (для шахты «Южно-Донбасская №1») до 245 данных для современной американской шахты «Emerald» [3], данные работы которой использованы для сопоставления. На рис. 3 показаны гистограммы распределений добычи из анализируемых лав. На оси абсцисс отложена величина добычи, выраженная в относительных единицах и вычисляемая как отношение фактической добычи к плановой или нормативной. На оси ординат показа-

но число случаев, а над каждым столбцом гистограммы указана частота, с которой встретилась данная добыча в общей выборке анализируемых по шахте данных.

Таблица 1

ХАРАКТЕРИСТИКИ АНАЛИЗИРУЕМЫХ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

Наименование шахты	Название лавы, пласта	Средняя вынимаемая мощность, м	Длина лавы, м	Глубина разработки	Очистное оборудование	Продолжительность работы, мес.
1	2	3	4	5	6	7
шахта «им. Бажанова»	2-я зап. лава пл. m_3	1,28	220	1012	3КД90Т РКУ-13	12
	зап. лава пан. 20 пл. m_3	1,28	220	1012	3КД90Т КДК-500	12
	западная лава пан 2 пл. m_3	1,28	220	1012	3КД90Т УКД-200	12
ш/у «Покровское»	5-я южн. лава бл. 2	1,7	285	575	3КД90Т РКУ-13	18
	4-я южн. лава бл. 2	1,7	285	575	3КД90Т РКУ-13	15
	5-я сев. лава бл. 2	1,7	285	575	3КД90Т РКУ-13	10
	3 сев. лава центр. пан. бл. 8	0,88	265	585	DBT Струг RHH-42	16
шахта «Щегловская-Глубокая»	5-я зап. лава пл. m_3	1,43	212	12200	3КД-90Т РКУ-10	10
	2-я вос. лава пл. l_1	1,36	204	1070	ДМ УКД-200	12
	4-я зап. лава пл. K_8	1,06	211	1155	ДМ УКД-200	18
шахта «Краснолиманская»	2-я зап. лава пл. l_3	3,40	245	720	3КД-90Т КДК-500	25
	11-я южн. лава пл. K_5	2,1	306	825	КДД РКУ-13	11
шахта «им. Засядько»	13-я зап. лава пл. m_3	2,00	260	1100	3КД90Т РКУ-13	19

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4	5	6	7
шахта «Южно-Донбасская №1»	21 вост. бис лава с102	0,80	250	570	КМК-98 К-103	12
	20 вост. бис лава с102	0,80	250	570	КМК-98 К-103	12
	19 вост. бис лава с102	0,80	250	270	КМК-98 К-103	12
шахта «им. Засядько»	14-я зап. лава пл. m_3	2,00	260	1150	3КД90Т РКУ-13	17
шахта «Комсомолец Донбасса»	1-я зап. лава пл. l_7	0,96	255	640	МДТ МВ-280Е	13
	10-я зап. лава пл. l_7	0,96	300	640	1КД-90 МВ-220Е	17
шахта «Emerald»	32-я панель	1,50	280	180	DBT CR-620	8

В большинстве случаев встречаются одномодальные распределения, когда на гистограмме имеется только один максимум (например, шахты «Щегловка-Глубокая», ш/у «Покровское»). Некоторые лавы характеризуются многомодальными распределениями (шахта «Emerald»), что может быть объяснено возникновением нескольких режимов работы, обусловленных вариацией горно-геологических условий и другими факторами. В целом наблюдается весьма широкий диапазон нагрузок и их размах. Так на шахте «Южно-Донбасская №1» нагрузка на анализируемых лавах изменялась в диапазоне от 0,16 до 0,5 от планового уровня, который принят за единицу. В ш/у «Покровское» некоторые лаво-месяцы характеризовались превышением фактической добычи над плановой нагрузкой в 1,3 раза. Такие превышения могут быть обусловлены разными причинами. В частности естественная вариация газоносности пласта и вмещающих пород дает возможность повышать на некоторую величину фактическую добычу из лавы на тех участках, где уровень метановыделения меньше прогнозного, по которому рассчитана нормативная нагрузка на очистной забой [4].

Вместе с тем существуют также причины, которые оказывают негативное влияние при превышении фактической добычи над плановым ее уровнем. В частности интенсификация угледобычи за счет нарушения регламентов техобслуживания и ремонтов приводят к повышенному и неоправданному износу оборудования, а иногда к нарушению правил безопасности, что может сопровождаться авариями различной тяжести.

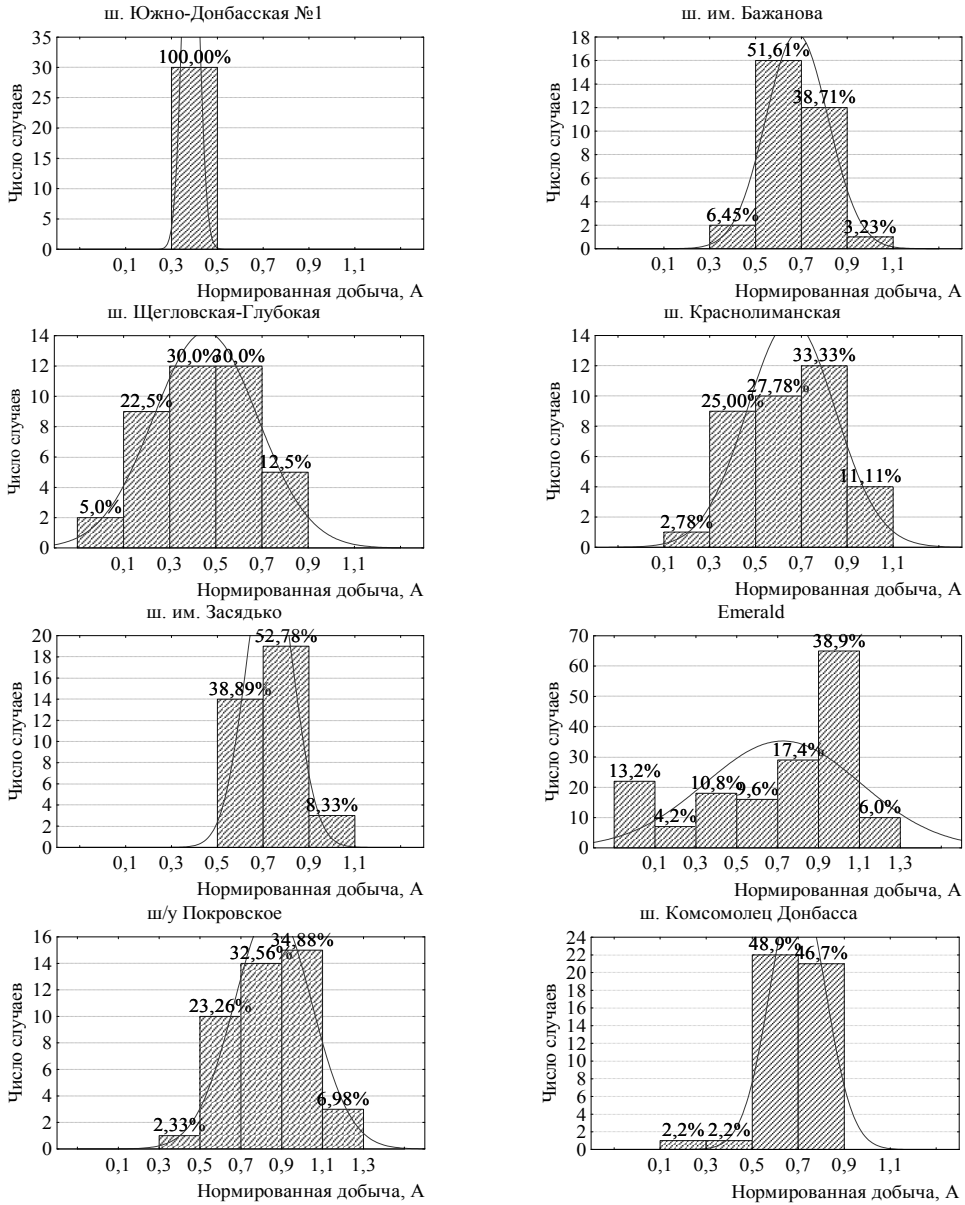


Рис. 3. Гистограммы месячной добычи очистных забоев сравниваемых шахт

Известно [5], что гистограмма неограниченно приближается к теоретическому распределению плотности вероятности при увеличении числа исходных данных, на основе которых эта гистограмма построена. При этом распределение вероятности является исчерпывающей характеристикой случайной величины, в качестве которой в данном случае рассматривается добыча из лавы. Для обобщенной характеристики гистограмм добычи нами предложено использовать три первых статистических момента случайной величины, которой является суточная, недельная или месячная добыча очистного забоя. Первым моментом, как известно, является среднее, вторым дисперсия и третьим асимметрия распределения [5]. Первый момент является начальным, второй и третий – центральными и вычисляются по известным формулам:

$$A = \sum_{i=1}^{K} A_i \cdot P_i ; \tag{1}$$

$$S = \sum_{i=1}^{K} \left(A_i - A \right)^2 \cdot P_i ; \tag{2}$$

$$A_s = \sum_{i=1}^{K} \left(A_i - A \right)^3 \cdot P_i , \tag{3}$$

где A, S и A_s – средняя добыча, дисперсия и асимметрия соответственно;

A_i – фактическая суточная или месячная добыча;

P_i – частота или вероятность значений фактической добычи в пределах i-го интервала;

K – число интервалов, на которое разбивается гистограмма нагрузок;

Воспользуемся формулой Стерджесса для вычисления количества интервалов, на которое рекомендуется разбить исходную выборку данных для построения гистограммы.

$$K = 1 + 3{,}322 \cdot lg\, n , \tag{4}$$

где n – количество данных.

Важно, чтобы статистические оценки распределения добычи (гистограмм) были устойчивыми. Для этого необходимо обосновать необходимое и достаточное количество исходных данных, по которым определяются статистические моменты распределений (гистограмм). Для проверки стабильности статистических моментов были выполнены специальные исследования, при которых число интервалов, на которые разбивались исходные выборки данных и строились гистограммы, изменялось от 3 до 8. Это означает, что согласно формуле (4) гистограммы добычи строились на диапазоне исходных данных от 4 до 93. В связи с тем, что часто по длине выемочного столба горно-геологические условия отработки лавы меняются, величину добычи целесообразно нормировать путем деления абсолютной величины добычи на нормативную ее величину. В этом случае можно сравнивать показатели работы лавы по

всей длине выемочного столба и таким образом анализировать динамику изменения устойчивости ее работы.

На рис. 4 приведены графики зависимости средней добычи из очистного забоя от количества интервалов на гистограммах. В целом средний уровень добычи изменяется от 0,33 (для шахты «ЮжноДонбасская №1») до 0,72-0,87 (для шахты им. Засядько и ш/у «Покровское»). Видно, что величина средней добычи для любой шахты несколько уменьшается с ростом числа интервалов. При этом, начиная с 5-6 интервалов, наблюдается стабилизация величины средней добычи, причем ее изменение при дальнейшем увеличении числа интервалов не превышает 5% от среднего уровня. Высокая стабильность отмечена также для показателей рассеяния добычи и асимметрии при числе интервалов 5-6 и более. Примеры графиков изменения дисперсии добычи на рис. 5 иллюстрируют эту закономерность. С физической точки зрения это означает, что статистический показатель непрерывного стохастического процесса, которым являются горные работы [6] можно выделить, используя скользящее окно выборки не менее 16-18 суток.

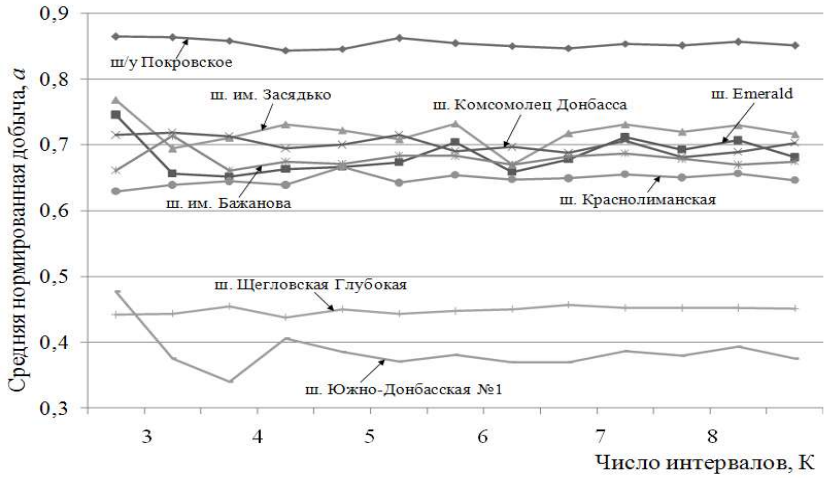


Рис. 4. Графики зависимости величины средней добычи из очистного забоя от количества интервалов на гистограммах

Выполненный статистический анализ позволил установить количественную связь между показателем ритмичности лавы и степенью ее управляемости. Как уже отмечалось вначале статьи, эти показатели должны быть связаны между собою. Для установления такой зависимости был выполнен дополнительный анализ корреляции между темпами изменения коэффициента вариации добычи и самой добычи. При этом в качестве количественной характеристики ритмичности мы использовали коэффициент вариации добычи, а величина средней добычи из лавы по отношению к нормативному уровню отражала управляемость. Чем выше коэффициент вариации

добычи, тем менее ритмично работает лава, и чем меньше ее добыча по сравнению с нормативным уровнем, тем хуже ее управляемость. Графики добычи и коэффициента вариации были продифференцированы по времени. Это позволило оценить динамику работы очистного забоя во времени.

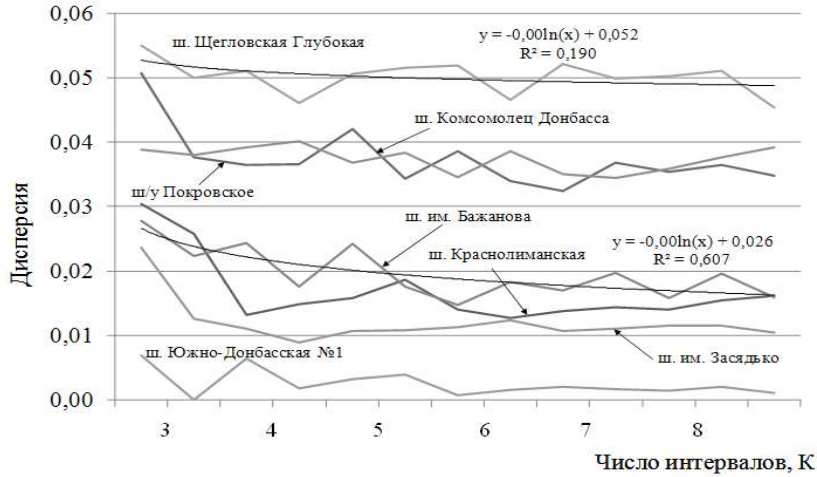


Рис. 5. Графики зависимости дисперсии от количества интервалов

Оценку управляемости очистного забоя от ритмичности его работы производили исходя из концепции, согласно которой можно рассматривать лаву как открытую термодинамическую систему, пропускающую через себя потоки энергии и вещества [7]. Устойчивость такой системы определяется флуктуациями определенных параметров. В данном случае в качестве флуктуации мы рассматривали вариацию или дисперсию добычи из лавы. При определенном уровне или длительности флуктуации очистной забой может изменить свой режим работы. Концептуально чем большая амплитуда флуктуации или ее длительность, тем выше вероятность перехода лавы из более устойчивого или управляемого режима работы в менее устойчивый с потерей добычи как следствие этого перехода. Вторым опорным моментом выдвинутой нами концепции является хорошо известный факт задержки реакции сложных открытых термодинамических систем на флуктуацию [8]. Само время задержки часто используют для того, чтобы успеть прореагировать на негативную тенденцию развития процесса, которая запускается флуктуацией. Важно теперь найти количественный показатель флуктуации, который является критическим и решающим для перехода системы «очистной забой» в менее управляемый режим.

Для этого на графиках производных коэффициента вариации и добычи выделялись отдельные участки на шкале времени, на которых наблюдался непрерывный рост коэффициента вариации добычи, что выражалось в положительном знаке его произ-

водной по времени. После этого находили корреляционную связь между величинами производных коэффициента вариации и добычи. Для установления времени задержки реакции лавы на рост вариации добычи производили сдвиг во времени между числовым рядом производной коэффициента вариации и рядом производной добычи. Таким образом, были проверены длительности непрерывного роста коэффициента вариации в 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8 суток и задержки реакции лавы на период от суток до 15 суток. Всего было выполнено 120 численных экспериментов. В качестве критерия величины корреляции использовали стандартный показатель тесноты связи R^2. Таким образом попытались выявить критическую длительность флуктуации, а также задержку во времени, с которой лава реагирует на эту критическую флуктуацию.

Оказалось, что подавляющее число пар наборов производных коэффициента вариации добычи и производной самой добычи по времени продемонстрировало слабую взаимную зависимость, величина показателя тесноты связи которой составляла от тысячных до нескольких десятых. Известно, что корреляционную связь можно считать достаточно достоверной или значимой, если показатель тесноты связи превышает 0,5. Наибольшее значение показателя тесноты связи оказалось у пары наборов, характеризующейся шестисуточной длительностью непрерывного роста коэффициента вариации добычи и задержкой реакции очистного забоя длительностью 6 и 12 суток (рис. 6). Показатель тесноты связи при этом изменялся в пределах от 0,56 до 0,73, что следует признать как весьма значимую связь. Очевидно, что задержка реакции на 12 суток кратна минимальной длительности задержки в 6 суток и по сути является дополнительным подтверждением установленной связи.

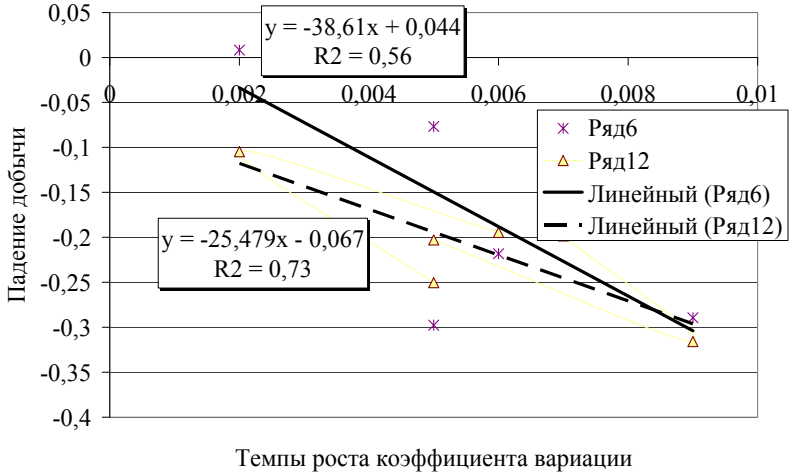


Рис. 6. Зависимость падения добычи из лавы при снижении ритмичности ее работы

Полученная зависимость имеет весьма важное практическое значение. Если организовать посуточный мониторинг добычи из лавы, можно с высокой достоверностью прогнозировать управляемость ее работы по показателю ритмичности, в качестве которого используется коэффициент вариации. Методика мониторинга состоит в следующем. Ежесуточно определяется коэффициента вариации работы очистного забоя. При этом дисперсию и вариацию добычи определяют в скользящем окне длительностью 18 суток, как описано вначале данной статьи. Сигнал «опасно» выдается в том случае, когда в течение 5-6 суток коэффициент вариации продолжает расти. В этом случае нет необходимости ждать окончания месяца, чтобы подвести итоги работы лавы и принять запоздалое управленческое решение. О необходимости принятия оперативных мер по выведению лавы в управляемый режим работы свидетельствует непрерывный рост коэффициента вариации добычи в течение 5-6 суток работы лавы. Заметим, что за этот период средний уровень добычи может оставаться одинаковым или измениться незначительно. Однако возникновение 5-6 дневного непрерывного роста коэффициента вариации говорит о наличии устойчивой негативной тенденции, которая с вероятностью более 95% может привести к понижению уровня управляемости очистного забоя, что скажется в виде снижения месячного уровня добычи угля. Поэтому подобный анализ позволяет менеджменту шахты своевременно принять адекватные меры по стабилизации работы очистного забоя.

Выводы

Выполнен статистический анализ суточной добычи из комплексно механизированных очистных забоев. Доказано, что устойчивые значения первого начального (среднего уровня добычи), а также второго (дисперсии) и третьего (асимметрии) центральных статистических моментов обеспечиваются при использовании скользящего окна длительностью 16-18 суток.

Найдена значимая статистическая зависимость между длительностью непрерывного посуточного роста коэффициента вариации добычи и ее последующим устойчивым падением. Показано, что непрерывный рост коэффициента вариации добычи в течение 5-6 суток является опасным (критическим) и приводит к снижению уровня управляемости очистного забоя. Установлено, что лава реагирует на критический уровень флуктуации добычи с задержкой в 6 суток.

Предложена методика мониторинга динамики добычи, обеспечивающая своевременную реакцию на негативную тенденцию управляемости очистного забоя. Применение такой методики позволяет оперативно принимать меры по стабилизации или улучшению управляемости работы лавы и как следствие, обеспечении устойчивого уровня добычи.

Список литературы

1. Федоров В.Н. К вопросу технического регулирования производственных процессов современной шахты // Уголь, 2010. – №2. – С. 49-51.

2. Федоров В.Н. Обеспечение ритмичной работы очистных забоев – главное условие роста эффективности // Уголь, 2009. – №1. – С.70-73.

3. Preusse A. Analysis of the dynamics of mining in range of a product transmission overhead line//22nd International Conference of Control Mining. Morgantown. WVU, 2003. – P. 344-347.

4. Ильяшов М.А., Агафонов А.В., Кочерга В.Н., Бондарь А.А. Особенности метановыделения в высоконагруженных очистных забоях // Уголь, 2010. – №7. – С. 24-26.

5. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. – М.: Наука, 1969. – 576 с.

6. Ильяшов М.А. и др. Исследование зависимости темпов проходки под влиянием стохастических факторов // Наукові праці ДонНТУ. Серія гірничо-геологічна. – Донецьк: ДонНТУ, 2010. – С. 210-222.

7. Бондаренко В.І., Ковалевська І.А., Симанович Г.А. та ін. Геомеханіка безаварійної роботи високонавантажених лав шахт // Науковий вісник НГУ, 2010, – №11-12. – С. 137-147.

8. Гленсдорф П., Пригожин И. Термодинамическая теория структуры, устойчивости и флуктуаций. – М.: Мир, 1973. – 324 с.

УДК 622.831

© В.В. Левит, С.В. Борщевский,
И.В. Назимко

ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ И НЕОБРАТИМЫХ ДЕФОРМАЦИЙ В ЗАБОЕ ВЕРТИКАЛЬНОГО СТВОЛА ПРИ РАЗНОКОМПОНЕНТОМ НАПРЯЖЕННОМ СОСТОЯНИИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Наведені результати комп'ютерного моделювання та натурних спостережень розподілу напружень і деформацій у вибою ствола при рівно- та нерівнокомпонентному напруженому стані масиву.

Приведены результаты компьютерного моделирования и натурных исследований распределения напряжений и деформаций в забое ствола при равно- и неравнокомпонентном напряженном состоянии массива.

Results of computer modeling and natural researches are demonstrated to show distribution stress and deformation in face of mine shaft at equal and unequal component stress state of massif.

Несмотря на то, что объемы шахтного строительства в последние десятилетия в Украине уменьшились, уголь остается основным источником энергетической независимости Украины. В связи с этим строительство новых шахт, подготовка новых горизонтов продолжается и необходимость проходки вертикальных стволов постоянно существует. Особенностью разработки угольных месторождений в Украине является то, что уголь на глубинах до 700 м практически весь отработан, и основные запасы месторождений находятся свыше 800-1000 м, а ряд шахт ведет отработку угольных пластов на горизонтах 1300 м. В связи с этим возникают новые проблемы обеспечения устойчивости стволов не только во время эксплуатации, но и во время проходки из-за высокого уровня горного давления и интенсивного его проявления. Дополнительным фактором, который усложняет проходку вертикальных стволов на больших глубинах является неоднородность напряженного состояния на больших глубинах и наличие активной горизонтальной составляющей компоненты горного давления, которая может превышать даже вертикальную компоненту.

Такая геомеханическая ситуация возникает при заложении ствола в окрестности крупных складчатых или разрывных нарушений, имеющих амплитуду несколько десятков а то и сотен метров. Многочисленные исследования показали, что в месторождениях осадочного типа подобные типы нарушений генерируют активные горизонтальные напряжения, которые по величине приближаются или даже превышают вертикальную компоненту напряжений, обусловленную весом вышележащей толщи

[1]. Подобные аномалии напряженного состояния массива горных пород создают проблемы с устойчивостью подготовительных [2], а также очистных выработок [3].

Именно эта проблема исследуется в данной статье с точки зрения устойчивости вертикального ствола и его забойной части.

В работе исследовалось влияние неравнокомпонентности исходного поля напряженного состояния горного массива, в котором проходится ствол, на устойчивость его забойной обнаженной части. На рис. 1 показана схема пересечения стволом слоистой толщи пород, представленной угольным пластом, к которому примыкают непосредственная почва и кровля (указаны стрелками). Глубина пересечения составляет 1200 м, диаметр ствола вчерне равен 8 м. На рис. 2 представлена трехмерная модель массива со стволом, вид сверху и снизу. Учитывая, то, что забойная часть находится в объемном напряженном состоянии, использовалось трехмерное моделирование. Кроме того, вокруг ствола сооружаются выработки околоствольного двора, которые на сопряжении со стволом создают трехмерное напряженно-деформированное состояние.

В таблице 1 приведены свойства вмещающих пород и их состав. Мощность пласта составляет 1 м, мощность непосредственной кровли и почвы равна 3 м, выше и ниже залегают основная кровля и почва. Породы представлены алевролитами и песчаниками. Модуль упругости основной кровли 6 ГПа, непосредственной – 4 ГПа, угольного пласта 1 ГПа, непосредственной почвы 4 ГПа и основной – 5 ГПа. Коэффициент Пуассона всех пород находился в пределах 0,25. Плотность пород принималась 2500 кг/м^3.

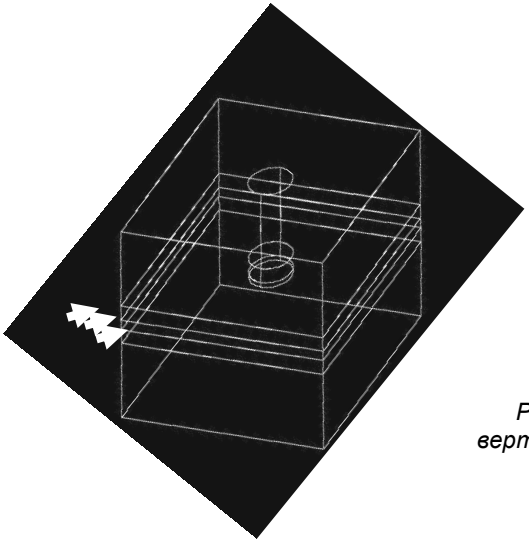


Рис. 1. Модель пересечения вертикальным стволом слоистой толщи пород

Таблица 1

МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД И ИХ СОСТАВ

Порода	Мощность, м	Модуль, ГПа	Коэффициент Пуассона	Сцепл., МПа	Угол внутреннего трения, град	Угол дилатансии, град	Плотность, кг/м^3
Основная кровля	16	6	0,25	5	45	45	2500
Непосредственная кровля пласта	3	4	0,25	3	30	30	2500
Угольный пласт	2	1	0,25	1	30	30	2500
Непосредственная почва пласта	3	4	0,25	3	35	35	2500
Основная почва	16	5	0,25	3	35	35	2500

Угол залегания пород принимался равным нулю для того, чтобы исследовать влияние неравнокомопонентности напряжений на устойчивость ствола в чистом виде. В работе решались две основные задачи. Для решения первой задачи использовалась модель Динника исходного напряженного состояния массива горных пород. Эта модель предусматривает, что активной компонентой горного давления является только вертикальная компонента, которая зависит от глубины заложения выработки. Горизонтальные компоненты являются реактивными и составляют примерно половину от вертикальной активной компоненты. Исследуемая модель представлена неравнокомпонентным напряженным состоянием. Эта модель соответствует состоянию массива, когда он находится под действием активных напряжений. При этом существует две активные компоненты: одна вертикальная, также зависящая от глубины и две горизонтальные неравнокомпонентные, причем одна из горизонтальных компонент имеет величину, большую, чем вертикальная. Эта компонента обусловлена тектонофизическими процессами, которые всегда протекают в земной коре. Такое напряженное состояние, как показывает практика, весьма негативно сказывается на устойчивости горных выработок, в том числе и стволов.

Примером является воздухоподающий ствол №2 шахты «Красноармейская-Западная №1», который проходился в зоне влияния Котлинского надвига – крупноамплитудного дизъюнктива. Проходка ствола сопровождалась проблемами при пересечении пласта d_4. На ликвидацию этих проблем было затрачено много времени и большие материальные и людские ресурсы. На участке пересечения пласта к стволу примыкал трубный ходок, на сопряжении с которым ствол потерял устойчивость.

Задача исследования устойчивости вертикального ствола при пересечении слабого слоя пород решалась методом конечных элементов. Поскольку при наличии активных компонент напряжений возникают интенсивные разрушения выработки, необходимо было использовать нелинейную модель, в которой применена теория прочности Кулона-Мора.

На рис. 2 показаны конечно-элементная разбивка массива вокруг исследуемого ствола. Задача решалась в два этапа. При исследовании запредельного состояния

горных пород, важным моментом является правильное соблюдение начального состояния системы. Ее требование заключается в том, что на первом этапе необходимо решить задачу о напряженно-деформированном состоянии нетронутого массива, а на втором этапе – в напряженном массиве проходится выработка, что является решением второй задачи. Подход, при котором в модели задается выработка, и сразу прикладываются напряжения, является более простым, однако он дает большие погрешности, которые при учете процессов разрушения моделируемой среды существенно искажают результаты моделирования.

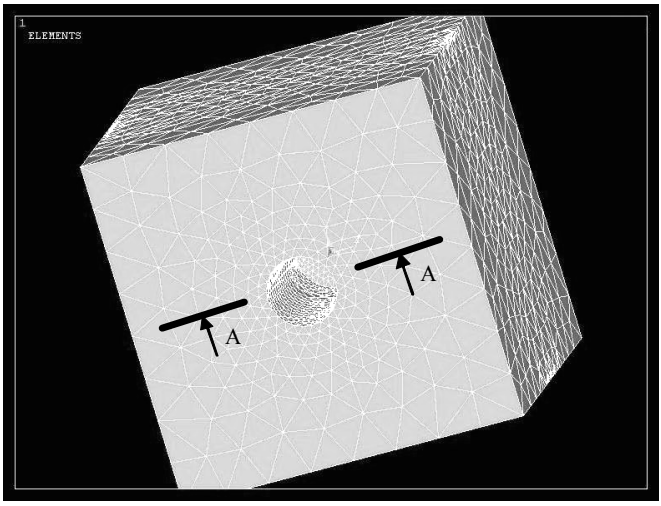


Рис. 2. Конечноэлементная разбивка массива горных пород вокруг вертикального ствола

Решение задачи осуществляется в тот момент, когда ствол вошел в пласт ровно на половину его мощности. На рис. 3 показаны графики сходимости. Видно, что каждая задача завершалась корректной сходимостью, когда невязка вектора сил и вектора перемещений были меньше критических уровней. На рис. 3а видно соответствие решению первой задачи – расчету исходного состояния нетронутого массива. Здесь сходимость достигалась за несколько итераций.

В том же случае, когда решалась задача по проходке ствола в напряженном массива, видно, что необходимо было затратить несколько десятков итераций (рис. 3, б), что потребовало гораздо большего времени для решения задачи. В обоих случаев решение заканчивалось, когда фактические невязки сил и перемещений становились меньше критических.

а) б)

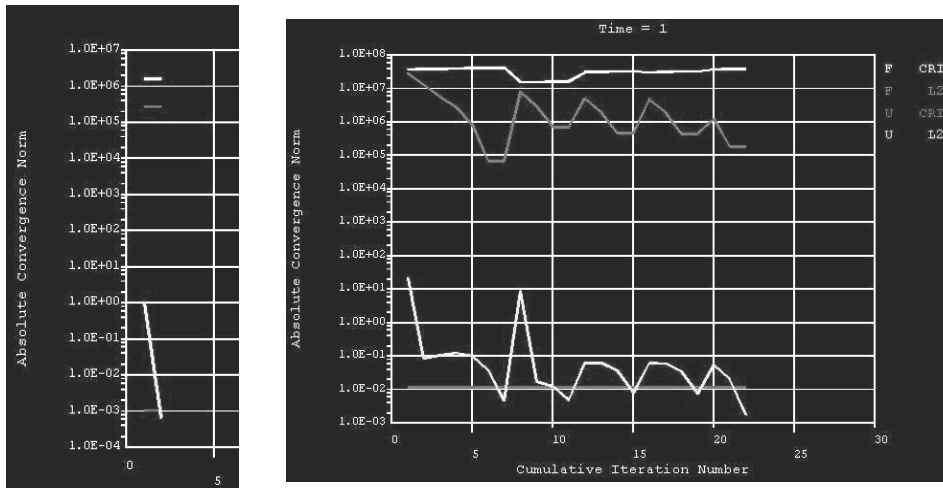


Рис. 3. Графики сходимости решения

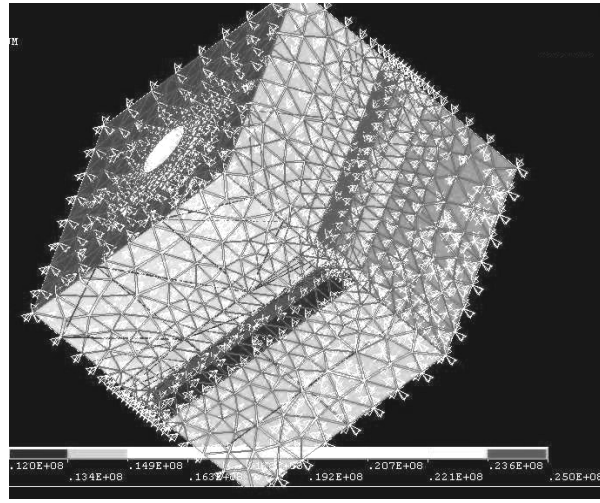


Рис. 4. Граничные условия

На рис. 4 показана расчетная область с граничными условиями. Размеры расчетной области составляли 40×40×40 м. Забой ствола находился в центре моделируемой области, и расстояние от забоя ствола до любой границы расчетной области

было не менее 20 м, что больше в 2,5 раза, чем диаметр ствола. Этого вполне достаточно, чтобы исключить возможное влияние граничных условий на решение. В качестве граничных условий использовались следующие: дно модели закреплялось полностью, и ограничивались любые его перемещения. К верхней грани прикладывался вес вышележащих пород – gammaH = 25 МПа. На двух смежных боковых стенках запрещались перемещения по нормали к плоскости этих стенок, а к двум оставшимся стенкам прикладывали горизонтальные компоненты напряжений. В одном случае эти компоненты составляли 12 МПа, что соответствовало равнокомпонентной Динниковской модели, а во втором случае одну из компонент вдоль оси X увеличивали до 30 МПа, что было даже несколько больше, чем вертикальная компонента. Таким образом, в первой задаче исследовалось напряженное состояние массива вокруг подготовительного забоя вертикального ствола при его проходке в нетронутом массиве, напряженное состояние в котором определялось только весом толщи пород. Во второй задаче моделировали массив, в котором главной являлась активная горизонтальная компонента напряжений, обусловленная геотектоникой.

На рис. 5 и 6 представлены распределения горизонтальных напряжений в окрестности забоя ствола в момент пересечения им угольного пласта. Как уже указывалось, именно горизонтальные активные напряжения являются одной из основных причин разрушения горной выработки. В данной расчетной модели горизонтальные напряжения представлены компонентами S_x и S_y. На рис. 5 приведено распределение нормальных напряжений в плоскости проходческого забоя, а на рис. 6 в сечении А-А. Рис. 5, а показывает распределение напряжений для модели Динника, рис. 5б показывает распределение напряжений для неравнокомпонентного напряженного состояния. Видно, что в случае модели Динника распределение нормальных горизонтальных напряжений симметричны. Горизонтальная компонента (S_x) распределена таким образом, что в плоскости, перпендикулярной оси действия этой компоненты в боковых стенках массива вокруг ствола возникает концентрация напряжений до 2,5. Точно также и напряжения вдоль оси у имеют примерно ту же концентрацию (рис. 6), достигаемую в боковых стенках забоя, вдоль линии, которая перпендикулярна действию этой компоненты. В целом, напряжения вокруг ствола распределяются симметрично и равномерно (рис. 5, б и 6, б.).

Если используется неравнокомпонентное напряженное состояние с активной тектонофизической горизонтальной компонентой (рис. 5, б), то видно, что компонента S_x распределена примерно равномерно, хотя уровень концентрации здесь выше и достигает 3. Уровень разгрузки соответственно больше, и компонента S_y, которая действует перпендикулярно активной тектонофизической компоненте увеличилась, несмотря на то, что на границе модели задавались те же 12 МПа. Видно, что симметрия нарушена и картина распределений компоненты S_y на фрагменте рис. 5, б существенно отличается от распределения на рис. 5, а. То есть действие активной тектонофизической компоненты S_x существенно повлияло на распределение напряжений перпендикулярно линии действия этой компоненты.

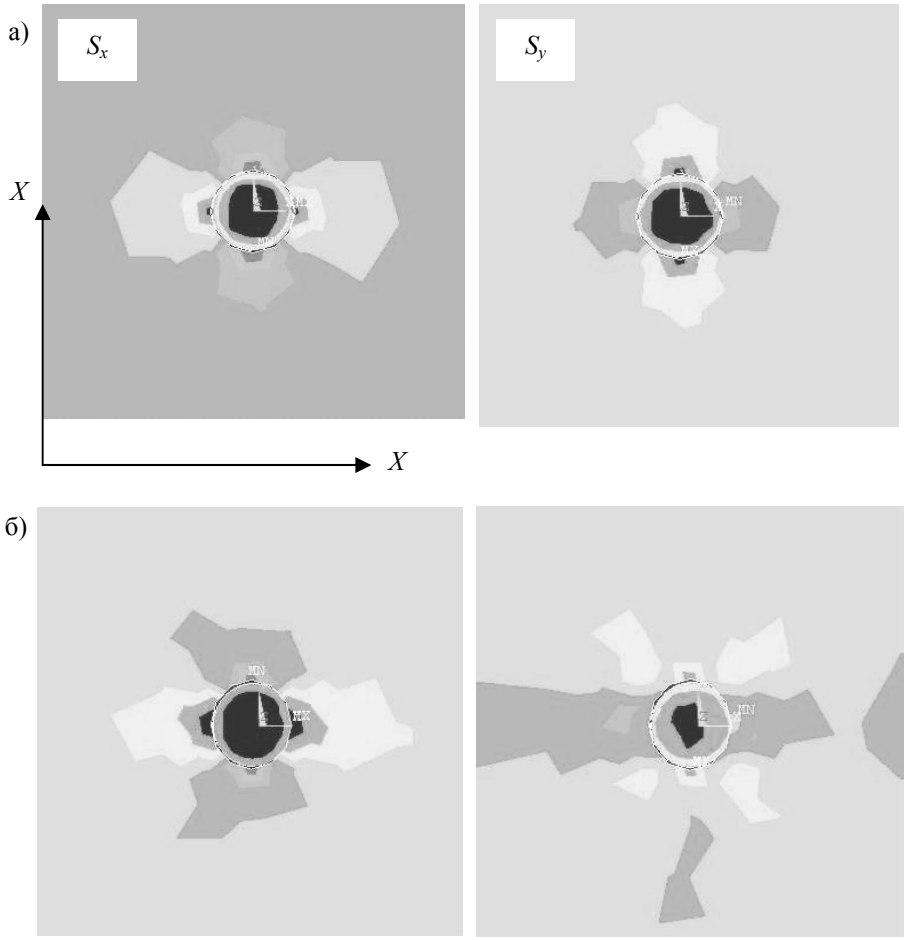


Рис. 5. Распределение горизонтальных нормальных напряжений в плоскости забоя ствола: модель Динника напряженного состояния массива (а), аномальное напряженное состояние с повышенной горизонтальной компонентой (б)

На рис. 7 показаны результаты моделирования, в которых представлены зоны возникновения разрушений в области забоя. Характер разрушений в модели носит более ассиметричный и масштабный характер. Рис. 7, а характеризует разрушение пород при Динниковской модели, а Рис. 7, б соответствует процессам разрушения при неравнокомпонентном напряженном состоянии при дополнительном влиянии геотектонических сил. Эти распределения взяты из сечений, которые проведены вдоль оси ствола. При перемещении этих сечений меняется распределение напряженного состояния.

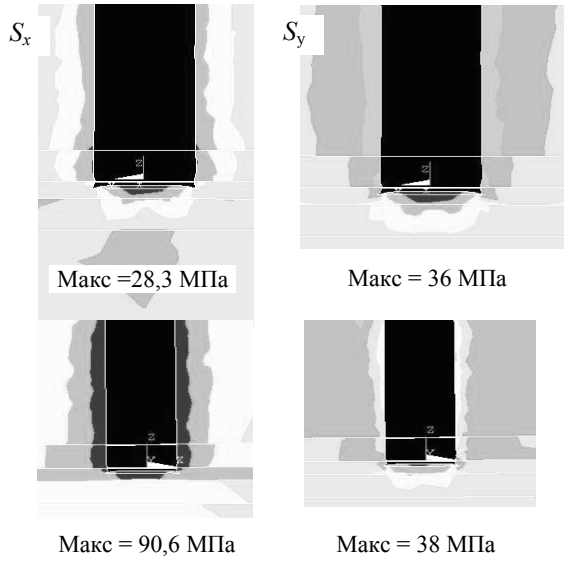


Рис. 6. Распределение напряжений в сечении А-А

Для наглядности общей картины напряжений были выбраны 4 сечения. В случае модели напряженного состояния массива горных пород (модели Динника), видно, что во-первых напряжения возникают в основном по периферии самого забоя в окрестности стенок, а во-вторых разрушения распространяются только в угольном пласте и на высоту 1 м в его непосредственную кровлю. При неравнокомпонентном поле напряжений существенным отличием является то, что зона разрушений распространяется полностью в непосредственную кровлю угольного пласта, то есть высота распространения в 3 раза больше, чем в случае модели Динника. Если смотреть сверху вдоль оси ствола, можно отметить что сама зона является тоже несимметричной, что видно по рис. 5, б.

Данные математического моделирования говорят о том, что при обоих видах напряженного состояния разрушения в средней части угольного пласта практически не происходят, то есть центральная часть забоя практически не разрушена, а по периферии как раз и наблюдаются зоны максимального разрушения.

На рис. 8 показаны фрагменты зон разрушения вокруг вертикальных стволов по замеренным данным [4]. Видно, что в половине случаев (фрагменты 1-5, 7, 13, 14, 16-23) наблюдается такая же асимметрия распределения зоны разрушений вокруг вертикального ствола или его подготовительного забоя, какая была получена в результате математического моделирования, выполненного в данной работе. По мнению авторов, указанный эффект обусловлен, в основном, действием неравнокомпонентности горизонтальных напряжений в плоскости напластования пород.

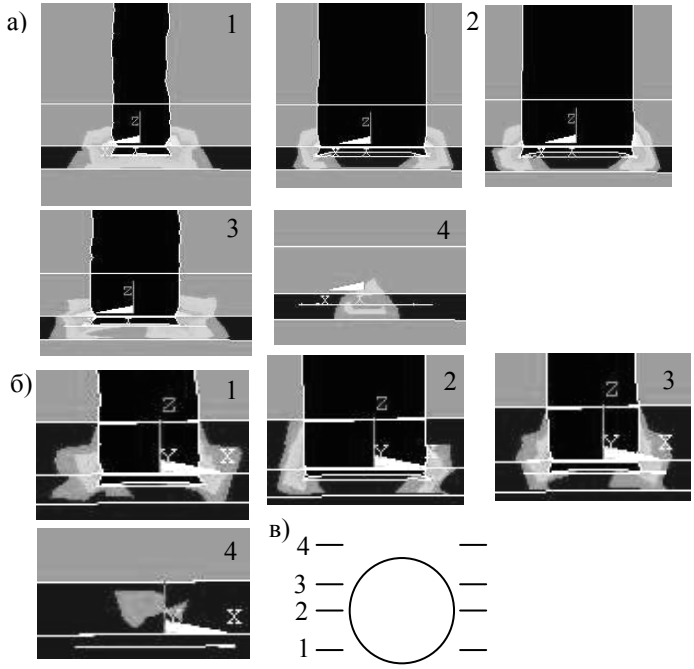


Рис. 7. Разрушение пород в забое ствола по результатам математического моделирования (а) при равнокомпонентном напряженном состоянии и модели Динника напряженного состояния; (б) разнокомпонентное напряженное состояние с активной тектонической горизонтальной компонентой в различных сечениях (в)

В работах [5, 6] было получено независимое экспериментальное подтверждение асимметричного характера разрушений вокруг вертикального ствола. Так в главном стволе шахты «Белозерская» были выполнены геофизические исследования приконтурного массива горных пород на основе мониторинга его электромагнитной эмиссии, контроля электрического удельного сопротивления окружающих пород и нагрузки на крепь. Диаметр ствола в проходке – около 8 м. Отметка глубины, на которой выполнялись работы по диагностике приконтурной зоны породного массива -490 м. Окружающий массив сложен песчаником средней крепости.

На диаграммах рис. 9 фрагмент (а) свидетельствует о несимметричном характере процесса нагружения вмещающих пород, что видно на полярной диаграмме электромагнитной эмиссии. В результате указанного процесса вокруг ствола формируется несимметричная область разрушений, что иллюстрируется фрагментом (б).

Таким образом, фактические инструментальные наблюдения подтверждают результаты, полученные с помощью математического моделирования, что свидетельствует о достоверности этих результатов.

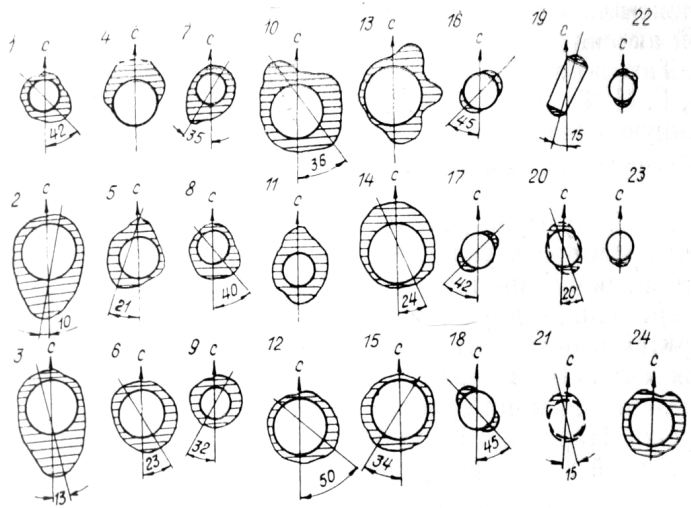


Рис. 8. Экспериментально зафиксированная асимметрия разрушения пород вокруг ствола

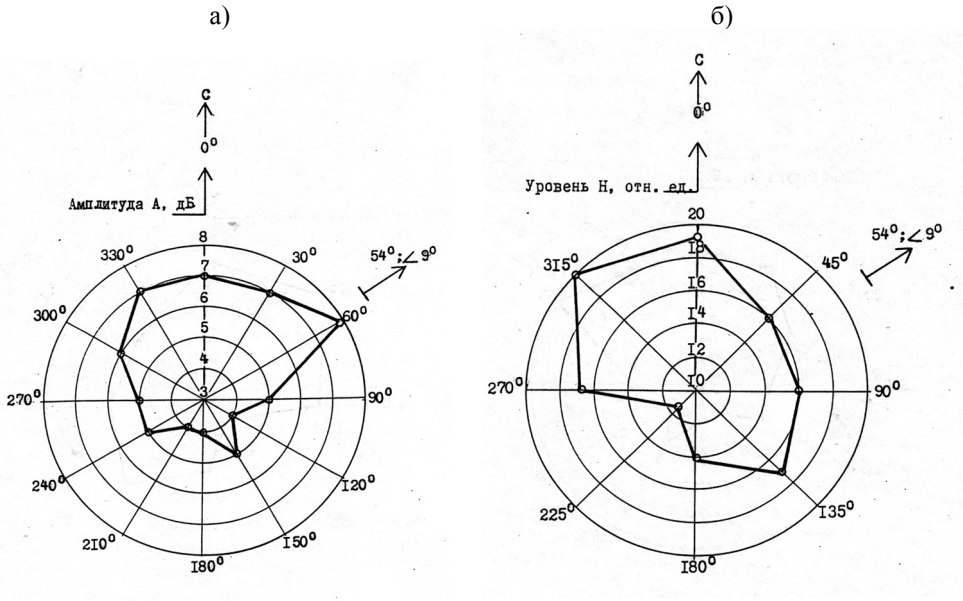


Рис. 9. Распределение интенсивности электромагнитной эмиссии по результатам замеров сейсмоакустики (а) и электросопротивления окружающих пород (б) вокруг вертикального ствола

Приведенные компьютерные и экспериментальные исследования имеют практическое значение с точки зрения прогнозирования вывалообразования как важного технико-экономического фактора проходки стволов. И хотя экспериментальными исследованиями доказано, что вывалообразование в стволах обуславливается комплексом факторов, но первопричиной является совокупное проявление литолого-структурной, прочностной неоднородности массива и вызывающаяся ею неоднородность поля напряжений, приводящая к асимметрии разгрузки массива и локальной концентрации напряжений в нем по контуру ствола. Именно этим можно объяснить практически всегда наблюдаемую локальность вывалообразования. Главная особенность нагружения крепи, которая была установлена в результате измерения нагрузок на крепь, заключается в том, что давление распределено по поверхности крепи крайне неравномерно. Полученные эпюры нагрузок являются неуравновешенными, что является одной из характеристик их асимметричности.

По результатам натурных измерений и комплексной геофизической диагностики [5] установлены количественные показатели типичной асимметрии нагрузок на крепи стволов, максимальные значения коэффициентов которых достигают 1,4, а возрастание их величин наблюдается при слабых породах вблизи ствола, что хорошо согласуется с результатами компьютерного моделирования, выполненного в данной работе. Асимметрия нагрузок на ствол является одним из определяющих факторов его устойчивости.

Основным выводом результатов исследований является следующее: при неравнокомпонентном напряженном состоянии и наличии активной тектонофизической горизонтальной компоненты напряжений возникает несимметричная область напряжений вокруг ствола в горизонтальных сечениях, что подтверждается компьютерными и экспериментальными исследованиями. Размеры области неравномерного нагружения вдоль оси увеличиваются в 1,5-2 раза по сравнению с традиционными представлениями. Полученные данные являются теоретической основой для разработки и обоснования способов повышения устойчивости самого ствола и его забойной части.

Список литературы

1. Dolinar D. Variation of horizontal stresses and strains in mines in bedded deposits / Proc. 22nd Int Conf on Ground control in mining. – Vorgantown. WVU, 2003. – P. 178-185.

2. Iannacchione A.T. Safer mine layouts for underground stone mines subjected to excessive horizontal stress. Min Eng, 2003. – P. 25-31.

3. Mark C., Mucho T.P. Longwall mine design for control of horizontal stresses. U.S. Bureau of mines Spec Publ #01-94. – P. 53-76.

4. Охрана капитальных выработок от влияния очистных работ / Ю.М. Басинский, В.Ф. Водянов, В.М. Кулешов и др. – К.: Техніка, 1983. – 140 с.

5. Левит В.В., Рубец Г.Т., Бобро Н.Т. Приложимость теории наиболее слабого звена к оценке прочности сложноструктурных толщ, вскрываемых вертикальными стволами // Геотехническая механика, 1997. – №3. – С. 59-65.

6. Левит В.В. Результаты диагностики состояния вертикальных стволов методом электрометрии // Уголь Украины, 1997. – №6. – С. 50-53.

УДК 622.268.13

© В.Я. Кириченко, В.И. Бондаренко

ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ СРЕДСТВ КРЕПЛЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ УКРАИНЫ

Розглянуто основні тенденції розвитку й удосконалювання кріплень підготовчих виробок. Обґрунтовано зміну форми й конструкції кріплень, як перспективний напрямок в удосконалюванні кріплення.

Рассмотрены основные тенденции развития и совершенствования крепей подготовительных выработок. Обосновано изменение формы и конструкции крепей – как перспективное направление в совершенствовании крепления.

Basic tendencies of designing and improvement of development mine workings support are considered.

Основные тенденции развития и совершенствования крепей подготовительных выработок определяется, прежде всего, условиями их применения, а также уровнем развития техники и технологии горного производства. Иными словами, их содержание органически вытекает из конкретной геомеханической ситуации для преобладающей совокупности всех случаев применения с одной стороны и технико-технологических факторов (системы разработки, технические средства очистной выемки, проходческая техника, транспорт и т.д.) – с другой.

Следует также отметить, что в значительной степени тенденции определяются экономическими факторами.

Ретроспективно выделим следующие объективно действующие тенденции применяемых средств крепления подготовительных выработок (табл.).

За истекшие 30-40 лет в отечественной и зарубежной практике четко прослеживается ряд общих тенденций. Наиболее известная – увеличение сечений подготовительных выработок. Так, если в 70-е годы XX века среднее сечение проводимых конвейерных и откаточных штреков (по данным Минуглепрома Украины за 1977 год) не превышало в среднем 10,2 м^2, то по данным обследования на 01.12.2003 год на шахтах с тяжелыми горно-геологическими условиями сечение выработок аналогичного назначения составляло в среднем 14,8 м^2, а в настоящее время на глубоких шахтах – в среднем 16 м^2, а на отдельных – 18 м^2 и более. По обследованной протяженности выработок сечения в свету распределяются следующим образом: до 11,2 м^2 – практически не применяется (4%); 13,8 м^2 – 37%; 15,5 м^2 – 25%; 18,3 м^2 – 29%; более 19 м^2 – 5%.

Таблица

РЕТРОСПЕКТИВНЫЙ АНАЛИЗ ДЕЙСТВУЮЩИХ ТЕНДЕНЦИЙ ХАРАКТЕРИСТИК ПРИМЕНЯЕМЫХ СРЕДСТВ КРЕПЛЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

№ п/п	Показатели характеристик крепи выработок	Удельный объем применения				
		по шахтам УССР		по шахтам Украины		
		1977÷1980	1983	1992	2003	2008÷2010
	Сечение подготовительных выработок					
1	до 11,2 м^2	73	45	27	9	4
	12÷13,8 м^2	20	37	35	29	37
	14÷15,5 м^2	4	11	23	32	25
	16÷18,3 м^2	3	7	12	26	29
	более 19 м^2	—	—	—	3	5
2	Типоразмер применяемого спецпрофиля					
	СВП-17	20,0	4,8	3,4	—	—
	СВП-19	30,0	2,54	17,9	5,1	—
	СВП-22	41,6	42,5	39,6	22,3	19,9
	СВП-27	6,7	21,5	32,4	39,7	45,1
	СВП-33	1,7	5,8	6,7	32,9	35,1
3	Применяемые типы конструкций крепи	АП3, АП5		АП3; АП3 удл.; АП5; КШПУ; КЭП	АП3; АП3 удл.; КШПУ; КЦЛ; КМП-А3(А4)Р2; КМП-А3(Р5)Р3; КЦЛО	

Обращает внимание тот факт, что сечение 11,2 м^2 в свету, бывшее в предшествующие десятилетия преобладающим, практически вышло из употребления, а сечение 13,8 м^2 в свету, хотя и является преобладающим, – зачастую оказывается недостаточным и заменяется сечениями 15,5 м^2 и 18,3 м^2. В ряде случаев используется трехзвенная крепь с удлиненными стойками сечением 16,8 м2 в свету. На шахтах с особо тяжелыми условиями («им. А.Ф. Засядько», «им. Бажанова», «им. А.Г. Стаханова» и др.) используется преимущественно стандартное сечение 18,3 м^2 в свету, или трехзвенная крепь сечением 18,3 м^2 с удлиненными стойками, при этом фактическое сечение составляло 22,5 м^2. В целом, использование стандартной крепи обычного типа с удлиненными стойками (АП удл.) взамен пятизвенной (АП-5), так же как и, соответственно, – пятизвенных моделей дало лишь отрицательный эффект.

Необходимо отметить, что тенденция увеличения сечений обусловлена не только ростом смещений породного контура и попытками уменьшить такое явление принятием запаса сечения «на величину ожидаемых смещений». Существенную роль играют такие факторы, как высокая газообильность разрабатываемых пластов и необходимость подачи значительного количества воздуха для обеспечения высокой нагрузки на лаву, температурный режим и др. Однако, можно с уверенностью утверждать, что в тяжелых горно-геологических условиях габариты используемого

оборудования уже не является главным определяющим фактором. Учитывая то, что в подавляющем большинстве случаев используется крепь традиционного типа, не всегда соответствующая условиям применения, окончательный вывод об оптимальном сечении сделать затруднительно. В то же время выработки закрепленные крепями нового типа с повышенными силовыми параметрами и податливостью находятся в удовлетворительном состоянии, что свидетельствует о возможности обоснованного уменьшения сечений до 16,0÷17,0 м^2 в свету для большинства случаев.

В этой связи заметим, что известные зависимости механики горных пород дают прямо пропорциональную связь характерного линейного параметра сечения (приведенного радиуса) с величиной смещения контура. Однако, это положение, являясь важным, не может служить достаточным основанием для категорического утверждения о целесообразности уменьшения сечений. Окончательный ответ может быть получен лишь на основе технически обоснованных и методически корректных производственных экспериментов. На необходимость детального исследования данного вопроса указывал еще проф. А.П. Максимов, однако, до настоящего времени исчерпывающих данных никто не публиковал.

Второй тенденцией является использование более тяжелых типоразмеров шахтного спецпрофиля (СВП) в тех же применяемых сечениях крепи. Всего за три года (с 1980 по 1983 гг.) в СССР произошло существенное изменение структуры применения профиля СВП. Характерно, что спецпрофиль СВП-14 еще до 1980 г. вышел из употребления, а удельный объем применения спецпрофиля СВП-17 снизился более чем в 4 раза (с 20% до 3,4%). В последующие годы эта тенденция сохранялась, и уже в начале XXI века спецпрофиль СВП-17 не применяется и сократился объем применения спецпрофиля СВП-19. Предпочтение отдается типоразмерам (СВП-22, СВП-27, СВП-33). По мнению проф. Г.Г. Литвинского, это привело к нерациональному использованию стального проката и, в конечном счете, к повышению себестоимости угля. С этим можно согласиться только частично, так как возникла необходимость перехода на большие сечения, требующих, соответственно, более тяжелых типоразмеров спецпрофиля. При этом, основополагающий принцип типоразмерного ряда крепей – использование в каждом сечении спецпрофиля с определенной линейной массой, не был нарушен.

Тем не менее, в процессе предпринятого обследования проявилась тенденция обратного порядка: в ряде случаев крепь изготавливается из более тяжелого типоразмера профиля, чем это предусмотрено техническими условиями. Например, около 20% обследованного объема крепи АП3-13,8 изготавливается из спецпрофиля СВП-33 (вместо СВП-27). Известны случаи, когда вместо предусмотренного ТУ спецпрофиля СВП-22 используется спецпрофиль СВП-27 (шахта «Новодонецкая» ГХК «Добропольеуголь», «Центральная» ГХК «Красноармейскуголь» и др.).

Причины, обуславливающие отмеченную тенденцию, до настоящего времени никем детально не исследованы. В то же время имеются достаточные основания для предположения о том, что основная причина заключается в стремлении повысить несущую способность крепей традиционного типа. Такой экстенсивный путь малоэффективен, и его можно объяснить отсутствием альтернатив при выборе типа кре-

пи. С другой стороны возможность модернизации традиционных циркульных конструкций практически исчерпана.

Третья тенденция, направленная на повышение несущей способности крепи на основе изменения формы поперечного сечения, а, в отдельных случаях, также типа рамной конструкции, носит более общий характер и представляется весьма перспективной. В основе лежат фундаментальные исследования механики горных пород, строительной механики и статики сооружений.

Из механики горных пород известно, что наиболее устойчивой формой поперечного сечения является эллипс (полуэллипс), большая ось которого ориентирована в направлении действия наибольшего главного напряжения. Из строительной механики и статики сооружений известно, что схемы нагружения крепи соответствуют вполне определенному типу конструкции, являющегося наивыгоднейшим в смысле использования прочностных свойств, материала.

Идея создания рамных крепей с геометрическими параметрами, соответствующими так называемому «эллипсу давления», долгое время считалась неприемлемой по техническим и технологическим причинам. В дальнейшем, по мере увеличения глубины разработки, напряженное состояние массива все больше приближается к гидростатическому, а эллипс давления трансформируется к кругу. Одновременно предпринимались попытки изменения типа крепежной рамы с использованием статически определимой трехшарнирной арки вместо двухшарнирной, статически неопределимой. Так проф. А.П. Максимов, на основе выполненных расчетов показал, что такая замена позволяет увеличить несущую способность конструкции примерно на 60÷70%. При всестороннем нагружении одинаковой равномерно распределенной нагрузкой двух- и трехшарнирные конструкции равноценны. Поскольку в реальных случаях все же боковое давление составляет лишь часть от вертикального, трехшарнирная арка имеет существенное преимущество, так как во всех случаях подобных сравнений предполагается одинаковый вес и сечение крепи. Незамкнутая трехшарнирная арка (КС-4) в опытном порядке была испытана на шахте №3 «Южно-Донбасская» ГХК «Донецкуголь» (1994-1995 гг.) и обеспечила безремонтное поддержание бортового ходка пл. $C_{10}^{в}$. Однако, в связи с тем, что найти удовлетворительную во всех отношениях конструкцию замкового шарнира не удалось, – в дальнейшем практически не применялась. В то же время испытания этой крепи полностью подтвердили выводы о возможности повышения ее силовых характеристик и выявили ее бóльшую, по сравнению с двухшарнирной аркой, чувствительность к изменению схем нагружения. Это позволило сделать окончательный выбор в пользу двухшарнирных статически неопределимых конструкций.

В конце 70-х начале 80-х годов XX века практически одновременно были предложены две конструкции с конфигурацией сечения приближенной к эллипсу (полуэллипсу). Крепь КЭП (крепь эллиптическая податливая) конструкции МакИСИ использовалась в системе Укршахтостроя и получила в целом положительную оценку при креплении капитальных выработок. Тем не менее, для крепления выемочных штреков она оказалась неприемлемой из-за ограниченной податливости (120÷200 мм), обусловленной самой конструкцией крепи и замковых соединений.

Кроме того, преимущества эллипсной конфигурации практически не были реализованы ввиду весьма грубой степени приближения: фактически крепь имела конфигурацию овала с весьма небольшим различием большого (стойки) и малого (верхняк) образующих радиусов. Ее несущую способность удалось увеличить всего на 20÷22%. В целом крепь КЭП можно расценивать лишь как пример поиска в правильном направлении, но к сожалению не доведенного до логического завершения.

Крепь КШПУ в различных модификациях, созданная вначале для условий Западного Донбасса, получила достаточно широкое распространение на шахтах ГХК «Павлоградуголь» и применяется на ряде шахт Донбасса в достаточно сложных горно-геологических условиях. По сравнению с обычной (АП-3) крепь КШПУ показала хорошие результаты по причинам большей несущей способности и повышенной устойчивости рамы к косонаправленным нагрузкам: нижние сегменты (стойки) имеют прямолинейные участки (от 1,2 до 2,0 м), примыкающие к почве под углом 8÷10°. Эта особенность позволяет получить в нижних шарнирах горизонтальную составляющую реакции, направленную параллельно напластованию и препятствующую усилиям пучения пород почвы. Повышение несущей способности примерно на 35÷40% по сравнению с обычной арочной крепью достигнуто за счет уменьшения радиуса верхняка и уменьшения его пролета. В то же время этой крепи свойственна, как и крепи КЭП, пониженная податливость и недостаточная сопротивляемость прямолинейных участков стоек боковым усилиям.

В целом крепь КШПУ может быть охарактеризована, как важная знаковая модель, позволяющая вести дальнейший углубленный поиск технических решений, основываясь на широком опыте ее применения.

Дальнейшее развитие изменения формы применяемых сечений в направлении их приближения к теоретически идеальной (эллипса, полуэллипса) нашло отражение в конструкции пятизвенных крепей типа КМП-А5С, разработанных для шахты «им. А.Ф. Засядько» Донбасским научным центром Академии горных наук Украины в 1997 г. и с успехом использовавшейся в 1998-2006 гг. также на шахтах «Щегловская-Глубокая» ш/у «Донбасс» для крепления штреков пласта m_3, КМП-А4К, как более экономичные.

Следует отметить наметившуюся в первом десятилетии XXI века тенденцию отказа от пятизвенных конструкций в пользу четырехзвенных (шахта «им. А.Ф. Засядько», «им. А.Г. Абакумова»), характеризующихся несколько меньшей металлоемкостью при аналогичных силовых и кинематических характеристиках (крепи типа КМП-А4К, КМП-А4Р2). Последнее вполне логично и в целом соответствует зарубежной практике (Германия), где свыше 90% применяемых конструкций являются четырехзвенными. Основная трудность их массового внедрения на шахтах Украины заключается не столько в различной комплектации проходческих забоев техническими средствами (для монтажа четырехзвенной крепи требуются специальные манипуляторы, монтажные столы и др.), сколько в психологической неготовности к использованию непривычных технических средств и приемов их применения. В целом, отмеченная тенденция имеет под собой вполне объективные основания и, несомненно, получит дальнейшее развитие.

Основными особенностями конструкции крепи является достаточное приближение к полуэллипсу (отклонение 3÷3,5%) с соотношением полуосей в пределах 0,78÷0,82, повышенная предельная несущая способность. Повышенная конструктивная податливость (до 1000 мм и более) обеспечивается одинаковым (увеличенным) радиусом и длиной боковых сегментов, сопрягаемых в главных узлах податливости. Собственно рабочее сопротивление рамы на уровне 450÷500 кН достигается установкой двух стандартных замковых соединений типа АП3.070 в один узел при увеличении длины нахлестки (600 мм), а верхние узлы комплектуются одним замковым соединением и играют второстепенную роль – в основном при монтаже крепи.

Практика применения таких крепей на шахтах «им. А.Ф. Засядько» и «Белореченская» позволила, наряду с весьма положительными практическими результатами, выявить и ряд очевидных недостатков: повышенная сложность конструкции при большом количестве замковых соединений (6) и межрамных связей (не менее 5); недостаточная надежность верхних узлов податливости, рассчитанных на блокировку; пониженная сопротивляемость при смещениях, направленных параллельно напластованию. Последнее отмечено на отдельных участках выработок вблизи геологических нарушений и объясняется изменением схемы нагружения конструкции в направлении преобладания боковых и косонаправленных нагрузок. Недостатком также является повышенная трудоемкость установки многозвенной крепи в забое.

Тем не менее, в целом, широкая опытная проверка приведенных конструкций крепей позволила однозначно подтвердить правильность принятого направления и продолжить поиск технических и конструктивных решений, направленных на преодоление выявленных недостатков.

Выводы

1. Основная тенденция развития средств крепления подготовительных выработок направлена на использование более тяжелых типов спецпрофиля с большим сечением применяемых крепей. Это отвечает требованиям повышения силовых и кинематических параметров новых конструкций в сложных горно-геологических условиях.

2. Перспективным направлением в совершенствовании крепления подготовительных выработок угольных шахт Украины является изменение формы и конструкции крепей, которые являются частью системы «крепь-вмещающий массив», целевой функцией является достижение равновесия этой системы.

УДК [532.5+556.3]:622.5

© С.И. Скипочка, В.В. Круковская,
С.Д. Гребенюк

МОДЕЛЬ ФИЛЬТРАЦИИ ЖИДКОСТИ В СИСТЕМЕ «НАРУШЕННАЯ БЕТОННАЯ ОБОЛОЧКА-ГРУНТОВЫЙ МАССИВ» ШАХТНОГО ВОДОСБРОСА

Розроблено модель фільтрації рідини через порушену бетонну оболонку водопропускних споруд, що дозволяє розрахувати параметри процесу фільтрації і оцінити стан системи «бетонна оболонка-масив».

Разработана модель фильтрации жидкости через нарушенную бетонную оболочку водопропускных сооружений, позволяющая рассчитать параметры процесса фильтрации и оценить состояние системы «бетонная оболочка-массив».

A model of fluid flow through the broken concrete shell culverts that calculates the parameters of the filtration process and to assess the state of the system «concrete shell-massif» is developed.

Как правило, водопропускные сооружения (ВПС) шахтного водосброса представляет собой заглубленный объект в виде двух труб круглого сечения диаметром 2,0 м, рассчитанных на длительный срок эксплуатации. Однако, вследствие естественного старения бетона, негативного воздействия агрессивных сред и статических нагрузок со стороны грунта надежность несущих и ограждающих элементов ВПС со временем значительно снижается. В грунтовой толще вокруг сооружений активизируются фильтрационные процессы, интенсивность которых определяется фильтрационной проницаемостью бетонного покрытия. Промоделируем процессы фильтрации жидкости через нарушенную бетонную оболочку на примере шахтного водосброса ПАО «Шахтоуправление «Покровское»» (бывшая шахта «Красноармейская-Западная №1»).

Известно, что важнейшей характеристикой процесса фильтрации, является фильтрационная проницаемость среды, которая для случая твердых тел зависит от их объемного напряжено-деформированного состояния. Для прогноза и оценки возможного разрушения бетонной оболочки, а также определения коэффициентов проницаемости бетона был выполнен расчет поля напряжений в исследуемой области (рис. 1) в упруго-пластической постановке с применением метода конечных элементов (МКЭ).

Расчет проводился с учетом снижения прочности бетона во времени в результате повышенной влажности и коррозии под действием агрессивной среды. На рис. 2 показаны области неупругих деформаций в различные моменты эксплуатации конструкции для случая, когда уровень воды в трубах шахтного водосброса (U) составлял 1000 мм.

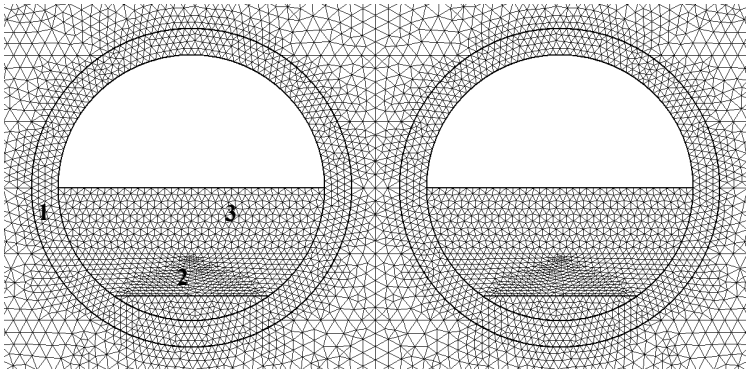
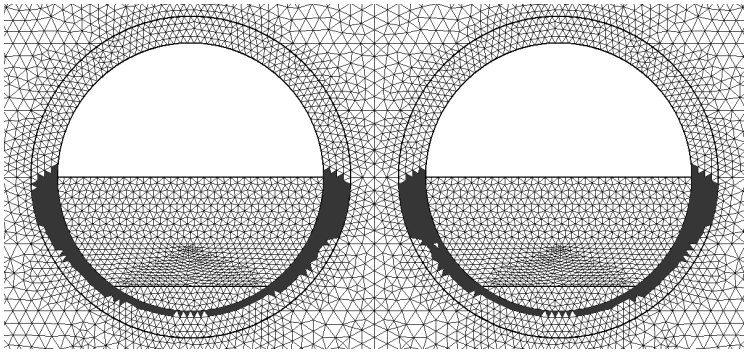


Рис. 1. Центральный фрагмент конечно-элементной сетки: 1 – железобетонная оболочка; 2 – ил; 3 – вода

а)



б)

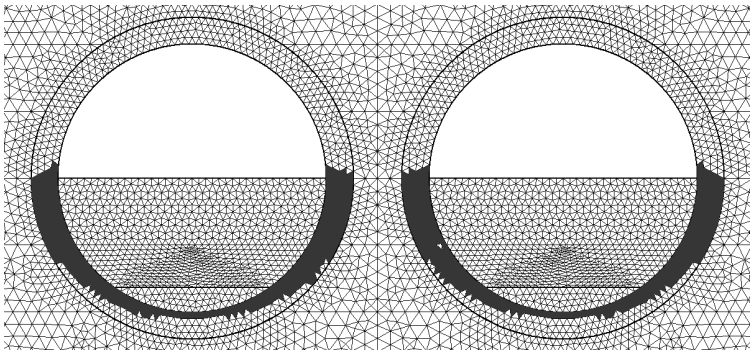


Рис. 2. Зоны неупругих деформаций для случая U = 1000 мм: а) t = 20 лет эксплуатации; б) t = 40 лет эксплуатации

Из рисунков видно, что неупругие деформации развиваются в большей степени в той части бетонной оболочки, которая непосредственно соприкасается с водой. То есть разрушение конструкции в результате химического воздействия агрессивной среды (водного раствора сульфатов магния и кальция, которые вступают в реакцию с гидратом окиси кальция и гидроалюминатом кальция цементного камня), повышенной влажности бетона и статической нагрузки от веса самой конструкции и вышележащего грунта происходит в боках труб шахтного водосброса. Именно такой характер разрушения наблюдается в реальных условиях на водопропускных сооружениях ПАО «Шахтоуправление «Покровское»» [1], рис. 3.

Рис. 3. Коррозионные повреждения левой отводящей трубы ВПС верхнего пруда

При оценке результатов расчета напряженного состояния использовались параметры: Θ – отношение разности наибольших (σ_1) и наименьших (σ_3) главных напряжений к напряжениям от веса вышележащей толщи горных пород, характеризующее разнокомпонентность поля напряжений, и P – отношение наименьших (σ_3) главных напряжений к напряжениям от веса вышележащей толщи горных пород, характеризующее возможный режим разрушения, определяемые как:

$$\Theta = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{\gamma H};\ P = \frac{\sigma_3}{\gamma H}, \tag{1}$$

где H – высота вышележащей толщи; γ – средняя плотность вышележащих пород.

Проанализируем взаимосвязь параметров напряженного состояния бетонной оболочки и ее фильтрационной проницаемости.

В части бетонного кольца, не нарушенного в результате коррозии или статиче-

ских нагрузок со стороны грунта, коэффициент фильтрационной проницаемости очень мал, практически можно считать, что $k_n = 0$ при $\Theta < 0{,}6$. В области упругих деформаций при $\Theta < 0{,}6$-$0{,}7$ возрастает концентрация напряжений, деформированное состояние бетона начинает изменяться, происходит закрытие микротрещин и пор, и фильтрационные свойства среды незначительно ухудшаются [2].

Уплотнение и перекрытие трещинно-поровых каналов происходит и в области равнокомпонентного сжатия ($\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3$). В этом случае значение параметра P превышает 0,25. Деформирование бетона при равнокомпонентном сжатии происходит без увеличения его объема, т.е. развивающиеся трещины закрыты и их края плотно сжаты, поэтому можно считать, что в упругой зоне и в области равнокомпонентного сжатия фильтрация воды также отсутствует: $k_n = 0$ при $\Theta < 0{,}7$; $P > 0{,}25$.

При разнокомпонентном нагружении в области начала микрорастрескивания ($0{,}7 < \Theta < 0{,}8$) рост коэффициента проницаемости очень незначителен, так как для этой стадии нагружения характерно накопление одиночных, невзаимодействующих дефектов [3]. Область начала микрорастрескивания соответствует практически горизонтальным участкам кривых «напряжение-проницаемость». В этой области проницаемость минимальна: $k_n = k_{min}$ при $0{,}7 < \Theta < 0{,}8$.

За пределами упругости и при достижении предела прочности, что соответствует области интенсивного трещинообразования ($\Theta > 0{,}8$), имеет место неуправляемый рост трещин, который может протекать даже при постоянной нагрузке. На данной стадии быстро увеличиваются деформации за счет распространения трещин и разрыхления [3]. В области интенсивного трещинообразования происходит рост коэффициента проницаемости на 2-3 порядка в различных породах и материалах.

Эмпирическая зависимость коэффициента проницаемости от значений параметра Θ имеет вид:

$$k_n = e^{0{,}26Q - 4{,}65} \text{ при } \Theta > 0{,}8. \qquad (2)$$

Когда скорость трещинообразования достигает максимума, а напряжения – предела прочности бетона, начинается процесс макроскопического разрушения. Хрупкое разрушение бетона вызывает резкое увеличение проницаемости. Область разрушения характеризуется условиями: параметр $P < 0{,}1$; выполняется критерий Кулона-Мора, определяя область неупругих деформаций.

Коэффициент проницаемости в области разрушения принимает максимальные значения: $k_n = k_{max}$ при $\Theta > 0{,}8$; $P < 0{,}1$.

С помощью МКЭ был проведен расчет влажности грунта, изменяющийся в результате фильтрации воды из нарушенных бетонных труб, через 20 лет эксплуатации гидротехнического сооружения в ПАО «Шахтоуправление «Покровское»». Коэффициент фильтрационной проницаемости k_n при расчете определялся из приведенных выше соотношений. Результаты расчета влажности бетонной оболочки и вмещающего грунта при различных значениях уровня воды U в трубах водосброса через 20 лет эксплуатации объекта представлены на рис. 4.

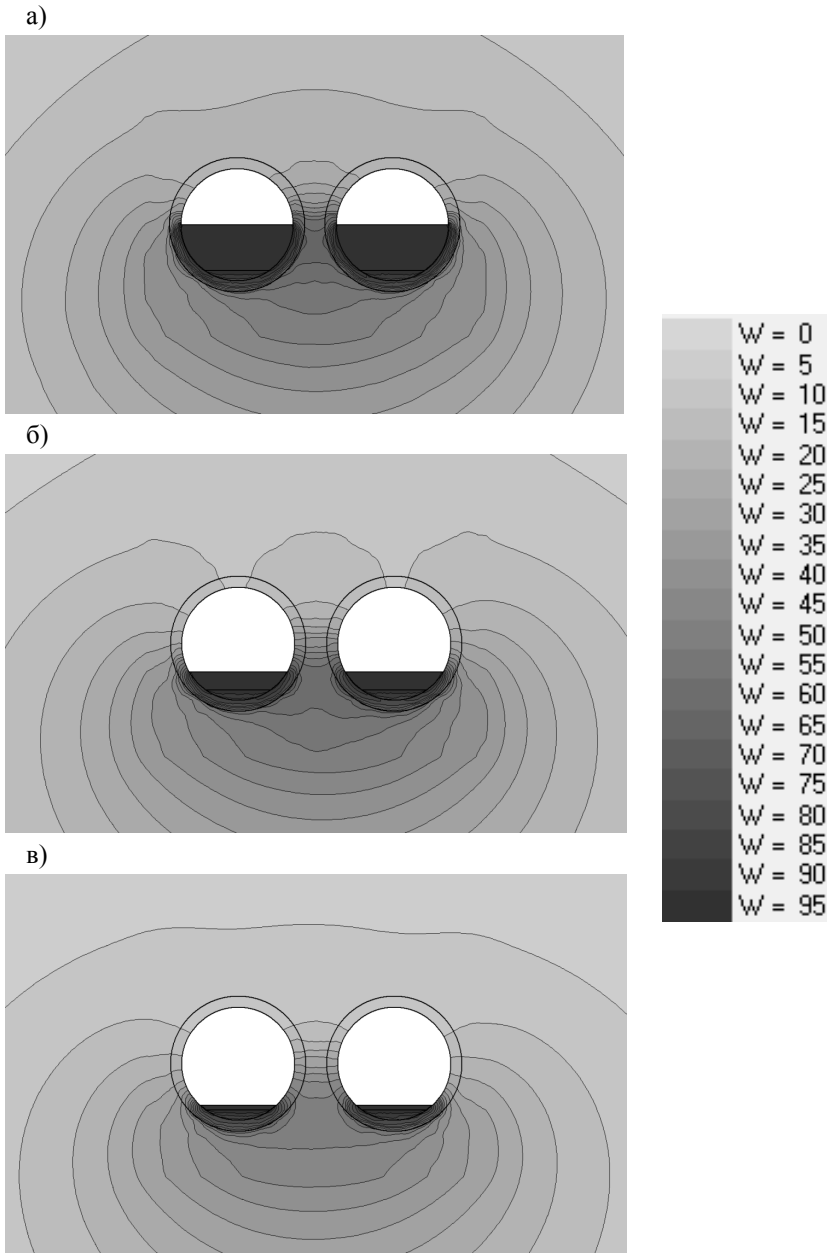


Рис. 4. Влажность бетонной оболочки и вмещающего грунта: а) U = 1,0 м; б) U = 0,5 м; в) U = 0,25 м

Из рисунков видно, что при большем заполнении труб влажность вмещающего грунта увеличивается, достигая в приконтурной области, при $U = 1{,}0$ м, значения 100%. Наличие воды в свободном состоянии за бетонной оболочкой подтверждается результатами визуального наблюдения за процессом бурения шпуров в боках труб. Максимальные значения влажности находятся в областях за боковыми стенками труб, которые непосредственно контактируют с водой.

Из массива рассчитанных данных выберем значения влажности, лежащие на прямой, проведенной из середины боковой стенки бетонной трубы горизонтально, при различных уровнях воды в трубах, рис. 5.

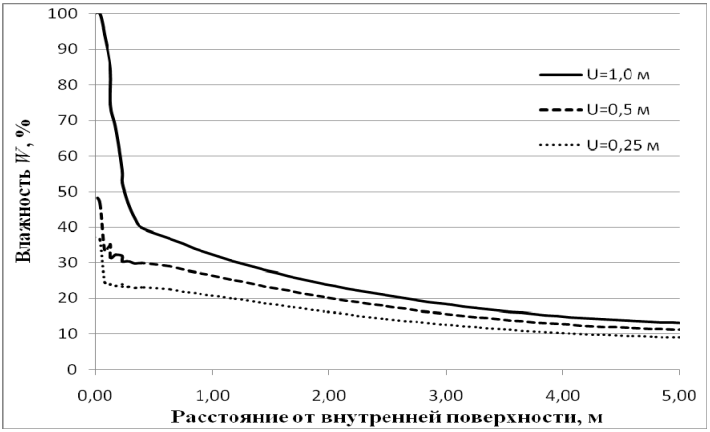


Рис. 5. Влажность бетона и вмещающего грунта на различном расстоянии от внутренней поверхности трубы водосброса

Сравним полученные расчетные данные с результатами натурных экспериментов по исследованию состояния грунтовой толщи в окрестности водопроводящего сооружения (ВПС) на шахтных водосбросах нижнего и верхнего прудов-отстойников ПАО «Шахтоуправление «Покровское»» [1], полученными одним из наиболее эффективных геофизических методов определения состояния увлажненного грунта – электроразведкой на переменном токе низкой частоты [4, 5]. Эксперимент был реализован при помощи аппаратуры ШИИС-3М1, разработанной в институте геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины [6], по четырехэлектродной симметричной схеме шпурового зондирования (рис. 6).

Измерения выполнены в пределах длины L, которая в нашем случае находилась в интервале от 0,7 до 3,2 м от устья шпура. Шаг измерений составлял 0,5 м. В результате проведенных исследований построены графики изменения величины удельного электрического сопротивления ρ в заоболочечном пространстве.

В лабораторных условиях определена зависимость между влажностью W отобранных проб глины и ее удельным электрическим сопротивлением и построены зависимости изменения влажности глины по мере удаления от контура каждой из труб в грунтовый массив [1].

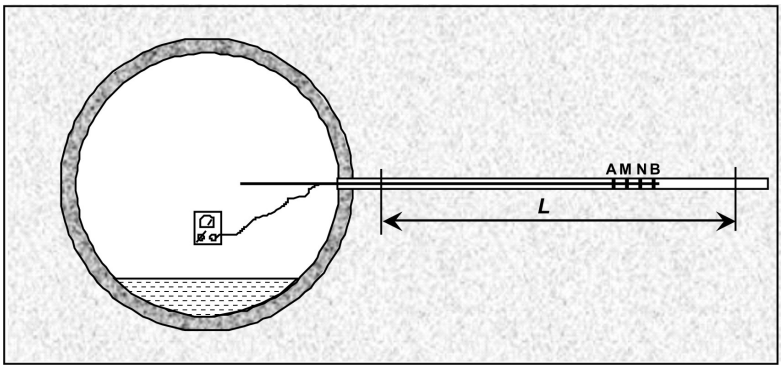


Рис. 6. Схема электрического каротажа прилегающей к тоннелю грунтовой толщи с использованием симметричного четырехэлектродного зонда

На рис. 7 показаны расчетная и экспериментальные кривые изменения влажности вмещающего грунта в интервале расстояний 0,2-3,2 м от свободной поверхности. Как видно, расчётные значения влажности тесно коррелируют с экспериментальными. Разработанная модель фильтрации жидкости через нарушенную бетонную оболочку корректно отражает реальное состояние заглубленной железобетонной конструкции и грунта.

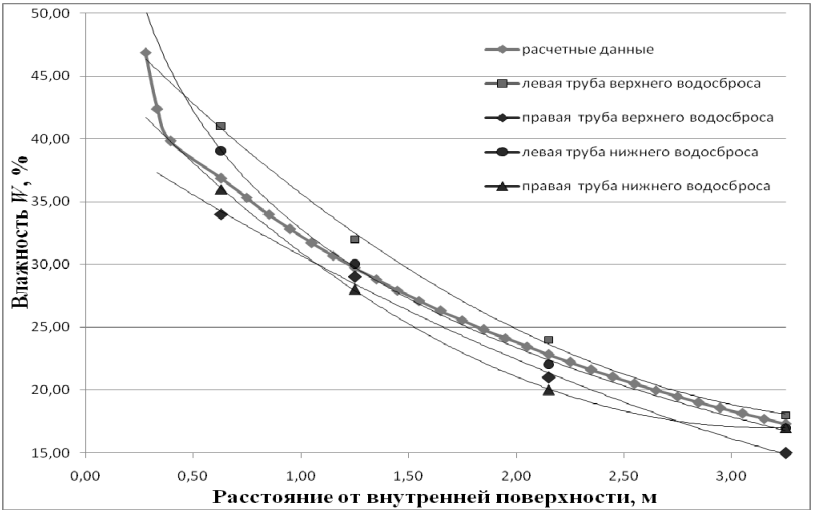


Рис. 7. Расчетная и экспериментальные кривые изменения влажности вмещающего грунта

Выводы

1. Разрушение конструкции в результате химического воздействия агрессивной среды, повышенной влажности бетона и статической нагрузки от веса самой конструкции и вышележащего грунта происходит в боках труб шахтного водосброса, то есть в той части бетонной оболочки, которая непосредственно соприкасается с водой.

2. При $U = 1{,}0$ м влажность вмещающего грунта в приконтурной области достигает значения 100%, что говорит о наличии воды в свободном состоянии за бетонной оболочкой.

3. Разработанная модель фильтрации жидкости через нарушенную бетонную оболочку корректно отображает реальную ситуацию и позволяет рассчитывать параметры процесса фильтрации в грунте, вмещающем водопропускные сооружения, исследовать состояние бетона и грунта с целью проведения качественных восстановительных работ.

Список литературы

1. Ильяшов М.А., Гребенюк С.Д., Усаченко Б.М. Визуально-приборное обследование капитальных сооружений шахты в целях поддержания эксплуатационной надежности // Межвед. сб. науч. тр.: Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины, 2008. – №78. – С. 226-239.

2. Надаи А. Пластичность и разрушение твердых тел. – М.: Мир, 1969. – Т. 1. – 648 с.

3. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. – Киев: Наукова думка, 1989. – 192 с.

4. Жданов М.С. Электроразведка. Учебник. – М.: Недра, 1986. – 316 с.

5. Якубовский Ю.В., Ренард И.В. Электроразведка. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1991. – 359 с.

6. Методическое пособие по комплексной геофизической диагностике породного массива и подземных геотехнических систем / А.Ф. Булат, Б.М. Усаченко, А.А. Яланский [и др.]. – Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины, 2004. – 76 с.

УДК 622.3-1

© В.С. Білецький, П.В. Сергєєв

ДОСЛІДЖЕННЯ СТАНУ І ХАРАКТЕРИСТИК МІНЕРАЛЬНИХ ТОНКОДИСПЕРСНИХ СИСТЕМ «ТВЕРДЕ-РІДИНА»

Викладено результати дослідження стану і характеристик мінеральних тонкодисперсних систем «тверде-рідина» з позицій теорії ДЛФО та теорії гетерокоагуляції Встановлено умови при яких дисперсна система мінеральних частинок агрегативно нестійка, що спричиняє незворотню коагуляцію частинок і різку зміну реологічних характеристик системи.

Изложены результаты исследования состояния и характеристик минеральных тонкодисперсных систем «твердое-жидкость» из позиций теории ДЛФО и теории гетерокоагуляции. Установлено условия при которых дисперсная система минеральных частичек агрегативно неустойчивая, что вызывает необратимую коагуляцию частичек и резкое изменение реологических характеристик системы.

The research results of the condition and characteristics of mineral thin-dispersed systems “solid-liquid” based on the theory of DLFO and theory of heterocoagulation are presented. The conditions are established under which disperse system of mineral particles is aggregate not stable that causes irreversible coagulation of particles and abrupt change of rheological characteristics of the system.

Постановка проблеми

Задача визначення стану і характеристик мінеральних тонкодисперсних сумішей, їх агрегативної і седиментаційної стійкості виникає в ряді галузей, зокрема в механіці гірських порід (наприклад, стійкість і поведінка пливунів), бурових технологіях (характеристики бурильних розчинів), при гідравлічному транспортуванні корисних копалин (характеристики висококонцентрованих водовугільних суспензій, водо-глинистих, водо-породних сумішей тощо), при переробці і збагаченні корисних копалин (підготовчі, основні та допоміжні процеси, зокрема, грохочення, флотація, зневоднення і уловлювання мулистих фракцій та ін.), грудкуванні мінеральної сировини (брикетування, обкочування, екструзія).

На сьогодні всі перелічені і аналогічні задачі в кожній галузі вирішуються локально і різними методами, в основному емпіричними. Відсутність системного підходу стримує розвиток як теоретичних уявлень про відповідні процеси так і практичних аспектів їх реалізації.

На нашу думку універсальним підходом до визначення стану і характеристик мінеральних тонкодисперсних сумішей може бути теорія стійкості ліофобних колої-

дних та грубо дисперсних систем Дерягіна – Ландау – Фервея – Овербека (теорія ДЛФО) та теорія гетерокоагуляції Б.В.Дерягіна. [1-4].

Аналіз останніх досліджень і публікацій

Прикладні дослідження по застосуванню теорії ДЛФО та теорії гетерокоагуляції для визначення стану і характеристик мінеральних тонкодисперсних сумішей, полімерних колоїдних систем здійснювалися рядом дослідників [5-7]. Як правило, відомі роботи стосуються окремих вузьких галузей і конкретних питань, наприклад агрегативної стійкості висококонцентрованих водовугільних суспензій, латексів тощо.

Мета статті – дослідження стану і характеристик мінеральних тонкодисперсних сумішей «тверде-рідина» з позицій теорії ДЛФО та теорії гетерокоагуляції.

Виклад основного матеріалу

Згідно теорії ДЛФО, агрегативна стійкість рідинно-мінеральної суспензії визначається результатом сумісної дії міжмолекулярних ван-дер-ваальсових сил притягання та іонно-електростатичних сил відштовхування між однойменно зарядженими вугільними частинками [1]. Залежно від балансу цих сил в зоні контакту виникає або позитивний розклинюючий тиск, що перешкоджає коагуляції мінеральних частинок, або негативний, сприяючий цій коагуляції. Згідно теорії ДЛФО сумарна енергія E_c взаємодії двох сферичних мінеральних частинок у рідині (наприклад, воді), може бути визначена за рівнянням [3]:

$$E_c = E_{ел} + E_м = 2\pi \cdot \varepsilon_a \cdot r \cdot \varphi_\delta^2 \cdot ln\left[1 + exp\left(-\chi \cdot h\right)\right] - \frac{A \cdot r}{12h}, \qquad (1)$$

де ε_a – абсолютна діелектрична проникність води ($\varepsilon_a = 7{,}26 \cdot 10^{-10}$ Ф/м);

d – діаметр контактуючих мінеральних зерен, м;

φ_δ – потенціал дифузної частини подвійного електричного шару (ПЕШ) на поверхні мінеральних частинок, В;

χ – зворотний дебаєвський радіус,

$\chi = 1/\lambda$, де λ – довжина дифузного шару ПЕШ (для більшості випадків $\chi = 1 \cdot 10^8$ м$^{-1}$);

h – відстань між мінеральними зернами, м;

A – константа Гамакера, Дж.

Типовий приклад залежності $E_c(h)$ приведений на рис. 1. Як видно, на дуже малих відстанях (десяті частки нанометра) між частинками виникає притягання, що обумовлює необоротну їх коагуляцію в первинному енергетичному мінімумі. На середніх відстанях ($h \approx 1-100$ нм) між мінеральними частинками виникає електростатичний бар'єр відштовхування.

На великих відстанях має місце вторинний енергетичний мінімум, обумовлений тим, що степенева функція $E_м(h)$ убуває значно повільніше, ніж експонента ($E_{ел}$). В результаті між частинками виникає дальня взаємодія – притягання. Частинки при цьому фіксуються на відстані $h_{вм}$, що відповідає вторинному енергетичному мінімуму. Як наголошується в роботі [4], в більшості випадків $h_{вм} \approx 100$ нм.

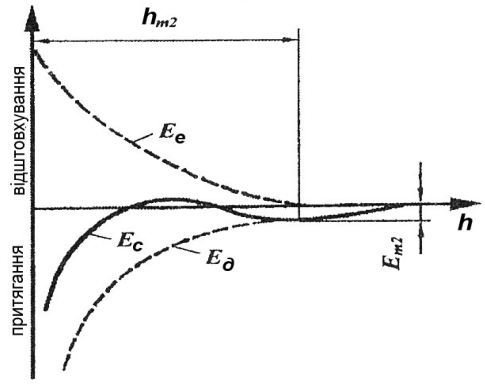


Рис. 1. Криві потенційної енергії взаємодії двох частинок в залежності від відстані між ними

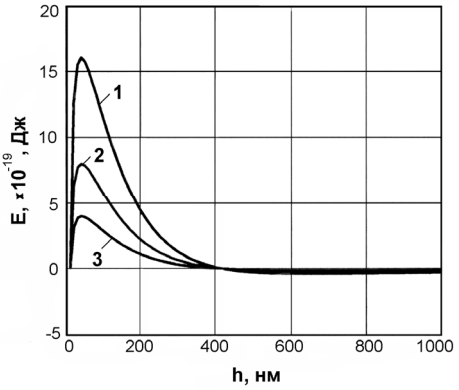


Рис. 2. Залежності енергії взаємодії двох колоїдних частинок від відстані між ними при різних їх діаметрах: 1 – 100 нм; 2 – 50 нм; 3 – 25 нм

Необоротна коагуляція мінеральних частинок можлива лише при зникненні (або істотному зниженні) енергетичного бар'єру відштовхування за рахунок стиснення ПЕШ.

Розглянемо окремі випадки використання теорії ДЛФО для аналізу стану і характеристик тонкодисперсних сумішей, їх агрегативної і седиментаційної стійкості. При цьому слід зазначити, що реальні мінеральні дисперсні системи, як правило, складаються з високодисперсних фракцій крупністю до сотень нм, які, власне і придають суміші колоїдні властивості, і одночасно з більш крупних фракцій – для глин порядка 10 мкм, для вугілля до 100 мкм і т.д.

На рис. 2 наведені одержані нами на основі рівняння (1) криві $E_c(h)$ для колоїдних частинок різного діаметру при потенціалі частинок $\varphi = 100$ мВ і константі Гамакера $A = 3{,}5 \cdot 10^{-19}$ Дж. Як видно, зі збільшенням крупності зерен збільшується енергетичний бар'єр їх відштовхування. Це обумовлює зростання агрегативної стійкості, так як цей бар'єр перешкоджає швидкій і незворотній коагуляції глобул в «першій потенціальній ямі».

На рис. 3 подані криві $E_c(h)$ при зміні потенціалу поверхні колоїдних частинок в межах 20-100 мВ. Криві $E_c(h)$ наведено для найменш стійких до агрегації частинок з $d_з = 50$ нм.

Аналіз одержаних кривих показує, що зростання потенціалу колоїдних зерен приводить до появи і збільшення енергетичного бар'єру їх відштовхування. Цей бар'єр з'являється при $\varphi = 50$ мВ. При $\varphi < 50$ мВ колоїдні системи втрачають агрегаційну стійкість. Тверда фаза цих систем під дією дисперсійних ван-дер-ваальсових взаємодій незворотньо коагулює.

Зауважимо, що поверхневий потенціал φ залежить від фізико-хімічних характеристик поверхні твердої фази (тобто наявності, складу та концентрації поверхневих функціональних груп), а також інтенсивності та характеру іонообмінних процесів на межі «тверде-рідина» (що в свою чергу, залежить також від процесів дисоціації поверхневих йоногенних сполук та йонного складу рідини).

Як показують наші дослідження [5-7], для грубодисперсних систем (крупність частинок 0-50 мкм) характер залежностей $E_c(h)$ зберігається при дещо інших рівнях енергій взаємодії частинок.

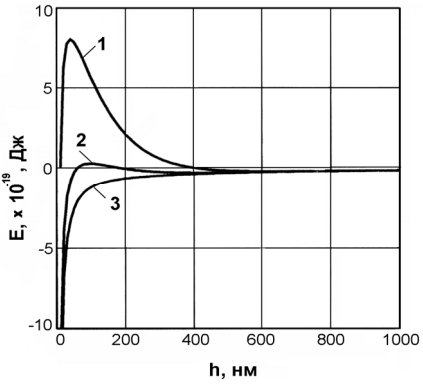
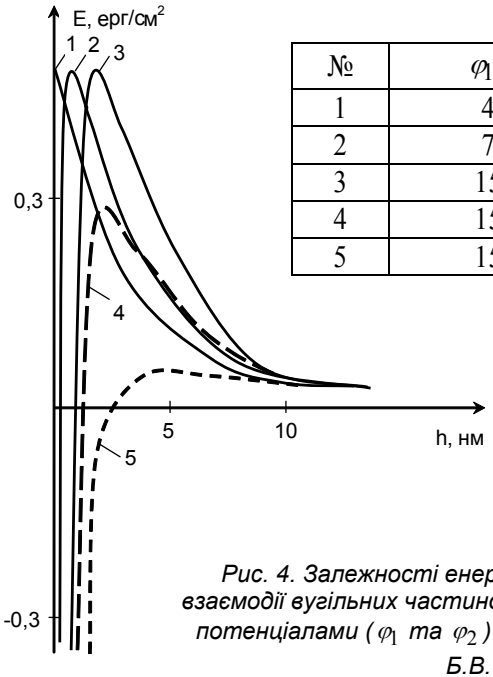


Рис. 3. Залежності енергії взаємодії двох колоїдних частинок (dз = 50 нм) від відстані між ними при різних потенціалах частинок: 1 – 100 мВ; 2 – 50 мВ; 3 – 20 мВ

Відмічені закономірності характерні для колоїдних та грубодисперсних систем з частинками однакової природи і, відповідно, однакового поверхневого потенціалу φ.

Розглянемо тепер випадок, коли тверда фаза представлена мінеральними зернами різної природи. Основними факторами, які визначають поведінку частинок у подібній коагульованій структурі є: крупність частинки, гідрофільно-гідрофобний баланс поверхні частинок, загальний та електрокінетичний потенціал цієї поверхні, параметри подвійного електричного шару (ПЕШ) на твердій поверхні. Характеристики коагульованої тиксотропної системи в цілому визначаються «глибиною» $E_{м_2}$ та координатою $h_{м_2}$ другої енергетичної ями (мінімуму) (рис. 1) суміжних частинок [3]. Згідно з теорією електростатичної взаємодії гетерогенних частинок з різними потенціалами поверхні (теорія гетерокоагуляції Б.В. Дерягіна) висота енергетичного бар'єру відштовхування визначається більш низьким потенціалом, а значення більшого потенціалу збільшує радіус дії сил відштовхування. Таким чином, явище незворотної коагуляції зерен твердої фази визначається наявністю частинок з малим потенціалом, що більш вірогідно для більш гідрофобних частинок, які мають зазвичай менші потенціали повер-

хні ніж мінеральні. Частинки з більшим потенціалом визначають відстань на якій спостерігається незворотня коагуляція у першому мінімуму (рис. 4) [8].



№	φ_1, мВ	φ_2, мВ
1	46,1	46,1
2	76,8	46,1
3	153,6	46,1
4	153,6	35,8
5	153,6	20,5

Рис. 4. Залежності енергії йонно-електростатичної взаємодії вугільних частинок ВВВС з різними поверхневими потенціалами (φ_1 та φ_2) згідно теорії гетерокоагуляції Б.В. Дерягіна

Висновки

1. Застосування теорії ДЛФО для аналізу енергетичного стану твердої фази колоїдних та грубодисперсних систем (наприклад, пливунів, бурильних розчинів, висококонцентрованих водовугільних суспензій, водо-глинистих, водо-породних сумішей тощо) дозволяє пояснити природу явищ, які мають місце при зміні речовинного складу, крупності і поверхневого потенціалу частинок твердої фази.

2. Як показує виконаний аналіз одержаних нами енергетичних кривих $E_c(h)$, при відносно малих поверхневих потенціалах мінеральних частинок ($\varphi < 50$ мВ) дисперсна система агрегативно нестійка. Це приводить до незворотної коагуляції частинок, розшарування суспензії (суміші), різкої зміни реологічних характеристик системи.

3. У випадку, коли тверда фаза представлена мінеральними зернами різної природи явище незворотної коагуляції зерен твердої фази визначається наявністю частинок з малим потенціалом, що більш вірогідно для гідрофобних зерен.

Проведений вище аналіз стосується статичних умов тонкодисперсних мінеральних сумішей «тверде-рідина». У подальшому слід розглянути поведінку цих сумішей у динамічному режимі – при пересуванні в ламінарних та турбулентних потоках.

Список літератури

1. Дерягин Б.В. Теория устойчивости коллоидов и тонких пленок. – М.: Наука, 1986. – 206 с.

2. Гельфман М. И., Ковалевич О. В., Юстратов В. П.. Коллоидная химия. СПб: «Лань», 2004. – 336 с.

3. Фролов Ю. Г. Курс коллоидной химии. Поверхностные явления и дисперсные системы. – М.: Химия, 1988. – 464 с.

4. Фридрихсберг Д.А. Курс коллоидной химии. – Л.: Химия, 1984. – 368 с.

5. Круть О.А., Білецький В.С., Сергєєв П.В. Аналіз енергетичного стану твердої фази водовугільної суспензії з позицій теорії ДЛФО // Збагачення корисних копалин, 2006. – №24(65). – С. 14-19.

6. Круть О.А. Білецький В.С., Сергєєв П.В. Фізико-хімічні аспекти технології водовугільного палива // Збагачення корисних копалин, 2010. – Вип. 43(84). – С. 98-106.

7. Сергєєв П.В., Білецький В.С. Селективна флокуляція вугільних шламів органічними реагентами. Монографія. – Донецьк: Східний видавничий дім, Донецьке відділення НТШ, «Редакція гірничої енциклопедії», 2010. – 240 с.

8. Шульце Х., Цихос Х. Исследования тонких пленок жидкости на поверхности кварца при различных потенциалах на границах раздела // Сб. «Поверхностные силы в тонких пленках и устойчивость коллоидов». – М.: Наука, 1974. – С. 118-123.

УДК 622.281.6.001.2

© И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович,
М.С. Демидов, А.В. Вивчаренко

ИССЛЕДОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ КРЕПИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Викладені методологія і результати комп'ютерного моделювання геомеханічних процесів взаємодії елементів системи «шаруватий масив-кріплення виробки» з урахуванням просторової неоднорідності механічних, силових і конструктивних параметрів, основні положення методики розрахунку переміщень контура кріплення, а також приклад розрахунку.

Изложены методология и результаты компьютерного моделирования геомеханических процессов взаимодействия элементов системы «слоистый массив-крепь выработки» с учетом пространственной неоднородности механических, силовых и конструктивных параметров, основные положения методики расчета перемещений контура крепи, а также пример расчета.

The results of computer modeling of geomechanics processes interaction of system elements “layer massif-support” and methodology are represented. Also it is include parameters of mechanics, forces, constructive and exemplar of calculation.

Проблема прогноза проявлений горного давления в подземных выработках имеет уже вековую историю и по-прежнему не потеряла своей актуальности, что подтверждается многочисленными современными исследованиями геомеханических процессов в окрестности выработок. Такой интерес к данной проблеме обусловлен, прежде всего, нуждами горнодобывающей отрасли, поскольку устойчивость сети подземных выработок предопределяет эффективность функционирования шахты в целом. Не ослабевающий научный интерес поддерживается постоянным развитием геомеханических моделей взаимодействия породного массива с крепью горной выработки в плане более полного и достоверного учета гаммы физико-механических свойств массива, его структуры, конструктивных особенностей крепи и режимов ее работы.

Принципиально новый качественный уровень современных геомеханических исследований сформировали два основных фактора: развитие компьютерной техники с соответствующим программным обеспечением и создание достаточно обширной базы данных механических свойств горных пород как в допредельном, так и в запредельном состояниях с учетом реологии поведения массива и ослабляющих воздействий геологического и техногенного характера. Сочетание указанных факторов позволяет решать не доступные ранее весьма сложные геомеханические задачи, характеризующиеся одновременным учетом пространственной неоднородности механических, геометрических и силовых параметров системы «слоистый массив-крепь

выработки». В этой связи новые потенциальные возможности исследований настоятельно требуют совершенствования системного методологического подхода при моделировании геомеханических процессов в окрестности выработки, главная концепция которого заключается в максимально достоверном отражении свойств, структуры, конструктивных и силовых параметров объекта исследования.

Накопленный опыт компьютерного исследования геомеханических процессов указывает на целесообразность поэтапного приближения модели к реальному объекту с многократным повторением циклов оценки достоверности и адекватности полученных результатов. Поэтапность исследований подразумевает:

– моделирование механических свойств породного массива в несколько последовательных стадий: упругое и упруго-пластическое деформирование в допредельном состоянии, деформирование в запредельном состоянии с учетом разупрочнения и разрыхления породы, реологическая модель упругопластического деформирования в допредельном состоянии, реологическая модель полной диаграммы деформирования породы;

– моделирование структуры массива в окрестности выработки: слоистый углевмещающий массив, представленный породами с различными физико-механическими свойствами; массив с нарушенными контактами между породными слоями; нарушенные контакты между породными слоями с моделированием основных систем природной трещиноватости в пределах каждого слоя;

– моделирование крепи производится для типовых сечений горных выработок в направлении последовательного приближения к ее реальным конструктивно-технологическим особенностям: пространственное моделирование в упругой постановке (обязательное для дискретно устанавливаемых вдоль выработки типов крепей рамных, анкерных, рамно-анкерных, металло-бетонных и т.п.) с конструктивной идеализацией наиболее геометрически сложных узлов при сохранении принципа их работы; пространственное моделирование в упругой постановке с полным отображением геометрических параметров всех узлов крепи; пространственное моделирование по полной диаграмме деформирования материалов (сталь, бетон, дерево и другие, забутовка из разрушенной породы или заполнение тампонажным раствором закрепного пространства, упрочненные твердеющими смесями приконтурные породы и так далее) всех реальных конструктивных особенностей конкретного типа крепи;

– поэтапное обоснование исходных положений моделирования: на первой стадии выбирается (наиболее характерная для конкретной горно-геологической и горнотехнической ситуации) структура и свойства вмещающего выработку породного массива, конструкция крепи, начальные и граничные условия ее взаимодействия с приконтурными породами, размеры пространственной модели и т.п.; на второй стадии выбирается наиболее характерные (для данной шахты или геолого-промышленного района) диапазоны изменения структуры и свойств вмещающего массива, интервалы вариации типовых сечений выработок с соответствующими конструкциями крепи и ее типоразмерами, варианты режимов работы крепи с соответствующими граничными условиями; на третьей стадии исследуется поведение системы «слоистый массив-крепь выработки» для крайних значений выбранных диапазонов применения ее параметров; на четвертой стадии обосновываются диапазоны

изменения основных влияющих параметров системы «слоистый массив-крепь выработки», варианты начальных и граничных условий ее деформирования, целесообразные размеры геомеханической модели применительно к конкретной шахте или геолого-промышленному району;

– оценка достоверности и адекватности геомеханической модели: последовательная оценка отдельно каждых из принятых в модели идеализаций и допущений по геометрическим, механическим и силовым параметрам системы «слоистый массив-крепь выработки» на основе соответствующих расчетов и последующего анализа ее напряженно-деформированного состояния (НДС) по каждой из компонент напряжений и перемещений; анализ степени погрешности допущений и идеализаций формируемой геомеханической модели и ее корректировка по результатам анализа; проверка адекватности и достоверности результатов моделирования на соответствие существующим аналитическим, лабораторным и шахтным исследованиям и корректировка модели на основе полученных выводов;

– обобщение результатов моделирования и разработка рекомендаций: для обоснованных ранее диапазонов изменения геометрических, механических и силовых параметров системы «слоистый массив-крепь выработки» проводится комплекс расчетов ее НДС, который формирует базу данных для построения уравнений регрессии связи параметров системы (существенно влияющих на ее НДС) и характеристик состояния выработки; на основе семейства уравнений регрессии создается методика прогноза проявлений горного давления и оценки состояния выработки для конкретной шахты или геолого-промышленного района в целом.

Исследования и анализ результатов вычислительных экспериментов позволили установить ряд закономерностей взаимосвязи основных геомеханических, силовых и конструктивных параметров элементов системы «слоистый массив – крепь выработки», которые были положены в основу разрабатываемой схемы расчета перемещений контура крепи пластовой выработки:

– на величину опускания замка свода выработки наиболее существенное влияние оказывают механические характеристики первого и второго породных слоев кровли (в исследованном интервале их изменения): E_1^K – до 69%, E_2^K – до 11%, $\sigma_{сж_1}^K$ – до 5,52 раз, $\sigma_{сж_2}^K$ – до 2,07 раза, $\left(\sigma_{сж_1}^K\right)^0 / \sigma_{сж_1}^K$ – до 2,0 раза, $\left(\sigma_{сж_2}^K\right)^0 / \sigma_{сж_2}^K$ – до 10,8%, M_1^K / E_1^K – до 59%. Перечисленные параметры необходимо учитывать при расчете перемещения замка свода в полость выработки;

– вертикальные перемещения свода выработки в зоне прохода людей составляют 64…71% от величины опускания замка свода, что указывает на его выполаживание и, соответственно, снижение несущей способности рамной крепи. Величина вертикальных перемещений свода в зоне прохода людей может достигать 400…500 мм (иногда более), что в ряде случаев приводит к нарушению требований правил безопасности. Существенное влияние на величину перемещений оказывают следующие механические характеристики близлежащих породных слоев углевмещающей толщи: E_1^K – до

2 раз, $\sigma_{сж_1}^K$ – до 8,14 раза, $\sigma_{сж_2}^K$ – до 52%, совместное влияние параметров $\left(\sigma_{сж_1}^K\right)^0 / \sigma_{сж_1}^K$ и M_1^K / E_1^K запредельного состояния первого породного слоя кровли – до 3,66 раза;

– решающее воздействие на развитие боковых перемещений в зоне прохода людей (помимо глубины разработки) оказывают следующие механические характеристики близлежащих породных слоев углевмещающей толщи: E_1^K – до 2,01 раза, E_2^K – до 23,9%, $E_1^П$ – до 15,2%, $\sigma_{сж_1}^K$ – до 6,08 раза, $\sigma_{сж_2}^K$ – до 32,3%, $\sigma_{сж_1}^П$ – до 41,3%, $\left(\sigma_{сж_1}^K\right)^0 / \sigma_{сж_1}^K$ – до 53,6%, M_1^K / E_1^K – до 74,2% в исследуемом диапазоне их изменения, характерном для углевмещающей толщи угольных пластов Западного Донбасса. Указанные характеристики обязательны к учету при прогнозе боковых перемещений пластовой выработки в зоне прохода людей;

– установлено, что величина сближения опор стоек рамной крепи определяется механическими характеристиками только первых породных слоев кровли и почвы угольного пласта: E_1^K – до 23,4%, $E_1^П$ – до 2,01 раза, $\sigma_{сж_1}^K$ – до 84%, $\sigma_{сж_1}^П$ – до 6,73 раза, $\left(\sigma_{сж_1}^П\right)^0 / \sigma_{сж_1}^П$ – до 62,5%, M_1^K / E_1^K – до 18%, $M_1^П / E_1^П$ – до 62,2%. Выявлен «эффект штампа», когда в вариантах более целостного и жесткого первого породного слоя кровли, он под воздействием опорного давления интенсифицирует перемещение пород почвы в районе опор стоек рамной крепи в полость выработки;

– эпюра пучения почвы штрека имеет асимметрию в сторону восстания пласта таким образом, что в зоне прохода людей в этой части выработки пучение составляет 0,67 от максимального (в центральной части выработки), а в зоне прохода людей со стороны падения – 0,57 от максимального вне зависимости от сочетания геомеханических факторов. На величину максимума пучения почвы существенное влияние (помимо глубины разработки) оказывают следующие механические характеристики только первых породных слоев кровли и почвы: E_1^K – до 19,2%, $E_1^П$ – до 88,1%, $\sigma_{сж_1}^K$ – до 72,9%, $\sigma_{сж_1}^П$ – до 8,1 раза, $\left(\sigma_{сж_1}^П\right)^0 / \sigma_{сж_1}^П$ – до 2,14 раза, $M_1^П / E_1^П$ – до 87,2%;

– общая величина поднятия почвы выработки включает две составляющие, отличающиеся между собой механизмом развития перемещений: собственно пучение – перемещение пород почвы в полость выработки под воздействием опорного давления в ее боках и разгруженной зоны непосредственно под выработкой; вдавливание опор стоек рамной крепи, обусловлено совместным действием вертикальной нагрузки на крепь и разупрочняющимися породами почвы под опорами стоек. Величина вдавливания опор стоек зависит от таких механических характеристик близлежащих породных слоев углевмещающей толщи: $E_1^П$ – до 32,3%, $\sigma_{сж_2}^K$ – до 27,2%, $\sigma_{сж_1}^K$ – до 66,5%,

$\sigma^{П}_{сжс_1}$ – до 8,41 раза, $\left(\sigma^{П}_{сжс_1}\right)^0 / \sigma^{П}_{сжс_1}$ – до 46,4%.

Методика расчета перемещений контура крепи построена с использованием подходов и положений руководящего нормативного документа КД 12.01.01.201–98. Базовой является закономерность роста перемещений $U_i^{x,y}$ (в характерных точках контура рамной крепи и почвы выработки) с увеличением глубины H разработки и изменения механических характеристик углевмещающей породной толщи. Эти закономерности строятся (по данным корреляционно-дисперсионного анализа базы данных результатов расчетов НДС системы «слоистый массив-крепь выработки») для разных значений расчетной прочности первого породного слоя (кровли или почвы, который наиболее влияет на величину перемещения конкретной точки) на сжатие в диапазоне, характерном для углевмещающих пород Западного Донбасса. Естественно, при этом остальные механические характеристики полной диаграммы деформирования породных слоев (в том числе и второго слоя кровли) зафиксированы конкретными значениями. Также выбирается и фиксируется типовое сечение выработки с соответствующей крепью из спецпрофиля СВП. Полученные значения перемещений $U_i^{x,y}$ характерных точек по контуру рамы называются типовыми $\left(U_i^{x,y}\right)_m$.

При горно-геологических и горнотехнических условиях, отличающихся от типовых (либо по механическим характеристикам близлежащих породных слоев, либо по сечению выработки и виду крепи) величина типового перемещения $\left(U_i^{x,y}\right)_m$ корректируется рядом коэффициентов, каждый из которых соответствует изменению конкретного параметра.

Для выполнения вышеуказанной корректировки (по результатам расчетов НДС системы) используются графики или таблицы, оценивающие влияние на величину типовых перемещений $\left(U_i^{x,y}\right)_m$ изменения конкретного механического или геометрического параметра системы «слоистый массив-крепь выработки».

На величину типового перемещения конкретной характерной точки периметра выработки оказывают влияние группа механических и геометрических параметров системы. Построив графики и таблицы по оценке влияния каждого из параметров, получен набор коэффициентов, которые, будучи умноженными на величину типового перемещения $\left(U_i^{x,y}\right)_m$, дают окончательные значения перемещений конкретной характерной точки периметра выработки во всем диапазоне изменения горно-геологических и горнотехнических параметров, соответствующим условиям, например, Западного Донбасса.

Набор корректирующих коэффициентов необходим по причине того, что механические и геометрические параметры системы «слоистый массив-крепь выработки» по разному влияют на перемещение разных характерных точек по периметру выработки. Расчетами установлено такое количество корректирующих коэффициентов, которое является минимально достаточным для полной оценки эпюры перемещений внутреннего контура рамной крепи, почвы выработки и на этой основе анализа экс-

плуатационного состояния выработки.

Величина, например, вертикальных перемещений $U_{пр}^{y}$ свода рамы в зоне прохода людей рассчитывается по формуле

$$U_{пр}^{y} = \left(U_{пр}^{y}\right)_{m} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3, \qquad (1)$$

где $\left(U_{пр}^{y}\right)_{m}$ – вертикальное перемещение свода рамы в зоне прохода людей в типовых условиях;

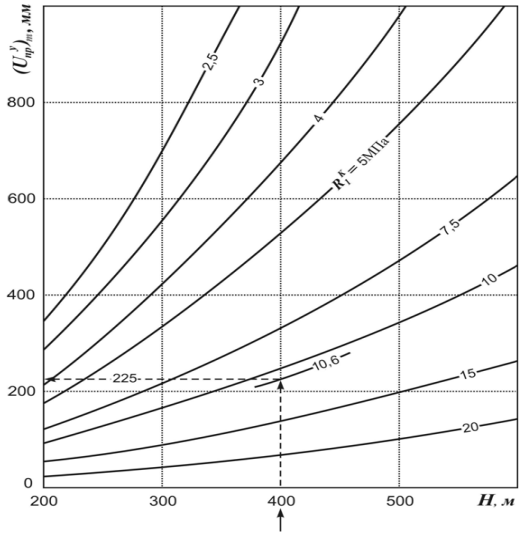


Рис. 1. Графики для определения типового вертикального перемещения свода рамной крепи $\left(U_{пр}^{y}\right)_{m}$ *в зоне прохода людей*

K_1 – коэффициент влияния типоразмера сечения выработки и вида применяемой крепи;

K_2 – коэффициент влияния прочностных характеристик расчетного сопротивления сжатию R_2^K второго породного слоя кровли и относительной остаточной его прочности $\left(\sigma_{сж_1}^{K}\right)^{0} \Big/ \sigma_{сж_1}^{K}$;

K_3 – коэффициент влияния деформационных характеристик E_1^K и M_1^K / E_1^K первого породного слоя кровли.

Величина $\left(U_{пр}^{y}\right)_{m}$ определяется по графикам на рис. 1 в зависимости от расчетной глубины H расположения выработки и расчетного сопротивления сжатию R_1^K первого породного слоя кровли для типовых условий поддержания выработки: типоразмер сечения выработки КМП-А3-13,8; расчетное сопротивление сжатию второго породного слоя кровли $R_2^K = 10$ МПа; относительная величина остаточной прочности породных слоев кровли $\left(\sigma_{сж_{1,2}}^{K}\right)^{0} \Big/ \sigma_{сж_{1,2}}^{K} = 0{,}15$; расчетный модуль деформации породных слоев кровли $E_{1,2}^K = 0{,}6 \cdot 10^4$ МПа; относительный модуль спада первого породного слоя кровли $M_1^K \Big/ E_1^K = 1{,}3$.

Коэффициент K_1 определяется по таблице 1 в зависимости от типоразмера выработки и вида применяемой крепи: КМП-А3 или КШПУ;

Таблица 1

Вид крепи	Площадь поперечного сечения в свету до осадки, $S_{св}$, м^2					
КМП-А3	7,9	9,2	11,2	13,8	15,5	18,3
K_1	0,71	0,78	0,88	1,00	1,07	1,19
КШПУ	9,5	10,5	11,7	12,1	14,4	17,7
K_1	0,73	0,77	0,81	0,82	0,89	0,98

Коэффициент K_2 определяется по графикам на рис. 2 в зависимости от расчетного сопротивления сжатию R_2^K второго породного слоя кровли и относительной остаточной прочности $\left(\sigma_{сж_1}^K\right)^0 \Big/ \sigma_{сж_1}^K$ первого слоя кровли.

Коэффициент K_3 определяется по графикам на рис. 3 в зависимости от расчетного модуля деформации E_1^K и относительного модуля спада M_1^K / E_1^K первого породного слоя кровли.

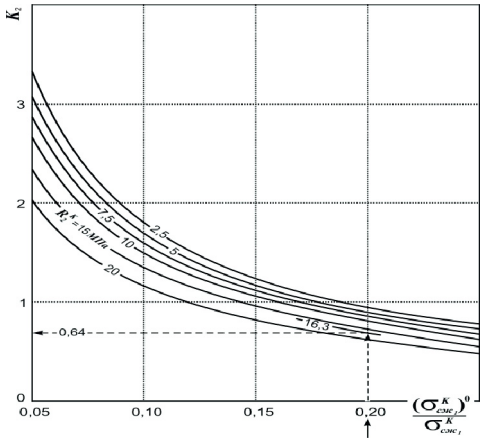


Рис. 2. Графики для определения коэффициента K_2 влияния прочностных характеристик породных слоев кровли

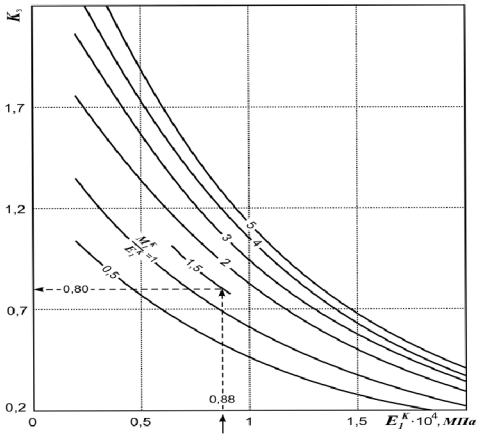


Рис. 3. Графики для определения коэффициента K_3 влияния деформационных характеристик первого породного слоя кровли

Пример расчета

Вертикальное перемещение свода рамной крепи в зоне прохода людей $U_{пр}^y$ рассчитывается по формуле (1).

Величина перемещения $\left(U_{пр}^{y}\right)_{m}$ в типовых условиях определяется по графикам на рис. 1 при $H = 400$ м, $R_1^K = 10{,}6$ МПа и составляет $\left(U_{пр}^{y}\right)_{m} = 225$ мм.

Коэффициент K_2 определяется по графикам на рис. 2 при $\left(\sigma_{сж_1}^K\right)^0 \Big/ \sigma_{сж_1}^K = 0{,}20$, $R_2^K = 16{,}3$ МПа и составляет $K_2 = 0{,}64$.

Коэффициент K_3 определяется по графикам на рис. 3 при $E_1^K = 0{,}88 \cdot 10^4$ МПа, $M_1^K / E_1^K = 1{,}5$ и составляет $K_3 = 0{,}80$.

В итоге, вертикальное перемещение свода рамы в зоне прохода людей составляет $U_{пр}^{y} = 225 \cdot 0{,}81 \cdot 0{,}64 \cdot 0{,}80 = 93$ мм, что меньше допустимых вертикальных (300 мм) смещений свода рамы, а следовательно, условия эксплуатации выработки удовлетворительные по этому параметру.

УДК 622.324

© В.В. Харченко

АСПЕКТЫ ДОБЫЧИ СЕРОВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ НА УКРАИНЕ

Наведено дослідження вчених про походження й утворення сірководню в Чорному морі та його запасах. Запропоновано два способи видобутку сірководню, зазначені області застосування його в промисловості й побутових цілях.

Приведены исследования ученых о происхождении и образовании сероводорода в Черном море и его запасах. Предложено два способа добычи сероводорода, указаны области применения его в промышленности и бытовых целях.

Researches of scientists about an origin and hydrogen sulfide formation in Black sea and its stocks are resulted. Two ways of extraction hydrogen sulfide are given, its scopes in industry and the household purposes are specified.

Для экономической независимости любого государства необходимо иметь в достаточном количестве энергоносителей и энергосберегающую технологию.

В настоящее время Украина может полностью обеспечить себя только углем. Добыча его составляет 75-80 млн. т/год, а для обеспечения нужд промышленности и коммунальной сферы добыча угля должна составлять 110-120 млн. т/год. При нынешних темпах добычи запаса угля в Украине хватит на 100-200 лет. Темпы прироста добычи угля в Украине отстают от потребностей страны, по разным причинам.

Таким образом, недостаток угля компенсируется его импортом из России и Польши в пределах 20 млн. т/год, газа 30-40 млрд. м³/год и нефти около 50 млн. т/год.

Следовательно, необходимо искать новые источники энергии. Экономисты и энергетики приходят к выводу, что в ближайшее время атомную энергетику заменить нечем. Хотя, после Чернобыля, все признают ее опасность, особенно для стран с нестабильной обстановкой и разгулом терроризма. А между тем реальная альтернатива атомной энергетике существует. Инженер Юткин Л.А. назвал Черное море уникальной кладовой с неиссякаемыми запасами – энергетическим «Эльдорадо» с возобновляемыми источниками сырья. Юткин Л.А. предложил проект электрогидравлического эффекта обогащения газов. Дело в том, что воды Черного моря ниже 80-100 м содержат сероводород. Особенно важно, что, в отличие от других горючих ископаемых, запасы сероводорода в Черном море возобновляемы. Как показали исследования, пополнение сероводорода происходит за счет двух источников: деятельности микроорганизмов, способных восстанавливать в анаэробных условиях сульфатную серу до

сульфидной, и сероводорода, синтезируемого в недрах Кавказских гор и поступающего из трещин в земной коре. Концентрация сероводорода регулируется его окислением в поверхностных слоях воды. Кислород воздуха, растворяясь в воде, воздействует с сероводородом, превращая его в серную кислоту. Кислота вступает в реакцию с растворенным в воде минеральными солями, образует сульфаты. Эти процессы идут одновременно, благодаря чему в Черном море создается динамическое равновесие.

Расчеты ученых показывают, что за год в результате окисления в Черном море перерабатывается в сульфаты не более четверти всего сероводорода.

Таким образом, из Черного моря можно ежегодно выделять около 250 млн. т сероводорода энергоемкостью порядка 1012 кВт/час. Сгорая, один килограмм сероводорода дает примерно 4000 ккал. Такое количество энергии соответствует ежегодному производству электроэнергии в бывшем СССР. Следовательно, Черное море как генератор сероводорода может полностью удовлетворять потребность в энергии все страны Причерноморья, включая Украину.

На воздухе сероводород воспламеняется при температуре около +300 °С.

Подожженный на воздухе сероводород сгорает по одному из следующих уравнений:

$2H_2S + 3O_2 = 2H_2O + 2SO_2 + 1125$ кДж (при избытке кислорода).

$2H_2S + O_2 = 2H_2O + 2S + 531$ кДж (при недостатке кислорода)

при этом теплотворная способность сероводорода 23,7 МДж/м³ (при 0 °С и 101,3 КПа).

Критическая температура H_2S равна 100 °С при критическом давлении 89 атм.

Взрывоопасные смеси сероводорода с воздухом содержащие от 4 до 45 объемных % H_2S.

При разложении сероводорода и последующем сжигании водорода получается значительный энергетический выигрыш. В энергетическом отношении (по теплоте сгорания) 1 м^3 сероводорода эквивалентен 1,49 м^3 бытового газа.

Весовая теплотворная способность водорода (28630 ккал) в 2,8 раза выше по сравнению с бензином.

Энергия воспламенения в 15 раз меньше, чем у углеводородного топлива.

Максимальная скорость распространения фронта пламени в 8 раз больше по сравнению с углеводородом.

По расчетам ученых, сгорая, один килограмм сероводорода дает примерно 4000 ккал и 2 кг серы.

Существуют различные гипотезы относительно причин сдерживания сероводорода на глубине. По мнению некоторых ученых, сероводород в растворенном состоянии сдерживает только значительное давление вышележащих слоев воды (10-20 атмосфер). Если снять эту «пробку», то вода «закипит» и из нее произойдет быстрое выделение сероводорода в виде газа (по аналогии с бутылкой газированной водой).

Сероводород легко окисляется в водном растворе и является сильным восстановителем (рис. 1).

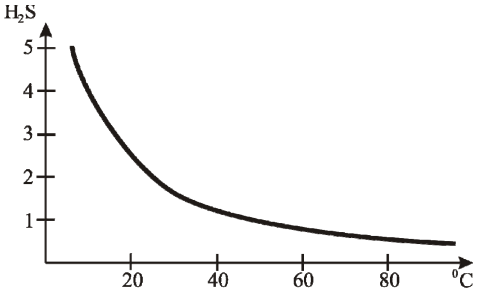


Рис. 1. Растворимость сероводорода (объемы на 1 объема воды)

В 1979 году инженер Л. А. Юткин предложил вполне реальный проект электрогидравлического эффекта. Сущность его основывается на способах разделения и обогащения газов.

Для этого Юткин Л. А. предложил придонные слои морской воды с аномально высоким содержанием сероводорода поднимать на технологическую высоту, где их и подвергать воздействию электрогидравлических ударов, обеспечивающих выделение сероводорода. Полученный газ надо сжижать и сжигать, а появившуюся двуокись серы окислять в серную кислоту.

Авторами предлагается две схемы технологии добычи сероводородного сырья.

Первая – со стационарным оборудованием (рис. 2) и вторая (рис. 3) с плавающей платформой.

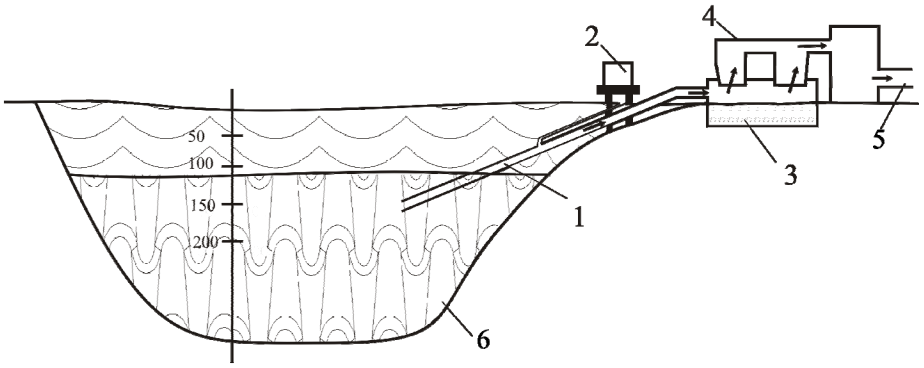


Рис. 2. Стационарная станция с размещением оборудования: 1 – заборный трубопровод; 2 – станция для подачи реагента; 3 – бассейн-разделитель и накопитель сероводорода; 4 – емкость для сбора и сжижения сероводорода; 5 – подача сероводорода для бытовых целей (компрессорная); 6 – сероводород в морской воде

В первом случае, добываемый сероводород транспортируется по трубопроводу на берег потребителю. Во втором случае добытый сероводород утилизируется в баллоны-контейнеры и в контейнерах доставляется потребителю.

Сущность первой схемы заключается в том, что на берегу устанавливается стационарная станция, которая включает в себя заборный трубопровод (1), станцию для подачи реагента (2), бассейн-разделитель воды и сероводорода (3), сборник сероводорода (4), емкость для сбора сероводорода и его сжижения (5), трубопровод для подачи сероводорода для промышленных целей. Такая стационарная установка должна располагаться на побережье со значительной глубиной моря. Стационарная станция имеет существенные недостатки: прежде всего – значительную длину заборного трубопровода (1) и возможность нахождения ее вблизи и в самых населенных пунктах.

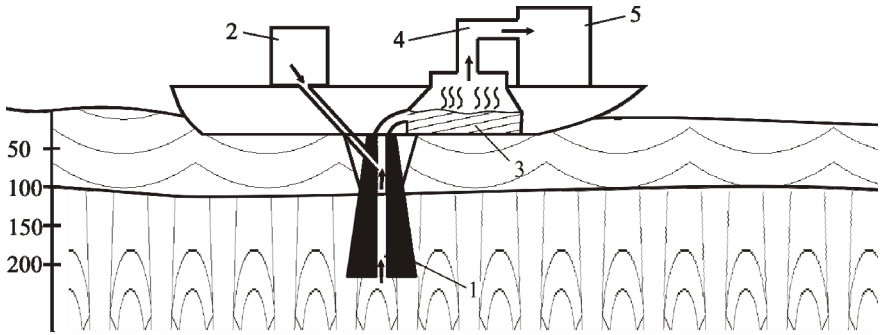


Рис. 3. Плавающая платформа с размещением оборудования: 1 – заборный трубопровод; 2 – станция для подачи реагента; 3 – бассейн-разделитель и накопитель сероводорода; 4 – емкость для сбора и сжижения сероводорода; 5 – емкость для сбора сероводорода

Поэтому предлагается 2 вариант, с плавающей платформой, которая состоит из: заборного трубопровода (1), станции подачи реагента (2), бассейна разделителя (3), емкости для сбора и сжижения сероводорода (4). Такая установка имеет ряд существенных преимуществ:

а) добыча сероводорода может происходить в любой акватории Черного моря;

б) заправка сжиженного сероводорода производится в баллоны и может осуществляться их обмен на пустые, что является весьма эффективным.

Так сероводород доставляется в любые порты назначения, кроме того, одним из преимуществ плавающей платформы является то, что она производит добычу сероводорода в море и обеспечивает безопасность жителей побережья.

Что даст потребителю предложенная разработка:

1. Увеличение биоразнообразия Черного моря за счет значительного снижения концентрации сероводорода в морской воде.

2. Получение дешевой электроэнергии за счет утилизации высокопотенциального тепла процессов переработки сероводорода.

3. Возможность получения, дополнительно в качестве товарного продукта, химически чистой серы. Получение ценного продукта – серы, открывает перспективы к развитию крупного химического производства.

4. Снабжение АР Крым питьевой и технически пресной водой, за счет опреснения морской воды.

5. Создание дополнительных рабочих мест.

Необходимо отметить, что украинским законодательством сероводород не отнесен к категории энергоносителей, в связи с чем, его промышленное потребление не влечет за собой ни квотирования, ни специальных бюджетных платежей.

Список литературы

1. Антонова Р.И., Бежанищвили А.Е., Блиндерман М.С., Грабовская Е.П., Гусев А.Ф., Казак В.Н., Капралов В.К., Фоминых В.Г. Подземная газификация углей в СССР. – М: ЦНИЭИ Уголь, 1990.– 98 с.

2. Гольцов Л.И., Юткин Ф.Л. Черное море, хорошее море / Журнал «Изобретатель и рационализатор». – М., 1996. – №2.

3. Ахметов Н.С. Общая неорганическая химия. – М.: Высшая школа, 2001.

4. Малинин К.Н. Справочник сернокислотчика: Химия, 1971 г.

УДК 622.244

© А.Н. Давиденко, П.П. Полищук

ТЕХНОЛОГИЯ БУРЕНИЯ СКВАЖИН С ПОВЕРХНОСТИ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ ДЕГАЗАЦИЮ И ДОБЫЧУ УГЛЯ ИЗ НЕКОНДИЦИОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

У статті розглянута можливість використання технології буріння направлених свердловин, з протяжними горизонтальними ділянками, для забезпечення дегазації вугільного масиву з попутним видобутком вугілля з некондиційних пластів.

В статье рассмотрена возможность применения технологии бурения направленных скважин, с протяженными горизонтальными участками, для обеспечения дегазации угольного массива с попутной добычей угля из некондиционных пластов.

The possibility of using drilling directional wells with long horizontal sections, to ensure degassing of coal massif with an array of associated coal mining of non-conforming beds is considered in an article.

Ныне в мире 60% угля добывается шахтным способом. Работа шахтера традиционно крайне опасна, и в последние десятилетия во многих странах мира были предприняты значительные усилия по повышению уровня безопасности. В последнее десятилетие количество аварий и несчастных случаев на шахтах всего мира заметно уменьшилось. Всего насчитывается около 9 млн. человек, которые добывают уголь, 90% из них живут в развивающихся странах.

Добыча угля в Украине измеряется не только миллионами тонн и миллиардами гривен дотаций, но и человеческими жизнями.

По статистике, каждый миллион тонн добытого угля в Украине стоит 3-5 шахтерских жизней (в России гибнет 1 шахтер на 2 млн. добытых тонн угля, в США – 1 на 33 млн. тонн). За годы независимости погибло более 4 тыс. украинских шахтеров.

С увеличением глубины разработки угля уменьшаются скорости подвигания лав и нагрузки на очистные забои. На каждых 100 м увеличения глубины разработки мощность шахт Центрального района Донбасса снижается на 100 тыс. т угля/год, при этом производительность труда рабочих снижается на 2 т/месяц, а себестоимость добычи увеличивается. Главным фактором, содействующим регрессу добычи шахт, является повышение с глубиной газодинамической активности угольных пластов.

Угленосные отложения Центрального района Донбасса включают пласты мощностью 0,1-3,0 м. Назрела необходимость в решении проблемы привлечения к разра-

ботке весьма тонких пластов мощностью менее 0,45 м, которые считаются некондиционными. Значительная часть запасов угля, сосредоточенная в этих пластах, будучи забалансовой, зачастую бесповоротно теряется, попадая в зоны беспорядочного обрушения при отработке более мощных пластов.

Таким образом, рациональное использование недр и сырьевых ресурсов является одним из важных хозяйственных и социальных заданий. При разработке угольных месторождений они могут решаться в результате наиболее полного извлечения угля из недр и рационального использования имеющихся запасов всех категорий путем употребления новых нетрадиционных способов добычи и подготовки добычных панелей и горизонтов [1].

В начале 21-го столетия в мире значительно повысился интерес к метану угольных месторождений. Причиной этого следующее. Во-первых, шахтный метан является опасным явлением, которое ухудшает условия труда на шахтах. Значительное повышение содержания метана в шахтной атмосфере приводит нередко к взрывам и значительным человеческим потерям. Все это требует предварительной дегазации шахтных полей. Во-вторых, шахтный метан является ценным углеводородным сырьем - альтернативным видом топлива. Следует внедрить его утилизацию и использование, которое будет способствовать улучшению экономической эффективности угольной отрасли. В-третьих, метан, который при разработке угольных месторождений выбрасывается в атмосферу, является очень опасным в экологическом отношении газом. Он приводит к парниковому эффекту в атмосфере. Следовательно, существует неотложная необходимость добычи и утилизации метана угольных месторождений, который позволит решить сразу несколько важных проблем: создание безопасных условий выполнения горных работ, снижения затрат на добычу угля, а также улучшение экологической ситуации.

При разработке угольных пластов с высокой газонасыщенностью горных выработок применяются разные способы дегазации. Преимущество при разработке способов заблаговременной подготовки и дегазации полого падающих газовыбросоопасных угольных пластов следует отдать схемам с использованием скважин, пробуренных с поверхности. Основное преимущество таких схем – полное разделение во времени и пространстве выполнения профилактических и горных работ при обеспечении надежной безопасности не только в очистных, но и в подготовительных забоях [2].

Основными параметрами дегазации через вертикальные скважины является: ориентация скважины по отношению к подготовительным и очистным горным выработкам; расстояние между скважинами; диаметр и конструкция скважин; литологический разрез дегазируемой углепородной толщи.

Методы бурения направленных скважин представляют собой многоплановую технологию с различными вариантами применения. Те, что используются при разработке угольных месторождений, уже достаточно хорошо изучены за рубежом, а другие только рассматриваются на предмет выявления новых коммерческих возможностей при дегазации угольных пластов, добыче метана из нетронутого угольного массива или стимулированной добычи метана угольных пластов [3].

Практика ведения таких работ в США показывает, что горизонтальное бурение по эффективности дегазации выработок в семь раз превосходит бурение типичных вертикальных скважин на участке такой же площади.

Скважины располагаются по сетке. Длина стороны квадрата сетки зависит от следующих факторов: угол падения пласта, длины проектируемого горизонтального участка скважины, схемы расположения скважин. Нужно стремиться расположить скважины как можно плотнее, что позволит отрабатывать данный пласт угля наиболее производительно.

Базовая траектория скважины планируется предварительно на основе полученных полных данных по геометрии пласта и его расположению.

Наличие в скважине ответвлений значительно повышает возможность доступа в пласт от единичной вертикальной скважины. Поскольку основные расходы по скважине пласта приходятся на создание и оснастку вертикальной скважины до глубины угольного пласта, значительную экономию времени и расходов можно обеспечить, используя одну вертикальную скважину для ряда пластовых скважин.

Конструкция всех пластовых скважин пробуренных с поверхности включает три составные части: вертикальный участок, пробуренный от поверхности до глубины залегания угольного пласта; изогнутый или соединительный участок, переходящий в направление пласта; более протяженный внутрипластовый участок.

Вертикальные скважины широко используются при направленном бурении. Выбор типов буровых долот на стадии проектирования проводится в зависимости от механических и абразивных свойств горных пород слагающих данный разрез.

Бурение бокового ствола от вертикальной скважины считается стандартной мерой. Толща в точке отклонения должна быть устойчивой и достаточно прочной для противостояния силам бокового воздействия. Следует тщательно рассчитать степень отклонения, так как слишком высокая степень сопровождается повышением сопротивления трения и проблемами с буровым раствором, а при слишком низкой степени требуется разбуривание и расширение зоны обслуживания на поверхности.

Предпочтительно, чтобы выбранная траектория обеспечивала плавное вхождение в пласт, то есть была расположена как можно более параллельно к пласту. Это достигается снижением степени отклонения в момент приближения бурового долота к пласту. Для прохождения искривленного участка скважины при радиусе R в пласт мощностью X и исключения возможности пересечения почвы, максимальный угол касания с кровлей пласта составляет [4]:

$$\varphi \approx \left(\frac{2X}{R}\right)^{0,5} \text{ радиан,}$$

$$\varphi \approx 80 \cdot \left(\frac{2X}{R}\right)^{0,5} \text{ градусов.}$$

Наиболее экономически выгодными и приемлемыми признаны скважины с горизонтальными стволами со средним радиусом набора кривизны. Для бурения таких скважин используют специальные забойные двигатели, которые оборудованы стаби-

лизаторами и кривыми переходниками. Радиус искривления в этом случае составляет 90-150 м, темп набора кривизны от 55 до 95º на 100 м, диаметр ствола достигает 350 мм, протяжность горизонтального участка ствола – до 1000 м.

Для проводки скважин со средним радиусом искривления, как правило, используют традиционное буровое оборудование. Однако рекомендованным условием является тщательное проектирование колонны бурильных труб для проведения горизонтального участка ствола.

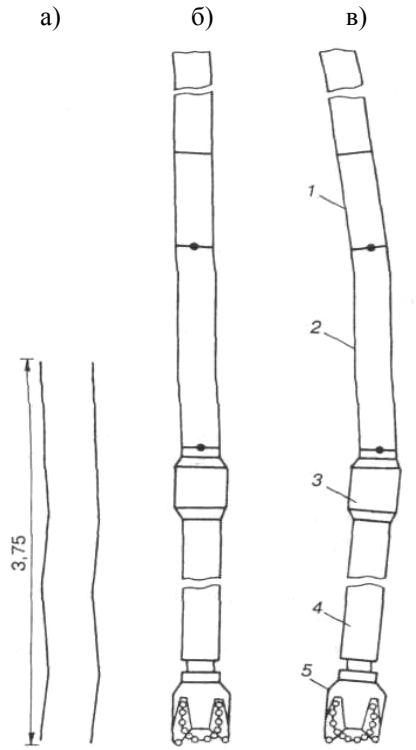


Рис. 1. Компоновка, которая обеспечивает высокий темп набора кривизны, для бурения скважин со средним радиусом искривления а – извилистая форма ствола скважины; б – вид компоновки спереди; в – вид компоновки сбоку; 1 – кривой переходник; 2 – высокомоментный низкооборотный забойный гидравлический двигатель; 3 – концентрическая втулка на корпусе двигателя; 4 – шпиндельная секция двигателя; 5 – буровое долото

Технология забуривания и проходки дополнительных стволов заключается в следующих операциях.

Дополнительные стволы забуриваются по методу сверху вниз, то есть вначале бурится основной ствол до глубины, на которой в заданной точке забуривается и проходится дополнительный ствол до требуемой глубины. В основной ствол на проектную глубину на естественный забой опускается и ориентируется в азимутальном направлении компоновка, которая обеспечивает высокий темп набора кривизны (рис. 1).

Радиус набора кривизны рассчитывается исходя из того условия что необходимо перейти к горизонтальному участку бурения на глубине угольного плата. Интенсивность искривления может составлять порядка $i = 0{,}3\text{-}1{,}2$ град/м.

В процессе бурения искривленных и прямолинейных участков горизонтальных скважин используют следующие элементы компоновки низа бурильной колонны (КНБК): калибратор наддолотний; двигатель забойный (отклонитель); переходник искривленный нижний; переходник искривленный верхний; телесистема с каналом из проводов; переходник с боковым выводом кабеля; шарнирное соединение; бурильные трубы и другие устройства при необходимости.

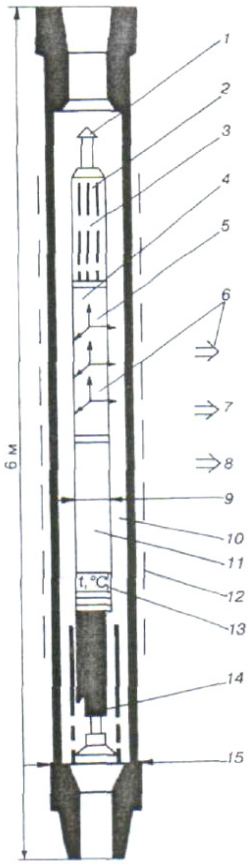


Рис. 2. Схема забойной телесистемы ПАРКУС: 1 – кабельный наконечник; 2 – турбогенератор для подзарядки аккумуляторов; 3 – датчик расхода промывочной жидкости, л/с; 4 – гамма-датчик; 5 – центральный микропроцессор с внутренней энергозависимой памятью для сохранения данных по заданным с поверхности параметрам; 6 – трехосные феррозондовые датчики (азимут); 7 – трехосные гравитационные датчики (зенит); 8 – трехосные датчики вибрации компоновки; 9 – диаметр 60 мм; 10 – аккумуляторы; 11 – приемно-передаваемое устройство; 12 – электроды антенн, КС (Ом·м); 13 – датчик температуры; 14 – тензомодуль осевой нагрузки на долото (т) и осевого момента, который создается двигателем (Н·м); 15 – диаметр 172 мм

Для оперативного контроля и корректировки при проводке наклонно-направленных и горизонтальных стволов рекомендуется использовать забойную телесистему ПАРКУС [4], разработанную сотрудниками кафедры геофизики Киевского национального университета им. Т. Шевченка. Эта система дает возможность измерять: зенитный угол (в пределах 0-180º); азимут (в пределах 0-360º); отклонение (0-360º); осевую нагрузка (0-25 т); вращающий момент (0-10000 Н); электросопротивление (0,2-100 Ом); количество оборотов турбины (400-6000 об/мин). Система

обеспечивает работу при давлении до 60 МПа. Схематически телесистема ПАРКУС показана на рис. 2. Дополнительно в этой системе можно использовать наддолотный модуль индукционного и акустического каротажа.

Забойная телесистема дает возможность оптимизировать нагрузку на долото и оценить степень его износа, а также благодаря высокой точности забойного инклинометра обеспечить проектный профиль ствола скважины без уступов и вымоин.

Коррекция проектного профиля осуществляется на основе реальных геофизических данных, которые получают в процессе бурения. Предусмотрена непрерывная передача информации в процессе бурения с помощью радиодема в центральной офис для одновременного анализа забойных и наземных параметров.

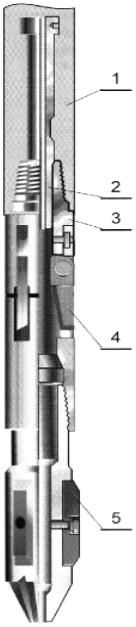


Рис. 3. Расширитель раздвижной типа РР.400: 1 – корпус вырезающего устройства; 2 – толкатель; 3 – корпус расширителя; 4 – лопасть; 5 – центратор

При переходе в горизонтальный участок скважины из компоновки низа бурильной колоны исключают кривой переходник, который обеспечивал искривление. Дополнительно устанавливают расширитель типа РР.219 или РР.400, который позволяет расширять диаметр внутрипластового отрезка скважины соответственно до 450 и 400 мм. Конструкция расширителей типа РР.400 представлена на рис. 3. Шарошечные долота в сочетании с расширителями указанных типов позволяют получать шлам угля достаточно мелкой фракции для последующей перекачки углесосами к месту назначения (обогащения). Существующие методы обогащения обводненного угольного шлама позволяют получать уголь мелкой фракции пригодный для дальнейшего использования.

При бурении по угольному пласту необходимо обеспечить продвижение инструмента без выхода в боковые породы. Для этого предлагается использовать устройство для направленного бурения, в котором жесткое крепление бура к ставу бурильных труб заменено пружиной (а. с. №250788) [5]. Пружина рассчитана так, что она выполняет два противоположных требования: достаточно жесткая, чтобы передавать вращение и самой не скручиваться, и достаточно эластичная, чтобы искривлять траекторию инструмента. Схематически данное устройство изображено на рис. 4.

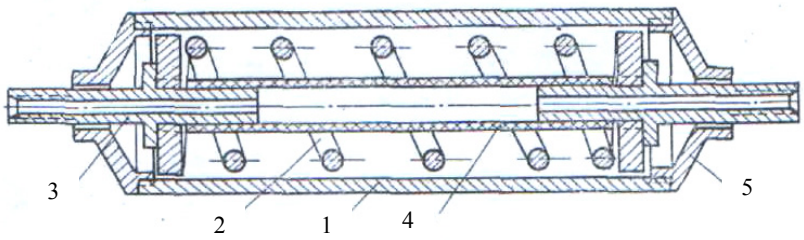


Рис. 4. Устройство для направленного бурения по угольным пластам: 1 – тонкостенная направляющая труба; 2 – винтовая пружина (гибкий элемент); 3 – полуниппели специальной конструкции; 4 – гибкий шланг; 5 – конусные стопоры

Внутри тонкостенной направляющей трубы *1* помещается гибкий элемент *2*, представляющий собой винтовую пружину, к концам которой приварены кольца с ввернутыми в них специальными полуниппелями *3*. На торцах полуниппелей выполнена резьба для соединения устройства с буровыми штангами. Другие концы полуниппелей соединены между собой гибким шлангом *4*, по которому на забой подается промывочная жидкость. Торцы направляющей трубы закрыты конусными стопорами *5*.

При бурении направляющее устройство размещается в буровом ставе вслед за буровым наконечником.

Протяжность горизонтального участка скважины зависит от стойкости и размываемости пород кровли, угла наклона пласта, характеристик самого угля. В среднем длина участка пласта может составлять 350-400 м.

После того как пробурен горизонтальный внутрипластовый участок проектной длины, в скважину спускают снаряд с жесткой компоновкой длиной 8-12 м с направляющими фонарями, с помощью которого продолжается бурение основного ствола в первоначальном направлении. Это происходит вследствие того, что длинный жесткий снаряд не вписывается в сильно искривленную часть дополнительного ствола. Углубление основного ствола проводят на глубину нескольких метров. Далее в скважину на естественный забой опускают компоновку, которая обеспечивает высокий темп набора кривизны, и ориентируют в азимутальном направлении с отклонением на 45º от направления уже пройденного выше дополнительного ствола.

Цикл, состоящий из забуривания дополнительного ствола, бурения изогнутого направленного участка и проходки с расширителем горизонтального внутрипластового участка, производят аналогично по приведенной выше технологии.

В результате применения данной технологии образуется до 8 горизонтальных цилиндрических выработок (ответвлений) в угольном пласте.

В дополнительных стволах, которые проведены по неразрабатываемым некондиционным угольным пластам, проводят закладку выработанного пространства. К закладочному материалу предъявляются следующие требования: он должен прокачиваться насосами, иметь высокую вязкость, малую усадку, а также терять подвижность по окончании отработки скважины. Закачивание должно проводиться под таким давлением, чтобы обеспечивалась стойкость выработки, но не выше, чем геостатическое давление на данной глубине. В качестве закладочного материала используют смесь мелкораздробленных пустых пород из отвала с водой.

Устья этих дополнительных стволов перекрывается обсадной колонной, которая спускается до глубины нижнего дополнительного ствола.

Дополнительные стволы, пробуренные по угольным пластам которые разрабатываются, оставляются открытыми для реализации основной функции скважины – дегазации угольных пластов.

Таким образом, реализация представленной технологии позволит увеличить качественную и количественную сторону процесса дегазации угольных шахт за счет проведения дегазационных скважин с поверхности с протяженными горизонтальными участками. Дегазационные работы в свою очередь оградят от опасности взрыва газа метана людей, работающих в подземных выработках.

Также в результате применения предложенной технологии происходит привлечение к разработке весьма тонких угольных пластов мощностью менее 0,5 м, которые считаются некондиционными. Таким образом, решается одна из важных задач – рациональное использование недр и сырьевых ресурсов.

Список литературы

1. Софийский К.К., Калфакчиян А.П., Воробьев Е.А. Нетрадиционные способы предотвращения выбросов и добычи угля. – М.: Недра, 1994. – 234 с.

2. Пудак В.В. Дегазация углепородного массива направленными скважинами, пробуренными с поверхности. Москва: ИАЦ Горных наук, 1993. – 364 с.

3. Малеев В.Б., Малашкина В.А. Водоотлив и дегазация угольных шахт. – М.: Недра, 1995. – 324 с.

4. Оганов К.О., Кунцяк Я.В., Гаврилов Я.С., Дубленич Ю.В., Наритник І.І. Практика буріння і експлуатації свердловин з горизонтальними стовбурами. – К.: Наукова думка, 2002. – 322 с.

5. Авторское свидетельство СССР №250788, 1979.

УДК 622.281: 622.284.4

© М.М. Табаченко, В.Ю. Медяник

СПОСІБ ЗАКРІПЛЕННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК З ЗАБУТУВАННЯМ ПОРОЖНИН ЗА КОНТУРОМ АРОЧНОГО КРІПЛЕННЯ ЕЛАСТИЧНИМИ ОБОЛОНКАМИ

Розглянуті питання закріплення підготовчих виробок арочним рамним кріпленням з забутуванням порожнин за контуром металевого кріплення еластичними оболонками з заповнювачем із піддатливого матеріалу при відробці пологих вугільних пластів. Описана сутність цього способу, визначені параметри еластичної оболонки та їх розміщення в закріпному просторі з метою одержання економічного ефекту при збереженні підготовчих виробок для повторного використання.

Рассмотрены вопросы крепления подготовительных выработок арочной рамной крепью с забутовкой пустых полостей по контуру эластичными оболочками с заполнителем из податливого материала при отработке пологих угольных пластов. Описана сущность этого способа, определены параметры эластичной оболочки и их размещение в закрепном пространстве с целью получения экономического эффекта при сохранении подготовительных выработок для повторного использования.

The problems of developing working supporting by arched frame with filling empty places around working contour by elastic material during flat-lying seam extracting are considered. The essence of this method is described, the parameters of elastic membrane and its position into the behind-the-support space in order to obtain economic benefits while maintaining the development workings for reuse are examined.

Проблема та її зв’язок з науковими й практичними задачами

Інтенсивність проявів гірського тиску і зв’язок з ними стійкості підготовчих виробок залежить від великої кількості гірничо-геологічних і гірничотехнічних чинників. Під дією гірничих робіт порушується природна рівновага стану гірського масиву навколо підготовчих виробок, змінюється напружений стан прилеглого масиву. Виникають додаткові внутрішні сили, які за відповідних умов викликають деформації порід покрівлі, підошви і боків і зміщення їх у виробку.

Постановка задачі

Задачею даної роботи є розробка для підготовчих виробок, що споруджують у породах, схильних до крихкого руйнування і підпадаючих під високий гірський тиск і випинання порід підошви розроблено спосіб закріплення з забутуванням порожнин за контуром арочного кріплення еластичними оболонками з заповнювачем із піддатливого матеріалу (рис. 1).

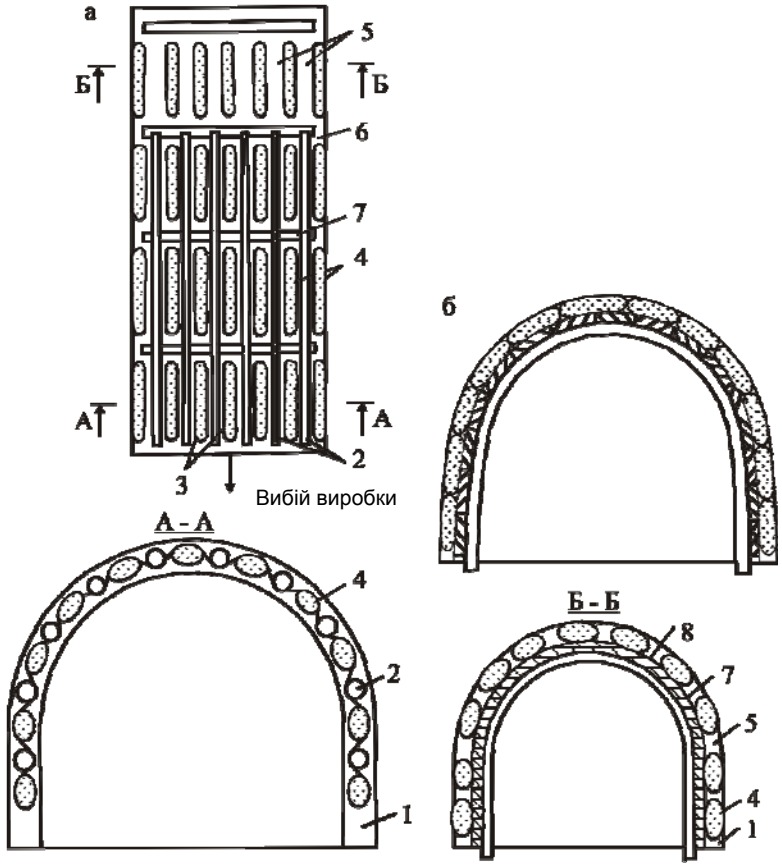


Рис. 1. Арочне рамне кріплення з еластичними оболонками в закріпному просторі: а) вигляд кріплення і забутування закріпного простору зверху в привибійному просторі на момент проведення виробки; б) вигляд кріплення і забутування на момент повного змикання оболонок по контуру укладання над кріпленням

При виконанні розрахунку приймалися до уваги величину зсувів порід (покрівлі, боків) за термін служби виробки, конструктивну піддатливість кріплення, залишкову висоту оболонки після ущільнення заповнювача в ній під дією навантаження на кріплення, в основному, операцій технологічних процесів: проведення, охорони виробок.

Виклад матеріалу та результати

Сутність способу полягає в тому, що виробку проводять із залишенням зазору *1* висотою $h_з$ між масивом порід і рамним кріпленням, при якому не відбувається небезпечних деформацій кріплення, що використовується тут. Висота зазору визначається з виразу:

$$h_з = U - h_{кр} + h_{зал}, \qquad (1)$$

де U – прогнозована величина зсувів порід (покрівлі, боків) за термін служби виробки;

$h_{кр}$ – конструктивна піддатливість кріплення;

$h_{зал}$ – залишкова висота оболонки після ущільнення заповнювача в ній під дією навантаження на кріплення.

Кріплення виробки за даним методом відбувається слідуючим чином. Після посування виробки на черговий цикл, знаходячись під захистом останніх рам у привибійному просторі виробки, із законтурного (закріпного) простору консоллю висувають фіксатори *2*, які розміщують при проходженні початкової дільниці виробки у поздовжніх зазорах між забутівними оболонками на всьому периметру кріплення, або на його частині (частіше всього на покрівлі при великому вертикальному зміщенні порід), на величину чергового кроку кріплення. Після цього в проміжках *3* між фіксаторами *2* монтують з утриманням на останніх забутівні еластичні оболонки *4* із заповнювачем і залишенням зазору *5* між ними по периметру виробки, а також зазорів *6* між ними у поздовжньому напрямку виробки, відповідно рівних половині сумарної величини відстані між сусідніми оболонками у поперечному і поздовжньому напрямках їх установлення, яке потрапляє під дію опірного гірського тиску за термін експлуатації виробки.

Після розміщення забутівних оболонок на закріпленому контурі виробки встановлюють аркову раму *7* і міжрамні стяжки *8*.

На момент закінчення проходки і завершення закріплення виробки фіксатори виймають із законтурного простору для повторного використання при кріпленні інших виробок.

За пневматичні фіксатори використовують двошарові циліндричні безрозвантажувальні оболонки, між шарами яких нагнітається під тиском повітря. Пневматичні фіксатори із безрозвантажувальних оболонок володіють згинальною жорсткістю, що дозволяє використовувати їх консолі, на яких укладають і закріплюють забутівні оболонки із наповнювачем. У той же час пневматичні фіксатори мають деяку піддатливість, що забезпечує можливість розміщення їх в зазорах між забутівними оболо-

нками і щільне притискання до породи контура виробки рамного кріплення. Ця властивість пневматичних фіксаторів, на відміну від жорстких фіксаторів, спрощує процес установлення кріплення, його пристосування під проектний переріз виробки у світлі просторі. Пневматичні фіксатори, на відміну від жорстких, висуваються консоллю шляхом вивертання внутрішнього шару оболонок на зовнішній без тертя ковзання по породі, рамі кріплення і суміжних забутівних оболонках і без розвантаження внутрішнього тиску в них. Це забезпечує попереднє притискання порід контура виробки при висуванні фіксаторів консольно із-за контурного (закріпного) простору і забезпечує підвищення безпечності робіт.

Використання пневматичних фіксаторів, що мають згінну жорсткість, пружність і піддатливість, забезпечує можливість виконання спочатку забутування по контуру виробки, а пізніше спорудження рамного кріплення і затяжки міжрамного простору. Під дією гірського тиску зсувних порід масиву забутовні оболонки деформуються і розтягуються у поздовжньому і поперечному напрямках їх розміщення в закріпному просторі, і внаслідок цього відбувається заповнення зазорів між оболонками. До моменту затухання зсувів вміщуючих порід і стабілізації навантаження на кріплення без небезпечних його деформацій зазори між оболонками повністю заповнюються і деформація оболонок припиняється (рис. 2, б).

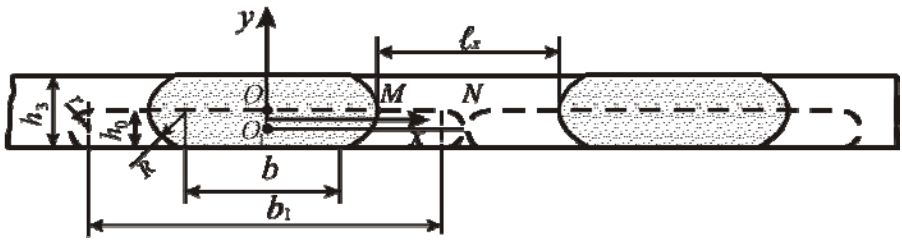


Рис. 2. Схема до визначення параметрів еластичної оболонки та її розміщення в закріпному просторі: M – найбільш віддалена точка сферичної частини оболонки у початковому її стані, тобто до розтягу її під дією гірського тиску в напрямку осі O_X; N – точка стиску сусідніх оболонок у повністю розтягнутому стані в напрямку осі O_X

Процес стискання оболонок в закріпному просторі супроводжується перерозподілом напружень в породах навколо виробок і переміщенням їх від контура в глиб масиву, що забезпечує значне зниження навантажень на кріплення опорного тиску в приконтурній зоні, зменшення чи повне припинення здимання порід підошви виробки.

Загальна величина зсувів порід масиву U компенсується величиною стискання оболонок і величиною піддатливості кріплення $h_{кр}$, тобто

$$U = h_c + h_{кр}, \tag{2}$$

В момент спорудження забутівки в закріпному просторі зазор між сусідніми

оболонками приймають рівним l_x, початкова величина оболонок $2R$ (рис. 2). Початковий периметр оболонок, наприклад, у поздовжньому напрямку,

$$П_n = 2(b + nR), \tag{3}$$

де R – початковий радіус кривизни оболонки;

b – початкова довжина прямолінійної частини оболонки.

Після завершення зсуву порід на величину U і змикання сусідніх оболонок зазор між ними $l_x = 0$. До цього часу оболонки по висоті зменшуються на величину h_c, а периметр оболонки збільшується і стає рівним

$$П_к = 2(b_1 + nr), \tag{4}$$

де $П_к$ – периметр оболонки на момент завершення деформації та розтяг її під дією гірського тиску;

r – кінцевий радіус кривизни оболонки;

b_1 – кінцева довжина прямолінійної частини оболонки.

Значення $П_к$ визначають із виразу

$$Δ = \frac{П_к - П_n}{П_n}, \tag{5}$$

де $Δ$ – відносне подовження матеріалу, з якого виготовлена оболонка (вибирається експериментально чи використовується з довідника) [3, 4, 5 та ін.].

Сумарна величина деформації і розтяг двох сусідніх оболонок у поздовжньому напрямку, тобто в напрямку Ox:

$$E_{Ox} = 4Q_1 \cdot N - 4 \cdot O \cdot M = 4(Q_1 \cdot N - O \cdot M), \tag{6}$$

а зазор між оболонками при розміщенні їх в закріпному просторі необхідно приймати рівним

$$l_x = 2(O_1N - OM) = \frac{1}{2}E_{Ox}. \tag{7}$$

У поперечному напрямку Oy (рис. 2) забутівні оболонки необхідно розміщувати на відстані одна від одної

$$l_y = \frac{1}{2}E_{Oy}. \tag{8}$$

Досвід створення і використання нових конструкцій арочного металевого піддатливого кріплення у підготовчих виробках дозволяє констатувати про можливість

швидкого подолання відставання у використанні прогресивних технічних засобів закріплення гірничих виробок, що гарантує одержання значного економічного ефекту і при цьому зберегти підготовчу виробку для повторного використання, не відновлюючи її в процесі експлуатації.

Висновки

Досвід створення і використання нових конструкцій арочного металевого піддатливого кріплення у підготовчих виробках дозволяє констатувати про можливість швидкого подолання відставання у використанні прогресивних технічних засобів закріплення гірничих виробок, що гарантує одержання значного економічного ефекту і при цьому зберегти підготовчу виробку для повторного використання, не відновлюючи її в процесі експлуатації.

Список літератури

1. Медяник В.Ю. Підвищення стійкості підготовчих виробок при розробці пологих вугільних пластів на великих глибинах» // Монографія. – Дніпропетровськ: НГУ, 2009. – 142 с.

2. Бондаренко В.І., Бузило В.І., Табаченко М.М., Медяник В.Ю. Геомеханічні основи підвищення стійкості підготовчих виробок // Навчальний посібник. – Дніпропетровськ: НГУ, 2010. – 412 с.

3. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород / Под ред. Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, М.М. Протодьяконова. – М.: Недра, 1975. – 279 с.

4. Закладочные работы в шахтах: Справочник / Под ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыгалова. – М.: Недра, 1989. – 400 с.

5. Рекомендации по расчету смещений контура и нагрузок на крепь горных выработок по экспериментальным показателям деформирования пород за пределами прочности. – Л.: ВНИИ горной механики и маркшейдерского дела, 1982. – 36 с.

УДК 622.349.5:621.039.007

© Б. Жанчив, О.Е. Хоменко,
Л. Ценджав

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ УРАНОВОЙ ОТРАСЛИ МОНГОЛИИ

Виконано аналіз світового атомного ринку і рівня розвідки запасів урану та рідкоземельних елементів Монголії. Проаналізовано законодавчу базу Монголії щодо атомної енергетики і корисних копалин, а також розкрито умови та можливості міжнародної співпраці в цьому напрямку.

Выполнен анализ мирового атомного рынка и уровня разведки запасов урана и редкоземельных элементов Монголии. Проанализирована законодательная база Монголии по атомной энергетики и полезных ископаемых, а так же раскрыты условия и возможности международного сотрудничества в этом направлении.

The analysis of the global nuclear market and the level of exploration for reserves of uranium and rare-earth elements in Mongolia is examined. The legal basis for Mongolia's nuclear energy and minerals is analyzed. Terms and conditions for international cooperation in this regard is disclosed.

Введение

Всевозрастающие потребности электроэнергии, обусловленные ростом мирового производства, ведут к постоянному повышению потребности в энергетических полезных ископаемых. В последнее время на мировом рынке энергетического сырья активно реализуется концепция сворачивания разработки твердых горючих материалов и увеличения добычи урана экологически щадящими технологиями. В таких условиях постоянно возрастает спрос на те виды полезных ископаемых, которые могут стать источником электроэнергии и быть материалами для производства ядерной энергии.

Большинство стран мира в энергетических отраслях повышают процентное соотношение электроэнергии, полученной на АЭС. Современный показатель во Франции и Литве давно превысил 70-80%, а в Бельгии, Германии, Южной Кореи, Швеции, Швейцарии процентная доля ядерной энергии в производстве электроэнергии превысила 30%. В России, США и Китае планируют довести эту цифру до 50%, что означает увеличение имеющихся на сегодня показателей в 2-3 раза. В мировой энергетической отрасли этот показатель достигает 16%, что соответствует производству около 2400 млрд. кВт/ч в год, а в ближайшие 20 лет этот показатель может утроиться. Уже сегодня в 31 стране мира функционирует порядка 440 атомных реакторов

общей мощностью 350000 MW. Ведется строительство еще более 40 реакторов и разрабатывается проект строительства более 200 реакторов, тем самым стимулируя спрос на сырье, технологии и специалистов на международном рынке.

Монголия характеризуется богатейшими природными ресурсами меди, угля, железной руды, плавикового шпата и урана. Кроме того, она закономерно входит в состав стран, которые вызывают интерес запасами урана и редкоземельных элементов. По результатам последних геологических исследований, прогнозируемые запасы урана в Монголии составляют 1,475 млн. т. В стране уделяется огромное внимание исследовательским работам по поиску урана и активно предпринимаются шаги для эксплуатации этих ресурсов. В 2009 году был принят закон «О Ядерной энергии» и определена Государственная политка по ядерной энергии и урановой промышленности. В этом же году была создана Государственная компания «MON-ATOM» LLC, которая функционирует с целью выполнения государственной задачи в урановой отрасли и ядерной энергетике. «MON-ATOM» LLC кроме доразведки месторождений, которые были открыты ранее, ведет активную деятельность по нескольким перспективным направлениям. По количеству запасов урана на сегодняшний день Монголия входит в число 15 богатейших стран. Ближайшая перспектива страны – это занятие лидирующих позиций (3-5 места) среди стран-обладателей уранового сырья. Последние аналитические исследования показали, что Монголия в ближайшее времени может войти в число передовых стран мира по добыче и переработке радиоактивных полезных ископаемых и редкоземельных элементов.

Запасы урана

По предварительным прогнозам детальная разведка может увеличить запасы урана в Монголии до 122594,5 т. Для увеличения запасов есть высокий потенциал разведки запасов в будущем.

Таблица 1

ЗАПАСЫ УРАНА В МОНГОЛИИ

Наименование месторождения	Степень разведанности запасов	Содержание, %	Запасы руды, млн. т	Запасы урана, тыс. т
Утвержденные запасы – 15,7 тыс. т				
«Хараат»	C1 + C2	0,026	28,1	7,29
«Хайрхан»	C1 + C2	0,071	11,8	8,42
Подготовленные запасы – 56,9 тыс. т				
«Дорнод»	C1 + C2	0,175	16,5	32,0
«Гурванбулаг»	C1 + C2	0,17	14,7	22,0
«Мардай»	C1 + C2	0,16	1,8	2,9
Прогнозируемые запасы – 50,0 тыс. т				
Месторождение осадочного происхождения «Дулаан Уул» (Теплая гора), расположенное на территории района Зуунбаян, Восточногобийский аймак			Разведанные запасы – 10,0 тыс. т	
			Прогнозируемые запасы – 40,0 тыс. т	

Редкоземельные элементы

В Монголии в полной мере не проведены поисково-изыскательские работы по редкоземельным элементам и по состоянию на сегодняшний день выданы 6 поисковых и эксплуатационных лицензий на месторождения стронция (*Sr*), циркония (*Zr*), ниобия (*Nb*), тантала (*Ta*), расположенные не территории аймаков Восточногобийский, Южногобийский, Ховд и Увс. Поисково-исследовательские работы, связанные с редкоземельными элементами начали проводиться начиная с 1980 г. и были выявлены такие месторождения и рудопроявления, как «Мушгай худаг» и «Лугийн гол».

В 80-х годах прошлого столетия не были развиты научно-исследовательские методы, позволяющие детально определить виды редкоземельных элементов. Работы велись в основном с помощью химических методов, позволяющих определить общий объем редкоземельных элементов, что в свою очередь могло в определенной степени отрицательно повлиять на продвижение геологоразведочных работ этих видов полезных ископаемых. В настоящее время в Монголии проводится значительное количество работ по разработке и внедрению в производство ускоренных методов, позволяющих выявлять редкоземельные элементы.

Монголия также богата ресурсами других видов полезных ископаемых, являясь одной из самых перспективных в геологоразведочном плане стран. Открываются хорошие перспективы для совместного сотрудничества в области совместных поисков, геологоразведки, исследовательских работ, выделения новых поисковых площадей, доразведки имеющихся запасов и разработки эффективных технологий по их отработке. Есть все возможности для участия в оценочных работах детальной разведки последующих ступеней, установления месторождений и рудопроявлений, созданий условий выполнения проектных и оценочных работ технико-экономических обоснований и т.д.

Таблица 2

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ПРОЕКТЫ
ОСНОВНЫХ ВИДОВ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ МОНГОЛИИ

№ п/п	Название месторождения	Вид полезного ископаемого	Запасы, млн. т
1	«Хуст Уул»	железо	4,4 руды
2	«Томортэй»	железо	229,3 руды
3	«Баянгол»	железо	31,0 руды
4	«Цав»	свинец, цинк	3,5 руды (0,226 *Pb*, 0,1233 *Zn*)
5	«Улаан»	свинец, цинк	14,8 руды (0,1864 Pb, 245,8 *Zn*)
6	«Оюу толгой»	медь, золото	2675,617 руды (32,0 *Cu*, 0,001 *Au*)
7	«Цагаан суврага»	медь, молибден	250,6 руды (1,3 *Cu*, 0,0482 *Mo*)
8	«Таван толгой»	коксующийся уголь	6300,0 угля
9	«Шивээ-Овоо»	бурый уголь	3000,0 угля

По состоянию на сегодняшний день правительство Монголии заключило инвестиционный договор на эксплуатацию крупнейшего в мире комплексного месторождения золота и меди «Оюу толгой», которое имеет запасы меди 32,0 млн. т и золота 1000 т с компаниями «Rio Tinto» и «Ivanhow Mine's». Также активно ведутся работы по заключению подобных договоров на эксплуатацию других стратегически важных месторождений страны.

Проекты «MON-ATOM» LLC. В законах Монголии по атомной энергии и полезных ископаемых прописаны открытые условия и возможности, согласно которых иностранные инвесторы могут работать в Монголии, и в случае, если инвестор изъявит подобное желание, Правительство Монголии заключит с ним инвестиционный договор сроком от 10 до 30 лет в зависимости от размеров инвестируемого капитала. Данный инвестиционный договор является одним из видов договоров о стабилизации, определяющим обязанности и ответственность двух сторон и утверждаемый парламентом Монголии.

В основные обязанности иностранных инвесторов входит представление «MON-ATOM» LLC в своей стране, участие в соответствующих крупнейших проектах на уровне стратегического партнера, эксплуатация месторождений, равноправное участие в эксплуатационной деятельности, участие на правах партнера по использованию ядерной энергии в мирных целях, а также в совместных поисково-изыскательских и научно-исследовательских работах.

Детальное рассмотрение этих возможностей позволит успешно развивать следующие формы международного сотрудничества:

– участие в крупных стратегических проектах;

– сотрудничество с правительством Монголии через «MON-ATOM» LLC;

– участие на уровне правительств, международных, транснациональных компаний с предоставлением кредитов на льготных условиях, всесторонней поддержки или безвозмездной помощи, сотрудничество на рынках ценных бумаг, получение прибыли и реализация совместных проектов;

– сотрудничество в поиске, добыче, переработке радиоактивных полезных ископаемых, в отрасли экологического менеджмента и работ по рекультивации, а также выполнение работ по предупреждению негативного влияния на окружающую среду;

– сотрудничество в форме выполнения поисково-разведочных и картографических работ, выполнения детализированных и завершающих поисковых работ, совместном выполнении подготовительных работ по получению эксплуатационных лицензий, оценки месторождений, разработке предварительных и детализированных технико-экономических обоснований, дальнейшем совместном участии в реализации проектов.

Выводы

Анализ динамики развития урановой отрасли Казахстана, который 10 лет назад находился на уровне современной Монголии, а с 2010 года возглавляет десятку стран-лидеров по добыче урана, можно сделать вывод, что Монголия в ближайшем будущем может попасть в число мировых лидеров по добыче, производству и переработке урановых руд и других редкоземельных элементов.

УДК 622.23.01:622.272.6

© А.М. Кузьменко, В.Ю. Усатый,
В.В. Усатый

ВЛИЯНИЕ ФОРМЫ ВЫСОКОЙ ОЧИСТНОЙ КАМЕРЫ НА РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ В МАССИВЕ ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ

Наведені результати моделювання розподілу напружень навколо високої очисної камери другої черги відпрацювання запасів руди в поверсі при системах розробки з закладанням, що твердіє, рудних родовищ у складних гірничо-геологічних умовах на великій глибині.

Приведены результаты моделирования распределения нормальных напряжений вокруг высокой очистной камеры второй очереди отработки запасов руды в этаже при системах разработки с твердеющей закладкой рудных месторождений в сложных горно-геологических условиях на больших глубинах.

Results of modeling of distribution of normal pressure around the high height extraction chamber of the second turn of ore deposit working off in a floor are resulted at systems of working out with filling of extracted ore deposits in difficult mine-geological conditions on the big depths.

При разработке рудных залежей Южно-Белозерского месторождения на глубине 740-840 м применяется этажно-камерная система с буровзрывной отбойкой руды из подэтажных выработок. Высота камер достигает 100 м при ширине 15-30 м. Днища имеют наклонные плоскости. После выпуска руды из камеры ее заполняют твердеющей закладкой.

Отработка очистных камер нижнего горизонта ведется в две очереди. Камеры второй очереди отрабатываются после того, как закладка в камерах первой очереди наберет необходимую прочность к обнажению и устойчивость к сейсмическому воздействию. Горные работы по добычи руды ведутся в окружении горного массива, который представлен вмещающими породами, рудой и закладочным массивом с разной степенью искусственного метаморфизма.

На устойчивость обнажения закладочного массива, руды и вмещающих пород оказывает влияние форма высоких камер.

Изменение формы очистной камеры может происходить по разным причинам: ухудшением горно-геологических условий разработки месторождения или совершенствованием систем разработки на разных ее этапах. В данном случае рассматривается изменение элементов системы разработки, касающихся кровли и наклонных плоскостей днища камеры. На переходном этапе от одних к другим параметрам системы разработки неизбежно возникает потребность в рассмотрении вариантов рас-

положения подготовительных выработок для обслуживания горных работ.

При твердеющей закладке выработанного пространства очистной камеры конфигурация днища камеры становится кровлей. В большинстве случаев кровля представляет собой конгломерат, состоящий из оставленной руды, вмещающих пород и закладочного материала. Модули упругости этих пород имеют разные значения, которые учесть в расчетах практических невозможно. Поэтому по своим физико-механическим характеристикам образованный конгломерат отличается от закладочного и рудного массива.

Рассматривалось напряженное состояние горного массива очистных камер на глубине $H = 75$ м. Модуль упругости E_3 и коэффициент Пуассона ν_3 закладки камер, находящихся с боков выработки, принимались равными соответствующим характеристикам руды ($E_3 = E_1, \nu_3 = \nu_1$), предел прочности на сжатие $(\sigma_c)_3 = 8$ МПа.

Для оценки устойчивости использовался критерий типа Кулона-Мора, согласно которому «эквивалентные» напряжения $\sigma_{экв}$ на контуре выработки не должны превышать предельно допустимые, определяемые по критерию [74, 75]

$$max\,\sigma_{экв} = \frac{1}{2\psi}\left\{\sqrt{(1-\psi)^2\left(\sigma_{xx}+\sigma_{yy}\right)^2 + 4\psi\left[\left(\sigma_{xx}-\sigma_{yy}\right)^2 + 4\tau_{xy}^2\right]} - \right.$$
$$\left. -(1-\psi)\left(\sigma_{xx}-\sigma_{yy}\right)\right\} \le \sigma_c\,,$$

где $\psi = \sigma_p / \sigma_c$.

Выполненные расчеты показали, что для рассматриваемой глубины разработки очистная камера сложной формы находится в упругом состоянии, сохраняя устойчивость при эксплуатации (рис. 1.). Изолинии эквивалентных напряжений имеют наибольшие значения у контура камеры 5,4 МПа в кровле и 3,2 МПа в наклонной части днища. На прямолинейной части вертикальной стенки камеры повышенные напряжения отмечены на выпуклых участках, примыкающих к кровле и днище камеры.

При прочности закладочного массива 5 МПа последний имеет запас прочности равен 2, что достаточно для устойчивости закладки к обнажению. Наибольшая концентрация “эквивалентных” напряжений наблюдается в кровле на участках A_1B_1 и A_2B_2 $(k_\sigma = 0{,}71)$. По вертикали и в глубину закладочного массива напряжения быстро затухают. На расстоянии 5 м от контура коэффициент k_σ уменьшается до 0,43. К центру кровли k_σ снижается до 0,33. В нижней части боков камеры концентрация напряжений на контуре не превышает 0,51, а в днище – 0,47. Рассматривая распределение эквивалентных напряжений вокруг камеры можно констатировать, что участки кровли, выходящие за бока камеры, имеют в 2 раза напряжения больше более чем в центральной части кровли и в 1,5 раза, чем у днища. Концентрация на-

пряжений отмечается на выпуклостях камеры в сторону массива и очистного пространства, а также при переходе боков камеры к днищу и на острие днища камеры. Их значения одного порядка и составляют 2,2-3,2 МПа.

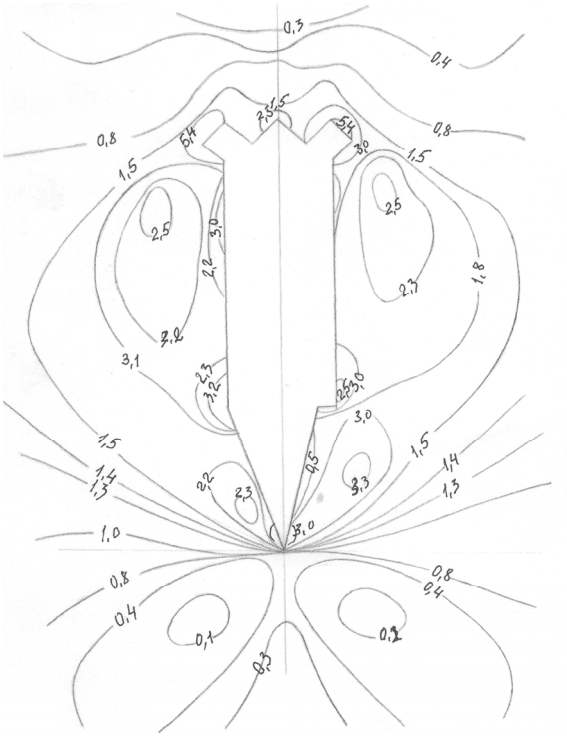


Рис. 1. Распределение изолиний концентрации «эквивалентных» напряжений ($\sigma_{экв}$) вокруг высокой очистной камеры

Таким образом, установлено количественное отношение «эквивалентных» напряжений на контуре сложной формы высокой очистной камеры с учетом направления выпуклости в массив или на выработанное пространство. Наибольшая концентрация камеры эквивалентных напряжений (0,71) наблюдалась при выпуклости контура в массив, увеличиваясь от обнаженной площади с последующим монотонным затуханием. При выпуклости контура в сторону выработанного пространства, напряжения концентрируются у боков камеры (рис. 2).

На выпуклости контура очистной камеры эквивалентные напряжения изменяются по полиноминальной зависимости в глубину массива, имея показатели в 2 разы больше в боках кровли и в 1,5 раза, чем в днище (рис. 3). Взаимосвязь между эквивалентными нормальными напряжениями и их распространение в глубину массива выражается полиноминальной зависимостью вида

$$\sigma_{экв} = -5E-0,6b^4 + 0,0007b^3 - 0,031b^2 + 0,513b - 0,19$$

при $R^2 = 0,98$, при выпуклости контура в камеру и закладочный массив

$$\sigma_{экв} = 1E-0,5b^4 - 0,001b^3 + 0,023b^2 - 0,16b + 2,34 \text{ при } R^2 = 0,95.$$

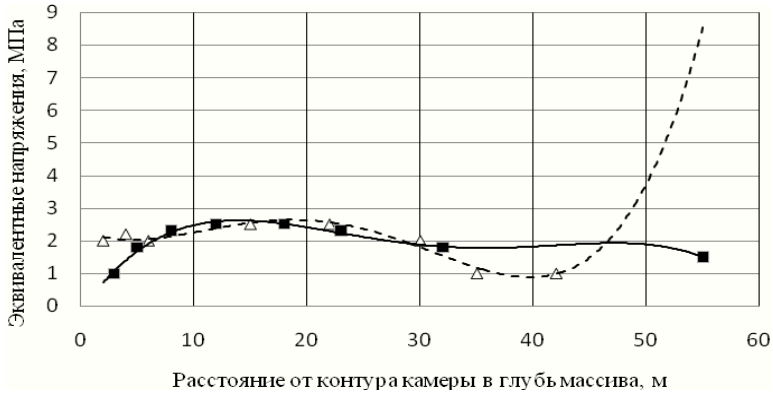


Рис. 2. Зависимости изменения «эквивалентных» напряжений в массиве на выпуклостях очистной камеры: —— при выпуклости контура в выработанное пространство; – – – при выпуклости контура в массив

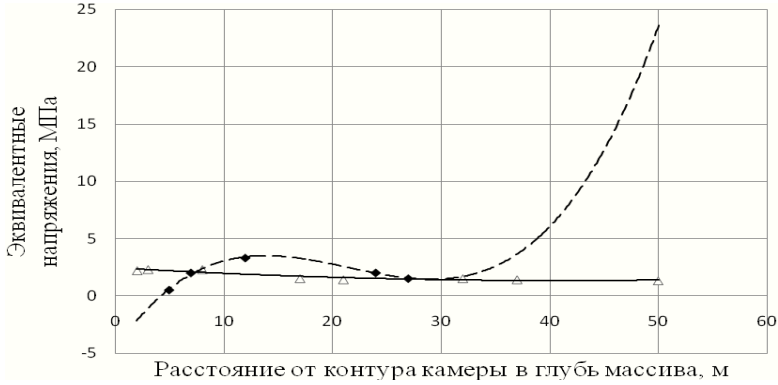


Рис. 3. Зависимости изменения эквивалентных напряжений в массиве наклонных плоскостей днища камеры: —— при выпуклости контура в выработанное пространство; – – – при выпуклости контура в массив

Взаимосвязь между эквивалентными нормальными напряжениями и их распространение в глубину массива в днище камеры выражается полиноминальной зависимостью вида $\sigma = 0,0007b^2 - 0,055b + 2,42$ при ($R^2 = 0,87$) со стороны рудного массива и $\sigma = 0,0012b^3 - 0,074b^2 + 1,40b - 4,71$ при ($R^2 = 0,99$) со стороны закладочного массива.

Несмотря на неравномерность распределения эквивалентных напряжений вокруг очистной камеры, для рассматриваемой формы днища, обусловленной технологическими особенностями добычи руды, породный массив нижележащего этажа находится в упругом состоянии, что является благоприятным для его последующей отработки.

Распределение эквивалентных напряжений в кровле камеры имеет особенность, которая выражается в характере формирования напряжений, обусловленной сложной формой.

Из изложенного можно сделать вывод, что в пределах одного горизонта существенное влияние на распределение напряжений вокруг очистной камеры оказывает ее конфигурация, а не глубина ведения горных работ. Днище камеры находится глубже на 100 м за потолочину, а коэффициент концентрации эквивалентных напряжений в 1,5 раза меньше.

Изменение кривизны контура является концентратором напряжений, что явно выражено в рассматриваемом сечении камеры. Парадоксально, но у днища камеры коэффициент концентрации эквивалентных напряжений имеет небольшое значение, несмотря на весьма изрезанный контур.

Это позволяет прогнозировать устойчивость сложного контура высоких очистных камер, находящихся в окружении закладочного массива, и формулировать требования к прочности закладочного массива.

Список литературы

1. Крауч С., Старфилд А. Методы граничных элементов в механике твердого тела. – М.: Мир, 1987. – 328 с.

2. Парчевский Л.Я., Шашенко А.Н. О величине внутреннего трения в задачах предельного состояния. – В кн.: Горное давление в капитальных и подготовительных выработках. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1981. – С. 32-35.

УДК 622.33(438)

© А. Кровяк

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ В ПОЛЬШЕ ДО 2020 ГОДА

Наведено факти, які привели до обмеження видобутку вугілля в Польщі. Розглянуто питання подальшого розвитку вуглевидобувної промисловості на базі вдосконалювання техніки й технології.

Приведены факты, которые привели к ограничению добычи угля в Польше. Рассмотрены вопросы дальнейшего развития угледобывающей промышленности на базе совершенствования техники и технологии.

Facts that have led to coal extraction volume restriction in Poland are presented. Questions of further development of coal industry based on technique and technology improvement are considered.

В 1979 году, на польских шахтах была осуществлена добыча 201 млн. тонн каменного угля [6]. Текущие же производственные мощности указанных шахт по добыче угля колеблются на уровне приблизительно 80 млн. тонн в год. Такое радикальное снижение производственных мощностей стало результатом проведенной в 1990-х годах глубокой реструктуризации горной промышленности, заключающейся, в основном, в долгосрочном ограничений производственных мощностей польской горной промышленности до уровня, удовлетворяющего исключительно потребности внутреннего рынка. Проведение данной реформы было обусловлено директивами Мирового Банка. В рамках данной реформы, закрытию, зачастую резкой остановке текущей эксплуатации, подвергались шахты, еще имеющие большие объемы разведанных залежей угля. Ликвидация шахт осуществлялась так энергично и с такой динамикой, что в 2008 году каменного угля уже не хватало даже для удовлетворения потребностей внутреннего рынка. В этот период, угледобывающие компании были вынуждены отказаться от весьма рентабельного экспорта, а промышленность была вынуждена перейти на потребление большого объема угля, импортируемого из-за границы. Это была беспрецедентная ситуация, первая с момента обретения Польшей независимости в 1918 году. Начиная с этого года, рынок был захвачен компаниями, экспортирующими уголь в Польшу, которые установили прочные торговые контакты. Прогнозируется, что в текущем году, импорт каменного угля в Польшу составит около 10 млн. тонн, что является весьма серьезной конкуренцией для польских шахт. Главной целью навязанного Польше внешними организациями плана по долгосрочному ограничению производственных мощностей шахт, являлось удале-

ние польского угля с рынков Западной Европы и обеспечение ниши для его экспорта из других стран, в том числе из США. Одновременно, в период с 1990 до 2002 год, шахты административно вынуждали ограничивать рост цен на уголь, объясняя это тем, что стабилизация цен на энергоносители является элементом ограничения инфляции. В комплексе с отсутствием государственных дотаций в отрасль (отменены с 1990 года), впоследствии это привело к перманентному финансовому коллапсу всей угледобывающей промышленности. В связи с этим, шахты ограничили выработку пластов с разведанными залежами угля, что дополнительно привело к снижению добывающих мощностей в горной промышленности [5].

Факторы рисков и угроз для дальнейшего развития угледобывающей промышленности

Одной из самых серьезных угроз для дальнейшего существования и развития горной промышленности является климатическая политика, проводимая Европейским Союзом.

В 1996 году, Организация Объединенных Наций приняла **Рамочную Конвенцию об Изменении Климата**. В статье 2 Конвенции была приведена общая директива о необходимости ограничения концентрации парниковых газов (главным образом двуокиси углерода / углекислого газа) в атмосфере до уровня, который бы позволил избежать угроз, связанных с техногенным воздействием на климатическую систему. Указанная идея получила свое развитие **Киотском Протоколе**, ратифицированном на конференции с участием государств, подписавших Конвенцию, состоявшейся в декабре 1997 г. в японском городе Киото.

Протоколом были закреплены условия сокращения выбросов парниковых газов в атмосферу: в развитых странах, выбросы в 2010 году должны быть сокращены в среднем на 5,2 по отношению к аналогичным выбросам в 1990 года. Ратификация **Киотского Протокола** в Польше была осуществлена **решением нижней палаты парламента от 26 июля 2002 г.** В 2003 году, Киотский Протокол был ратифицирован 28 высокоразвитыми государствами, на чью долю приходится 43,7% от всего объема выбросов двуокиси углерода (углекислого газа). Однако такие страны, как Соединенные Штаты Америки и Австралия, на чью долю приходится более 30% от глобального объема выбросов двуокиси углерода (углекислого газа), объявили о своем отказе ратифицировать Киотский Протокол. Также, указанный протокол не был ратифицирован Китаем и Россией.

В декабре 2008 года Европейский Союз принял энергетическо-климатический пакет, который должен обеспечить возможность достижения целей в сфере противодействия климатическим изменениям, включая снижение выбросов парниковых газов на 20% до 2020 года, увеличение доли возобновляемых источников в энергетическом балансе до 20% и повышение энергетической эффективности на 20% [2]. Одновременно, для отдельных стран был установлен годовой лимит выброса углекислого газа, превышение которого, грозит наложением очень высоких штрафов. Для Польши был установлен лимит по выбросу углекислого газа, недостаточный по своему уровню для соответствующей динамики экономического развития. По оцен-

кам экономистов (Лешек Кусек – экономист Мирового Банка, М. Овчарэк – президент концерна ЭНЭА, К. Жмиевски – профессор), внедрение этой программы приведет к тому, что цены на электроэнергию в течение ближайших лет вырастут на 20, и даже на 80 процентов. В то же самое время, произойдет падение роста ВВП в размере от 1,4 до 2,2%, с одновременным увеличением уровня безработицы, что приведет к появлению приблизительно 330 тысяч новых безработных. Прогнозы показывают, что введение Польшей всех требований по ограничению выбросов углекислого газа приведет к тому, что, уже начиная с 2015 года, стоимость энергии в Польше будет на 7% дороже, чем в Испании, и на 20% – чем в Бельгии и Голландии. Вместе с тем, стоимость энергии во Франции, энергетическая безопасность которой базируется на ядерной энергетике, будет на 40% ниже. Все это также свидетельствует о том, что в таких условиях, польская промышленность будет вынуждена развиваться, однако не на территории Польши. Промышленные предприятия, несущие наибольшие убытки, могут просто перенести производство в страны, в которых указанные ограничения не действуют, например, в такие как Беларусь или Украина. Вместе с этим, продукция, изготовляемая в Польше, сделается менее конкурентной на мировом рынке. А все потому, что 95% тепловой и электрической энергии, вырабатываемой в Польше, получают от добычи бурого и каменного угля. К большому сожалению, сжигание угля неразрывно связано с выбросом углекислого газа. Ограничение выброса парниковых газов, включая двуокись углерода, в атмосферу, по мнению экологов, должно задержать или замедлить негативные климатические изменения в мире. Тем не менее, политики и чиновники Европейского Союза разрабатывают все более и более ограничивающие правила, часто имеющие утопические цели. Путь к их достижению будет являться весьма дорогостоящим, а для страны с развивающейся экономикой, такой как Польша, может означать крах надежд на достижение уровня экономического развития стран Старого Света. Парадокс их рассуждения заключается в том, что общий уровень выбросов углекислого газа из промышленных источников в странах Европейского Союза составляет около 15% в мировом масштабе. США, Китай и Россия не ратифицировали пакета по ограничению выбросов двуокиси углерода, признавая, что это приведет к значительному ослаблению динамики экономического роста. Очередной парадокс заключается в том, что научные работники не доказали однозначно, что причиной потепления климата на Земле является увеличение выбросов парниковых газов (в том числе и углекислого газа) вследствие экономической активности и жизнедеятельности людей.

Уголь – как стратегическое энергосырье

По прогнозам, изложенным в Коммюнике Еврокомиссии, представленным на рассмотрение Совета Европы и Европейского Парламента 10 января 2007 г. (КОМ / 2006 / 843), ожидается, что уголь будет удовлетворять около одной четвертой от общей потребности в первичной энергии в мире. Исходя из того, что в течение ближайших двадцати лет, использование первичной энергии в мире вырастет на 60%, пропорционально увеличится и спрос на уголь.

По прогнозам Международного Энергетического Агентства (МЕА), спрос на уголь в 2030 г., с учетом примененной зависимости, будет составлять 8 687 млрд. тонн. До 2030 года, увеличение спроса на уголь будет в среднем составлять 1,8% в год., причем среднегодовой рост спроса на энергетический уголь будет составлять 1,5%, на коксовый уголь – 0,9%, и на бурый уголь – 1,0%.

На текущий момент, страны Европейского Союза являются приблизительно на 50 % зависимыми от импортных поставок энергетического сырья и топлива. Прогнозируется, что в 2030 году эта зависимость может возрасти до 70%. Доля твердого топлива в данной структуре в 2000 году составляла более 30%, в 2010 году – 38%, а к 2020 году будет составлять более 50%. Благодаря наличию запасов и развитию сектора добычи каменного и бурого угля, Польша, вот уже на протяжении многих десятилетий, является самодостаточной страной в сфере обеспечения энергетическим сырьем. Это обеспечивает высокий уровень ее энергетической безопасности. Единственными странами, самостоятельно добывающими каменный уголь, входящими в состав Европейского Союза, являются: Чехия (средняя годовая добыча 14 млн. тонн), Испания (около 13 млн. тонн), Германия (около 29 млн. тонн), Польша (около 80 млн. тонн) и Великобритания (около 28 млн. тонн).

Польша является наикрупнейшим производителем каменного угля в Европейском Союзе. Добыча каменного угля в Польше составляет более 50% от общего объема добычи в Европейском Союзе, причем в части энергетического угля – это составляет около 59%, а коксового угля – около 39%. Польша является вторым, после Германии, производителем коксового угля в Европейском Союзе.

Уголь является главным энергетическим сырьем Польши. Из него получают около 96% от всей производимой в Польше электрической энергии, причем около 63% энергии вырабатывается из каменного угля, и приблизительно 33% – из бурого угля. Наглядными примерами заинтересованности со стороны заграничного капитала польскими запасами каменного угля является приобретение Чехией шахты «Силезия», подготовленной к ликвидации нашими угледобывающими компаниями; повторный запуск ранее закрытой шахты «Дембеньско», или заинтересованность со стороны зарубежного капитала в строительстве новых шахт на местах ранее ликвидированных шахт в г. Сосновец и Бытом.

Формальные предпосылки развития угледобывающей промышленности

Основанием для ныне действующих задач, предусматриваемых энергетической политикой Европейского Союза, является Маастрихтский Договор [3]. В качестве общей цели, Договором определено создание единого энергетического рынка в пределах монолитного внутреннего рынка, который бы обеспечили свободной оборот товаров, персонала, услуг и капитала. В соответствии с положениями Договора, данная политика должна реализовываться посредством:

- устранения количественных ограничений для обеспечения свободного обмена энергией;

- устранения дискриминации между экспортерами в Европейском Сообществе в сфере поставок и реализации энергоносителей;
- соблюдения принципа свободы и свободного оборота услуг в отношении компаний – поставщиков энергии, а также компаний, предоставляющих услуги в странах Европейского Сообщества;
- соблюдения принципов конкуренции, обеспечивающих одинаковые конкурентные условия;
- унификации законодательства, которое должно обеспечивать свободный оборот товаров и услуг, а также устранение нечестной конкуренции;
- нормализации, являющейся стратегическим инструментом, определяющим критерии промышленной и экономической интеграции, которая в отрасли энергообеспечения, касается выработки и поставок электрической энергии, сектора нефтедобычи, газоснабжения и возобновляемых источников энергии.

С точки зрения уравновешенного развития, энергетическая политика объединяет в себе три основные цели:

- Энергетическая безопасность – сведение к минимуму риска и возможного негативного влияния перебоев с поставками энергии на экономику и уровень жизни граждан Европейского Союза;
- Конкурентные энергетические системы – обеспечение низкой стоимости энергии для производителей и потребителей в рамках соблюдения принципов промышленной конкуренции и выполнения задач в широком общественном аспекте;
- Охрана окружающей среды – задача, объединяющая в себе как процесс выработки, так и потребления энергии, необходимая для сохранения экологического и геофизического природного баланса.

Формальной предпосылкой для дальнейшего развития угледобывающей промышленности в Польше является **«СТРАТЕГИЯ деятельности угледобывающей промышленности в Польше в 2007 – 2015 гг.»** (документ, принятый Советом Министров 31 июля 2007 г.) [8]. Ниже представлены тезисы и прогнозные данные, приведенные в данном документе.

«Целью политики Государства в отношении сектора угледобывающей промышленности является обеспечение рационального и эффективного использования месторождений угля, находящихся на территории Польской Республики таким образом, чтобы эти запасы служили следующим поколениям Поляков».

«Непосредственное влияние на ситуацию и политику, проводимую в отношении сектора угледобывающей промышленности, имеет энергетическая политика государства, которая для сохранения энергетической безопасности страны, главным образом, будет опираться на использование каменного угля. В случае изменения направлений и принципов энергетической политики, проводимой в Польше, изменениям и адаптации также будет подвержена стратегия деятельности сектора угледобывающей промышленности».

«В условиях сохранения высоких цен на нефть и газ, увеличение роли каменного угля необходимо рассматривать в части его переработки в жидкое топливо, а также в технологиях чистого сжигания угля (clean coal technology, CCT). Результаты деятельности, осуществляемой в рамках CCT, включая разработку новых техноло-

гий добычи, обогащения и сжигания с низким или нулевым уровнем выброса парниковых газов, целью которых является производство топлива, не оказывающего вредного воздействия на окружающую среду, и получение чистой энергии, получают все более широкое признание во всем мире. Для достижения указанной цели, Польша, в пределах Европейского Союза, будет прилагать совместные усилия с другими европейскими производителями и потребителями угля. Развитие новых технологий по созданию жидкого топлива (моторного, метанола, синтетического природного газа) может создать предпосылки для дополнительного использования каменного угля в 2015 году на уровне 5-8 млн. тонн в год».

«Инвестиции в технологии производства химического сырья (включая жидкое топливо), кроме очевидной выгоды для горнодобывающих предприятий, связанных с постоянным и периодическим получением добываемого угля, могут также принести пользу всему обществу:

– усиление энергетической безопасности страны благодаря собственному производству части используемого жидкого топлива и обеспечение частичной независимости от поставок извне;

– отказ из экономически невыгодного экспорта угля морскими путями, обусловленного издержками на транспортировку с юга Польши до портов, путем использования в производственных процессах угля, получаемого от расположенных в непосредственной близости добывающих предприятий;

– стабилизация процесса добычи угля и создание новых рабочих мест;

– снижение разовых расходов по добыче благодаря использованию полных производственных мощностей и уменьшению доли постоянных издержек, а в результате этого – снижение издержек на выработку энергии в государственном масштабе;

– создание предпосылок для технологического и научного развития в Силезской и Малопольской области, а значит изменение экономического портрета областей вследствие развития современных технологий».

«Очередную возможность использования этого сырья дает производство легко перерабатываемых, экологически чистых сортов угля. Горнодобывающие предприятия должны интенсифицировать производственную и маркетинговую деятельность для максимального использования возможности сжигания новых угольных продуктов в современных котлах для выработки тепла в коммунальных объектах и небольших теплоцентралях».

«Национальная энергетическая система, главным образом, основана на сжигании каменного и бурого угля, что с одной стороны, усиливает нашу энергетическую безопасность, но одновременно – приводит к необходимости несения постоянно растущих затрат на развитие и внедрение современных угольных технологий. В рамках операционной программы по внедрению инновационных методов в экономику, реализуемой на протяжении 2007-2013 гг., предусматривается удержание в долгосрочной перспективе позиции угля в энергетике и его возможное использование для производства газового и жидкого топлива, что является одним из существенных элементов стратегии государства и необходимым вспомогательным фактором на испытательно-подготовительной стадии. В частности, Правительством будет поддержи-

ваться проведение научно-технической и инновационной политики государства путем дополнительного финансирования проектов с тематикой, определенной Национальной Рамочной Программой, в которой существенное место отведено энергетической безопасности».

Направления развития техники и технологий в горнодобывающей промышленности

В первую очередь, необходимо заметить, что уровень техники и технологий, используемых в угледобывающей промышленности в Польше, существенно не отстает от мирового уровня. Поэтому, действия в указанном направлении, в большинстве случаев, будут касаться усовершенствования уже существующих решений.

Шаги по развитию можно условно разделить на следующие группы [9]:

– дальнейшее усовершенствование систем автоматики, телемеханики, управления ТП, информатизации;

– стремление к устранению человеческого присутствия на тяжелых участках работы, а также на участках, подверженных риску вследствие естественных факторов опасности, путем применения дистанционного управления машинами и оборудованием;

– стремление к более эффективному использованию уже вскрытых залежей путем выбирания остатков запасов и эксплуатации тонких пластов;

– увеличение производительности машин, используемых для добычи угля, путем применения приводов с большей электрической мощностью и соответствующей конструкции рабочих элементов;

– усовершенствование процессов механической переработки угля для получения большей составляющей коммерческого угля из выработки, а также угля, содержащего меньшее количество примесей;

– организация подземного складирования отходов горного производства и применение, в большем объеме, процесса заполнения выработки породой;

– более широкое применение процесса механизации работ при закреплении узких выработок большой протяженности;

– подземная газификация угля.

Контроль процессов [1]

Современная система мониторинга состоит из трех основных элементов: датчиков различного типа, расположенных на территории шахты, сетей передачи данных и компьютерной системы. Направлением развития является использование в сетях передачи данных принципа цифровой обработки сигнала, как более устойчивой к действию помех, чем системы, основанной на принципе аналоговой обработки сигнала. Компьютерные системы предназначены не только для регистрации и выведения сообщений о различных ситуациях, но также для анализа состояний выхода за пределы характерных параметров в конкретном месте, и сигнализации угроз, вытекающих из такого превышения, а, в крайнем случае – для выбора решения (например, отключение питания в случае превышения содержания метана).

Одним из основных элементов является центральная диспетчерская система, в которую стекается вся информация, формирующая многоуровневую структуру мониторинга процесса добычи и обеспечения безопасности. Для обеспечения безопасности работы, указанные системы должны контролировать: концентрацию метана и окиси углерода, скорость движения воздуха в выработках, температуру и влажность, состояние запыленности, сейсмическую активность вместе с оценкой силы тектонического удара. В части обеспечения общеорганизационного процесса, указанные системы должны отслеживать перемещение и фиксировать фактическое расположение персонала, автоматически регистрировать процесс выработки, состояние машин и оборудования. Одним из элементов системы контроля будет являться установка промышленных камер видеонаблюдения во взрывоопасных участках шахты.

Контроль и управление производственными процессами

Автоматизированные системы предполагают наличие нескольких характерных составляющих: определение состояния машины и ее сопутствующего оборудования, передача сигнала в компьютер, определение компьютером решений, касающихся активации функции конкретной машины, передача соответствующей команды объекту, выполнение действий, определенных компьютерным алгоритмом. Главным направлением является всеобщее применение автоматики во всех местах в шахте, требующим использования системы управления: добывающие машины, механизированные конструкции, транспорт для вертикального и горизонтального перемещения, системы механической переработки угля, система вентиляции шахты и т.д. Также, во всех автоматизированных системах учитывается необходимость применения микропроцессоров, автоматических нейронных сетей и цифровых систем передачи данных. Принимается следующая иерархическая структуру управления: автономные системы, контролирующие отдельные машины и оборудование, и системы высшего уровня, контролирующие целые производственные участки.

Устранение человеческого присутствия на тяжелых участках работы, а также на участках, подверженных риску

Идеальным вариантом является проектировка шахты, не требующей присутствия персонала, в которой все подготовительные и производственные процессы контролируются и управляются дистанционным способом - с поверхности земли. Однако, это всего лишь теоретическое рассуждение. На практике, применяется следующее: дистанционное управление процессом добычи угля и продвижением механизированных конструкций из операторской, расположенной вне зоны выработки; дистанционное управление процессом сверления скважин и закладки взрывчатых веществ.

Более эффективное использование уже доступных залежей [4]

Предполагается интенсификация действий в трех направлениях: проектирование и разработка выработки с формой, имеющей отклонение от правильной, лучше приспособленной к геометрии месторождения, выемка оставшегося после разработки угля и выемка запасов из тонких пластов при помощи автоматических стругов.

При выемке оставшегося после разработки угля, предполагается более широкое применение фронтальных стенок небольшой высоты, и использование для их обустройства – проходческих комбайнов. Выемка угля из тонких пластов имеет огромное будущее. До сих пор, в польской горнодобывающей промышленности, пласты с толщиной менее 1,5 метра, считались непригодными к промышленной разработке, и даже нерентабельными.

Увеличение производительности машин, используемых для добычи угля

Данный эффект планируется получить путем внедрения в эксплуатацию высокопроизводительных комбайнов с суммарной мощностью двигателей, не меньшей чем 3000 кВт, и рабочей скоростью - не меньшей, чем 45 м/мин., и применения высокопроизводительных угольных струговых. Все это будет осуществлено с учетом проектировки конвейеров новейшего поколения, продвинутой системы защиты секции крепи от динамической нагрузки вследствие давления горной породы, и новой системы электропитания.

Усовершенствование процессов механической переработки угля

Действия в этом направлении будут основаны на применении, в более широком масштабе, процесса флотации (обогащения) и дегидратации наименьших фракций с помощью высокооборотных скоростных центрифуг.

Подземное складирование отходов горного производства

Действия в этом направлении будут касаться строительства подземной станции камнеотделения из выработки на дне заполнение отходами отработанных выработок. Также предполагается осуществление возврата к процессу (но в большем масштабе) заполнения выработок мокрой закладкой, что будет выполнено с учетом проектировки и применения автоматических перегородок наряду с механизированной крепью.

Механизация работ при закреплении узких выработок большой протяженности

В данном направлении предполагается использовать тележки для транспортировки элементов крепи и механизации процесса установки такой крепи.

Подземная газификация угля [7]

Подземная газификация угля является для Польши технологией будущего. Однако, все же уже ведутся экспериментальные работы. Проблемами, требующими решения в этой области, являются: выбор соответствующего месторождения для газификации с последующим обеспечением его непроницаемости, соответствующий способ выполнения процесса газификации, и проблемы охраны окружающей среды.

Представленные выше направления развития техники и технологии в секторе горнодобывающей промышленности далеко не являются всего лишь мечтами о будущем. В данном направлении уже проделана большая работа. Отдельные участки этой работы находятся на разных стадиях реализации: от концепций, предпроектных изысканий и проектов до контролируемых апробаций и применения.

Выводы

Каменный и бурый уголь обеспечивает около 95% от потребности Польши в тепловой и электрической энергии. Польша, до тех пор является страной с высоким уровнем энергетической безопасности. Будущее угледобывающей промышленности в Польше не зависит только от планов ее развития, разработанных на государственном уровне. К серьезным факторам риска можно отнести: климатическую политику Европейского Союза, и связанные с ней ограничения по выбросам углекислого газа, и более конкурентный уровень цен на уголь, импортируемый из-за границы. Полностью осознавая указанные факторы риска, мы, однако, должны и в дальнейшем развивать и модернизировать эту отрасль промышленности.

Список литературы

1. Burtan Z. Identyfikacja technologii przemysłu wydobywczego węgla kamiennego w kraju i na świecie / w pracy zbiorowej red. M. Turek // Scenariusze rozwoju technologicznego przemysłu wydobywczego wegla kamiennego. – Katowice: GIG, 2008.

2. Dziennik Urzędowy Unii Europejskiej 2009/29/WE z dnia 23 kwietnia 2009 r.

3. Dziennik Ustaw nr. 90 poz. 864 z 2004 r.

4. Kozieł A. Scenariusze rozwoju technologii innowacyjnych / w: w pracy zbiorowej red. M. Turek // Scenariusze rozwoju technologicznego przemysłu wydobywczego węgla kamiennego. – Katowice: GIG, 2008.

5. Krowiak A. Rola państwa w procesach restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w Polsce. – Katowice: GIG, 2002.

6. Rocznik Statystyczny GUS. – Warszawa: GUS, 1980.

7. Stańczyk K. Czyste technologie użytkowania węgla. – Katowice: GIG, 2008. – str. 176-180.

8. Strategia działalności górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 2007-2015. – www.mg.gov.pl

9. Turek M (red.) Scenariusze rozwoju technologicznego przemysłu wydobywczego. – Katowice: GIG, 2008.

УДК 622.625.28

© А.Н. Коптовец, Е.А. Коровяка,
В.В. Яворская

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ И ВЫЧИСЛИТЕЛЬНЫЙ АЛГОРИТМ МОДЕЛИРОВАНИЯ ТЯГИ И ДВИЖЕНИЯ ШАХТНЫХ ПОЕЗДОВ

У даній роботі запропонована методика розрахунку шахтного локомотивного транспорту, що забезпечує досить високу точність результатів, у першу чергу вагових норм потягів і показників ефективності гальмування, безпосередньо пов'язаних з безпекою експлуатації локомотивного транспорту. Дана методика тягових розрахунків повністю забезпечує виконання вимог нормативного документу (СОУ10.100185790.007:2006).

В данной работе предложенная методика расчета шахтного локомотивного транспорта, которая обеспечивает достаточно высокую точность результатов, в первую очередь весовых норм поездов и показателей эффективности торможения, непосредственно связанных с безопасностью эксплуатации локомотивного транспорта. Данная методика тяговых расчетов полностью обеспечивает выполнение требований нормативного документа (СОУ10.100185790.007:2006).

In this work the offered method of calculation of mine locomotive transport, which provides high enough exactness of results, above all things gravimetric norms of trains and indexes of braking efficiency, directly related to safety of exploitation of locomotive transport is given. This method of hauling calculations fully provides implementation of requirements of normative document (SPM10.100185790.007: 2006).

Для построения модели тяги и управляемого движения шахтного поезда его можно считать неизменяемой системой с одной степенью свободы, на которую действуют только внешние силы, приложенные к центру масс поезда в середине его длины и совпадающие с направлением движения поезда либо противоположны ему. Число степеней свободы системы определяется удерживающими связями. Ими являются сцепные устройства и рельсы. Сцепные устройства шахтных поездов (не во всех случаях) выполняют роль внутренних удерживающих связей, заставляющих локомотив и вагоны двигаться с одинаковой скоростью и ускорением, описывать одинаковые траектории.

Пренебречь размерами поезда и рассматривать его движение как поступательное движение неизменяемой системы позволяет в классической механике описать математически как движение системы в целом, то есть материальной точки, в которой сосредоточена вся масса системы, приведенная к ее центру инерции. В результа-

те в тяговых расчетах движение поезда будет представлено как движение материальной точки, расположенной в середине поезда.

Рельсы выполняют роль внешних удерживающих связей, которые заставляют поезд двигаться только в одном направлении вдоль рельсов. Поэтому для описания движения достаточно одного дифференциального уравнения.

Если внешние силы, которые совпадают с направлением движения поезда приложены к одной точке, то их можно алгебраически складывать и рассматривать движение системы под действием результирующей силы. К числу внешних сил, определяющих движение поезда, относится сила тяги, сила сопротивления движению и тормозная сила, которые для удобства тяговых расчетов можно привести к ободам колес локомотива и вагонов. Результирующая сила, отнесенная к 1 т массы поезда, является удельной.

Характеристики сил для подвижного состава шахтного рельсового транспорта строят по результатам испытаний для стационарных режимов работы при равномерной скорости движения. При смене режимов управления или внешней нагрузки не учитывают изменение сил при переходе от одного установившегося процесса к другому. Такие характеристики являются статическими и в тяговых расчетах необходимо использовать их в качестве априорной информации. Создавать типовые динамические характеристики переходных процессов движения подвижного состава шахт не представляется возможным из-за сложности физической природы этих процессов и необходимым из-за ограничения скорости движения в эксплуатации до 3 м/с. Поэтому при изменении сил тяги, торможения или профиля пути в тяговых расчетах необходимо принимать скачкообразное изменения равнодействующей сил.

Если хотя бы одна из сил, действующих на систему, зависит от скорости движения, то решить задачу о ее движении возможно только методом интегрирования дифференциального уравнения, которое должно быть линейным для возможности использования суперпозиции, то есть результирующее движение системы равно сумме движений, возникающих под действием каждой силы в отдельности.

С физической точки зрения это равносильно тому, что неравномерно ускоренное (замедленное) движение заменяем равномерно ускоренным (замедленным). Такое допущение вносит небольшую погрешность в расчеты, потому что постоянная времени массы поезда, характеризующая ее инерционность, значительно превышает постоянную времени энергосиловых устройств локомотива. Фактор времени при торможении необходимо рассматривать исходя из того, что продолжительность торможения на остановку поезда составляет до 30 с, тормозные механизмы размещаются только на локомотиве.

Для построения математической модели, с учетом выше приведенного описания ее, используем теорему об изменении кинетической энергии механической системы при некотором ее перемещении. Работа внутренних сил поезда на этом перемещении равна нулю, тогда согласно закону сохранения энергии принимая силы постоянными

$$dT = \left(F_к - W_к - B_m\right)dS\,, \tag{1}$$

где T – кинетическая энергия поезда;

$F_к$ – касательная сила тяги локомотива;

$W_к$ – общее сопротивление движению поезда;

B_m – тормозная сила;

S – путь пройденный поездом.

В соответствии с теоремой Кенига кинетическая энергия поезда равна сумме кинетической энергии поступательного движения всей массы поезда со скоростью его центра инерции и суммы кинетических энергий вращения колесных пар, якорей двигателей и зубчатых передач вокруг своих центров инерции

$$T = m\frac{V^2}{2} + \sum I_{кв}\frac{\omega_{кв}^2}{2} + \sum I_{кл}\frac{\omega_{кл}^2}{2} + \sum I_я\frac{\omega_я^2}{2}, \qquad (2)$$

где m – масса поезда;

V – скорость поступательного движения поезда;

$I_{кв}$, $I_{кл}$, $I_я$ – полярные моменты инерции соответственно колес и колесных пар вагонов и локомотива и якорей тяговых двигателей;

$\omega_{кв}$, $\omega_{кл}$, $\omega_я$ – угловая скорость соответственно колес и колесных пар вагонов, локомотивов и якорей тяговых двигателей.

Выполним приведение вращающихся масс к поступательному движению, приняв звеном приведения колеса поезда. Условием эквивалентности вращающихся масс системы и приведений массы является их кинетическая энергия

$$m_п\frac{V^2}{2} = m\frac{V^2}{2} + \sum I_{кв}\frac{\omega_{кв}^2}{2} + \sum I_{кл}\frac{\omega_{кл}^2}{2} + \sum I_я\frac{\omega_я^2}{2}, \qquad (3)$$

где $m_п$ – масса поезда, приведенная к поступательному движению.

Полярные моменты инерции вращающихся масс

$$I_{кв} = m_{кв}\rho_{кв}^2, \qquad I_{кл} = m_{кл}\rho_{кл}^2, \qquad I_я = m_я\rho_я^2,$$

где $m_{кв}$, $m_{кл}$, $m_я$ – соответственно массы вращающихся колес вагонов, колесных пар локомотива и якорей тяговых двигателей с зубчатой передачей.

Угловые скорости

$$\omega_{кв} = \frac{V}{R_{кв}}, \qquad \omega_{кл} = \frac{V}{R_{кл}}, \qquad \omega_я = \frac{\mu V}{R_{кл}},$$

где V – скорость поступательного движения;

$R_{кв}$, $R_{кл}$, – радиусы колес вагонов и локомотива соответственно;

μ – передаточное число зубчатой передачи двигателя

$$\mu = \frac{\omega_я}{\omega_{кл}}.$$

Тогда

$$m_n \frac{V^2}{2} = m\frac{V^2}{2} + \sum I_{кв} \frac{V}{2R_{кв}} + \sum I_{кл} \frac{V}{2R_{кл}^2} + \sum I_я \frac{\mu^2 V}{2R_{кл}^2}$$

или

$$m_n = m + \sum m_{кв} \frac{\rho^2}{R_{кв}^2} + \sum m_{кл} \frac{\rho^2}{R_{кл}^2} + \sum m_я \frac{\mu^2 \rho_я^2}{2R_{кл}^2}. \quad (4)$$

Обозначим приведенную массу вращающихся частей $m_{вр}$, приведенная масса поезда

$$m_n = m + m_{вр}.$$

Если

$$\frac{m_{вр}}{m} = \gamma,$$

то

$$m_n = m(1+\gamma),$$

$$T = m(1+\gamma)\frac{V^2}{2}.$$

Коэффициент инерции вращающихся масс поезда

$$\delta = 1 + \gamma,$$

изменение кинетической энергии поезда на некотором перемещении

$$dT = m\delta \frac{dV^2}{2} = m\delta V dV,$$

с учетом (1)

$$m\delta V dV = (F_к - W_к)dS. \quad (5)$$

Выражая

$$dS = Vdt,$$

$$m = m_л + m_c,$$

где $m_л$, m_c – масса локомотива состава, получим

$$(m_л + m_c)\delta \frac{dV}{dt} = F_к - W_к .$$

Тогда математическая модель (уравнение) движения поезда в режиме тяги

$$\frac{dV}{dt} = \frac{F_к - W_к}{(m_л + m_c)\delta} . \quad (6)$$

Уравнение движения поезда в режиме торможения

$$\frac{dV}{dt} = -\frac{(B_m + W_к)}{(m_л + m_c)\delta} . \quad (7)$$

Для интегрирования уравнений (6) и (7) необходимо знать факторы, определяющие состояние (скорость, ускорение, путь и т.д.) и поведение (изменение переменных состояния в текущем времени) поезда в условиях эксплуатации, для чего изучить зависимости сил $F_к$, $W_к$, B_m, определяющих движение.

Для колодочно-колесного тормоза шахтных локомотивов тормозная сила поезда является линейной функцией скорости движения

$$B_m = A - BV ,$$

где A, B – параметры, которые определяются исследованиями корреляционных связей и дискриминантным анализом регрессионной зависимости силы (коэффициента) трения тормозных колодок. Для шахтных локомотивов применяют однотипные тормозные колодки.

Нормы массы поездов и скорости их движения определяют по нормативно-расчетным значениям касательной силы тяги $F_к$, расчетной скорости V_p и тяговым характеристикам $F_к(V)$ локомотива, полученным опытным путем [1, 2].

Для аппроксимации графиков использовалась программа GetData Graph Digitizer. Основные ее возможности: поддержка графических форматов TIFF, JPEG, BMP и PCX; два алгоритма для автоматической оцифровки; возможность легко менять порядок точек в линии; возможность сохранять рабочее пространство, что позволяет сохранить текущую работу и вернуться к ней позже; копирование полученных данных в буфер обмена.

Процесс оцифровки состоит из четырех шагов:

– открыть график,

– установить масштаб (систему координат),

– оцифровать (автоматически или вручную),

– скопировать данные в буфер обмена, или экспортировать в TXT, XLS, XML, DXF или EPS файл (рис. 1).

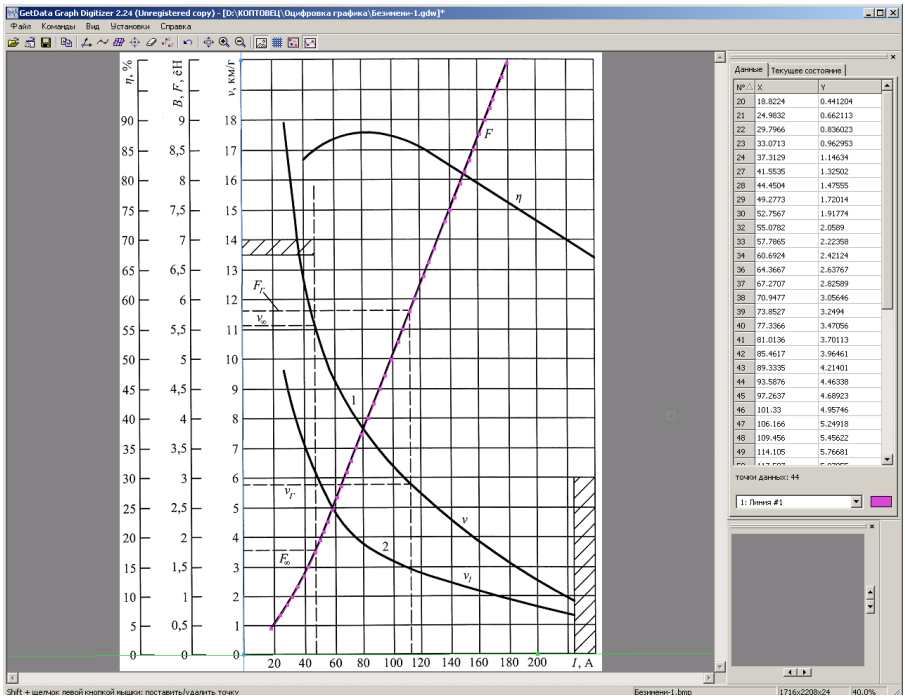


Рис. 1. Электромеханические характеристики шахтных электровозов, приведенные к ободу колеса

Определение массы поезда по силе тяги ходовых колес локомотива с рельсами. Допустимая за сцеплением масса поезда при трогании:

$$m_n = \frac{1000 m_л \psi}{\left(w_0 + w_{зр} + w_{кр} \pm i + 108 a_0\right)}, \tag{8}$$

где i – уклон пути;

w_0 – основное удельное сопротивление движения;

$w_{зр}$ и $w_{кр}$ – дополнительное удельное сопротивление соответственно при трогании и от кривой;

a_0 – расчетное ускорение при трогании.

При установленном движении допустимая масса поезда:

$$m_n = \frac{1000 m_л \psi}{\left(w_0 \pm i\right)}. \tag{9}$$

В формулах (8) и (9) знак «плюс» относится к случаю движения на подъем, «минус» – на спуск.

Определение массы поезда по емкости тяговой аккумуляторной батареи электровоза.

Максимально допустимый разрядный ток тяговой батареи аккумуляторов, А:

$$I_{max.бат} = \frac{C_н K_б K_{реж}}{t_p^н}, \quad (10)$$

где $C_н$ – номинальная электрическая емкость тяговой батареи, А·ч;

$K_б = 0{,}8...1.1$ – коэффициент, который характеризует фактическое состояние тяговой батареи (отношение фактической емкости к номинальной);

$K_{реж} = 1{,}5$ – коэффициент предельного режима разряда;

$t_p^н$ – время номинального разрядного режима, ч.

Величина $K_{реж}$ не имеет нормируемых значений. Данное значение рекомендуется принимать, руководствуясь тем, что разряд батареи токами, которые значительно превышают номинальное значение, приводит к снижению емкости батареи, разрядного напряжения и срока службы.

Для тяговых батарей аккумуляторов шахтных электровозов номинальными является трех- или пятичасовые разрядные режимы, которые отвечают принятию разных конструктивных параметров аккумуляторов во время их проектирования.

Максимальная за тяговой батареей сила тока тягового двигателя:

–при последовательном соединении двигателей электровоза

$$I_{max.дв} = I_{max.бат} \quad (11)$$

– при параллельном

$$I_{max.дв} = \frac{I_{max.бат}}{n_{дв}}. \quad (12)$$

Масса поезда, допустимая за разрядным током батареи при постоянном его движении на среднем подъеме крутизной i_c, т:

$$m_n = n_{дв} \frac{F_{д.бат}}{g(w_0 + i_c)}, \quad (13)$$

где $F_{д.бат}$ – касательная сила тяги электровоза, допустимая за разрядным током батареи.

Приняв меньшее значение массы поезда определяем количество вагонов в составе.

Предельное количество пустых вагонов в составе:

$$Z_n = \frac{\left(m_{n.n} - m_л\right)}{m_0 + C_м m}, \tag{14}$$

где $C_м$ – коэффициент, который учитывает перевозку в составе материалов и не разгруженного остатка горной массы, $C_м = 0{,}10...0{,}15$.

Предельное количество нагруженных вагонов в составе:

$$Z_в = \frac{\left(m_{n.в} - m_л\right)}{m_0 + m}. \tag{15}$$

С двух значений Z_n и $Z_в$ до последующего расчета принимают меньшее, которое округляют к целому меньшему значению Z, а если разгрузка в опрокидывателе осуществляется по два вагона одновременно, то к целому парному числу, и определяют массу пустого и груженного поездов:

$$m_{n.n} = Z_n\left(m_0 + C_м m\right) + m_л; \tag{16}$$

$$m_{n.в} = Z_в\left(m_0 + m\right) + m_л. \tag{17}$$

Определение массы поезда по мощности тяговых двигателей.

Проверка считается приемлемой, если придерживаются условия:

$$I_{тр} \geq I_e, \tag{18}$$

где $I_{тр}$ – длительный ток двигателя, что принимают за характеристикой электровоза;

$I_в$ – эквивалентный ток двигателя за рейс, А:

$$I_e = \gamma\sqrt{\frac{\Sigma\left(I^2 t\right)}{T}}, \tag{19}$$

где γ – коэффициент, который учитывает дополнительное нагревание двигателей при выполнении электровозом конечных операций (согласно опытным данным для угольных шахт $\gamma = 1{,}4$ при расстоянии транспортировки до 1 км, $\gamma = 1{,}25$ при расстоянии 1...2 км, $\gamma = 1{,}15$ при расстоянии больше 2 км, для рудных шахт $\gamma = 1{,}4\ldots1{,}5$);

I – ток двигателя, А;

t и T – длительность соответственно движению при токе $I_{тр}$ и рейса, мин.

Силу тока определяют в соответствии с электромеханическими характеристиками по значениям силы тяги, рассчитанной для среднего (середневзвешенного) уклона маршрута; если маршрут разбит на несколько участков – по силе тяги, которая отвечает среднему уклону каждого участка маршрута. При наличии самокатных

спусков, на которых применяют электродинамическое торможение, учитывают ток этого режима работы двигателей.

Касательная сила тяги, реализованная одним двигателем на данном участке маршрута, Н:

– для порожнякового направления

$$F_{xi} = gm_{n.n}\frac{w_{o.n} + i_{ci}}{n_{дв}}; \tag{20}$$

– для грузового направления

$$F_{pi} = gm_{n.в}\frac{w_{o.н} - i_{ci}}{n_{дв}}, \tag{21}$$

где $n_{дв}$ – количество тяговых двигателей электровоза.

Время движения поезда по участку маршрута длиной l_i (мин) со скоростью V_i (м · с-1) определяют, пользуясь приближенным методом «постоянных скоростей», мин:

$$t_i = \frac{l_i}{60K_{ш}V_i}, \tag{22}$$

где $K_{ш} = 0{,}75...0{,}9$ – коэффициент скорости, которая учитывает периоды пуска и торможения.

Длительность рейса, мин:

$$T_p = \frac{\sum l_i}{60\,K_{ш}V_{xi}} + \frac{\sum l_i}{60\,K_{ш}V_{pi}} + \Theta, \tag{23}$$

где l_i – длина i -го элемента маршрута, м;

$\Theta_{ц}$ – длительность пауз за цикл;

V_{xi} и V_{pi} – скорость движения поезда на этом элементе соответственно при холостом и рабочем ходе, м/с.

Если проверка за формулой (18) неудовлетворительна, нужно уменьшить количество вагонов и повторить расчет.

Определение массы поезда по мощности тормозной системы локомотива.

Допустимая за торможением масса груженого поезда при заданной скорости движения $V_н^э$ по требованиям эксплуатации $V_э$ или тяговой характеристики двигателя $V_{дв}$ или номинальная по длительному току нагрузки $V_{дл}$:

$$m_{п.в} = \frac{B_к}{g\left(\dfrac{54V_н^2}{l_T^н - V_н t_п} + i_p - w_{о.н}\right)}, \tag{24}$$

где $w_{о.н.}$ – основное удельное сопротивление движения нагруженного поезда;

$B_к$ – суммарная тормозная сила, реализованная локомотивом (поездом) при экстренном торможении;

$V_н$ – скорость потяга в начальный момент торможения;

$t_п$ – время подготовки тормозов до действия.

Допустимая скорость движения:

$$V_{доп} = \sqrt{2a_T l_T^н + (a_T t_п)^2} - a_T t_п, \qquad (25)$$

где a_T – замедление поезда:

$$a_T = \frac{1}{108}\left(\frac{B_k}{gm_{п.в}} + w_к\right) = 0{,}01\left(\frac{B_k}{gm_{п.в}} + w_{о.н} - i_P\right). \qquad (26)$$

Количество единиц подвижного состава по сцеплению локомотива определяется аналитически через допустимую массу поезда (8, 9), что в схеме программы отражается символами $m_п = m(\psi)$, $z_1 = z(\psi)$.

Методика тягового расчета не дает возможность определить массу поезда по условиям мощности тяговых двигателей электровоза и тормозных усилий локомотива (за исключением одного случая, который мы используем). Поэтому в схеме программы выполняем проверку z_1 за условием нагревания тяговых двигателей электровоза токами нагрузки, которые пропорциональны по электромеханической характеристикой двигателя силам тяги. Для этого используем вычислительный цикл:

$$z_2 = z_1,$$

$$z_2 = z_2 - 1,$$

операции проверки (18), (19), (20), (21), (22), (23).

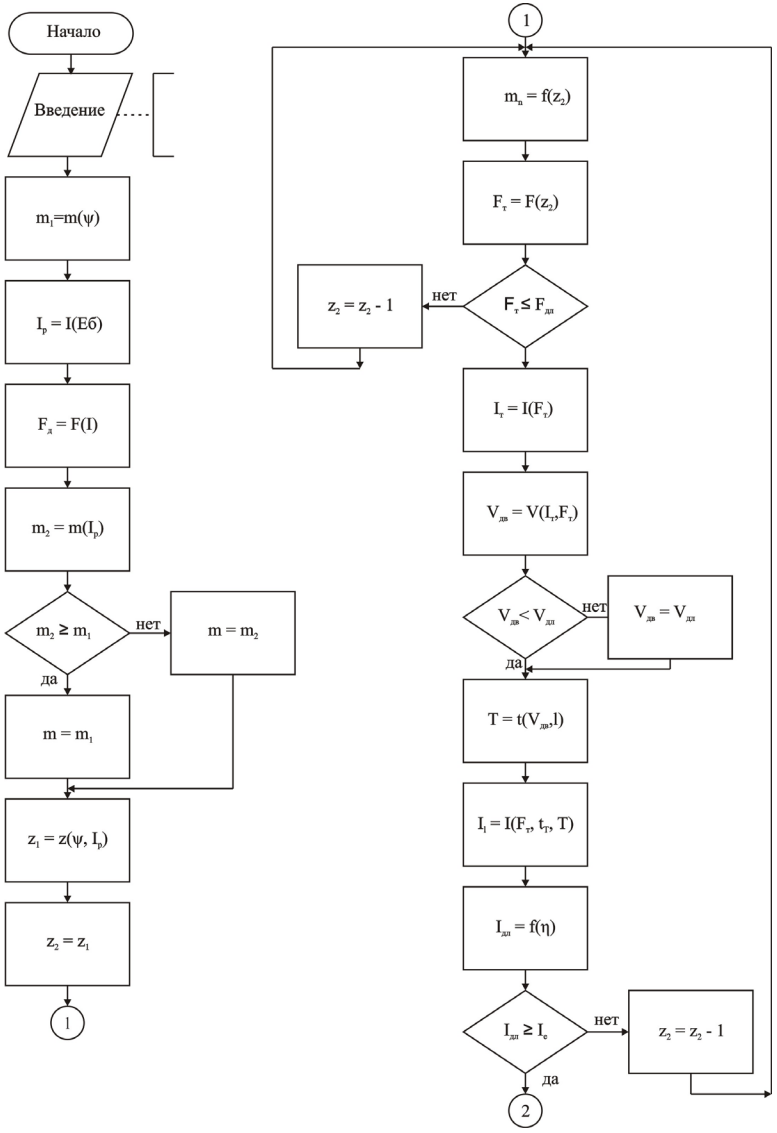
При этом для сравнения используются эквивалентный и номинальный токи нагрузки двигателя.

При моделировании торможения вычислительный цикл $z_2 = z_2 - 1$ использовать нет смысла. Для этого необходимо вычислять массу поезда при заданной скорости начала торможения $V_н^з$.

Составляя блок-схему программы (рис. 2), мы выходили с того, что проверку массы поезда при торможении нужно выполнять последней. Это позволяет получить допустимую скорость движения для окончательно принятой массы поезда.

Программа расчета параметров локомотивного транспорта адаптирована для решений проектных задач с помощью средств технологической линии автоматизированного проектирования подземного транспорта (ТЛП «Подземный транспорт» САПР-угля). Программа позволяет выполнять полный комплекс расчета технологи-

ческих параметров, необходимых на стадии «проект» и «рабочая документация» при разработке проекту новых шахт, реконструкции и подготовке новых горизонтов, а также при анализе состояния действующих систем подземного транспорта (технологическое перевооружение, перспективное планирование).



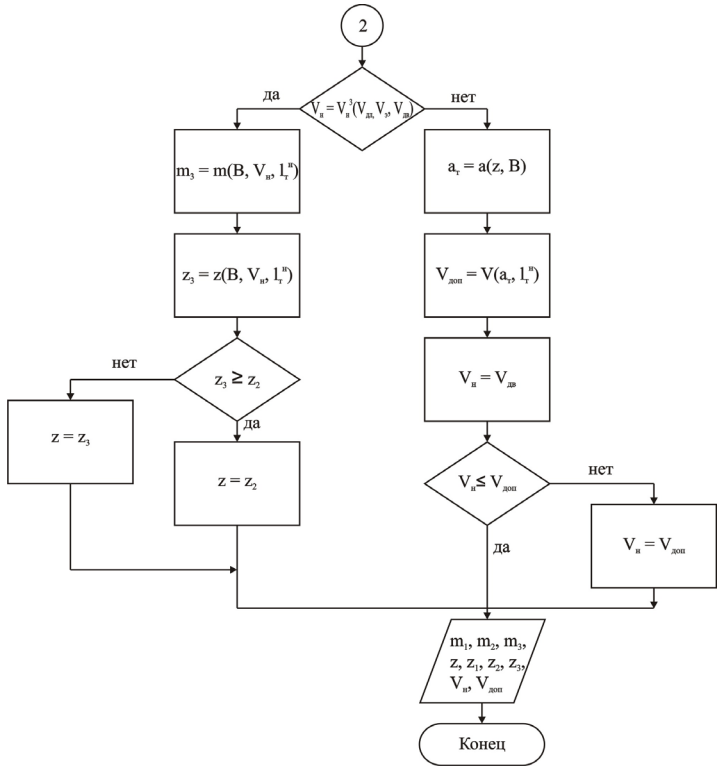


Рис. 2. Блок-схема программы расчета электровозной откатки

Список литературы

1. Справочник по шахтному транспорту / Под. общ. ред. Г.Я. Пейсаховича и И.П. Ремизова. – М.: Недра, 1977. – 624 с.

2. Транспорт шахтный локомотивный. Перевозка людей и груза в выработках с уклоном пути от 0,005 до 0,050. Общие технические требования. Стандарт Минуглепрома Украины. СОУ 10.1.00185790.004:2006.

УДК 622.833.5

© И.А. Ковалевская, А.В. Козаченко,
В.А. Хандрига, Р.Н. Свистун

ИССЛЕДОВАНИЕ НДС ГОРНОГО МАССИВА ПРИ РАЗНОЙ ФОРМЕ ПОРОДНОГО КОНТУРА ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ

Розглянуто зміну компонентів напружень у приконтурному шаруватому масиві слабких порід при різній формі поперечного перерізу незакріпленої пластової виробки.

Рассмотрено изменение компонент напряжений в приконтурном слоистом массиве слабых пород при различной форме поперечного сечения незакрепленной пластовой выработки.

Change of stress components in near-contour layered massif of soft rocks is considered at the various form of cross-section unsupported mine working.

Основная задача данного исследования заключается в установлении поля напряжений непосредственно в приконтурных породах, где влияние формы породного обнажения (а значит, и формы крепи выработки) достаточно велико. Несмотря на ограниченные размеры приконтурной породной зоны (обычно 1...1,5 характерного размера выработки) именно в ней происходят основные геомеханические процессы, оказывающие влияние в конечном итоге на устойчивость выработки: образование областей разгрузки в породах кровли и почвы, области повышенного горного давления (ПГД) в боках. В указанных областях образуются зоны предельного состояния породы (стадии разупрочнения и разрыхления в полной диаграмме деформирования), которые вносят решающий вклад в формирование нагрузок на крепь.

Такая постановка задачи, на наш взгляд, наиболее целесообразна, так как вскрывает геомеханические истоки образования возмущений поля НДС – форму и размеры породного обнажения. С другой стороны, общеизвестны исследования по выявлению рациональной формы выработки, в которых, разумеется, нет конкретизации структуры и свойств (тем более по полной диаграмме деформирования) применительно к рассматриваемому участку углевмещающего породного массива. С третьей стороны, следует учитывать технико-экономические аспекты изменения формы породного контура, связанные с изменением конструктивно-технологических параметров крепления выработок, процесса изготовления новых конструкций крепей и тому подобное.

Исследования по оценке устойчивости породных обнажений проведены для двух форм крепей: широко применяемой на шахтах Западного Донбасса крепи серии КШПУ [1] и крепи выпукло-треугольной КВТ-2 (разработчик – ЗДНПЦ «Геомеха-

ника») [2]. В пользу такого варианта сравнения говорит то, что обе серии конструкций крепей предназначены для условий слоистой углевмещающей толщи слабых пород Западного Донбасса. Для объективности сравнительного анализа выбраны типоразмеры, максимально соответствующие друг другу по площади поперечного сечения и назначению выработки: КШПУ-15,0 и КВТ-2-14,5. Структура и свойства углевмещающей толщи пород при компьютерном моделировании соответствуют исследуемому участку шахтного поля пласта C_6 ПСП «Шахта «Юбилейная» ОАО «Павлоградуголь». Размеры породных обнажений приняты по типовым проектным решениям [1, 2].

Преимущества (недостатки) сравниваемых двух форм породных обнажений оценены по результатам анализа полей распределения вертикальных σ_y, горизонтальных σ_x и приведенных напряжений σ, определяемых с помощью отработанной модели «слоистый массив-крепь выработки», в которой отсутствует сама конструкция рамно-анкерной крепи.

а) б)

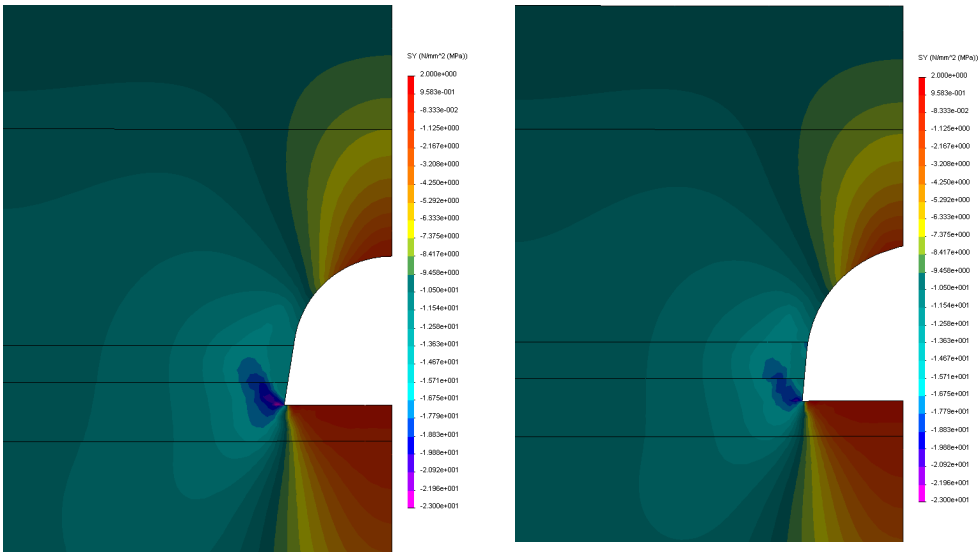


Рис. 1. Эпюры вертикальных напряжений σ_y для породного обнажения, соответствующего: крепи КШПУ-15,0 (а) и крепи КВТ-2-14,5 (б)

На рис. 1 приведены эпюры вертикальных напряжений σ_y для форм породных обнажений, соответствующих крепи КШПУ-15,0 и КВТ-2-14,5. В кровле выработки

образуется зона разгрузки с появлением растягивающих σ_y, которым, как известно, любая порода сопротивляется слабо; особо это касается представленных пород малой крепости (аргиллит). Поэтому высота зоны предельного состояния кровли оценивается, как правило, с некоторым запасом по условию отсутствия растягивающих напряжений ($\sigma_y = 0$). Результаты расчета эпюры σ_y показывают, что для формы КШПУ-15,0 высота зоны предельного состояния достигает $h_K = 0{,}85$ м, а для формы КВТ-2-14,5 $h_K = 0{,}52$ м. В абсолютном измерении понижение высоты зоны предельного состояния не очень существенно – всего 0,33 м, но в относительном измерении – происходит ограничение на 38,8%, что весьма существенно. Логично предположить, что и сформированная анкерами армопородная грузонесущая конструкция в кровле будет более устойчивая для формы КВТ-2-14,5 и передавать меньшую нагрузку на верхняк рамы.

В почве глубина распространения зоны предельного состояния ($\sigma = 0$) для формы КШПУ-15,0 составила $h_П = 3{,}22$ м, а для формы КВТ-2-14,5 $h_П = 2{,}94$ м; то есть и абсолютная разница (0,28 м) и относительная (8,7%) невелики и можно прогнозировать примерно равную степень устойчивости пород почвы для обеих форм выработки.

В боках выработки действует концентрация сжимающих σ_y, формирующих область предельного состояния, размеры которой оцениваются по величине предела прочности породы на сжатие $\sigma_{сж}$. Этот критерий показывает устойчивое состояние угольного пласта, а слабый аргиллит непосредственной кровли и почвы в боках выработки подвержен разупрочнению и разрушению. Ширина областей предельного состояния в боках выработки:

– для формы КШПУ-15,0 в непосредственной кровле $h_б = 3{,}26$ м, в непосредственной почве $h_б = 5{,}39$ м;

– для формы КВТ-2-14,5 в непосредственной кровле $h_б = 2{,}74$ м, в непосредственной почве $h_б = 4{,}23$ м.

Таким образом, форма КВТ-2-14,5 позволяет сократить ширину зоны предельного состояния в непосредственной кровле на 16%, а в непосредственной почве – на 21,5%. Установлено [3], что именно в боках выработки наблюдается изгиб стойки (хотя и небольшой по величине) и две локальные области пластического состояния металла, а сокращение ширины зоны предельного состояния аргиллита примерно на 20% позволит снизить боковые нагрузки на стойки рамы. В заключении анализа поля σ_y следует также отметить более высокую концентрацию σ_y (до $2{,}5\gamma H$) для формы КШПУ-15,0, где также образуется область пластического состояния стали Ст.5 стоек рамы.

Анализ эпюр горизонтальных напряжений σ_x для формы КШПУ-15,0 и формы КВТ-2-14,5 (рис. 2) дал следующую информацию. Четко прослеживается зона разгрузки в почве выработки, в основном аргиллита, и высокая вероятность перехода

почти всего слоя в предельное состояние, интенсифицирующего развитие пучения, хотя и небольшого из-за малой мощности слоя. Различая в эпюре σ_x для непосредственной почвы выявились незначительные для формы КШПУ-15,0 и КВТ-2-14,5.

а) б)

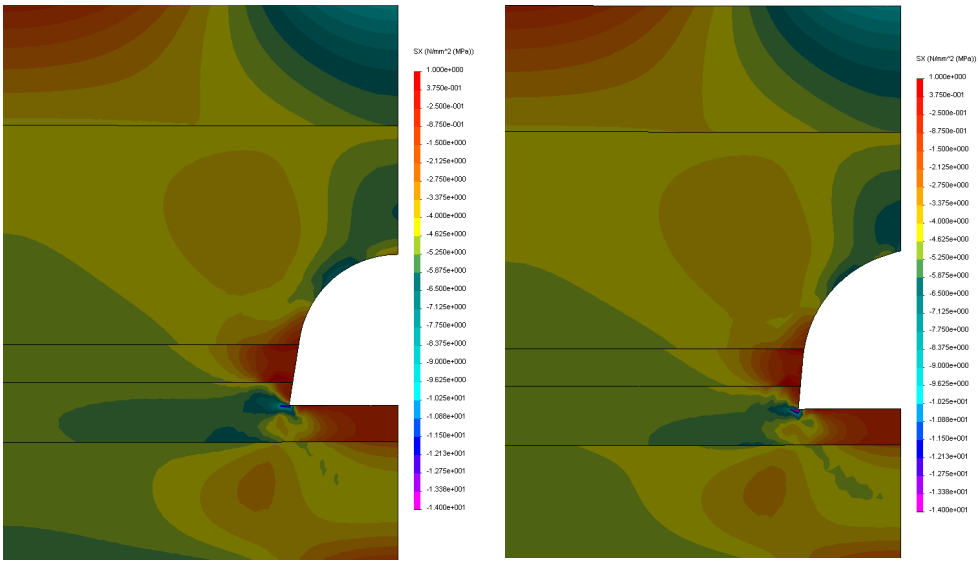


Рис. 2. Эпюры горизонтальных напряжений σ_x для породного обнажения, соответствующего: крепи КШПУ-15,0 (а) и крепи КВТ-2-14,5 (б)

В боках выработки действуют растягивающие σ_x в непосредственной кровле и почве пласта и на большую величину – в угольном пласте, что обусловлено его изгибом в приконтурной зоне под воздействием опорного давления. Ширина зоны предельного состояния в угольном пласте составляет до 1,13 м для формы КШПУ-15,0 и до 0,93 м для формы КВТ-2-14,5, то есть разница составляет 17,7%. В непосредственной кровле и почве пласта ширина зоны предельного состояния невелика ($h_б = 0{,}2...0{,}4$ м).

В кровле выработки сжимающие напряжения σ_x несколько выше (до 10%) в локальных областях для формы КВТ-2-14,5 в сравнении с формой КШПУ-М-15,1, но уровень σ_x далек от разрушающей величины.

Эпюра приведенных напряжений σ для формы КШПУ-15,0 и формы КВТ-2-14,5 (рис. 3) обобщает результаты исследований. В кровле и почве выработки эпюры σ имеют несущественные отличия.

а) б)

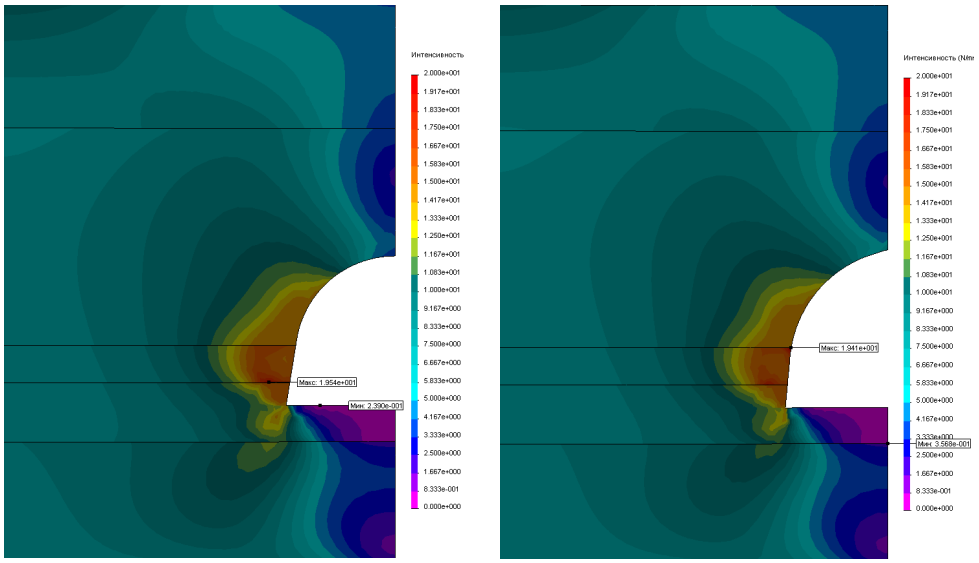


Рис. 3. Эпюры приведенных напряжений σ для породного обнажения, соответствующего: крепи КШПУ-15,0 (а) и крепи КВТ-2-14,5 (б)

В боках выработки величина σ_{max} не приводит к разрушению угольного пласта, а в непосредственной кровле и почве максимальная ширина зоны разупрочнения составляет:

– в кровле для КШПУ-15,0 $h_б = 1{,}53$ м, для КВТ-2-14,5 $h_б = 1{,}21$ м; уменьшение на 20,9%;

– в почве для КШПУ-15,0 $h_б = 1{,}77$ м, для КВТ-2-14,5 $h_б = 1{,}73$ м; уменьшение на 2,3%.

По итогам анализа НДС двух форм породных обнажений можно сделать следующие выводы:

– в кровле выработки за счет снижения интенсивности действия растягивающих вертикальных напряжений σ_y высота зоны предельного состояния уменьшается на 0,33 м для формы КВТ-2-14,5;

– в почве выработки разупрочняется только аргиллит небольшой мощности и разницу в сравниваемых формах породного обнажения можно оценить как несущественную;

– в боках выработки разупрочняются как угольный пласт от действия изгибных растягивающих σ_x, так и аргиллит непосредственной кровли и почвы пласта от действия сжимающих напряжений σ_y; здесь ширина зоны разупрочнения меньше

(порядка 20%) для формы КВТ-2-14,5;

– по причине наибольшей нагруженности стоек рам эффект позитивного влияния формы КВТ-2-14,5 в боках выработки можно использовать в перспективе для повышения устойчивости приконтурных пород в боках и, соответственно, стоек рамы; в комбинации с анкерным упрочнением боков на проблемных участках выработки установка крепи КВТ-2-14,5 может дать положительный экономический эффект в части снижения металлоемкости рамной крепи.

Список литературы

1. Сечения горных выработок, закрепленных металлической крепью КШПУ. – Павлоград: Фонды ОАО «Павлоградуголь», 2007. – 73 с.; ТУ У 29.5-00179051-001-2003.

2. Кириченко В.Я. Металлорамные штрековые крепи нового технического уровня // Матер. IV Междун. научн.-практ. конф. «Школа подземной разработки». – Днепропетровск: «ЛізуновПрес», 2010. – С. 240-272.

3. Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В. Оптимизация параметров рамно-анкерной крепи подготовительных выработок методом компьютерного моделирования // Науковий вісник НГУ. – 2010. – №11-12. – С. 135.

УДК 539.3:534.1

© В.В. Чигиринский, В.В. Плахотник

ОСОБЕННОСТИ РЕШЕНИЯ ПЛОСКОЙ ЗАДАЧИ ТЕОРИИ УПРУГОСТИ В ПОЛЯРНЫХ КООРДИНАТАХ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГАРМОНИЧЕСКИХ ФУНКЦИЙ

Наведено вид гармонійних функцій, що задовольняють рівнянням та граничним умовам плоскої задачі пружності в полярних координатах. Показано, що ці функції є більш загальними і можуть бути зведені до відомих рішень.

Представлен вид гармонических функций, удовлетворяющих уравнениям и граничным условиям плоской задачи упругости в полярных координатах. Показано, что эти функции являются более общими и могут быть сведены к известным решениям.

A view of harmonic functions are satisfyed the equations and boundary conditions of the plane problem of elasticity in polar coordinates. Is given it is shown that these functions are more general and can be reduced to known solutions.

Для значительного числа случаев плоской задачи теории упругости весьма эффективным является использование функции напряжений. Выбор вида этой функции позволяет сформировать некоторую модель исследуемого объекта. Рассмотрим плоскую задачу теории упругости в полярных координатах. Аналогичная задача в декартовых координатах была решена в работе [1].

Постановка задачи

В полярных координатах основные уравнения для плоской задачи имеют вид [2]:
– уравнения равновесия

$$\frac{\partial \sigma_\rho}{\partial \rho}+\frac{1}{\rho}\cdot\frac{\partial \tau_{\rho\varphi}}{\partial \varphi}+\frac{\sigma_\rho-\sigma_\varphi}{\rho}=0;\quad \frac{\partial \tau_{\varphi\rho}}{\partial \rho}+\frac{1}{\rho}\cdot\frac{\partial \sigma_\varphi}{\partial \varphi}+2\frac{\tau_{\varphi\rho}}{\rho}=0, \qquad (1)$$

– уравнение неразрывности деформаций

$$\nabla^2\left(\sigma_\rho+\sigma_\varphi\right)=0, \qquad (2)$$

– граничные условия

$$\tau_n=-\beta\cdot sin\left(A\Phi-2\alpha\right), \qquad (3)$$

где β – функция координат ρ, φ, подлежащая определению,

A – константа,

Φ – аргумент тригонометрической функции координат ρ, φ.

Из (3) следует, что допускается тригонометрическое распределение касательных контактных напряжений.

Решение задачи

При решении задачи пользуются функцией напряжений, удовлетворяющей только одному бигармоническому уравнению [2]

$$\nabla^4 \psi = 0, \tag{4}$$

или в полярных координатах

$$\left(\frac{\partial^2}{\partial\rho^2}+\frac{1}{\rho}\cdot\frac{\partial}{\partial\rho}+\frac{1}{\rho^2}\cdot\frac{\partial^2}{\partial\varphi^2}\right)\cdot\left(\frac{\partial^2\psi}{\partial\rho^2}+\frac{1}{\rho}\cdot\frac{\partial\psi}{\partial\rho}+\frac{1}{\rho^2}\cdot\frac{\partial^2\psi}{\partial\varphi^2}\right)=0. \tag{5}$$

Используя функцию напряжений ψ уравнения теории упругости (1)…(3) будут удовлетворены.

В работах [3]…[7] предложены решения для определения функций напряжений, включая тригонометрическую форму с использованием (4),(5).

Из постановки задачи видно [2], что поля напряжений и деформаций в упругой области должны описываться гармоническими функциями. При этом сочетание гармонических функций также дает гармоническую функцию. Пусть имеет место сочетание функций в виде

$$\psi_1 = C_1 \cdot exp\,\theta \cdot sin A\Phi, \tag{6}$$

$$\psi_2 = C_2 \cdot exp\,\theta \cdot cos A\Phi, \tag{7}$$

где θ, $A\Phi$ – гармонические функции, удовлетворяющие уравнению Лапласа.

Если функцию (6) подставить в уравнение Лапласа, получим дифференциальное уравнение

$$\begin{aligned}&\Big[\rho^2\theta_{\rho\rho}+\rho\theta_\rho+\left(\rho\theta_\rho+A\Phi_\varphi\right)\left(\rho\theta_\rho-A\Phi_\varphi\right)+\\&+\theta_{\varphi\varphi}-\left(\rho A\Phi_\rho+\theta_\varphi\right)\left(\rho A\Phi_\rho-\theta_\varphi\right)\Big]\times\\&\times sin A\Phi+\Big[2\left(\rho^2\theta_\rho\cdot A\Phi_\rho+\theta_\varphi\cdot A\Phi_\varphi\right)+\\&+\rho^2 A\Phi_{\rho\rho}+\rho A\Phi_\rho+A\Phi_{\varphi\varphi}\Big]\cdot cos A\Phi=0,\end{aligned} \tag{8}$$

где $\theta_{\rho\rho}$ – вторая частная производная от показателя экспоненты θ по координате ρ;

$A\Phi_{\varphi\varphi}$ – вторая частная производная от аргумента тригонометрической функции по координате φ.

Для устранения нелинейности операторов при тригонометрических функциях принимаем попеременно круглые скобки равные нулю, т.е.

$$\begin{aligned} &1.\ \left(\rho\theta_\rho + A\Phi_\varphi\right) = 0\,, \left(\rho A\Phi_\rho - \theta_\varphi\right) = 0\,; \\ &2.\ \left(\rho\theta_\rho - A\Phi_\varphi\right) = 0\,, \left(\rho A\Phi_\rho + \theta_\varphi\right) = 0\,. \end{aligned} \tag{9}$$

Рассмотрим первый вариант (9)

$$\rho\theta_\rho = -A\Phi_\varphi\,,\ \rho A\Phi_\rho = \theta_\varphi\,. \tag{10}$$

Вторые производные от (10)

$$\begin{aligned} &\theta_\rho + \rho\theta_{\rho\rho} = -A\Phi_{\varphi\rho}\,,\ \rho A\Phi_{\rho\varphi} = \theta_{\varphi\varphi}\,, \\ &\rho\theta_{\rho\varphi} = -A\Phi_{\varphi\varphi}\,, A\Phi_\rho + \rho A\Phi_{\rho\rho} = \theta_{\varphi\rho}\,. \end{aligned} \tag{11}$$

После подстановки соотношений (10) и (11) в (8) убеждаемся, что последнее превращается в тождество. Если в уравнение Лапласа подставить (7) получим тот же результат. Дифференциальные зависимости (10) представляют собой соотношения Коши-Римана для полярных координат. Из них следует, что функции θ и $A\Phi$ являются гармоническими, т.к. удовлетворяют уравнению Лапласа

$$\frac{\partial^2\theta}{\partial\rho^2} + \frac{1}{\rho}\cdot\frac{\partial\theta}{\partial\rho} + \frac{1}{\rho^2}\cdot\frac{\partial^2\theta}{\partial\varphi^2} = 0\,, \frac{\partial^2 A\Phi}{\partial\rho^2} + \frac{1}{\rho}\cdot\frac{\partial A\Phi}{\partial\rho} + \frac{1}{\rho^2}\cdot\frac{\partial^2 A\Phi}{\partial\varphi^2} = 0\,.$$

В выражениях (3), (6), (7) были введены в рассмотрение указанные выше функции, которые могут быть определены из уравнения Лапласа.

С учетом (6) и (7) функцию напряжений можно представить

$$\psi = C\cdot exp\,\theta\cdot\left(C_1 Sin A\Phi + C_2\cdot Cos A\Phi\right). \tag{12}$$

Выражение (12) можно записать в общем виде

$$\psi = \left[C_1\cdot exp\,\theta + C_2\, exp\left(-\theta\right)\right]\cdot\left(C_3 sin A\Phi + C_4\cdot cos A\Phi\right). \tag{13}$$

Следует подчеркнуть, что функции θ и $A\Phi$ не являются линейно зависимыми от одной координаты, имеют более сложное построение от координат ρ, φ. В (14) можно легко перейти к гиперболическим синусам и косинусам, тогда

$$\psi = \left[C_1 \cdot sh\theta + C_2 \cdot ch\theta\right] \cdot \left(C_3 sinA\Phi + C_4 \cdot cosA\Phi\right). \quad (14)$$

Если граничные условия позволяют, то (14) можно представить в виде суммы

$$\psi = \sum_{k=1}^{n} \left[C_{1k} \cdot sh\theta_k + C_{2k} \cdot ch\theta_k\right] \cdot \left(C_{3k} sinA\Phi_k + C_{4k} \cdot cosA\Phi_k\right). \quad (15)$$

Выражения (6),(7), (12)…(15) удовлетворяют бигармоническому уравнению (4). При этом данное соответствие реализуется не только за счет уравнения Лапласа, приведенного во второй скобке (5), но и за счет свойств гармонической функции входящих в аргументы вводимых построений, что подтверждается в результате сложных и громоздких дальнейших преобразований.

Проинтегрируем уравнения (1) с учетом граничных условий (3). Для выполнения условий (3) в напряжениях, необходимо

$$\tau_{\rho\varphi} = \beta \cdot sinA\Phi, \quad (16)$$

при этом $\beta = C_\sigma \cdot exp\,\theta$, т.е. воспользуемся фундаментальной подстановкой [7], которая используется при решении линейных дифференциальных уравнений, $\theta = \theta(\rho, \varphi)$.

Подставляя (16) в (1), принимая разность нормальных напряжений в виде

$$\sigma_\rho - \sigma_\varphi = 2C_\sigma\, exp\,\theta \cdot cosA\Phi, \quad (17)$$

получим после интегрирования

$$\sigma_\rho = -C_\sigma \int \frac{1}{\rho} \cdot \theta_\varphi \cdot exp\,\theta \cdot sinA\Phi \cdot d\rho = -C_\sigma \int \frac{1}{\rho} \cdot A\Phi_\varphi \cdot exp\,\theta \cdot cosA\Phi \cdot d\rho -$$

$$-2C_\sigma \int \frac{1}{\rho} \cdot A\Phi_\varphi \cdot exp\,\theta \cdot cosA\Phi \cdot d\rho + f(\varphi) + C; \quad (18)$$

$$\sigma_\varphi = -C_\sigma \int \rho \cdot \theta_\rho \cdot exp\,\theta \cdot sinA\Phi \cdot d\varphi - C_\sigma \int \rho \cdot A\Phi_\rho \cdot exp\,\theta \cdot cosA\Phi \cdot d\varphi -$$

$$-2C_\sigma \int exp\,\theta \cdot sinA\Phi \cdot d\varphi + f(\rho) + C. \quad (19)$$

После интегрирования уравнений равновесия соотношения (17) необходимо подтвердить. Его можно представить, как фрагмент функций (12),(13). Принимая соотношения (10) появляется возможность перехода от одной переменной интегрирования к другой, тогда

$$\sigma_\rho = -C_\sigma \int A\Phi_\rho \cdot exp\,\theta \cdot sinA\Phi \cdot d\rho + C_\sigma \int \theta_\varphi \cdot exp\,\theta \cdot cosA\Phi \cdot d\rho -$$

$$-2C_\sigma \int \frac{1}{\rho} \cdot A\Phi_\varphi \cdot exp\,\theta \cdot cosA\Phi \cdot d\rho + f(\varphi) + C;$$

$$\sigma_\varphi = +C_\sigma \int A\Phi_\varphi \cdot exp\,\theta \cdot sin A\Phi \cdot d\varphi - C_\sigma \int \theta_\varphi \cdot exp\,\theta \cdot cos A\Phi \cdot d\varphi -$$

$$-2C_\sigma \int exp\,\theta \cdot sin A\Phi \cdot d\varphi + f\left(\rho\right) + C\,.$$

При такой постановке вопроса интегралы получаются в элементарных функциях

$$\begin{aligned} \sigma_\rho &= C_\sigma \cdot exp\,\theta \cdot cos A\Phi - 2C_\sigma \int \frac{1}{\rho} \cdot A\Phi_\varphi \cdot exp\,\theta \cdot cos A\Phi \cdot d\rho + f\left(\varphi\right) + C; \\ \sigma_\varphi &= -C_\sigma \cdot exp\,\theta \cdot cos A\Phi - 2C_\sigma \int \cdot exp\,\theta \cdot sin A\Phi \cdot d\varphi + f\left(\rho\right) + C. \end{aligned} \tag{20}$$

Касательное напряжение $\tau_{\rho\varphi} = C_\sigma \cdot exp\,\theta \cdot sin A\Phi$.

Покажем, что выражения (20) удовлетворяет соотношению (17) при $f\left(\rho\right) = f\left(\varphi\right) = 0$. Введем обозначения

$$I_1 = 2C_\sigma \int \frac{1}{\rho} \cdot A\Phi_\varphi \cdot exp\,\theta \cdot cos A\Phi \cdot d\rho\,;$$

$$I_2 = 2C_\sigma \int \cdot exp\,\theta \cdot sin A\Phi \cdot d\varphi\,.$$

Производные

$$\frac{\partial I_1}{\partial \varphi} = \frac{\partial I_2}{\partial \varphi} = 2C_\sigma\, exp\,\theta \cdot sin A\Phi\,; \qquad \frac{\partial I_1}{\partial \rho} = \frac{\partial I_2}{\partial \rho} = 2C_\sigma \frac{1}{\rho} exp\,\theta \cdot cos A\Phi\,.$$

Следовательно

$$\frac{\partial I_1}{\partial \varphi} = \frac{\partial I_2}{\partial \varphi}\,; \qquad \frac{\partial I_2}{\partial \rho} = \frac{\partial I_1}{\partial \rho}\,.$$

При равенстве частных производных интегралы I_1 и I_2 отличаются постоянными интегрирования. В нашем случае принимаем

$$I_1 = I_2 = I\,,$$

тогда разность нормальных напряжений будет соответствовать (17). Таким образом решение замыкается.

Если решение (20) представить в виде

$$\sigma_\rho = C_\sigma\, exp\,\theta cos\, A\Phi - I + \sigma\,;\ \sigma_\varphi = -C_\sigma\, exp\,\theta \cdot cos\, A\Phi - I + \sigma.$$

Принимая $\sigma = \sigma' + I$, получим

$$\sigma_\rho = C_\sigma \exp\theta \cdot \cos A\Phi + \sigma';$$
$$\sigma_\varphi = -C_\sigma \exp\theta \cdot \cos A\Phi + \sigma', \tag{21}$$

где σ' – составляющее среднего напряжения σ, удовлетворяющее бигармоническому уравнению.

Следует отметить, что интеграл I соответствует уравнению Лапласа и бигармоническому уравнению и входит составной частью в среднее напряжение.

Между выражениями (13) и (21) имеет место соответствие. Принимая в (13)

$$C_3 = 0,\ C_4 = 1,\ C_2 = 0,\ C_1 = n \cdot C_\sigma,$$

получим функцию напряжений или среднее нормальное напряжение в виде

$$\sigma' = n \cdot C_\sigma \cdot \exp\theta \cdot \cos A\Phi, \tag{22}$$

где n – положительное или отрицательное число, определяемое условиями задачи.

Если принять $\sigma' = 0\ (n = 0)$, тогда

$$\sigma_\rho = C_\sigma \exp\theta \cos A\Phi,\ \sigma_\varphi = -C_\sigma \exp\theta \cos A\Phi.$$

Следовательно

$$\sigma' = \frac{\sigma_P + \sigma_\varphi}{2} = 0.$$

При этом

$$\sigma_\rho - \sigma_\varphi = 2C_\sigma \exp\theta \cos A\Phi,$$

что соответствует соотношению (17). Используя выражения (22) и (21), имеем

$$\sigma_\rho = (n+1) \cdot C_\sigma \exp\theta \cdot \cos A\Phi,\ \sigma_\varphi = (n-1) \cdot C_\sigma \exp\theta \cdot \cos A\Phi. \tag{23}$$

В данном случае реализован сдвиг на диаграмме Мора по нормальным напряжениям в ту или иную сторону в зависимости от знака n. Разность напряжений по (23) также соответствует соотношению (17).

Анализ полученных результатов

Полученный результат можно сопоставить с решениями, приведенными в литературе: к примеру решение Жемочкина [3], в котором функция напряжений ψ представлена произведением функций, зависящих только от одной переменной. Согласно [3] функция напряжений имеет вид

$$\psi = f(\rho) \cdot \sin\varphi.$$

В этом случае $A\Phi = \varphi$, функцию $f(p)$ необходимо определить.

Согласно (7) можно записать

$$\psi = C_\sigma \exp\theta \cdot \sin A\Phi,$$

при этом

$$\rho\theta_\rho = -A\Phi_\rho,\ \theta_\varphi = \rho A\Phi_\rho.$$

определяет $A\Phi_\varphi$, $A\Phi_\rho$

$$A\Phi_\varphi = 1,\ A\Phi_\rho = 0,$$

тогда

$$\theta_\varphi = 0 \text{ или } \theta' = f(\rho).$$

Подставляем $A\Phi_\varphi$ в соотношение Коши-Римана

$$\rho\theta_\rho = -1,\ \theta_\rho = -\frac{1}{\rho},\ d\theta = -\frac{d\rho}{\rho},$$

отсюда

$$\theta'' = -ln\,\rho + C' + f(\varphi).$$

Сопоставляя θ' и θ'', убеждаемая что $f(\varphi) = 0$

$$\theta = \theta'' = -ln\,C'.$$

Следовательно

$$\psi = exp(-ln\,C'\rho)\cdot\sin\varphi = \frac{1}{C'}\cdot\frac{1}{\rho}\sin\varphi = D\frac{1}{\rho}\sin\varphi.$$

Последнее выражение соответствует одному из частных решений [3].

Выводы

1. Рассмотрена плоская задача теории упругости в полярных координатах.
2. Получено выражение для определения функции напряжений, как произведение гармонических функций, зависящих от координат ρ и φ.
3. Представленное решение является более общим в сравнении с известными решениями.

Список литературы

1. Чигиринський В.В., Шевченко В.Г. Про деякі особливості гармонійних функцій в теорії пружності // Нові матеріали і технології металургії та машинобудування, 2008. –№2 – С. 102-105.

2. Безухов Н.И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести. М.: Высшая школа, 1968. – 512 с.

3. Жемочкин Б.Н. Теория упругости. – М.: Стройвоенмориздат, 1947. – 250 с.

4. Мусхелишвили Н.И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. М.: Наука, 1966. – 770 с.

5. Бондаренко Б.А., Филатов А.Н. Квазиполиноминальные функции и их приложения к задачам теории упругости. – Ташкент: Фан, 1978. – 173 с.

6. Партон В.З., Перлин П.И. Методы математической теории упругости. – М.: Наука, 1981. – 688 с.

7. Тихонов А.Н., Самарский А.А. Уравнения математической физики. – М.: Наука, 1977. – 735 с.

УДК 622.831.3:622.28.043 © П.Н. Должиков, Н.Н. Палейчук

ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЫРАБОТОК В ЗОНАХ ИНТЕНСИВНОЙ ТРЕЩИНОВАТОСТИ

Наведено результати натурних досліджень закономірностей розвитку технологічної тріщинуватості в умовах виробок шахт Східного Донбасу. Розроблено класифікацію ділянок підготовчих виробок за інтенсивністю тріщиноутворення. Наведено наукові передумови для обґрунтування зміни геометричних параметрів виробок.

Приведены результаты натурных исследований закономерностей развития технологической трещиноватости в условиях выработок шахт Восточного Донбасса. Разработана классификация участков подготовительных выработок по интенсивности трещинообразования. Приведены научные предпосылки для обоснования изменения геометрических параметров выработок.

The results of field studies patterns of development process of fracturing in the workings of the Eastern Donbass mines are given. The classification of development workings sectors of the intensity of fracturing. Is developed the scientific background to justify the change of geometrical parameters of the workings is shown.

Введение

На состояние шахтных выработок оказывает влияние множество геологических, технологических и эксплуатационных факторов. К одному из наиболее влиятельных факторов относится трещиноватость породного массива, которая, в свою очередь, делится на естественную, тектоническую и технологическую. Кроме того, существуют участки, на которых происходит интенсивное развитие технологической трещиноватости по сравнению с другими участками, в результате чего за довольно короткий промежуток времени состояние выработки может стать аварийным. Таким образом, для качественной оценки эксплуатационного состояния подготовительных горных выработок необходимо классифицировать различные их участки по интенсивности трещинообразования в совокупности с другими факторами, а также выполнить анализ на соответствие геометрических параметров выработок способности противостоять асимметричной превалирующей нагрузке.

1 Исследование трещинообразования

В качестве объекта исследований были выбраны горизонтальные подготовитель-

ные выработки пластов h_8 и h_{10} шахт «Комсомольская» и «Партизанская» ГП «Антрацит», а также шахты им. В.В. Вахрушева ГП «Ровенькиантрацит». Вмещающие породы данного региона представлены алевролитами, мощность m которых в исследованных выработках находилась в пределах 4,7-9,5 м, а временная прочность на сжатие σ_c перпендикулярно плоскостям напластования составляла 53,7-64,2 МПа, песчано-глинистыми сланцами с $m = 2{,}8$-16,2 м, $\sigma_c = 67{,}5$-71 МПа, аргиллитами с $m = 7$-24,6 м, $\sigma_c = 73$-96,8 МПа и песчаниками с $m = 9$-38 м, $\sigma_c = 135{,}7$-178 МПа. Углы напластования пород в исследуемых выработках составляют $\alpha = 2 \div 19°$ при диапазоне глубин $H = 694 \div 1115$ м.

В связи с тем, что длина некоторых выработок достигала 3 км при оценке их эксплуатационного состояния общая их длина разбивалась на участки по 40 м. Устойчивость оценивалась показателем ω_S, определяемым, как отношение фактической минимальной площади поперечного сечения участка выработки к проектной, а также при помощи показателя ω_N, рассчитываемого как отношение количества работоспособных рам металлокрепи к общему их числу на участке длиной 40 м [1].

В ходе исследования было установлено, что между показателями устойчивости ω_N и ω_S существует зависимость, поэтому для удобства расчетов в дальнейшем будем использовать показатель ω_N, так как он является количественной характеристикой устойчивости и позволяет наглядно сравнивать эксплуатационное состояние различных участков выработок

В результате анализа степени и характера деформирования контура подготовительных выработок и элементов крепления на различных участках по значению показателя ω_N выделено четыре типа наиболее характерных зон: со значением показателя менее 0,5 – зона I-го типа, с $\omega_N = 0{,}5 \div 0{,}65$ – зона II-го типа, со значением $\omega_N = 0{,}651 \div 0{,}8$ – III-го типа, а участки с $\omega_N > 0{,}8$ соответственно IV-го типа.

С целью определения изменения величины показателя устойчивости ω_N в зависимости от густоты трещин λ за фиксированный промежуток времени (1 мес.) в течение года проводились инструментальные исследования. При помощи фотопланиметрического метода с применением микроскопа МПБ-3 определялось исходное значение густоты трещин, затем определялось приращение количества трещин на 1 м длины выработки со временем на различных участках. Минимальное значение раскрытия фиксируемых трещин составляло 0,02 мм.

Результаты исследования развития трещиноватости в горизонтальных пластовых подготовительных выработках, срок эксплуатации которых превышал 5 лет, вне зон влияния очистных работ и тектонической нарушенности для условий пластов h_{10} и h_8 представлены на рис. 1.

На рис. 1, а прямая *5* соответствует зоне IV типа на момент окончания исследования. Кривая *3* соответствует зоне II типа, (значение показателя устойчивости

$\omega_N = 0{,}6$) переход на которую произошел на 8-м месяце исследований; до этого показатель ω_N участка выработки, представленного кривой *3*, составлял 0,75 (зона III типа). На участке, представленном кривой *4* в течении года показатель ω_N изменился с 0,825 (май 2009 г.) до 0,575 (апрель 2010 г.). Переход из зоны IV в зону III типа произошел на втором месяце исследований, а из зоны III в зону II типа – на пятом. В зонах, представленных кривыми *1* и *2*, значение показателя ω_N составляло соответственно 0,825 и 0,7 на момент начала исследований и 0,375, 0,45 по прошествии года. На участке, характеризуемого кривой *1*, значение показателя ω_N изменилось с 0,825 до 0,75 на четвертом месяце исследований, с 0,725 до 0,575 на шестом, с 0,55 до 0,375 на восьмом. На участке выработки, развитие трещиноватости в которой отражено кривой *2*, исходное значение показателя устойчивости составляло 0,7; на седьмом месяце опустилось до 0,64, а на десятом уменьшилось до 0,45.

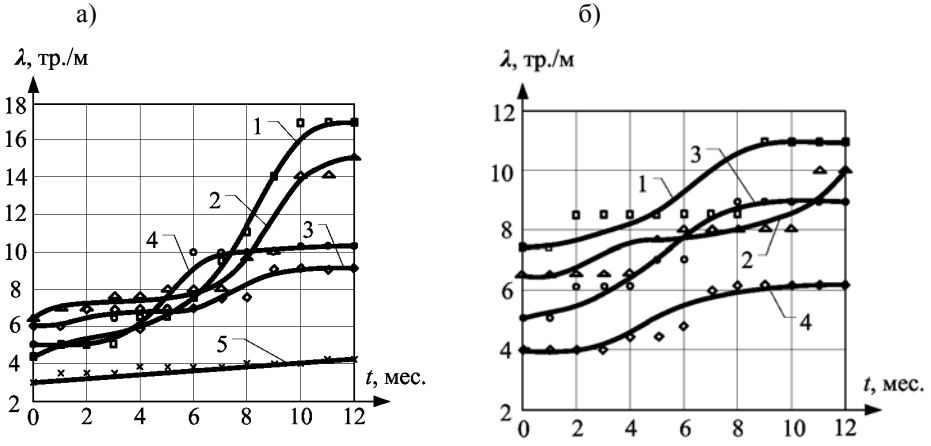


Рис. 1. Графики развития трещиноватости:
а) в условиях пласта h_{10}; б) в условиях пласта h_8

Кривые *1-4* и прямая *5* (рис. 1, а) методом наименьших квадратов аппроксимируются соответствующими функциями вида:

$$\lambda(t)_{11} = 4{,}093 + 1{,}505t - 0{,}646t^2 + 0{,}115t^3 - 0{,}004t^4;\ R^2 = 0{,}85; \quad (1)$$

$$\lambda(t)_2 = 6{,}214 + 1{,}212t - 0{,}458t^2 + 0{,}065t^3 - 0{,}002t^4;\ R^2 = 0{,}78; \quad (2)$$

$$\lambda(t)_3 = 5{,}786 + 1{,}028t - 0{,}345t^2 + 0{,}047t^3 - 0{,}002t^4;\ R^2 = 0{,}73; \quad (3)$$

$$\lambda(t)_4 = 5{,}205 - 1{,}033t + 0{,}583t^2 - 0{,}064t^3 + 0{,}002t^4;\ R^2 = 0{,}79; \quad (4)$$

$$\lambda(t)_5 = 3,261 + 0,011t\,;\ R^2 = 0,83\,, \tag{5}$$

где $\lambda(t)_1$ - $\lambda(t)_5$ – густота трещин во времени для участков выработок, представленных кривыми *1-4* и прямой *5*; (тр./м)/мес.;

t – время фиксации соответствующего значения густоты трещин массива, мес.

Зная время, при котором произошел качественный переход участков выработок из зон предыдущего в зоны последующего типов, определим интенсивность развития трещиноватости на этих участках, при которой произошел данный переход как производную первого порядка

$$v = \lambda'(t) = \frac{d\lambda}{dt}\,. \tag{6}$$

Поскольку на участке, характеризуемым прямой *5* (рис. 1, а) в течении года показатель ω_N не изменился, то интереса для дальнейших исследований эта зона не представляет. Результаты расчета интенсивности трещинообразования для условий пласта h_{10} приведены в табл. 1.

Таблица 1

РАСЧЕТНЫЕ ЗНАЧЕНИЯ ИНТЕНСИВНОСТИ ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ В ЗОНАХ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ ДЛЯ УСЛОВИЙ ПЛАСТА h_{10}

Параметры	Зоны							
	I-го типа		II-го типа				III-го типа	
№ кривой	1	2	1	2	3	4	1	4
Время фиксации перехода в зону данного типа, t, мес.	8	10	6	7	8	5	4	2
Густота трещин, λ, тр./м	11	14	8	8	10	8	6	5
Интенсивность трещинообразования, v, (тр./м)/мес.	4,5	2,51	2,5	1,2	0,95	1,0	0,8	0,6

Анализ данных табл. 1 показывает, что наиболее интенсивное развитие трещин происходит при переходе участка выработки из зоны II-го в зону I-го типа, а наименее интенсивное – при переходе из зоны IV-го в зону III-го типа.

В условиях пласта h_8 кривые *1* и *2* (рис. 1, б) соответствуют зонам I-го типа на момент окончания исследования. На участке, характеризуемом кривой *1*, значение показателя ω_N изменилось с 0,825 до 0,7 на пятом месяце исследований, с 0,7 до 0,5 на седьмом, с 0,5 до 0,45 на десятом. На участке выработки, развитие трещиноватости в которой отражается кривой *2*, исходное значение показателя устойчивости со-

ставляло 0,875; на пятом месяце опустилось до 0,675, на восьмом составило 0,55, а на одиннадцатом уменьшилось до 0,375. Кривая *3* соответствует зоне II-го типа, (значение показателя устойчивости $\omega_N = 0{,}65$) переход на которую произошел на 6-м месяце исследований; до этого показатель ω_N участка выработки, представленного данной кривой, составлял 0,775 (зона III-го типа). На участке выработки, представленным кривой *4* в течение года показатель ω_N изменился с 0,9 до 0,75. Переход из зоны IV-го в зону III-го типа произошел на третьем месяце исследований, а из зоны III-го в зону II-го типа – на пятом.

Кривые *1-4* (рис. 1, б) наилучшим образом аппроксимируются соответствующими полиномиальными зависимостями:

$$\lambda(t)_1 = 7{,}193 + 1{,}370t - 0{,}501t^2 + 0{,}068t^3 - 0{,}0025t^4;\ R^2 = 0{,}82; \quad (7)$$

$$\lambda(t)_2 = 6{,}609 - 0{,}592t + 0{,}312t^2 - 0{,}041t^3 + 0{,}002t^4;\ R^2 = 0{,}88, \quad (8)$$

$$\lambda(t)_3 = 5{,}086 + 0{,}129t + 0{,}078t^2 - 0{,}005t^3;\ R^2 = 0{,}91, \quad (9)$$

$$\lambda(t)_4 = 4{,}102 - 0{,}336t + 0{,}130t^2 - 0{,}007t^3;\ R^2 = 0{,}78. \quad (10)$$

По методике определения интенсивности трещинообразования для условий пласта h_{10} аналогично были выполнены расчеты для пласта h_8. Результаты расчетов сведены в табл. 2.

Таблица 2

РАСЧЕТНЫЕ ЗНАЧЕНИЯ ИНТЕНСИВНОСТИ ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ В ЗОНАХ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ ДЛЯ УСЛОВИЙ ПЛАСТА h_8

Параметры	Зоны								
	I-го типа		II-го типа				III-го типа		
№ кривой	1	2	1	2	3	4	1	2	4
Время фиксации перехода в зону данного типа, t, мес.	10	11	7	8	6	5	5	5	3
Густота трещин, λ, тр./м	11	7	8,75	8	7	4,5	8	7	4
Интенсивность трещинообразования, ν, (тр./м)/мес.	1,75	2,0	0,9	0,62	0,5	0,4	0,2	0,39	0,25

Как следует из представленных результатов, в условиях пласта h_8 наиболее интенсивный характер развития трещиноватости наблюдался при переходе участков выработок из зон II-го в зоны I-го типа, а наименее интенсивное – при переходе участков выработок из зон IV-го в зоны III-го типа.

Сравнительный анализ результатов исследований показывает, что характер развития трещиноватости во времени для рассматриваемых пластов различен. Данный факт обусловлен существенным различием деформационно-прочностных свойств вмещающих пород. Однако наиболее интенсивное развитие трещиноватости наблюдается при переходе участков выработок в зоны I-го типа в условиях пластов h_{10} и h_8.

На основании проведенного анализа, зоны I-го типа можно охарактеризовать, как интенсивно трещиноватые, зоны II-го типа – как зоны активного развития трещин, III-го типа – как зоны активизации трещинообразования, а зоны IV-го типа – как зоны потенциального развития трещин.

2 Разработка классификации участков выработок

В основу разработанной классификации положен признак интенсивности трещинообразования v в зонах различных типов пластов h_8 и h_{10}. Для наиболее полной характеристики эксплуатационного состояния выработок в классификации также были использованы такие параметры, как временная прочность на сжатие σ_c перпендикулярно плоскостям напластования пород, средняя мощность m литологических разностей, среднее по длине участков значение смещений пород U, густота трещин массива λ, а также значения показателей ω_N и ω_S, которые были получены и проанализированы в результате проведения шахтных натурных исследований. Наряду с этим, важнейшим параметром является вероятность вывалообразований, которая определяет степень аварийности выработки и необходимости в ремонте. Разработанная в результате обобщения материалов шахтных и аналитических исследований классификация соответствующих зон приведена в табл. 3. В числителе указаны значения параметров для пласта h_{10}, а в знаменателе – для пласта h_8.

Исходя из распределения вероятностей вывалообразований на различных участках, наибольшее число вывалов происходит в зонах I-го типа. Учитывая, что со временем практически более 90% зон II-го типа переходят в зоны I-го типа, очевидна тенденция к увеличению количества вывалов.

На рис. 2 представлено распределение количества зон II-го и I-го типов в исследуемых диапазонах глубин разработки. Анализ диаграммы распределения показывает, что с ростом глубины количество зон II-го и I-го типов возрастает, а соответственно растет и вероятность вывалообразований.

Таблица 3

КЛАССИФИКАЦИЯ УЧАСТКОВ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Параметры	Зоны			
	I-го типа	II-го типа	III-го типа	IV-го типа
Показатель устойчивости, ω_N	$\omega_N < 0{,}5$	$0{,}5 \le \omega_N \le 0{,}65$	$0{,}65 \le \omega_N \le 0{,}8$	$\omega_N > 0{,}8$
Показатель устойчивости, ω_S	$\frac{< 0{,}6}{< 0{,}65}$	$\frac{0{,}6 \div 0{,}72}{0{,}64 \div 0{,}74}$	$\frac{0{,}73 \div 0{,}85}{0{,}75 \div 0{,}84}$	$\frac{> 0{,}85}{> 0{,}84}$
Прочность пород кровли, σ_c, МПа	$\frac{50 \div 90}{80 \div 160}$	$\frac{50 \div 80}{110 \div 153}$	$\frac{62{,}5 \div 85}{92 \div 168}$	$\frac{72 \div 97}{110 \div 180}$
Мощность пород кровли m, м	$\frac{5 \div 13}{5 \div 20}$	$\frac{7 \div 14}{7{,}7 \div 25}$	$\frac{8{,}5 \div 20}{10 \div 28}$	$\frac{13{,}6 \div 25}{13 \div 38}$
Густота трещин, λ, тр./м	$\frac{11 \div 20}{7 \div 13}$	$\frac{7{,}5 \div 10}{4{,}5 \div 8{,}75}$	$\frac{5 \div 8}{4 \div 8}$	$\frac{3 \div 7}{1 \div 5}$
Среднее значение смещений пород U, м	$\frac{> 0{,}65}{> 0{,}5}$	$\frac{0{,}46 \div 0{,}65}{0{,}34 \div 0{,}5}$	$\frac{0{,}16 \div 0{,}45}{0{,}15 \div 0{,}33}$	$\frac{\le 0{,}15}{\le 0{,}14}$
Интенсивность трещинообразования, ν, инициирующая переход в зону данного типа, (тр./м)/мес.	$\frac{> 2{,}5}{> 1{,}0}$	$\frac{0{,}95 \div 2{,}5}{0{,}4 \div 1{,}0}$	$\frac{0{,}4 \div 0{,}94}{0{,}2 \div 0{,}39}$	--
Вероятность вывалообразования, $P(A)$, %	87	30	2,8	0,5

3 Анализ характера нагрузки

В результате исследования характера деформирования контура выработок и элементов крепления было установлено следующее:

– направление превалирующей нагрузки на крепь в зонах различных типов определяется неравномерностью разрушения пород вследствие воздействия ряда факторов: угла напластования, геологической нарушенности, вариации мощности и деформационно-прочностных свойств вмещающих пород и в большинстве исследуемых выработок имеет асимметричную направленность;

– после исчерпания конструктивной податливости крепи в зонах II-го и I-го типа наблюдался прогиб верхняка синклинальной асимметричной складчатой структуры, изгиб стоек и разрыв скоб замковых соединений, а в местах сопряжения стоек и верхняка происходила фрагментация профиля СВП стойки, при этом отмечается, что применяемые в данных условиях типы и формы крепи являются низкоэффективными в виду несоответствия направления и величины действующей нагрузки и геометрических и деформационно-силовых характеристик крепей;

– вне зон влияния очистных и проходческих работ, тектонической нарушенности и обводненности направление превалирующей нагрузки является нормальным к плоскости напластования пород, а при воздействии вышеуказанных факторов – сложной функцией от степени воздействия последних;

– потеря площади поперечного сечения выработки в зонах II-го и I-го типа на глубинах 860÷1115 м достигала 30-40%, а затяжка практически полностью была разрушена.

Одной из основных причин такого положения является несоответствие существующих геометрических параметров выработок напряженно-деформированному состоянию (НДС) массива в части оптимальности формы поперечного сечения. Таким образом, для повышения качества поддержания выработок необходимо пересмотреть целесообразность использования арочной формы поперечного сечения в данных условиях.

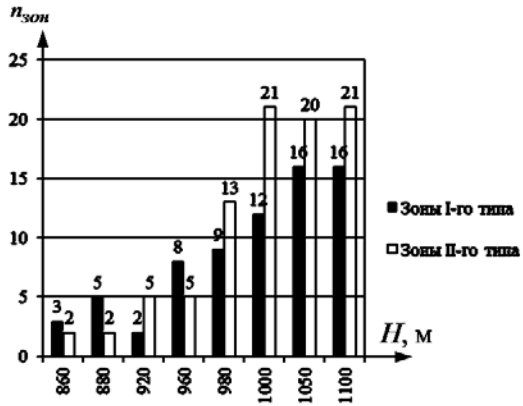


Рис. 2. Распределение по глубинам численности зон II-го и I-го типов в выработках шахт ГП «Антрацит»

4 Научные предпосылки для технико-экономического обоснования изменения формы поперечного сечения выработок

Ключевым условием сохранения заданных размеров и формы поперечного сечения выработки является условие постоянства напряжений на ее контуре:

$$\sigma_\rho + \sigma_\theta = \sigma_1 + \sigma_2 = const\,, \tag{11}$$

где σ_1, σ_2 – соответственно вертикальные и горизонтальные напряжения, заданные на бесконечности.

С точки зрения оптимизации НДС системы «крепь-массив», т.е. условии, при котором достигается постоянство напряжений действующих на контуре, наиболее приемлемой формой поперечного сечения одиночной выработки является эллипс с соотношением радиусов, равным отношению горизонтальной и вертикальной компонент поля напряжений [2].

И.Н. Булычевым в результате численного решения была получена форма поперечного сечения для условий асимметричного нагружения, имитирующего наклонно-залегающие слои пород или влияние рядом расположенной выработки. Данное сечение представляет собой полуэллипс со смещенной вертикальной осью (рис. 3) [3]. И.Н. Булычевым было установлено, что смещением вертикальной оси полуэллипса можно добиться снижения концентрации напряжений на контуре выработки за счет их выравнивания в противолежащих стенках.

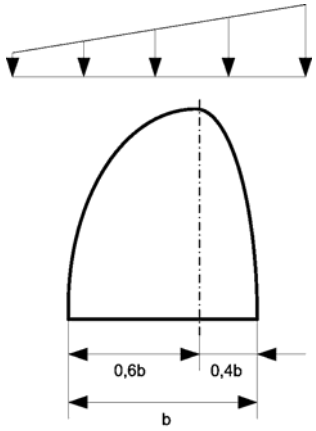


Рис. 3. Оптимальная форма поперечного сечения в условиях асимметричной нагрузки

В работе С.В. Мартыненко [4] была доказана целесообразность использования эллипсовидной формы поперечного сечения крепи с позиций минимизации изгибающих моментов. Ним были получены контуры оптимальных сечений при различных значениях коэффициента бокового распора λ, которые представлены на рис. 4.

Несмотря на внешнее сходство представленных типов сечений с арочной формой, в особенности *б* и *в* (рис. 4), ключевое отличие заключается в том, что в данных формах отсутствуют прямолинейные элементы, чем обеспечивается минимизация изгибающих моментов.

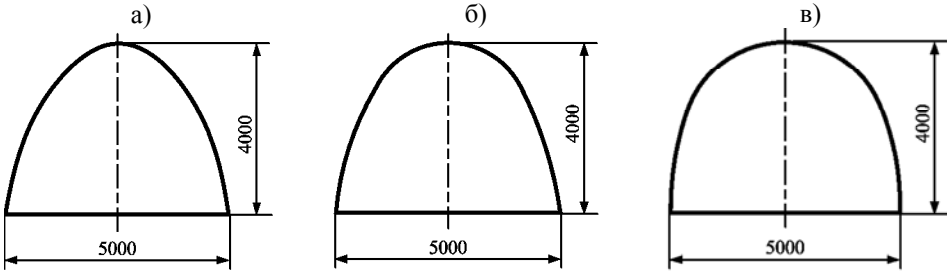


Рис. 4. Оптимальные формы поперечного сечения (15,5 м^2) для различных соотношений вертикальной и боковой нагрузок: а) при значении $\lambda = 0{,}3$; б) при $\lambda = 0{,}4$; в) при $\lambda = 0{,}5$

Проведя анализ выпускаемых в настоящее время отечественных конструкций металлокрепей было установлено, что по параметрам оптимальности формы поперечного сечения для зон II-го и I-го типов наиболее перспективной является разработанная в Западно-Донбасском научно-производственном центре «Геомеханика» двухрадиусная крепь КМП-А3Р2(-А4Р2 и -А5Р2). Последняя имеет форму овоида, максимально приближенного к эллипсу. Кроме этого крепи КМП-АхР2 отличаются увеличенной грузо-

несущей способностью и значительной податливостью по сравнению с типовыми металлокрепями КМП и АП. Хотя стоимость овоидных крепей на 15-20% выше, чем арочных, экономический эффект от внедрения инновационного крепления на этапе эксплуатации многократно превышает первичные прямые затраты [5].

Выводы

1. Для характеристики трещиноватости пород, помимо таких параметров, как раскрытие и густота трещин, целесообразно использовать показатель интенсивности, который соответствует скорости трещинообразования и является одним из критериев, определяющим вероятность вывалообразования на участке выработки.

2. В условиях глубоких шахт Восточного Донбасса в подавляющем своем большинстве выработки имеют арочную форму и закреплены соответствующей крепью, однако данная форма является морально устаревшей и не обеспечивает надлежащего уровня эксплуатационного состояния выработок, особенно в зонах II-го и I-го типов, что в дальнейшем может привести к экономической нецелесообразности поддержания выработок в связи с ростом количества интенсивно трещиноватых зон.

3. На сегодня обоснованы оптимальные формы поперечного сечения выработок и крепей, при которых достигается постоянство напряжений, действующих на контуре, а также минимизируются изгибающие моменты в элементах крепи, чем обеспечивается длительное сохранение заданных размеров и форм.

Список литературы

1. Должиков П.Н. Исследование влияния различных факторов на устойчивость горизонтальных выработок глубоких шахт / П.Н. Должиков, Н.Н. Палейчук // Науковий вісник НГУ. – 2011. – №1. – С.23-29.

2. Литвинский Г.Г. Основные закономерности проявлений горного давления на «малых» и «больших» глубинах / Литвинский Г.Г. // Матер. Междунар. конф. «Форум горняков-2009». – Днепропетровск: НГУ, 2009. – С. 13-21.

3. Булычев И.Н. К вопросу оптимизации контуров поперечных сечений протяженных горизонтальных выработок / И.Н. Булычев // Известия Тульского государственного университета: (серия: Геомеханика. Механика подземных сооружений). – 2004. – Вып. 2. – С.62-67.

4. Мартыненко С.В. Задача подготовки исходных данных для расчета параметров металлической крепи и ее реализация на системе управления базами данных «Visual Fox Pro 6.0» / С.В. Мартыненко // Горнодобывающая промышленность Украины и Польши: Актуальные проблемы и перспективы: Украинско-Польский форум горняков. – Днепропетровск: НГУ, 2004. – С. 92-104.

5. Прокопенко В.И. Экономическая целесообразность внедрения инновационных крепей на шахтах / В.И. Прокопенко, А.В. Кириченко, В.Я. Кириченко // Уголь Украины. – 2011. – №3. – С. 18-22.

УДК 622.28.042.4.003.12 © В.Я. Кириченко

ОЦЕНКА ПОТРЕБИТЕЛЬСКИХ СВОЙСТВ КРЕПЕЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НОВОГО ПРОФИЛЯ СПА

У статті розглянуті питання можливості заміни спецпрофілю СВП на профіль СПА. Доведено, що пропонований профіль має підвищену стабільність робочої характеристики. Обґрунтовано одержання економічного ефекту в результаті істотного поліпшення споживчих властивостей профілю СПА.

В статье рассмотрены вопросы возможности замены спецпрофиля СВП на профиль СПА. Доказано, что предлагаемый профиль обладает повышенной стабильностью рабочей характеристики. Обосновано получение экономического эффекта в результате существенного улучшения потребительских свойств профиля СПА.

Possibility of special profile SVP swap to SPA is considered. It is proved that given profile possesses increased stability of a working characteristics. Economic effect gain is substantiated as a result of a significant improvement of consumption features of the SPA profile.

В связи с четко определившимся в настоящее время разделением податливых крепей на два основных типа, существенно различающихся по уровню параметров рабочих характеристик, результаты сравнительной оценки потребительских свойств нового спецпрофиля также будут различаться, как в отношении приоритетности и значимости тех или иных показателей, так и в отношении численных значений их параметров. В связи с этим вполне обоснованным является рассмотрение двух основных случаев использования нового спецпрофиля СПА:

– в конструкциях достаточно широко применяемых податливых металлокрепей традиционного типа – АП3; АП5; АП3 удл. и др.;

– в конструкциях крепей нового технического уровня, отличающихся повышенной работоспособностью и изначально создававшихся для использования в тяжелых горно-геологических условиях.

Такое решение представилось достаточно обоснованным в связи с тем, что достигнутые в новом профиле значительные улучшения основных технических характеристик: W_x и W_y; $\frac{Wx}{m}$; $\frac{Wx}{F}$; $\omega = \frac{Wx}{\sqrt{F^3}}$ могут проявляться в улучшении потребительских свойств в крепях различного типа и назначения. Так например, роль и значимость такой важнейшей конструктивной особенности, как принудительное

зацепление сопрягаемых сегментов крепи по полкам и, одновременно, – радикальное улучшение условий трения в узлах податливости, может быть по достоинству оценено за счет повышения работоспособности податливых металлокрепей на основе совершенствования образующих ее параметров рабочей характеристики (*PP*; *Δ*). При этом такой важный параметр рабочей характеристики, как разброс значений реализуемого рабочего сопротивления, зависящий не только от конструкции спецпрофиля, конструкции замковых соединений, должен рассматриваться особо, т.к. уменьшение величины разброса резервирует возможность уменьшения нормативного запаса прочности конструкции ($\frac{P_П}{P_P}$) и соответствует подъему рабочего сопротивления. Стабильность рабочего сопротивления имеет самостоятельное значение и значимость его ни в коем случае нельзя недооценивать по той причине, что именно реализуемая величина рабочего сопротивления определяет, в конечном счете, величину конечных смещений контура выработки.

Поскольку важнейшим достижением необходимого уровня рабочего сопротивления является уровень предельной несущей способности конструкции крепи, сравнительный анализ следует начать с исследования влияния особенностей конструкции крепежной рамы на величину $P_П$.

На рис. 1 приведены расчетные значения удельной несущей способности крепей в зависимости от радиуса изгиба критического сегмента, рассчитанные по двум типам конструкций при использовании профилей СВП и СПА, рассчитанные по стандартной методике ДонУГИ. Для сопоставления нанесены сечения в свету, соответствующие реально применяемым крепям старых и новых типов.

Эти зависимости позволяют дать оценку достигаемому при использовании профиля СПА улучшению потребительских свойств по следующим критериям:

– повышение силовых параметров рабочей характеристики и их стабилизация;

– повышение надежности эксплуатации крепи;

– расширение номенклатуры применяемых сечений.

– получение прямой экономии металла.

В первом случае использование профиля СПА вместо СВП означает возможность получения прямой экономии металла за счет улучшения основных технических характеристик нового конструкционного материала и за счет одновременной замены профилей СВП (22; 27; 33), ближайшими аналогами типоразмерного ряда СПА с меньшей линейной массой (21,0; 24; 27; 30). Правомерность такой замены вполне обосновывается как большей частотой типоразмерного ряда СПА, так и соответствующими значениями статических показателей. Использование нового профиля гарантирует стабилизацию рабочей характеристики и резервирует более широкую возможность повышения рабочего сопротивления, рассматриваемого в качестве основного влияющего фактора, можно вполне обоснованно допустить некоторое понижение запаса прочности конструкции ($\frac{P_П}{P_P}$) до 1,3÷1,4. Важным моментом является то, что исходный параметр – предельная несущая способность комплекта

(P_{Π}) остается практически на одном уровне и находится в пределах отклонений значения временного сопротивления Ст.5пс, устанавливаемого ГОСТ 535-88.

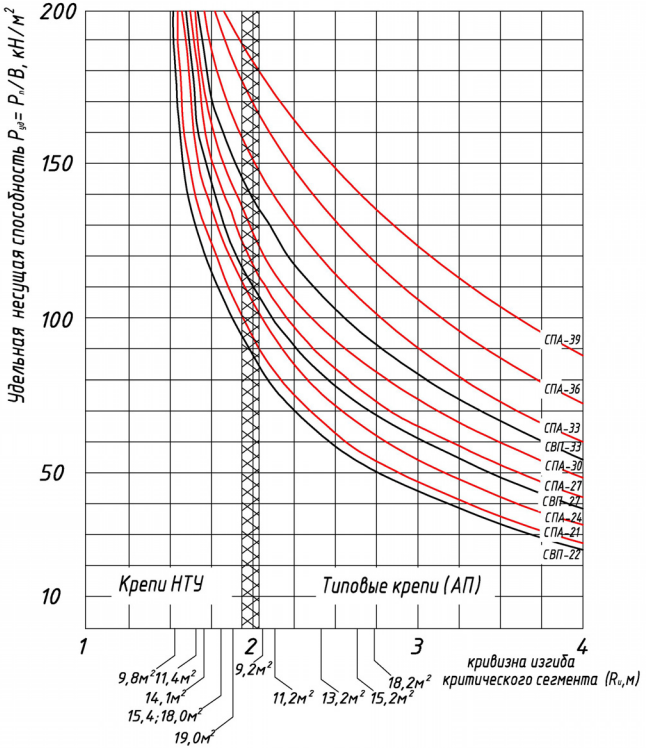


Рис. 1. Удельная несущая способность типовых и новых конструкций рамных крепей в зависимости от радиуса критического сегмента для профилей СВП и СПА

В таблице 1 приведены значения P_{Π} для используемых типоразмеров крепи АП-3 при замене профиля СВП на профиль СПА.

Открывающаяся при замене профилей возможность повышения величины рабочего сопротивления, возникающая в результате принципиального изменения условий трения по рабочим поверхностям, с очевидностью может быть использована в традиционных конструкциях крепей лишь частично, а именно – в пределах пропорционального изменения значения P_{Π}. Поэтому потенциальные возможности профиля СПА в этом отношении не могут быть использованы в типовых крепях из-за недопустимого снижения запаса прочности и без того минимизированного до значений 1,5÷1,7.

Таблица 1

ПРЕДЕЛЬНАЯ НЕСУЩАЯ СПОСОБНОСТЬ КОМПЛЕКТА $Р_{КР}$ (КН/КОМПЛ.) ПРИ ЗАМЕНАХ

№ п/п	Тип крепи и сечение	Тип профиля / масса 1 пог.м, кг	21,9 / 21,0	27,0 / 27,0	33,0 / 30,0 / 30,0	Примечание
1	11,2	СВП / СПА	333 / 387	—	—	Повышение стабильности рабочего сопротивления (P_P)
2	13,8		—	406 / 448 / –	—	
3	15,5		—	—	505 / 538 / 486	
4	18,3		—	—	485 / 526 / 474	

В целом считаем, что прямая экономия металла может достигать 12,0% и более без существенного снижения значений силовых показателей характеристики и при повышении качественных результатов эксплуатации – сокращении количества случаев аварийного характера, например, перехода крепи в жесткий режим работы еще до исчерпания конструктивной податливости, разрывов профиля, местной потери устойчивости на критических участках и т.п. Дополнительным преимуществом замены профилей в крепях старых конструкций может считаться открывающаяся возможность расширения номенклатуры используемых сечений. Так, например, возможности расширения области использования циркульных арок (АП) от сечения 18,0 м^2 до 22,0 м^2 в свету, достигаемое без снижения нормативного запаса прочности (1,7), что может представлять определенный интерес.

Практически ощущаемая недостаточность силовых параметров крепи как в отечественной, так и в зарубежной практике решается с различной степенью успеха путем увеличения плотности установки рам крепи. При этом нормативно установленное значение плотности для отечественных шахт составляет 0,8; 1,0; 1,25; 1,5; 2,0 и 3,0 рамы/пог. м, а в тяжелых горно-геологических условиях обычно используются последние два значения ряда.

Анализируя прием увеличения плотности в соответствии со степенью тяжести условий применения следует заметить, что повышение предельной несущей способности ($P_П$) обычно достигается прямо пропорционально увеличению металлоемкости крепления. В то же время, увеличение предельной несущей способности не является фактором, непосредственно определяющим конечные результаты режима взаимовлияния в системе «крепь – прилегающая часть массива». Таким фактором является, прежде всего, реализуемая величина рабочего сопротивления (P_P) и, во вторую очередь величина конструктивной податливости (Δ), в совокупности определяющие уровень работоспособности комплекта крепи и крепления в целом как пространственной конструкции.

С учетом этого обстоятельства, а также других факторов и, прежде всего, стабильности условий трения в узлах податливости, задача повышения P_P пропорцио-

нально достигнутому увеличению $P_П$ представляет собой значительно более сложную и многоплановую, которая может быть решена только путем комплексного подхода. Важнейшим из них является использование в крепи прокатного профиля, конструкцией которого предусматривается качественное улучшение условий трения на сопрягаемых участках образующих сегментов, позволяющее не только поднять уровень рабочего сопротивления, но и стабилизировать его значение.

Таким требованиям в полной мере отвечают конструктивные особенности нового профиля СПА и, в значительной мере, его предшественники – «V» (ТН58).

Следует отметить, что для случаев использования профилей без принудительного зацепления по полкам (СВП и его аналоги) оказываются малоэффективными в силу неопределенности условий трения в профилях, использующих принцип клинового эффекта. При этом, оказывается неэффективным и даже опасным увеличение зажимного усилия в узлах податливости (замках), так как повышается вероятность перехода крепи в жесткий режим. По указанным причинам попытки поднять уровень рабочего сопротивления путем увеличения плотности (и металлоемкости) в 2÷3 раза смещения были уменьшены всего на 14÷18%. С другой стороны, в случае реализации изменения плотности установки крепей новых типов с использованием спецпрофиля с принудительным зацеплением и замками современных типов, а также способов гибки, позволит решить проблему эксплуатационной устойчивости выработки в сложных горно-геологических условиях.

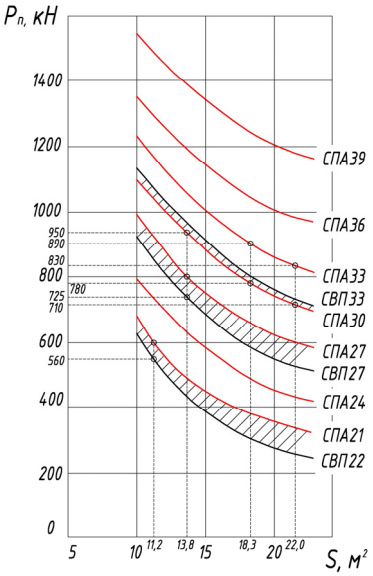


Рис. 2. Предельная несущая способность комплекта крепи (РП) в зависимости от сечения выработки при использовании профилей СВП и СПА

На рис. 2 приведена общая зависимость расчетных значений предельной несущей способности комплекта крепи от площади сечения в свету при использовании профилей СВП и СПА. Для удобства рассмотрения на графике нанесены значения обычно применяемых в практике сечений крепи в свету: 11,2; 13,8; 18,3 и 22,0 м^2 и соответствующие им значения предельной несущей способности, а область сопоставимых профилеразмеров СВП и СПА показана заштрихованным полем.

Анализ данных показал, что эта зависимость имеет гиперболически убывающий характер, причем с увеличением сечения крепи возрастает степень превышения несущей способности профиля СПА над профилем СВП, при этом значения $P_П$ для профилей СВП-33 и СПА-30 почти одинаковы.

При этом, четко просматриваются следующие закономерности, имеющие весьма важное практическое значение:

– на малых сечениях (до 12 м^2), с соответствующими им профилеразмерами СВП-22 и СПА-21, плотность крепи следует принимать одинаковой, при этом металлоемкость крепления снижается за счет веса комплекта (1,0 кг/пог. м крепи) с одновременным увеличением P_{Π} (до 10%).

– на больших сечениях (18÷22 м^2) при использовании профиля СПА-30 взамен профиля СВП-33 плотность установки крепи следует оставлять также одинаковой, при этом металлоемкость крепления снижается за счет веса комплекта до 3 кг/пог. м крепи. При использовании профиля СПА-33 появляется возможность увеличения шага установки рам на одну ступень (с 0,3 м до 0,5 м; с 0,5 м до 0,8 м), при этом снижение металлоемкости еще более ощутимо – до 35÷40 % на пог. м выработки.

– на средних сечениях (13,5÷15,5 м^2) при использовании профиля СПА-27 взамен профиля СВП-27 возможно снижение металлоемкости за счет увеличения шага установки крепи и веса комплекта, а при использовании профиля СПА-30 – только за счет снижения плотности крепления, также с существенным снижением металлоемкости – до 30÷35 % на пог. м выработки.

С учетом вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Замена профиля СВП на профиль СПА обеспечивает получение прямого эффекта. Принятое при разработке крепей нового уровня условие (без существенного увеличения массы комплекта в равных сечениях) выполняется за счет более широких возможностей варьирования замены типоразмеров при меньшей частоте параметрического ряда.

2. В крепях нового технического уровня предельные несущие значения (РП) и рабочее сопротивление (P_P) достигается конструктивными особенностями крепей и профиля СПА: предельная несущая способность (P_{Π}) возрастает – до 1200 кН/компл., а рабочее сопротивление (P_P) – до 700 кН/компл. Следует заметить, что в новых конструкциях рамных крепей, созданных на базе профилей СВП, достигнутые значения P_{Π} и P_P составляют, соответственно, до 1000 кН/компл. и до 500 кН/компл.

3. При использовании профиля СПА необходимое повышение уровня рабочего сопротивления достигается без особых проблем за счет изменения вида трения, так как используется по преимуществу – принудительное трение в желобе вместо клинового. В профилях типа СПА деформация поверхностей трения (впадины полок и прилегающий участок стенки) и их состояние практически исключается и не зависит от степени износа гибочной машины, тем самым условия стабилизации усилий трения оказываются достаточно благоприятными, позволяющими широко варьировать зажимным усилием. При использовании профиля СПА приращение рабочего сопротивления до 30% достигается без увеличения зажимного усилия и, с учетом состояния поверхностей трения может обеспечить дальнейшее его увеличение до 45÷60%.

4. Улучшение потребительских свойств спецпрофиля СПА заключается в открывающейся возможности существенного повышения стабильности рабочей характеристики, т.е. уменьшения интервала разброса значений P_P, неизбежного при любой

конструкции узлов податливости в силу известных различий коэффициентов трения покоя и скольжения.

Уменьшение разброса значений параметра P_P (до 10%), гарантированное особенностями конструкции профиля СПА, означает возможность повышения рабочего сопротивления в тех же пределах или же повышение запаса надежности, конкретно реализуемое в уменьшении числа отказов крепи при случайных пиковых отклонениях характеристики. В этом случае можно констатировать улучшение такого важного потребительского свойства профиля СПА как **повышение эксплуатационной надежности.**

Таким образом, разработанный шахтный спецпрофиль СПА по сравнению с отечественными и зарубежными аналогами обладает рядом преимуществ, а его применение обеспечивает получение значительного технико-экономического эффекта в результате существенного улучшения его потребительских свойств. В крепях нового технического уровня высокие потребительские свойства проявляются в наибольшей степени и полностью соответствуют эксплуатационной устойчивости подготовительных выработок на основе повышения силовых характеристик крепи в 1,5÷2,0 раза и работоспособности в 3÷4 раза по сравнению с применяемыми.

УДК 622.138

© А.Б. Владыко, Д.В. Рудаков,
В.Н. Анисимова

МОДЕЛИРОВАНИЕ ВОДОПРИТОКА В ПОДЗЕМНУЮ ВЫРАБОТКУ ЧЕРЕЗ ПРОТИВОФИЛЬТРАЦИОННУЮ ЗАВЕСУ

Розглянуто методи захисту підземних виробок від водопритоків. Обґрунтовано математичну модель фільтрації до виробки через протифільтраційну завісу. Представлені результати моделювання водопритока у виробку, захищену протифільтраційною завісою.

Рассмотрены методы защиты подземных выработок от водопритоков. Обоснована математическая модель фильтрации к выработке через противофильтрационную завесу. Представлены результаты моделирования водопритока в выработку, защищенную противофильтрационной завесой.

The methods to protect underground excavations from water inflow are considered. The model of ground water flow to an excavation through a low permeable screen is developed. The results of modeling of water inflow into an excavation protected with the screen are demonstrated.

Постановка проблемы

Рудные месторождения имеют ряд особенностей, обусловленных сложным геологическим строением, тектоническими нарушениями и гидрогеологическими условиями. При осушении месторождений следует учитывать также большое количество разветвленных подземных выработок и опасность внезапных прорывов воды из трещин, раскрываемых в процессе проходки.

Для уменьшения притока воды в подготовительные выработки используют различные методы защиты, включая тампонаж пустот вокруг выработок, создания противофильтрационных завес (ПФЗ) в слабых породах (песках) с использованием струйной технологии, а также инъекционных завес.

Связь проблемы с научно-практическими задачами

Сложность осушения выработок в проницаемых породах заключается в создании эффективной завесы, которая была бы адаптирована к гидрогеологическим условиям месторождения, возможностям имеющихся технологий, их параметров и материалов, используемых при закреплении. Для решения этой задачи необходим прогноз остаточных водопротоков в горную выработку, время набора прочности цемента и долговременность фильтрационной защиты.

Для решения поставленной задачи требуется максимально полная информация о строении и свойствах нарушенного породного массива. Ключевыми параметрами методов прогнозирования водопритоков после создания ПФЗ является радиус области питания, глубина заложения выработки, расход воды, поступающей в выработку.

Анализ предыдущих исследований

Наиболее достоверные результаты по оценке водопритока в подземные выработки могло бы дать физическое моделирование и опытно-фильтрационные работы. Однако создание физической модели формирования противофильтрационной завесы наталкивается на значительные трудности вследствие сложности адекватного воспроизведения гидрогеологических условий и водопритока на разных участках месторождения. С другой стороны, результаты опытно-фильтрационных работ в нарушенном массиве, содержащем систему подземных связанных выработок, затруднительно однозначно интерпретировать.

Возможной альтернативой является математическое моделирование, которое позволяет прогнозировать притоки воды для различных горнотехнических и гидрогеологических условий. Разработкой методов расчёта фильтрации из каналов, плотин, накопителей, оборудованных противофильтрационными устройствами и системой дренажа, занимались многие отечественные и зарубежные ученые [1, 2]. Анализ полученных результатов свидетельствует о недостаточном учете специфики ПФЗ вокруг подземных выработок в практических расчетах фильтрации.

В связи с этим целью работы является расчетная оценка параметров ПФЗ на основе моделирования фильтрации через созданную слабопроницаемую завесу вокруг выработки.

Обоснования фильтрационной модели

Основными параметрами модели является толщина ПФЗ, расстояние от нее до выработки и радиус влияния выработки. После сооружения ПФЗ вокруг выработки формируется слабопроницаемая вертикальная прослойка, что в условиях безнапорной фильтрации в осушенном массиве формирует подпор (рис. 1). Стенка толщиной l_1 с коэффициентом фильтрации K_1 находится на расстоянии ($l_2 - l_1$) от выработки, закрепленной бетонной крепью толщиной ($l_3 - l_2$) и коэффициентом фильтрации K_3. Между стенками выработки залегают относительно проницаемые вмещающие породы с коэффициентами фильтрации K_2. На расстоянии R_0 от выработки поддерживается напор H_0.

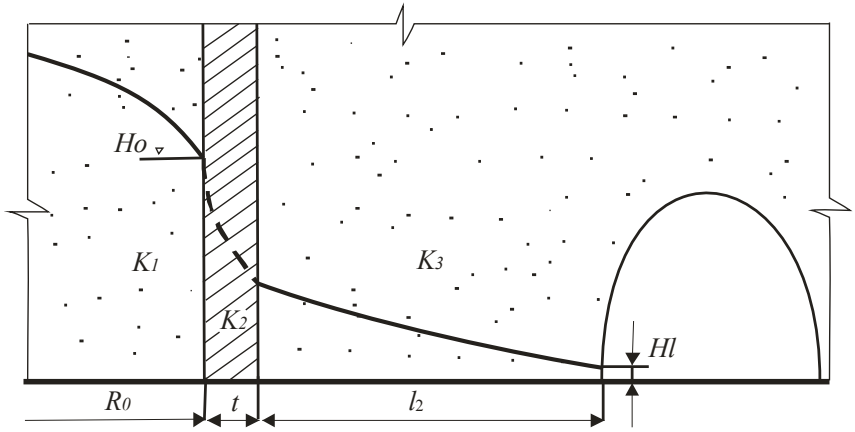


Рис. 1. Схема фильтрации к выработке через ПФЗ

Рассмотрим практически важный случай линейной стационарной фильтрации к выработке после создания ПФЗ. Безнапорный фильтрационный поток в сформированной слоистой области при отсутствии внутренних источников и стоков может быть описан системой уравнений

$$\frac{d^2 H_i^2}{dx^2} = 0, \quad i = 1,2,3; \tag{1}$$

при условиях постоянного напора на внешних границах

$$H_1(0) = H_0\,,\ H_3(l_3) = H_l\,. \tag{2}$$

и равенства расходов и напоров на внутренних границах

$$k_1 H_1 \frac{dH_1}{dx}\bigg|_{x=l_1} = k_2 H_2 \frac{dH_2}{dx}\bigg|_{x=l_1}\,,\ \ H_1(l_1) = H_2(l_1), \tag{3}$$

$$k_2 H_2 \frac{dH_2}{dx}\bigg|_{x=l_2} = k_3 H_3 \frac{dH_3}{dx}\bigg|_{x=l_2}\,,\quad H_2(l_2) = H_3(l_3). \tag{4}$$

Напор H_0 на внешней границе стенки определится уровнем подземных вод на удаленной границе, а напор H_l соответствует небольшой высоте участка высачивания на нижнем контуре выработки.

Решение системы уравнений (1) записывается в виде

$$H_i(x) = \sqrt{a_i x + b_i}\ , \tag{5}$$

где коэффициенты a_i и b_i определяются после подстановки выражения (5) в условия (2)-(4). Решение системы (1) и тестовые расчеты были проведены в системе компьютерной математики Maple.

Расчеты и обсуждение результатов

Для тестовых расчетов были взяты параметры, соответствующие гидрогеологическим условиям подземной разработки на Марганецком ГОКе. Надрудный водоносный горизонт на месторождении приурочен к мелкозернистым пескам, переходящим в нижней части в средне- и крупнозернистые, мощностью 2-3 м с коэффициентом фильтрации от 0,2 до 1,6 м/сут. Глубина залегания рудного пласта от поверхности составляет 40-80 м, мощность рудного пласта изменяется от 1,8 до 2,7 м. Для таких условий характерны большие водопротоки в подземные выработки, которые можно существенно уменьшить с помощью ПФЗ.

При моделировании рассчитывались водопритоки в выработку и дополнительный подпор за ПФЗ в зависимости от толщины и проницаемости завесы, различной протяженности области дренирования и проницаемости пород (рис. 2-4). Анализ графиков показывает, что определяющим фактором водопритока является целостность завесы. При увеличении толщины завесы с 0,005 до 0,15 м водоприток в выработку уменьшился в 1,1-1,2 раза. С увеличением проницаемости пород вокруг выработки с 0,01 до 0,1 м/сут водоприток увеличился в 1,05-1,1 раза. С изменением расстояния до дренажа с 50 до 300 м водоприток увеличился в 1,1-1,2 раза.

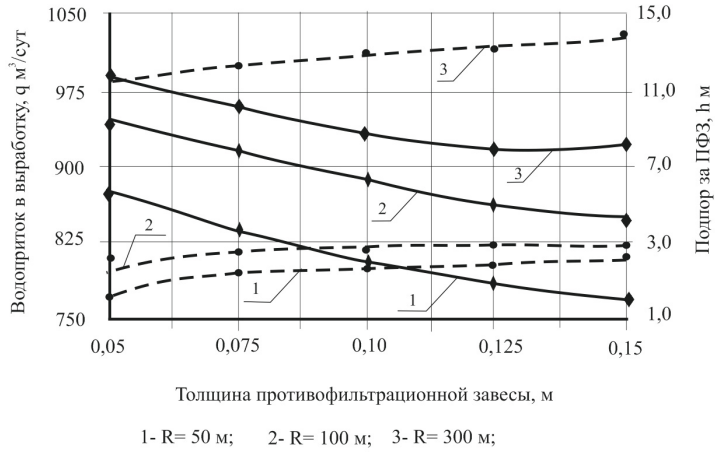


Рис. 2. Изменение водопритока в выработку длиной 100 м и подпора за ПФЗ h в зависимости от толщины ПФЗ t и расстояния до дренажа R_0:
— водоприток в выработку; – – – подпор за ПФЗ;
1) $R_0 = 50$ м; 2) $R_0 = 100$ м; 3) $R_0 = 300$ м

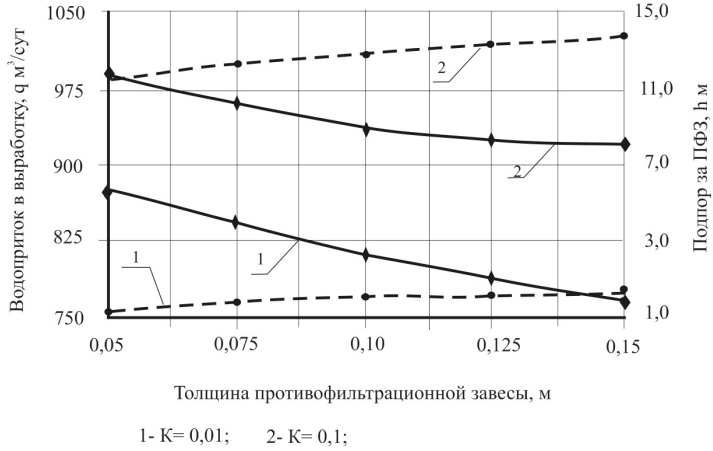


Рис. 3. Изменение водопритока в выработку длиной 100 м и подпора за ПФЗ h в зависимости от толщины ПФЗ t и коэффициента фильтрации пород K_1: ▬▬ – водоприток в выработку; ▬ ▬ – подпор за ПФЗ водопритока; 1) $K_1 = 0{,}01$ м/сут; 2) $K_1 = 0{,}1$ м/сут

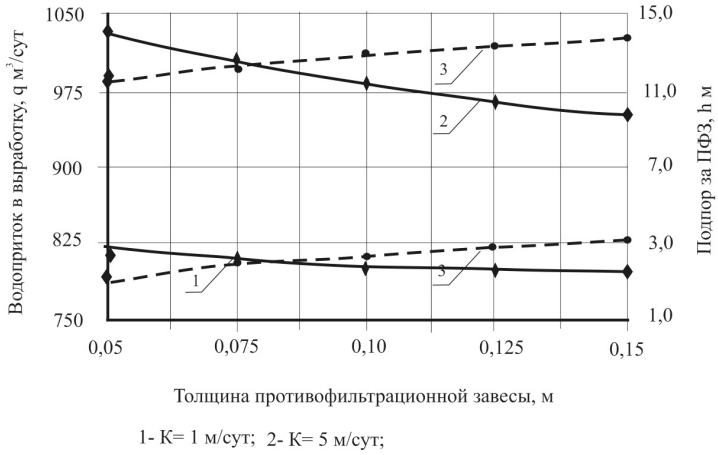


Рис. 4. Изменение водопротока в выработку длиной 100 м и подпора за ПФЗ h в зависимости от толщины ПФЗ t и коэффициента фильтрации пород K_3: ▬▬ – водоприток в выработку, ▬ ▬ – подпор за ПФЗ ; 1) $K_3 = 1$ м/сут; 2) $K_3 = 5$ м/сут

В песках с невысокой проницаемостью есть смысл сооружать завесы небольшой мощности, так как они более экономичны. В средне- и крупнозернистых песках нужно сооружать более мощные завесы, тем более, что часть раствора из завесы будет более интенсивно перетекать в окружающие породы.

Выводы

Разработанная математическая модель фильтрации к подземной выработке через ПФЗ позволит прогнозировать величину водопритока в зависимости от характеристик завесы и окружающих выработку пород. Это позволяет обосновывать экономическую целесообразность ПФЗ в горно-геологических условиях конкретного месторождения.

Список литературы

1. Железняков Г.В., Ибад-заде Ю.А., Иванов П.Л. и др. Гидротехнические сооружения. – М.: Стройиздат, 1983. – 543 с.

2. Адамович А.Н. Закрепление грунтов и противофильтрационные завесы. – М.: Энергия, 1980. – 319 с.

УДК 622.324.5

© К.А. Ганушевич, Е.С. Сай

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ГАЗОВЫХ ГИДРАТОВ

Розглянуто умови формування та існування природних газових гідратів. Наведено аналіз досліджень термодинамічних, динамічних та хімічних властивостей газогідратів.

Рассмотрены условия формирования и существования природных газовых гидратов. Приведен анализ исследований термодинамических, динамических и химических свойств газогидратов.

Conditions of formation and occurrence of natural gas hydrates are considered. Analysis of thermodynamic, dynamic and chemical researches of gas hydrates is given.

Природа за миллионы лет накопила огромные ресурсы минеральной энергии – угля, нефти, природного газа, которые через несколько сотен лет могут быть полностью исчерпаны. Поэтому, в настоящее время все больший интерес вызывают альтернативные экологически чистые источники энергии – Солнца, океана, ветра, земли. На сегодняшний день, самым привлекательным проектом освоения нетрадиционных энергетических ресурсов является разведка и добыча природного газа из газогидратных залежей. Газовые гидраты считаются одним из перспективных источников углеводородного сырья и энергии XXI века, что стимулирует их широкомасштабное изучение во всем мире.

Несколько десятилетий назад никто и не предполагал о наличии огромных ресурсов газа, сосредоточенного в недрах земли в твердом, гидратном состоянии. Сегодня уже выявлено около 230 газогидратных залежей. Исследования газовых гидратов ведутся во многих ведущих странах мира – Японии, Канаде, США, Индии, России.

Газовые гидраты – клатратные соединения, в которых молекулы газа заключены в кристаллические ячейки, состоящие из молекул воды, удерживаемых водородными связями. Для образования газогидратов необходимыми являются следующие условия: наличие газа, воды, определенное сочетание температуры и давления. Молекулы воды объединены водородной связью, легко распадающейся при понижении давления или повышении температуры.

В природе газогидраты образуются в глубоководных осадках морей и океанов и в районах вечной мерзлоты – главным образом из углеводородных газов, чаще всего метана. Подавляющее большинство скоплений газовых гидратов находится на континентальных склонах и подводных поднятиях, в условиях высокого давления и

низких температур [1]. Они могут образовываться и стабильно существовать в широком интервале давлений и температур (от 1 МПа до 200 МПа при температуре от -30º до +40ºС). Термодинамическая зона образования и стабильного существования гидратов достигает несколько сот метров. Верхняя граница существования газогидратных залежей в акваториях обычно находится у поверхности дна независимо от состава газа [2].

Условия стабильного существования газогидратных залежей в пределах материков и в акваториях принципиально различны. Газогидратные залежи, сформировавшиеся в акваториях, слабо подвержены влиянию изменения температуры на поверхности Земли. Даже при значительном росте приповерхностных температур в придонных водах температура остается практически неизменной. Однако, газогидратные залежи в акваториях подвержены влиянию изменения уровня Мирового океана, вызванного формированием крупных объемов льда и его таянием.

В пределах суши стабильно существуют лишь те газогидратные залежи, которые образовались в период последнего оледенения из скоплений свободного газа, сохранившихся под литологически непроницаемыми породами.

Механизм формирования газогидратных залежей определяется многими факторами: термодинамическим режимом разреза пород в регионе, интенсивностью генерации и миграции углеводородов, составом газа, степенью газонасыщенности и минерализации пластовых вод, структурой пористой среды, литологической характеристикой разреза, геотермическим градиентом в зоне гидратообразования и в подстилающих породах, фазовым состоянием гидратообразователей [3].

Зоной образования гидрата является толща пород, в которой давление и температура соответствуют термодинамическим условиям стабильного существования гидрата газа. Зона гидратообразования может быть определена математически путем совместного решения уравнения изменения термического градиента в разрезе пород и уравнения равновесного стабильного существования гидрата в данной пористой среде. В настоящее время широко используется предложенный Ю.Ф. Макогоном простой и надежный графический способ [4].

На рис. 1 дана схема определения зоны образования гидрата на примере метана для условий материков и акваторий [2].

С повышением минерализации воды зона гидратообразования уменьшается, а при наличии тяжелых газов возрастает. Толщина зоны гидратообразования в значительной степени зависит от температуры и геотермоградиента. С повышением донных температур и геотермоградиента зона гидратообразования уменьшается.

Зарождение газогидратов всегда происходит на свободной поверхности контакта газ-вода. В недонасыщенном газом растворе процесс образования гидратов начаться не может. Однако, в случае образования центров кристаллизации (на поверхности микропузырьков или на поверхности конденсата воды в объеме газа) может развиться активный процесс роста кристаллов газовых гидратов с формированием крупных скоплений из растворенного газа в недонасыщенном растворе. В осадочном чехле пород газовые залежи формируются только из свободного газа, выделяющегося из пересыщенного раствора при изменении давления и температуры.

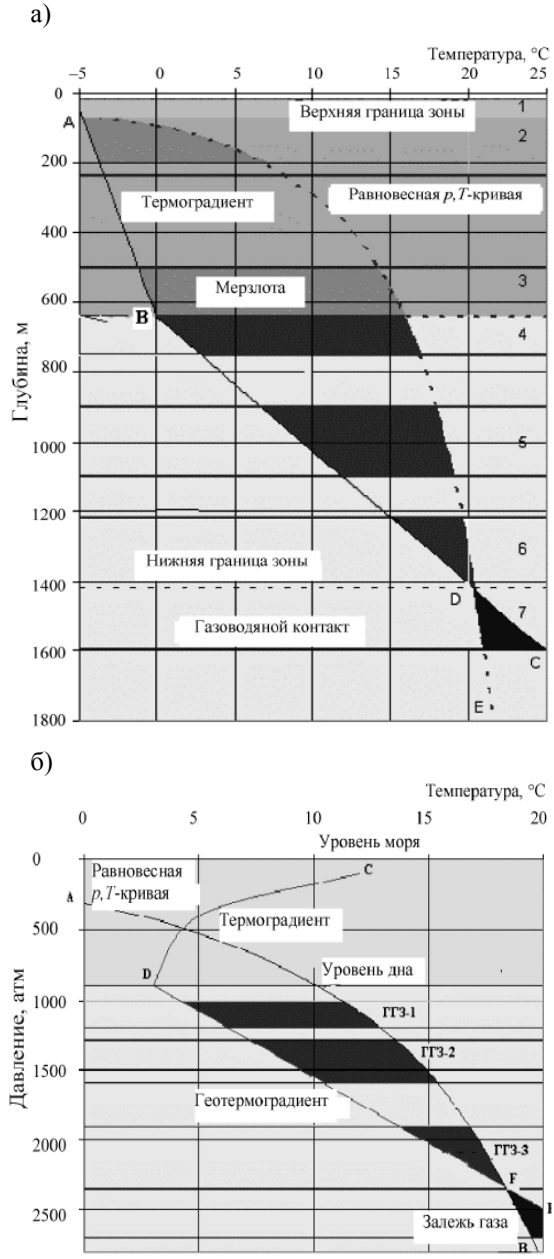


Рис. 1. Зоны образования газогидратных залежей в условиях материков (а) и акваторий (б)

Как известно, все природные воды содержат растворенные газы. Именно в системах газ-вода формируются, стабильно существуют и разрушаются залежи природных газов и нефти. Суммарный объем углеводородных газов, растворенных в подземных водах, составляет 10^{13} т. В недрах Земли растворенный газ выделяется из водного насыщенного раствора в виде микропузырьков. В случае благоприятных термобарических условий скопления микропузырьков, объединяясь, могут формировать крупные залежи свободного газа или залежи газогидратов. Наличие газогидрата, контактирующего с пластовой водой, резко меняет структуру воды и, как следствие, растворимость газа в воде понижается.

Газогидратные залежи могут формироваться и стабильно существовать в условиях дефицита растворенного газа в пластовых водах. Именно это свойство воды – формировать газогидратные залежи в условиях дефицита растворенного газа в воде – обеспечило сохранение на Земле огромных ресурсов природного газа в пределах акваторий Мирового океана. Это же свойство определяет интервалы глубин существования газогидратных залежей в различных термобарических условиях (в акваториях газовые гидраты образуются на глубинах 200 м (приполярный шельф) и 500-700 м (экваториальные воды), а в зонах вечной мерзлоты формирование газогидратов возможно уже на глубине 150-200 м и до 1050-1100 м).

Среди основных направлений исследований газовых гидратов изучение их динамических, термодинамических и механических свойств является чрезвычайно важным, но, в то же время, и сложным. С практической точки зрения результаты этих исследований необходимы для моделирования процессов разложения газогидратных залежей и процессов, связанных с выделением газа из газогидратов.

Для описания термодинамических свойств газовых гидратов используется теория Ван-дер-Ваальса и Платтеу, которая основывается на следующих предположениях:

– решетка «хозяина» не деформируется вне зависимости от степени заполнения полостей и сорта молекул-«гостей»;

– в каждой молекулярной полости может находиться не более одной молекулы-«гостя»;

– взаимодействие «гость-гость» считается пренебрежимо малым;

– к термодинамическому описанию газогидратных систем применима классическая статистическая физика.

Несмотря на успешное описание в рамках теории Ван-дер-Ваальса и Платтеу термодинамических свойств соединений клатратного типа, некоторые известные экспериментальные факты свидетельствуют о том, что предположения, на которых основана эта теория, в ряде случаев не являются корректными. Экспериментальные исследования структурных фазовых переходов в различных газовых гидратах показали, что молекулы-гости определяют не только симметрию кристаллической решетки гидратов, но и последовательность структурных фазовых переходов в этих системах, осуществляемых под давлением [5].

Экспериментальные исследования выявляют сложный характер фазовых переходов во льдах [6] и гидратах [7]. При изменении температуры и давления в кристаллах газогидратов происходят фазовые переходы между различными кристаллическими модификациями. При низких температурах (-20…-30ºС) и высоких давле-

ниях (50-100 МПа) наблюдался переход кристалла в аморфное тело, который не может быть описан как процесс обычного термодинамического плавления. В этом случае не происходит смены фаз при переходе линии равенства термодинамических потенциалов кристаллической и аморфной фаз, и кристалл существует как метастабильный вплоть до границы абсолютной устойчивости, что необходимо учитывать при построении фазовых диаграмм.

Установлено, что давление, при котором осуществляется переход кристалла в аморфную фазу, сильно зависит от сорта молекул-«гостей» (этана, бутана, пропана, углекислого газа, сероводорода и др.).

Весомый вклад в исследования термодинамики газовых гидратов внесли российские ученые А.Г. Гройсман, Ф.А. Кузнецов, С.Ш. Бык, В.И. Фомин, Ю.А. Дядин, А.А. Трофимук, Н.В. Черский, В.Р. Белослудов и др. Среди украинских исследователей нужно отметить Л.Ф. Смирнова, В.О. Мазура, Ю.П. Денисова, А.О. Дичко, О.М. Сокура, О.Л. Михайлюка, занимающихся вопросами разработки новых технических решений получения метана с морских газогидратных залежей Чорного моря. В последние годы в этой области активно работают группы физиков и химиков в Китае (Гуо), Японии (Хонда, Учида, Эбинума, Нарита, Танака), Дании (Расмуссен), США (Слоан и Холдер), Великобритании (Тохиди) и многие другие ученые.

Пэрришем и Прауснитцем в 1972 году была разработана термодинамически корректная параметризация модели газогидратной фазы. Полученные учеными результаты использовались практически во всех последующих термодинамических моделях многокомпонентных газогидратных равновесий.

В работах В.Р. Белослюдова, В.П. Шпакова, Ханды, Мае и др. разрабатывается теория устойчивости клатратных гидратов и льдов, что позволяют объяснить причины аморфизации клатратных гидратов и льдов, реализующихся при высоких давлениях [8].

Различными вопросами исследований в области газовых гидратов занимаются ученые университета Хериот-Ватт (Эдинбург, Великобритания). Проводимая ими работа охватывает широкий круг практически важных проблем – от решения вопросов и задач газопромысловой практики до изучения поведения газогидратов в природных условиях. Исследователями данного университета была разработана компьютерная термодинамическая модель HWHYD (Heriot-Watt Hydrate), которая может успешно применяться в следующих термодинамических расчетах:

– понижения температуры замерзания водных электролитных растворов;

– понижения давления пара над отдельными и смешанными электролитными растворами;

– осаждения соли в смешанных электролитных растворах;

– растворимости газа в водных электролитных растворах;

– эффекта подавления гидратообразования в индивидуальных и смешанных электролитных растворах, а также в смешанных солевых и/или органических ингибиторных системах.

Исследования, проводимые в университете Хериот-Ватт, также направлены на изучение влияния свойств пород (размер пор, минералогия) на клатратные гидраты и обратного влияния, так как рост и разложение газовых гидратов могут менять свой-

ства пород [9].

Изучение процессов природного образования газогидратов – одно из ведущих направлений термодинамических, климатических, экологических, геологических и геохимических исследований. Методология этих работ должна быть основана на глубоком теоретическом анализе геолого-геохимических данных, физико-химических моделей и экспериментальных исследованиях. Поэтому большое значение приобретает определение термодинамических параметров газовых гидратов.

Одной из важных задач является выяснение механизмов устойчивости и фазовых переходов газогидратов для разработки способов и технологий их добычи, а также транспортирования. Необходимо исследовать процессы образования и стабильности газовых гидратов в зависимости от температуры, давления, химического состава гидратообразующих компонентов и геологической среды.

Создание физико-химических и математических моделей образования и разложения газогидратов в природных условиях весьма актуально. Возникает насущная необходимость выполнения расчетов классических термодинамических функций – энтропии, энтальпии, энергии Гиббса.

Список литературы

1. Шнюков Е.Ф., Зиборов А.П. Минеральные богатства Черного моря. – Киев: ОМГОР НАН Украины, 2004. – 280 с.

2. Макогон Ю.Ф. Природные газовые гидраты: распространение, модели образования, ресурсы // Российский химический журнал (Журнал Российского химического общества им. Д.И. Менделеева). – 2003. – Т. XLVTI, №3. – С. 70-79.

3. Трофимук А.А., Макогон Ю.Ф., Стеклянин Ю.И. Об одном из возможных механизмов образования залежей природного газа // Геол. и геофизика. – 1977. – №9.

4. Макогон Ю.Ф. Особенности эксплуатации месторождений природных газов в зоне вечной мерзлоты. – ЦНТИ Мингазпрома, 1966.

5. Истомин В.А., Якушев В.С. Газовые гидраты в природных условиях. М.: Недра, 1992. – 236 с.

6. Ефремова А.Т., Гритчина Н.Д. К вопросу о роли газогидратов в формировании газопроизводящих отложений. Методы оценки нефте- и газоматеринского потенциала седиментитов. М.: МГУ, 1979. – С. 72.

7. Истомин В.А. Предупреждение и ликвидация газовых гидратов в системах сбора и промысловой обработки газа и нефти. М: ВНИИ-Газ, 1990. – 214 с.

8. Шолохов П.А. Разработка способов расчета термодинамических свойств газогидратов // Институт геохимии А.П. Виноградова СО РАН. – Иркутск, 2005.

9. Б. Тохиди, Р. Андерсон, А. Масоуди, Дж. Арджманди, Р. Бургасе, Дж. Янг. Газогидратные исследования в университете Хериот-Ватт (Эдинбург) // Российский химический журнал. Том XLVII (2003) №3 – Газовые гидраты. – С. 49-58.

УДК 622.28 (035): 622.28.044

© И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, А.В. Лагута

К ВЫБОРУ ПАРАМЕТРОВ УПРОЧНЕНИЯ БЕЗЗАМКОВЫМИ АНКЕРАМИ СЛАБЫХ ПРИКОНТУРНЫХ ПОРОД ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Приведені закономірності взаємозв'язку міцнісних, деформаційних та силових параметрів елементів системи «анкер-порода» на початковому періоді закріплення беззамкових анкерів у шпурі.

Приведены закономерности взаимосвязи прочностных, деформационных и силовых параметров элементов системы «анкер-порода» в начальный период закрепления беззамковых анкеров в шпуре.

Laws of interaction of strength, deformation and force parameters of "bolt-rocks" system elements in initial installing bolt period to the hole are given.

Исследование механизма взаимодействия системы «анкер-порода» в процессе закрепления анкера с начальными радиальными напряжениями является основой для разработки критерия выбора параметров установки анкеров (заряд ВВ, давление во внутренней полости для установки трубчатых анкеров; величина объемного расширения закрепляющего слоя при его твердении – железобетонных и сталеполимерных анкеров и т.п.) путем определения рационального интервала изменения требуемых радиальных напряжений на контакте анкера со стенками шпура. Верхняя граница интервала определяется допустимыми радиальными напряжениями P_{max}, не вызывающими макроразрушения стенок шпура с учетом их дилатансии. Нижняя граница P_{min} равна установившемуся давлению P_{∞} плюс величина потери радиальных напряжений при упругой разгрузке несущего элемента. Возможность изменения радиальных напряжений в некотором интервале весьма благоприятно сказывается на эффективности регулирования параметров установки анкеров. В связи с этим перейдем к определению рационального интервала изменения радиальных напряжений σ_r по верхнему P_{max} и нижнему P_{min} значениям в соответствии с вышеизложенными положениями. Для расчета величины P_{max} использовано, полученное экспериментально в работе [1], экспоненциальное уравнение предельного состояния горных пород

$$\sigma_r - \sigma_\theta = \sigma_{сж}\, exp\left(T\frac{\sigma_\theta}{\sigma_r}\right), \qquad (1)$$

где T – коэффициент, постоянный для данного типа породы [1].

Неизвестная в формуле (1) величина тангенциальных напряжений определяется следующей системой уравнений

$$\left.\begin{aligned} &\varepsilon_\theta = (2\mu - 1)\varepsilon_r; \varepsilon_\theta = \frac{\sigma_\theta}{E(\varepsilon_i)}; \\ &\varepsilon_r = \frac{1}{E(\varepsilon_i)}\left[\sigma_r - \mu(\sigma_\theta + \sigma_z)\right]; \\ &\sigma_z = \mu(\sigma_\theta + \sigma_z); \mu = \mu_0\, exp\left(-\Gamma\frac{\sigma_\theta}{\sigma_z}\right), \end{aligned}\right\} \qquad (2)$$

где μ – коэффициент поперечной деформации породы;

$E(\varepsilon_i)$ – функция зависимости модуля упругости породы от интенсивности деформации ε_i;

μ_0 и Γ – коэффициенты, постоянные для данного типа горной породы [1].

Первое уравнение связывает радиальную и тангенциальную деформации при дилатансии стенок шпура. Второе и третье уравнения являются физическими, а четвертое отражает условие плоской деформации стенок шпура в осевом направлении. Пятое уравнение определяет зависимость коэффициента поперечной деформации породы μ от вида напряженного состояния породного образца [1]. При решении системы (2) учтено, что величина отношения $\frac{\sigma_z}{\sigma_r}$, как правило, больше значения 0,5, при котором в соответствии с данными работы [2] коэффициент μ стремится к значению 0,5. В результате получено выражение для расчета величины отношения $C = \frac{\sigma_z}{\sigma_r}$ тангенциальной компоненты к радиальной

$$C = \frac{1{,}5\mu_0 e^{-\Gamma C} - 0{,}75}{0{,}75 - 0{,}5\mu_0 e^{-\Gamma C} + 2{\mu_0}^2 e^{-2\Gamma C}}. \qquad (3)$$

Тогда максимально допустимое радиальное напряжение на контакте анкера со стенками шпура определяется по формуле

$$P_{max} = \frac{\sigma_{сж}}{1 - C} exp\, TC. \qquad (4)$$

Для определения нижней границы интервала рационального изменения максимальных радиальных напряжений σ_r составлено уравнение совместности радиаль-

ных перемещений на контакте анкера со стенками шпура в процессе разгрузки системы

$$U_1 = U_2 + U_3, \tag{5}$$

где U_1, U_2, U_3 – радиальные перемещения при разгрузке стенок шпура, несущего элемента, при упругом нагружении несущего элемента соответственно.

Принимая во внимание, что при разгрузке стенки шпура, как и материал несущего элемента, деформируются упруго, для расчета перемещений U_1, U_2 и U_3 использованы известные формулы

$$\left.\begin{aligned} U_1 &= \frac{1+\mu}{E} r_3 \left[P_{min} - P_\infty\right]; \\ U_2 &= \frac{1-\left(\mu^I\right)^2}{E^I} r_2 \left[\sigma_T^I + \frac{2r_2^2}{r_2^2 - r_1^2} P_{min}\right]; \\ U_3 &= \frac{1-\left(\mu^I\right)^2}{E^I} r_3 \left[2\left(1-\mu^I\right)\frac{r_2^2}{r_2^2 - r_1^2}\right] P_\infty, \end{aligned}\right\} \tag{6}$$

где E^I и μ^I – модуль упругости и коэффициент Пуассона материала несущего элемента.

Решая совместно уравнение (5) с системой (6), получена формула для расчета величины P_{min}

$$P_{min} = \left(\frac{1-\left(\mu^I\right)^2}{E^I} r_2 \sigma_T^I + P_\infty \left\{ \begin{aligned} &\frac{1+\mu}{E} r_3 + \frac{1+\left(\mu^I\right)^2}{E^I} r_2 \times \\ &\times \left[2\left(1-\mu^I\right)\frac{r_2^2}{r_2^2 - r_1^2} - 1\right] \end{aligned} \right\} \right) \times$$

$$\times \left[\frac{1+\mu}{E} r_3 - 2\frac{1-\left(\mu^I\right)^2}{E^I} \cdot \frac{r_2^3}{r_2^2 - r_1^2} \right]^{-1}. \tag{7}$$

Формула (7) справедлива для определения параметра P_{min} в первом и во втором случае разгрузки системы «анкер-порода». Если механические параметры системы «анкер-порода» таковы, что установившееся давление P_∞ меньше величин

предела длительной прочности породы на сжатие $(\sigma_{сж})_{\infty}$ и начала пластического течения анкера $P_{пл}$, то величину P_{min} следует определить по формуле

$$P_{min} = \left\{ P_{max} \left[\frac{1+\mu}{E} r_3 - 2 \frac{1-(\mu^I)^2}{E^I} \cdot \frac{r_2^3}{r_2^2 - r_1^2} \right] - r_2 \frac{1-(\mu^I)^2}{E^I} \sigma_T^I \right\} \times \\ \times \left[\frac{1+\mu}{E} r_3 + \frac{1+\mu^I}{E^I} r_2 \left(2r_2^2 \frac{1-\mu^I}{r_2^2 - r_1^2} - 1 \right) \right]^{-1}. \quad (8)$$

Таким образом, определен рациональный интервал $P_{max} - P_{min}$ изменения радиальных напряжений, который является основным критерием выбора оптимальных силовых параметров в процессе установки анкеров.

На основе рационального интервала изменения радиальных напряжений произведем выбор параметров установки беззамковых анкеров с начальным давлением на контакте с породными стенками шпура. Этими параметрами являются: для железобетонных и сталеполимерных анкеров – величина объемного расширения θ_3 закрепляющего слоя при твердении; для трубчатого анкера, устанавливаемого взрывным способом, – конструкция заряда ВВ и его характеристики; для трубчатых анкеров, устанавливаемых созданием давления во внутренней полости, – величина требуемого давления.

Для трубчатого анкера, устанавливаемых созданием давления во внутренней полости, величина требуемого для развальцовки давления равна

$$P_1 = \varphi(\sigma_T) + P_{min}, \quad (9)$$

где $\varphi(\sigma_T)$ – функция, связывающая внутреннее давление начала течения материала (пластического, пластического с упрочнением) с его прочностными свойствами [3].

Для железобетонных и сталеполимерных анкеров рациональная величина объемного расширения определяется по формуле

$$\theta_3 = \left[r_3^2 - r_2^2 + 2r_2^2 \frac{1-2\mu^I}{E^I} P_{min} \right] \left(r_ш^2 - r_2^2 \right)^{-1} - 1, \quad (10)$$

где $r_ш$ и r_3 – начальный и конечный радиус шпура.

Конечный радиус шпура r_3 определяется величиной радиальных напряжений P_{min}. Связь параметров r_3 и P_{min} определяется для трех последовательных стадий деформирования породных стенок шпура: деформирование без потери сплошности, образование и раскрытие радиальных микротрещин, дилатансия породы в предельном состоянии.

Для первой стадии необходимо учесть начальное напряженное состояние вмещающих шпур пород. С этой целью определено напряженно-деформированное состояние вмещающего шпур породного массива в окрестности, например, горизонтальной цилиндрической выработки. Для упрощения решения принято допущение о плоской деформации массива в направлении оси шпура, поскольку, как правило, изменение осевой компоненты на длине, равной диаметру шпура, весьма незначительно и не превышает 3-5%.

Физическая нелинейность упруго-пластического породного массива аппроксимирована степенной зависимостью вида

$$\sigma_i = E\varepsilon_i^{1-m}, \tag{11}$$

где σ_i и ε_i – интенсивность напряжений и деформаций;

m – коэффициент аппроксимации ($0 \le m \le 1$).

Решение поставленной задачи с учетом полярной асимметрии начальных напряжений вокруг шпура, обусловленной влиянием выработки, определяется компонентами

$$\left.\begin{aligned}
\sigma_r &= \gamma_{II} H\left\{\frac{1+\lambda}{2}\left[1-\frac{1}{\bar{r}^{2(1-m)}}\right]+\frac{1-\lambda}{2}\left(1-\frac{4}{\bar{r}^2}+\frac{3}{\bar{r}^4}\right)cos\,2\theta\right\}+\frac{P_{min}}{\bar{r}^{2(1-m)}};\\
\sigma_r &= \gamma_n H\left\{\frac{1+\lambda}{2}\left[1+\frac{1-2m}{\bar{r}^{2(1-m)}}\right]-\frac{1-\lambda}{2}\left(1+\frac{3}{\bar{r}^4}\right)cos\,2\theta\right\}-\frac{P_{min}(1-2m)}{\bar{r}^{2(1-m)}},
\end{aligned}\right\} \tag{12}$$

где $\lambda = 1+(1-2m)\left(1+\dfrac{Z}{R_B}\right)^{2(m-1)}$;

γ_{II} – средневзвешенный объемный вес пород;

H – глубина заложения выработки;

$\theta, Z, \bar{r}$ – угловая, осевая и относительная радиальная координаты породных стенок шпура;

R_B – радиус выработки.

Учитывая известные соотношения

$$\varepsilon_\theta = \frac{3(\sigma_\theta - \sigma_r)}{4E\varepsilon_i^{-m}}; \qquad \varepsilon_i = \frac{2}{\sqrt{3}}\varepsilon_\theta$$

на основании системы (12) и уравнения предельного состояния породы (1) определяем при $\bar{r} = 1$ текущий радиус шпура

$$r_3 = r_ш \left\{ 1 - \left[\frac{P_{min} - A_2}{A_1} \right]^{\frac{1}{1-m}} \right\}^{-1}, \qquad (13)$$

а также максимальное радиальное напряжение P_c, при котором не образуется радиальных микротрещин разрыва

$$P_c = A_2 + \frac{\sigma_{сж}^2}{2(1-m)} exp\left\{ T \left[\frac{2(1-m)}{P_c} A_2 + 2m - 1 \right] \right\}, \qquad (14)$$

где $A_1 = \frac{2}{\sqrt{3}}^{2-m} \cdot \frac{E}{2(1-m)}$;

$A_2 = \gamma_{П} H \frac{(1+\lambda)(1-m) - 2(1-\lambda)cos\,2\theta}{2(1-m)}$ (с учетом некоторых упрощений).

Для второй стадии – образования и раскрытия радиальных микротрещин разрыва величина r_3 определяется на основе уравнения (11) с учетом известных соотношений

$$\sigma_i = \frac{3}{\sqrt{2}} \tau_{окт}; \qquad \varepsilon_i = \frac{3\gamma_{окт}}{2\sqrt{2}(1-\mu)},$$

где $\tau_{окт} = \frac{1}{3}\sqrt{(\sigma_r - \sigma_Z)^2 + (\sigma_Z - \sigma_\theta)^2 + (\sigma_\theta - \sigma_r)^2}$ – октаэдрические напряжения;

$\gamma_{окт} = \frac{2}{3}\sqrt{(\varepsilon_r - \varepsilon_Z)^2 + (\varepsilon_Z - \varepsilon_\theta)^2 + (\varepsilon_\theta - \varepsilon_r)^2}$ – октаэдрические деформации, и рассчитывается по формуле

$$r_3 = r_ш \left\{ 1 - \left[\frac{\sigma_{сж}}{A_3} \right]^{\frac{1}{1-m}} \right\}^{-1}, \qquad (15)$$

где $A_3 = E\left[1 - \mu + \mu^2\right]^{-0,5m} \cdot \left[1 - \mu^2\right]^{m-1}$.

Выражение (15) справедливо при $P_c < P_{min} < \sigma_{сж}$.

На третьей стадии деформирования с интенсивным развитием процесса дилатансии породных стенок шпура изменяется их напряженно-деформированное состояние и формула для определения текущего радиуса шпура r_3 принимает вид

$$r_3 = r_ш \left\{ 1 - \left[\frac{P_{min}}{A_4} \right]^{\frac{1}{1-m}} \right\}^{-1}, \qquad (16)$$

где $A_4 = E\left(\frac{2}{\sqrt{3}}\right)^{-m} \cdot \frac{0{,}75 - 0{,}5\mu_0 e^{-\Gamma C} + 2\mu_0^2 e^{-\Gamma C}}{0{,}75\left(2\mu_0 e^{-\Gamma C} - 1\right)\left(1 + \mu_0 e^{-\Gamma C}\right)}$.

Формула (16) справедлива при $\sigma_{сж} < P_{min} \le P_{max}$.

Таким образом, определив величину r_3 в зависимости от параметра P_{min}, становится возможным рассчитать рациональное значение коэффициента объемного расширения θ_3 для железобетонных и сталеполимерных анкеров. Что касается трубчатых анкеров, устанавливаемых энергией взрыва заряда ВВ, то выбор их параметров имеет свои особенности, которые будут изложены в следующих публикациях.

Список литературы

1. Ставрогин В.Н., Протосеня А.Г. Пластичность горных пород. – М.: Недра, 1979. – 300 с.

2. Кузнецов В.И. О разрушении металлических колец в пластическом состоянии // ФГВ. – 1973. – №4. – С. 567-571.

3. Бродский В.П., Руди Ф.А. Анкеровка и коррозия арматуры в конструкциях шахтной крепи из высокопрочного шлакосиликатного бетона // Шахтное строительство. – 1972. – №7. – С. 19-22.

УДК 622.834.1

© М.В. Филатьев

ПЕРИОД ВОССТАНОВЛЕНИЯ ПРИРОДНОГО СОСТОЯНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ И ПОРОД ПОСЛЕ ИХ ПОДРАБОТКИ ОЧИСТНЫМИ РАБОТАМИ

Встановлено аналітичне співвідношення між максимальним осіданням земної поверхні й потужністю вугільного пласта при неповній підробці. Приведена оцінка можливого періоду відновлення вихідного природного стану породного масиву і земної поверхні після припинення очисних робіт.

Установлено аналитическое соотношение между максимальным оседанием земной поверхности и мощностью угольного пласта при неполной подработке. Приведена оценка возможного периода восстановления исходного природного состояния породного массива и земной поверхности после прекращения очистных работ.

An analytical ratio between maximum settling of earth surface and coal bed thickness while incomplete excavation is set. The estimation of possible renewal period of initial natural state of rock massif and earth surface after finishing extraction work is given.

До настоящего времени не установлены факторы и теоретически не обоснованы их значения, при которых возможно восстановление исходного природного состояния пород и земной поверхности, подработанных угольными пластами. Их знание необходимо для решения важных задач горного производства, связанных с выбором места заложения горных выработок, восстановлением выбросоопасных свойств сближенных угольных пластов, активизацией газовыделения из выработанного пространства ранее отработанных лав, эффективностью применения схем проветривания выемочных участков, восстановлением водного баланса вблизи земной поверхности и многих других. Учитывая важность указанных задач, актуальность рассматриваемого вопроса не вызывает сомнений.

Одним из критериев восстановления исходного природного состояния может быть возможное равенство вынимаемой мощности разрабатываемого пласта (m) и максимальной глубины мульды сдвижения земной поверхности (η_m). Исходя из геометрических построений доказано [1], что такое равенство соблюдается только при образовании плоского дна мульды сдвижения. Его образование на стадии ведения очистных работ, как показала практика, происходит при выемке угольных пластов на небольших глубинах (около 100 м) и подработке пород с низкими прочност-

ными свойствами. Для других горно-геологических условий и выемке угольных пластов на более глубоких горизонтах, что характерно для большинства шахт Донбасса, образование плоского дна мульды сдвижения не установлено. Это свидетельствует о том, что в таких случаях равенство $\eta_m = m$ маловероятно и оно не может быть критерием оценки восстановления исходного природного состояния подработанных пород и земной поверхности. При неполной подработке, исходя из геометрических соотношений площадей мульды сдвижения земной поверхности в вертикальной плоскости главного сечения и очистной выработки (выработанного пространства), должно выполняться неравенство $\eta_m < m$.

Целью работы является установить аналитическое соотношение между η_m и m при неполной подработке и сделать оценку возможного периода восстановления исходного природного состояния породного массива после прекращения очистных работ.

Возможность полного восстановления горного давления при неполной подработке земной поверхности [2] дает основание предполагать, что через некоторое время площадь мульды в главном сечении (S_{η_m}) должна достичь значения площади сечения вынутого пласта (S_m). Для наглядности рассмотрения и упрощения расчетов криволинейные проекции полумульд заменили прямолинейными отрезками. Возможность такого допущения доказана по результатам обработки экспериментальных данных. Согласно схемы (рис. 1) определили значение площадей:

$$S_{\eta_m} = \eta'_m \cdot B + \eta'_m \cdot H \cdot ctg\delta'_o ; \tag{1}$$

$$S_m = m \cdot B . \tag{2}$$

Приравняв правые части уравнений (1 и 2) получили формулу для определения предельно возможного значения η'_m при восстановлении исходного природного состояния подработанных пород:

$$\eta'_m = \frac{B \cdot m}{B + H \cdot ctg\delta'_o} . \tag{3}$$

Если на стадии ведения очистных работ в конкретных горно-гелогических условиях определены фактические значения η_m , то согласно уравнению (3), при окончании процессов уплотнения подработанных пород, можно рассчитать предельно-возможную величину η'_m . По разности этих величин, используя данные о средней скорости опускания подработанных объектов, на стадии затухания процессов сдвижения ($\bar{U}$) оценили длительность восстановления ($T_в$) природного состояния земной поверхности и пород:

$$T_в = \frac{\eta'_m - \eta_m}{\bar{U}} , \text{ мес.} \tag{4}$$

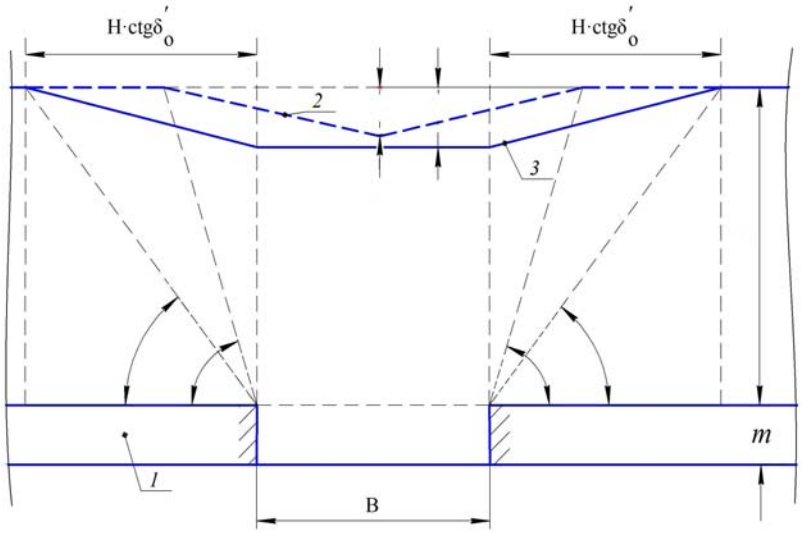


Рис. 1. Схема к определению возможного восстановления природного состояния земной поверхности и пород после их подработки: 1 – разрабатываемый пласт; 2 – положение мульды сдвижения земной поверхности на стадии ведения очистных работ; 3 – предполагаемое положение мульды сдвижения после восстановления исходного природного состояния подработанных пород; B – линейный размер очистной выработки (выработанного пространства); H – глубина ведения очистных работ; δ_o и δ'_o – граничные углы влияния, соответственно при ведении очистных работ и после восстановления природного состояния подработанных пород; η_m и η'_m – максимальное опускание земной поверхности, соответственно при ведении очистных работ и после восстановления природного состояния подработанных пород

При расчете возможного периода восстановления ($T_в$) использовали известные данные [3-8] об экспериментальных значениях η_m и скорости опускания объектов на стадии затухания процессов сдвижения $\overline{U}$. Значение η'_m определили исходя из фактических параметров B и H, и величин граничных углов δ'_o, рекомендуемых нормативными документами. Результаты расчета возможного периода восстановления природного состояния подработанных пород и земной поверхности после окончания очистных работ ($T_в$), а также общей продолжительности процессов (T_o) приведены в таблице 1.

Таблица 1

СВЕДЕНИЯ О ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ПРОВЕДЕНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТОВ [3-8], ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ НАБЛЮДЕНИЙ ($T_Н$), ВОЗМОЖНОМ ПЕРИОДЕ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ПРИРОДНОГО СОСТОЯНИЯ ($T_В$) И ОБЩЕЙ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ПРОЦЕССОВ ($T_О$)

Литературный источник	Шахта, пласт	Марка угля	m, м	B, м	H, h, м	δ'_o, град	η_m, мм	η'_m, мм	$\bar{U}$, мм/мес	Периоды времени, мес.		
										$T_н$	$T_в$	$T_o = T_н + T_в$
[3]	«Нововолынская», n_8	Г	1,50	250	345	70	722	990	18	13,0	14,9	27,9
		Г	1,50	250	345	70	755	990	25	13,0	9,4	22,4
[4]	«Павлоградская», C_8	Г	2,10…2,20	90	94	65	1600	1470	400**	4,0	(-0,3)*	4,0
[5]	№1, «Новогродовская», k_8	Г	1,00	220	(33)	70	820	950	60	5,5	2,2	7,7
[6]	«Ореховская», k_2	Ж	1,70	385	520	70	465	1139	15	9,0	44,9	53,9
		Ж	1,70	385	(200)	70	800	1428	35	9,0	17,9	26,9
		Ж	1,70	385	(220)	70	400	1411	30	9,0	33,7	32,7
[7]	«Глубокая», h_6	ОС, Т	1,15	400	541	70	800	771	17	20,0	(-1,7)*	20,0
		ОС, Т	1,15	400	541	70	720	771	36	20,0	1,4	21,4
		ОС, Т	1,15	400	(115)	70	860	1035	32	20,0	5,5	25,5
[8]	«Шахтерская-Глубокая», h_8	А	1,30	182	1005	75	107	520	6	19,6	68,8	88,4
		А	1,30	182	1005	75	100	520	5	19,6	84,0	103,6
		А	1,30	182	1005	75	123	520	6	19,6	66,2	85,8

В зависимости от горно-геологических условий возможный период восстановления природного состояния после окончания очистных работ ($T_в$) находился в широком диапазоне. Исходя из физических представлений главными факторами, оказывающими влияния на длительность восстановления исходного состояния, являются прочностные свойства пород и глубина ведения очистных работ (H) или расстояние от разрабатываемого пласта до подрабатываемых объектов (h). Так, например, в условиях шахты «Павлоградская» при глубине 94 м и низких прочностных свойствах вмещающих пород природное состояние может восстановиться практически сразу после окончания очистных работ.

При отработке антрацитовых пластов на глубоких горизонтах и более прочных вмещающих породах общая длительность процессов может составлять 7…10 лет.

Имеющиеся экспериментальные данные и результаты расчета общей продолжительности процессов сдвижения и уплотнения пород (T_o) позволили установить ее зависимость от глубины (H) ведения очистных работ (расстояния до подрабаты-

ваемых объектов h):

$$T_o = 0{,}085 \cdot H(h) + 0{,}7 \text{, мес.} \quad (5)$$

Уравнение (5) характеризуется высокими значениями парного коэффициента корреляции ($r = 0{,}91$), его значимостью ($t_r = 17{,}4$) и надежностью ($m_r = 0{,}05$). Это свидетельствует о возможности применения зависимости, в первом приближении, в практических расчетах при глубине ведения очистных работ более ста метров.

На основании проведенных исследований предложена аналитическая зависимость предельного значения глубины мульды сдвижения земной поверхности, при которой возможно восстановление природного состояния подработанных пород, а также получено эмпирическое уравнение, позволяющее рассчитать общую длительность сдвижения и уплотнения подработанных угольными пластами пород. Результаты исследований могут быть использованы для решения задач горного производства и установления экологических последствий, связанных с отработкой угольных пластов.

Список литературы

1. Акимов А.Г. Сдвижение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений / А.Г. Акимов, В.Н. Земисев, Н.Н. Кацнельсон и др. – М.: Недра, 1970 – 224 с.

2. Епишев Е.П. О возможности восстановления горного давления при неполной подработке земной поверхности / Г.П. Епишев, И.А. Новичихин // Уголь Украины – 1981 – №1 – с. 7 – 8.

3. Бейлинов Я.И. Опыт подработки Нововолынского кирпичного завода / Я.И. Бейлинов, В.Б. Шевелев // Уголь Украины. – 1972. – №7. – С. 51-52.

4. Головчанский И.Е. Опыт подработки автодорожного моста в Западном Донбассе / И.Е. Головчанский, В.С. Мартюшев, Э.Я. Гонский, Ф.И. Мавроди // Уголь Украины. – 1983. – №12. – С. 36-37.

5. Белан Н.А. Деформирование пород над очистной выработкой / Н.А. Белан // Уголь Украины. – 1984. – №3. – С. 38-39.

6. Кулибаба С.Б. Опыт расконсервации околоствольных целиков с применением гармонической отработки пластов / С.Б. Кулибаба, С.В. Голдин, Г.И. Сазонов, А.Н. Литвиненко // Уголь Украины. – 1989. – №7. – С. 7-8.

7. Кулибаба С.Б. Выемка предохранительного целика под действующим вертикальным стволом / С.Б. Кулибаба, И.А. Южанин, И.А. Колдунов, С.В. Голдин // Уголь Украины. – 1991. – №8 – С. 28-31.

8. Кулибаба С.Б. Подработка вертикального ствола в условиях объединения «Шахтерскуголь» / С.Б. Кулибаба, С.В. Голдин, А.Ф. Крюченков // Уголь Украины. – 1993. – №12 – С. 39-41.

УДК 622.001.5.061.6162.53.082.3

© С.Г. Костюк, Н.Т. Бедарев
О.В. Любимов, Г.А. Ситников

ВИЗУАЛЬНЫЙ СИСТЕМАТИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ РАБОТЫ ПОДАТЛИВЫХ АНКЕРОВ

Наведено спосіб контролю за роботою розроблених анкерів з вузлами піддатливості з пакету гумових шайб із засобами поетапної сигнальної індикації зсув контуру виробок, виконаних у вигляді смужок з світловідбиваючих матеріалів, нанесених на шайби.

Приведен способ контроля за работой разработанных анкеров с узлами податливости из пакета прорезиненных шайб со средствами поэтапной сигнальной индикации смещения контура выработок, выполненных в виде полосок из светоотражающих материалов, нанесенных на шайбы. На базе а.с. №1758239. Опубл. 20.11.92г. Бюл. №32 и Полезн. модели №102680. Опубл. 10.03.2011. Бюл. №7.

The way of the control over work of the developed anchors with knots of a pliability making from a package rubbered washers with means of a gradual alarm indication of the development's contour shifting package executed in the form of strips from light-reflective materials, deposited on washer's package is resulted.

На угольных шахтах СНГ объем проведения горных выработок, закрепленных анкерной крепью, постоянно увеличивается.

Для решения проблем повышения эффективности и безопасности работ на шахтах наряду с оснащением их анкерами и специальным оборудованием, необходимо совершенствовать конструкцию анкерной крепи, а также усилить контроль ее работоспособности применительно к конкретным условиям. В отличие от поддерживающих крепей анкерная крепь сразу после установки осуществляет связывание и упрочнение массива вокруг выработок и активно противодействует развитию смещений и трещиноватости вмещающих пород и угля. При этом отсутствует эффективный систематический контроль работоспособности анкерной крепи в процессе установки и эксплуатации.

До настоящего времени контроль за предварительным натяжением анкеров (не менее 50-60% от несущей способности замка) осуществляется с помощью динамометрических ключей, а расслоение массива регистрируется с помощью глубинных и контурных реперов, устанавливаемых в специально оборудованных замерных станциях, что приводит к значительным затратам.

При совершенствовании анкерных крепей появляется возможность полной механизации крепления с уменьшением трудоемкости проходческих работ и возрастанием скорости проведения выработок.

Для снижения затрат на осуществление контроля и повышения безопасности работ при обеспечении визуального систематического контроля за натяжением анкеров в процессе их установки и эксплуатации был разработан анкер с узлами податливости из пакета прорезиненных шайб [1].

Испытание указанных анкеров с узлами податливости проводили на шахтах г. Прокопьевска и г. Киселевска. Проведенные испытания подтвердили работоспособность узлов податливости разработанного анкера, при этом значительно уменьшались расслоения и величины деформаций вмещающих пород и угля [2].

Однако проведенные испытания выявили следующие недостатки:

– при высоте конусной втулки 35,0-40,0 мм последние 2-3 шайбы не работают, так как втулка упирается в плиту, а узел податливости прекращает работать досрочно;

– отсутствуют средства поэтапной сигнальной индикации допустимого предельного смещения контура выработки.

На основании изложенного был разработан новый анкер [3], включающий узел податливости, выполненный в виде втулки, внедряемой в пакет шайб из податливого материала, установленных с возможностью сдвижения при деформировании вдоль образующей боковой поверхности втулки меньшей толщины последней шайбы в пакете; а торцевые поверхности шайб снабжены средствами поэтапной сигнальной индикации смещения контура выработки, выполненными в виде полосок из светоотражающего материала, причем, каждому этапу смещения контура выработки соответствует условное количество полосок различного цвета.

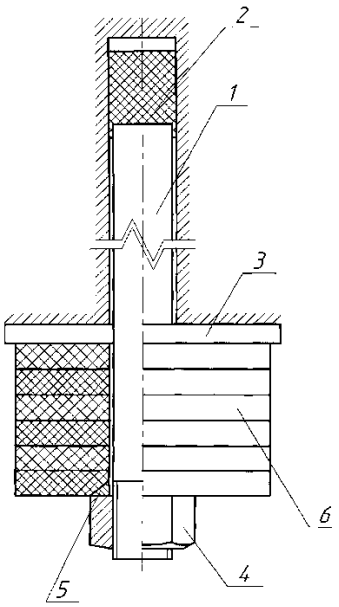


Рис. 1. Узел податливости анкера

Узел податливости работает следующим образом (см. рис. 1).

После закрепления в шпуре стержня *1* замком *2* на выступающую часть стержня закрепляют опорную плиту *3*, пакет шайб *6*, втулку *5* и натяжную гайку *4*. При закручивании натяжной гайки *4* конусная втулка *5* внедряется в пакет *6* с усилием, определяемым формулой:

$$P = \frac{\pi E f_{mp} \left(R - r\right) \cdot l \left(D - d\right)}{R + r}.$$

где P – усилие вдавливания конусной втулки, кгс:

E – модуль упругости материала шайб при растяжении, кгс/см^2;

f_{mp} – коэффициент трения втулки по шайбе;

R, r – внешний и внутренний радиусы шайб, см;

l – высота конусной втулки, см;

D, d – больший и малый диаметр конусной втулки, см.

Для обеспечения усилия прижатия верхняка крепи к контуру выработки с усилием 10 кН (50-60% от несущей способности замка) достаточно внедрить гайку *4* на глубину 5÷7 мм, а при внедрении гайки на глубину 16-17 мм (гайка проходит через шайбы) усилие внедрения составляет 16-18 кН, в дальнейшем при движении гайки через последующие шайбы усилие внедрения составляет 18-19 кН. С началом расслоения заанкерованного массива края нижних шайб начинают поочередно изгибаться.

Количество шайб в пакете выбирается с учетом максимума смещения контура выработки. В зависимости от скорости нарастания смещений контура выработки, например, при подходе очистного забоя, визуальный контроль за смещением контура выработки должен участиться с учетом прохождения намеченных зон, например, 40, 70 и 90% от максимального смещения. При изгибе шайбы на этапе 40% от максимального смещения на ее развернутой поверхности появляется заранее нанесенная полоса из светоотражающей материи, а при изгибе шайбы на отметке 70% (от максимума) на ее развернутой поверхности появляется две полосы белого цвета, наконец, при изгибе шайбы, соответствующей 90% от максимума – три полосы красного цвета, при этом длина полос увеличивается (вдвое от кромки шайбы до анкера) за счет растягивания (развертывания) упакованного в два слоя светоотражающей материи между последней и предпоследней шайбой (концы приклеены к последней и предпоследней шайбам).

Таким образом, обеспечивается визуально сигнал к проведению мероприятий по усилению крепи, если срок ее службы еще не исчерпан.

Следует отметить, что внедрение анкера [3] будет сдерживаться из-за сложности определения модуля упругости пакета шайб, а также из-за изготовления значительного количества стандартных конусных втулок.

Таблица

ВЗАИМОСВЯЗЬ УСИЛИЙ И ГЛУБИНЫ ВНЕДРЕНИЯ ГАЕК

Усилие внедрения, кН	Глубина внедрения гаек, мм	
	Гайки для арматурных стержней	Гайки для сталеполимерных стержней
6	7,5	3
8	10	6
10	12	8
12	14	10
14	16	12
16	18	14
18	20	16

С целью исключения громоздких вычислений при изготовлении и внедрении узлов податливости анкеров были проведены лабораторные исследования различных компонентов узлов податливости. Для изготовления пакетов шайб использовались бывшие в употреблении прорезиненные конвейерные ленты толщиной 16-17 мм, а вместо конусных втулок – стандартные натяжные гайки для анкерных полимерных стержней диаметром 20 мм, а также конусные гайки для анкерных стержней из арматурной стали. В таблице приведены величины внедрения в пакет шайб конусных гаек для стержней из арматурной стали и гаек, повернутых к шайбам конусной частью, для сталеполимерных анкеров диаметром 20 мм.

Таким образом, подбирая различные варианты набора гаек, можно задавать необходимое усилие прижатия верхняка крепи к контуру выработок без динамометрических ключей, а в дальнейшем осуществлять поэтапно контроль за его натяжением и смещениями контура выработки в процессе эксплуатации за счет количества и цвета полос из светоотражающей материи.

Список литературы

1. Авторское свидетельство №1758239. Анкер для крепления горных выработок / Н.Т. Бедарев, А.Н. Бурмистров, С.А. Толмачев и др. Опубл. 20.11.92. Бюл. №32.

2. Костюк С.Г., Бедарев Н.Т. Систематический контроль работы анкерной крепи при установке и эксплуатации. Форум горняков – 2009. Материал Международной конференции. – Днепропетровск, 2009. – С. 133-136.

3. Описание полезной модели к патенту. Анкер для крепления горных выработок №102680 / Н.Т. Бедарев, С.Г. Костюк, О.В. Любимов и др. Опубл. 10.03.2011. Бюл. №7.

УДК 622.833:622.341

© М.І.Ступнік, І.А. Кучерявенко

ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ЗОНИ ЗСУВУ ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ КРУТОСПАДНИХ ПЛАСТОПОДІБНИХ РУДНИХ ПОКЛАДІВ ЗНАЧНОГО ПРОСТЯГАННЯ

Наведені результати аналітичних досліджень процесів обвалення земної поверхні в зоні підземних гірничих робіт, які доповнили наукові основи методики визначення параметрів зони зсуву та обвалення вміщуючих порід при підземній розробці крутоспадних пластоподібних рудних покладів значної довжини за простяганням.

Приведены результаты аналитических исследований процессов обрушения земной поверхности в зоне подземных горных работ, дополняющих научные основы методики определения параметров зоны сдвига, и обрушения вмещающих пород при подземной разработке крутопадающих рудных залежей значительной длины по простиранию.

This article gives the results of analytical research of the earth surface caving processes in underground mining zone, which supplement scientific basics of methods of determining characteristics of displacement and caving zone of adjacent strata during underground steep mining of large ore deposits are given.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями

Підземна розробка залізорудних родовищ в Кривбасі породжує процеси зсуву та обвалення вміщуючих порід, які зумовлюють значний гірський тиск. Основні наслідки – перенапруження порід лежачого боку, зсуву рудного масиву на межі з очисним простором; зменшення питомої ваги камерної виїмки у системах з відкритим очисним простором і заміна їх системами з масовим обваленням; руйнування підготовчих і нарізних виробок.

Особливо активно проявляється гірський тиск при розробці крутоспадних пластоподібних рудних покладів значного (більше 300 м) простягання. У зв'язку з цим у свій час на шахтах «Батьківщина», «Жовтнева», «Гігант-Глибока», ім. Артема №1 були змінені схеми розкриття та підготовки, системи розробки і порядок очисного виймання. В той же час відроблення стовпоподібних покладів і покладів незначного простягання (шахти ім. Орджонікідзе, ім. Фрунзе, «Більшовик», окремі поклади шахти «Ювілейна») на тій же глибині здійснювали без істотних труднощів [1].

Багатолітні спостереження показують, що основною причиною неоднакових умов ведення підземних гірничих робіт є розміри рудних покладів, головним чином

довжина покладу за простяганням. Інші параметри (потужність покладу, кут падіння, міцність і стійкість вміщуючих порід) впливають менше. Дослідження процесів розвитку зон зсуву та обвалення на рудниках Кривбасу [2, 3] підтвердили, що довжина рудного покладу та глибина його розробки в основному визначають форму та розміри зони зсуву вміщуючих порід і величину гірського тиску. Згідно з [2] загальна зона зсуву земної поверхні включає в себе наступні зони: плавного зсуву, тріщин, терас, воронок і провалів

Постановка завдання

У процесі поглиблення гірничих робіт форма зони зсуву земної поверхні змінюється, а її розміри до певної глибини (так званої критичної глибини) [3] збільшуються.

У зв'язку з цим питання визначення параметрів зони обвалення вміщуючих порід і зони зсуву земної поверхні та пов'язаної з ними критичної глибини розробки має важливе практичне значення.

Аналіз досліджень та публікацій

Процеси обвалення вміщуючих порід з виходом на земну поверхню досліджували Г.М. Малахов, В.І. Кузьмін, Д.Ф. Мойсєєв, В.Ф. Лавриненко, Ю.О. Іванов, М.І. Кандиба, С.В.Письменний та інші науковці. Г.М. Малахов [1] установив, що зсуву та обвалення порід висячого боку на рудниках Кривбасу відбувається періодично з кроком обвалення за падінням покладу від 50 до 80 м, а зона зсуву земної поверхні має овальну форму.

В.І. Кузьмін і Д.Ф. Мойсєєв [2] розробили класифікацію рудних покладів Кривбасу за формою, розмірами та кутами падіння і встановили для них мінімальні кути зсуву та обвалення порід висячого та лежачого боків.

В.Ф. Лавриненко, Ю.О. Іванов, М.І. Кандиба [3] установили, що обвалення порід висячого боку при розробці пластоподібних рудних покладів відбувається до певної глибини розробки, яка залежить в основному від довжини покладу.

Нами [4] виконані аналітичні дослідження процесів зсуву порід висячого боку в залежності від місця розташування скупчення глинистих порід та отримані формули для визначення розмірів зони зсуву на земній поверхні.

Однак питання визначення форми і параметрів зони обвалення вміщуючих порід і зони зсуву земної поверхні при підземній розробці крутоспадних пластоподібних рудних покладів в залежності від глибини розробки і довжини рудних покладів досліджені недостатньо.

Виклад матеріалу та результати

Основними вихідними даними для визначення параметрів зони зсуву земної поверхні є: довжина рудного покладу, глибина його розробки та кути зсуву й обвалення вміщуючих порід. На рис. 1 приведена розрахункова схема для визначення параметрів зон зсуву та обвалення при відробленні крутоспадного пластоподібного рудного покладу значного простягання.

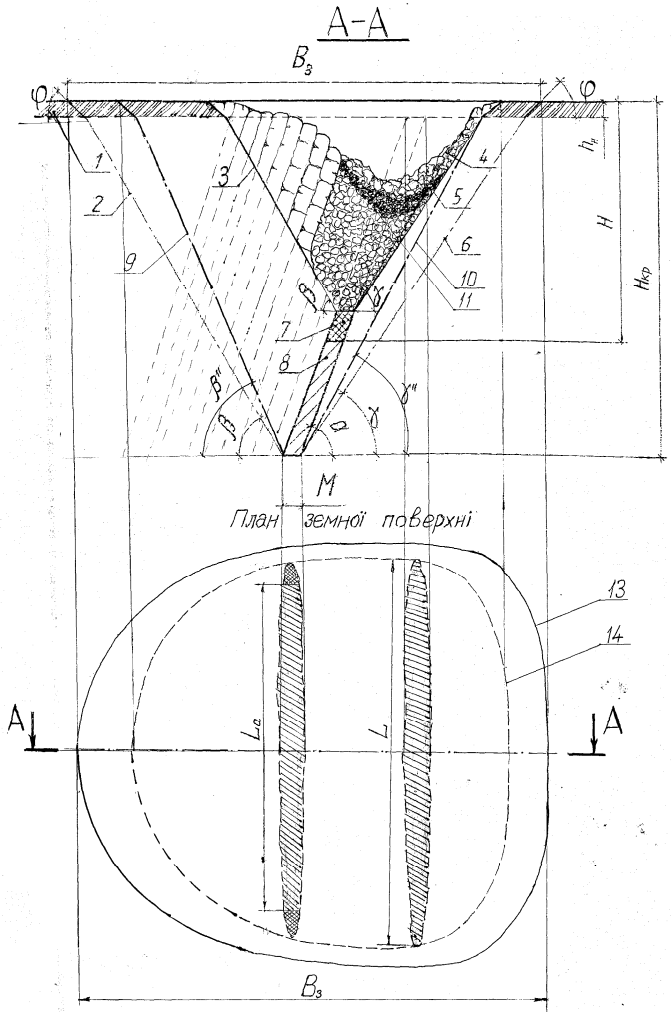


Рис. 1. Розрахункова схема для визначення максимального розміру зони зсуву та обвалення на земній поверхні навхрест простягання при відробленні пластоподібного рудного покладу: 1 – наносні глинисті породи; 2, 6 – межі проектної зони зсуву вміщуючих порід до критичної глибини відроблення запасів; 3, 5 – межі зони зсуву та обвалення порід при відробленні рудного покладу до експлуатаційного горизонту; 4 – зона обвалення порід; 7 – запаси руди поверху, який відробляється; 8 – рудний поклад; 9, 10 – межі ймовірної зони обвалення порід до критичної глибини відроблення запасів; 11 – обвалені глинисті породи; 12 – напрямок переміщення глинистих порід; 13 – проектний контур зони зсуву земної поверхні при досягненні очисними роботами критичної глибини розробки; 14 – проектний контур зони обвалення на земній поверхні при $H = H_{кр}$

Унаслідок впливу торцевого розпору, що збільшується з глибиною розробки, зсуву порід висячого боку відбувається тільки до певної глибини (критичної глибини $H_{кр}$), на якій кути зсуву порід висячого β приймають найменше значення ($\beta = \beta_{min}$), а процес зсуву порід висячого боку з виходом на земну поверхню припиняється. На критичній глибині активна довжина рудного покладу L_a теж приймає мінімальне значення, яке можна розрахувати за формулою [3]

$$L_a = L - 2H_{кр}ctg\delta \text{ , м,} \tag{1}$$

де L – довжина рудного покладу в межах критичної глибини, яка приймається на основі геологічних даних, м;

δ – кут зсуву порід за простяганням рудного покладу від нижньої границі очисних робіт, град.

При досягненні очисними роботами критичної глибини розробки завершується перший період відроблення пластоподібних рудних покладів – період з зсувом і обваленням земної поверхні.

Другий період характеризується припиненням порушенням земної поверхні, локальним обваленням порід висячого боку та стабілізацією тиску обвалених порід.

Критичну глибину рекомендується розраховувати за формулою

$$H_{кр} = kL \text{ , м,} \tag{2}$$

де k – емпіричний коефіцієнт, який враховує довжину, потужність, кут падіння рудного покладу та стійкість вміщуючих порід. Величина коефіцієнта змінюється від 0,90 для шахт південної групи (шахта ім. Артема №1) до 0,75 – для шахт рудників північної групи (шахта «Гвардійська», шахта ім. Леніна).

Найбільший розмір зони зсуву земної поверхні навхрест простягання покладу B_3, форма якої наближається до еліптичної, визначається величинами кутів β і γ [2] та критичною глибиною розробки рудного покладу (рис. 1). Величина B_3 визначається за формулою [4]

$$B_3 = \left(H_{кр} - h_н\right)\frac{sin\left(\beta + \gamma\right)}{sin\,\beta\, sin\,\gamma} + M + \frac{2h_н}{tg\varphi}, \tag{3}$$

де $H_{кр}$ – критична глибина підземної розробки рудного покладу, нижче якої процес зсуву та обвалення вміщуючих порід з виходом на земну поверхню припиняється, м;

β, γ – кути зсуву вміщуючих порід відповідно висячого та лежачого боків, град.;

$h_н$ – потужність наносних глинистих порід, м;

φ – кут зсуву глинистих порід, град.

Дуже важливим для практичних розрахунків параметрів процесу зсуву вміщуючих порід є відношення B_3 / L – відношення найбільшого розміру зони зсуву земної поверхні навхрест простягання до довжини рудного покладу. Знаючи величину відношення B_3 / L і довжину крутоспадного пластоподібного рудного покладу L, для практичних цілей можна розрахувати величину B_3 за формулою

$$B_3 = bL \text{ , м,} \qquad (4)$$

де b – величина відношення B_3 / L.

Як показали аналітичні дослідження, величина відношення B_3 / L зменшується від максимального значення для гірничо-геологічних умов шахти ім. Артема №1 до мінімального значення – для шахти ім. Леніна.

Таблиця 1

РОЗРАХУНКОВІ ПАРАМЕТРИ ПРОЦЕСУ ЗСУВУ ВМІЩУЮЧИХ ПОРІД І ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ ПРИ РОЗРОБЦІ ПЛАСТОПОДІБНИХ РУДНИХ ПОКЛАДІВ (III ГРУПА ЗА КЛАСИФІКАЦІЄЮ ВНДМІ)

Шахта	Поклад	Кут падіння, град.	Довжина покладу L, м	Горизонтальна потужність покладу M, м	Потужність наносів $h_н$, м
1	2	3	4	5	6
ім. Артема №1	об'єднаний	35-45	950	70-90	28-30
«Батьківщина»	основний №95	34-45	720	20-30	25-30
«Октябрська»	основний	50-55	800	25-40	25-30
«Ювілейна»	група покладів	55-60	850*	20-40	30-32
ім. Фрунзе	група покладів	50-70	760*	30-40	28-32
«Гвардійська»	група покладів	55-65	800*	24-40	30-32
ім. Леніна	група покладів	60-65	870*	20-35	33

Продовження таблиці 1

Кути зсуву та обвалення (за даними ВНДМІ [2])					Критична глибина розробки покладу $H_{кр}$ **, м	Найбільший розмір зони зсуву на земній поверхні B_3, м	Відношення B_3 / L, част. од.
висячого боку		лежачого боку		наносів			
β	β''	γ	γ''	φ			
7	8	9	10	11	12	13	14
45-50	45-50	45	45	45	902	1780	1,97
45-50	50	45	45	45	612	1106	1,54
50	50	50	55	45	640	1113	1,39
50-55	50-55	55	60	45	680	1070	1,26
55	60	60	60	45	570	962	1,03
60	60	60	65	45	600	720	0,9
60-65	60-65	65	65	45	653	732	0,84

Примітка: *За умови, що буде здійснено суцільне відроблення рудних покладів природно багатих руд і розділяючих магнетитових кварцитів у межах п'ятого (sx^{f5}) і шостого (sx^{f6}) залізистих горизонтів. **Критична глибина розробки пластоподібного покладу визначалась за формулою $H_{mp} = k \cdot L$ (2). Рекомендується приймати значення емпіричного коефіцієнта k для шахти ім. Артема №1 – 0,90; шахти «Батьківщина» – 0,85; шахти «Жовтнева» – 0,8; шахти «Ювілейна» – 0,8; шахти «Гвардійська» – 0,75; шахти ім. Фрунзе – 0,75; шахти ім. Леніна – 0,75.

У табл. 1 наведені розрахункові параметри процесу зсуву та обвалення вміщуючих порід і земної поверхні при розробці пластоподібних рудних покладів у Криворізькому залізорудному басейні. Як видно з табл. 1, величина відношення B_3 / L змінюється від 1,97 для гірничо-геологічних умов шахти ім. Артема №1 до 0,84 – шахти ім. Леніна. Відношення B_3 / L змінюється обернено пропорційно куту зсуву порід висячого боку β (рис. 2).

Як видно з рис. 2, зі збільшенням кутів падіння покладу α і зсуву порід висячого боку β відношення B_3 / L різко зменшується. На його зменшення також впливають збільшення міцності вміщуючих порід і торцевого розпору.

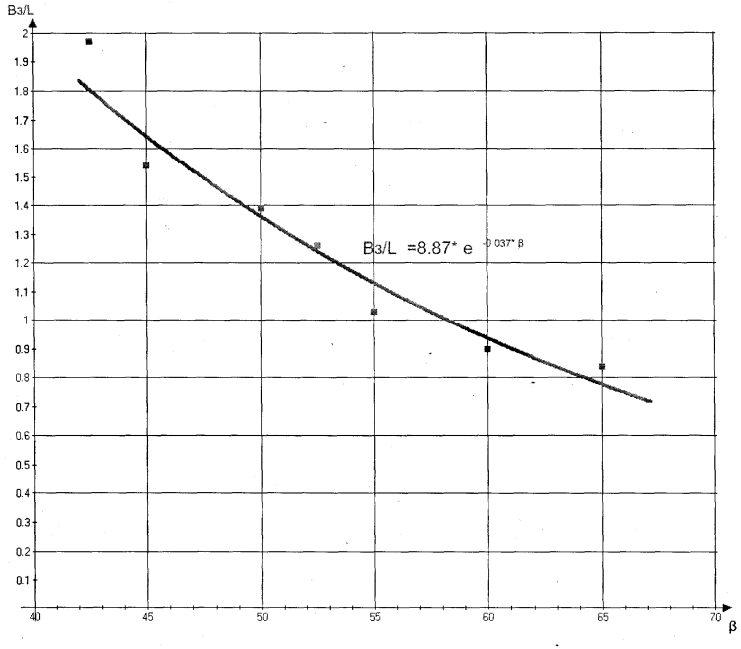


Рис. 2. Графік залежності відношення B_3 / L від мінімального кута зсуву порід висячого боку β на критичній глибині розробки рудного покладу $H_{кр}$

Особливе значення має встановлення закономірності зміни відношення B_3 / L від кута зсуву порід висячого боку β. Для розв'язання цієї задачі була використана експоненціальна апроксимація, яка дала змогу отримати залежність у вигляді експоненціальної функції

$$B_3 / L = 8{,}87e^{-0{,}037\beta}. \quad (5)$$

Висновки і напрямки подальших досліджень

Виконані нами аналітичні дослідження процесів зсуву земної поверхні та обвалення вміщуючих порід на шахтах Кривбасу дозволяють зробити наступні висновки.

1. Довжина рудного покладу за простяганням є одним із головних факторів, які визначають форму та розміри зони зсуву земної поверхні.

2. Найбільший розмір зони зсуву земної поверхні навхрест простягання рудного покладу B_3 при досягненні очисними роботами критичної глибини розробки родовища $H_{кр}$ на шахтах Кривбасу зменшується при збільшенні кута падіння покладу α і кутів зсуву порід висячого β і лежачого γ боків від $1{,}97L$ для умов шахт південної групи при $\beta = 45^{\circ}$ до $0{,}84L$ для умов шахт північної групи при $\beta = 60\text{-}65^{\circ}$.

3. В останні роки підземна розробка крутоспадних пластоподібних рудних покладів відбувається у другому періоді – у періоді припинення зсуву земної поверхні і локального обвалення порід висячого боку зі сталим гірським тиском.

У подальшому необхідно провести детальні інструментальні дослідження процесу локального обвалення порід висячого боку з метою визначення параметрів цієї зони.

Список літератури

1. Малахов Г.М. Вскрытие и разработка рудных месторождений на больших глубинах [Текст] / Г.М. Малахов, А.П. Чорноус. – М.: Госгортехиздат, 1960. – С. 30-38.

2. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных работ в Криворожском железорудном бассейне. – Л.: ВНИМИ, 1975. – 67 с.

3. Лавриненко В.Ф. Закономерности проявления горного давления на рудниках Криворожского бассейна [Текст] / В.Ф. Лавриненко, Ю.А. Иванов, М.И. Кандыба // Горный журнал. – 1961. – №6. – С. 19-23.

4. Ступнік М.І. Визначення параметрів воронки обвалення в зоні підземних гірничих робіт при розробці залізорудних родовищ [Текст] / М.І. Ступнік, С.В. Письменний // Вісник КТУ. – 2010. – Вип. 26. – С. 26-29.

УДК 622.272+541.1

© А.А. Гайдай, Ю.С. Кунта,
Р.С. Лысенко

К ВОПРОСУ ДОБЫЧИ И КАЧЕСТВА КАМЕННОГО УГЛЯ ИЗ ТОНКИХ И НЕКОНДИЦИОННЫХ ПЛАСТОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Розглянуті й запропоновані технологічні схеми видобутку кам'яного вугілля з тонких і некондиційних пластів в умовах слабометаморфізованих вміщуючих порід.

Рассмотрены и предложены технологические схемы добычи каменного угля из тонких и некондиционных пластов в условиях слабометаморфизированных вмещающих пород.

The technological schemes of mining of shallow and sub-standard coal layers of weakly metamorphosed adjoining rocks are considered and proposed.

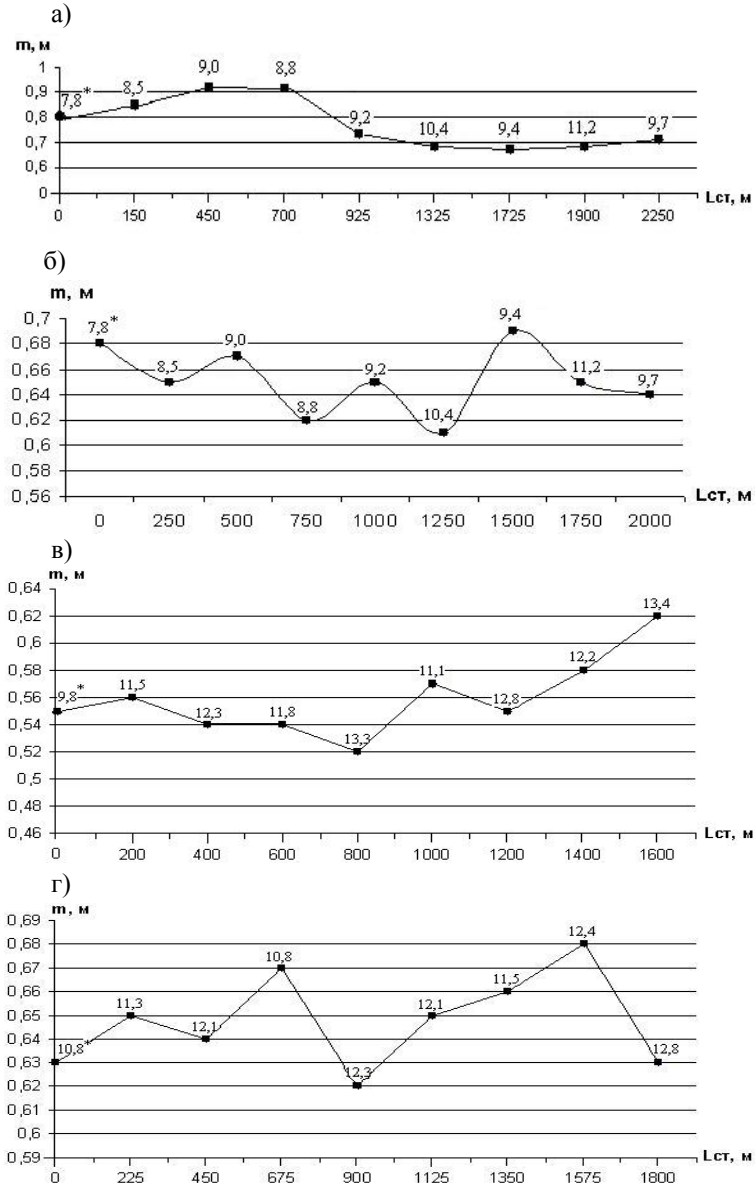
Использование для выемки тонких пластов применяемых технологий выемки угля сопровождается, как правило, существенной присечкой боковых пород кровли или почвы, что увеличивает зольность угля. Так при средней мощности угольного пласта 0,7 м, вынимаемая мощность составляет 0,85-1,0 м. Применяемая на шахтах технология ведет к искусственному перемешиванию угля и пустой породы, что снижает качество добываемого угля.

Проблема подземной разработки весьма тонких и тонких пластов предопределила необходимость поиска эффективной технологии их выемки.

Целью настоящей статьи является подытожить результаты исследований направленных на оптимизацию рациональных параметров добычи горной массы из тонких и некондиционных угольных пластов, а также технологических предложений позволяющих прогнозировать et качество и состав для дальнейшего доведения готового твёрдого топлива к техническим требованиям.

Для выбора параметров подземной разработки тонких и некондиционных угольных пластов в связи со сложной гипсометрией необходимо исследовать качество добываемого угля в пределах выемочных столбов. Для исследований выбраны тонкие и некондиционные угольные пласты, залегающие в пределах шахтного поля шахты «Днепровская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».

Достоинствами применения столбовой системы для прогнозирования качества добываемой горной массы является разведка при проведении выемочных выработок (ходков) угольного пласта. В результате проведения аналитических исследований получены зависимости изменения зольности добываемой горной массы от мощности угольного пласта в пределах выемочного столба (рис. 1).



***** *– материнская зольность пласта, %*

Рис. 1. Изменение мощности пласта в пределах выемочных столбов ш. «Днепровская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» (с основной характеристикой – материнской зольностью): а) по пласту $C_8^н$, б) по пласту C_7; в) по пласту $C_5^в$; г) по пласту C_1

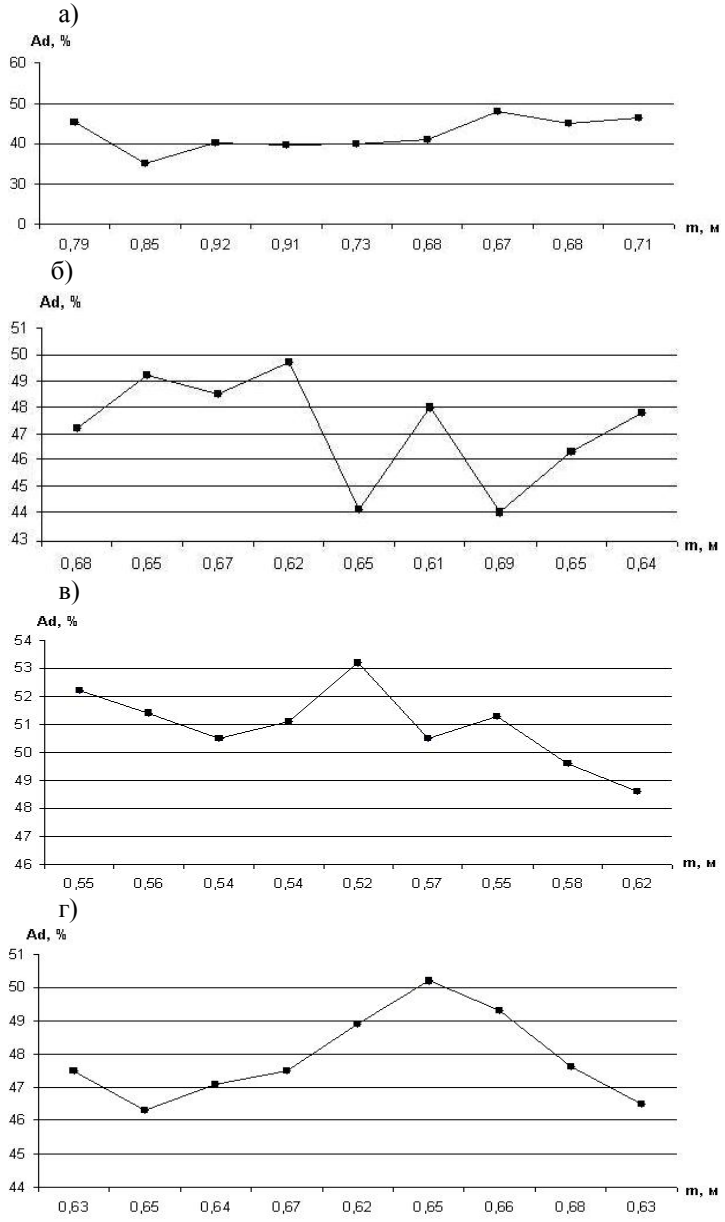


Рис. 2. Зависимости зольности добываемой горной массы от мощности разрабатываемого пласта (в пределах выемочных столбов): а) по пласту $C_8^н$, б) по пласту C_7; в) по пласту $C_5^в$; г) по пласту C_1

Анализ и учет изменения мощности угольного пласта и материнской зольности угля позволяет аналитически определить характеристику добываемой горной массы (рис. 2) при разработке пластов $C_8^н$, C_7, C_5^B, C_1 с помощью следующего выражения:

$$A_{доб.пл} = \frac{A^d{}_{уг.пач} \cdot Д_{уг.пач} + A^d{}_{пор.пач} \cdot Д_{пор.пач}}{Д_{общ.пл.}}, \quad (1)$$

где $A^d{}_{уг.пач}$, $A^d{}_{пор.пач}$ – зольность угольной и породной пачки соответственно, %;

$Д_{уг.пач}$, $Д_{порпач}$ – производительность добычи с угольной и породной пачки соответственно (зависит от параметров угольного пласта и технической характеристики очистного комбайна), т/м^2.

Для расчета общей добычи приняты: допустимая по газовому фактору скорость подачи очистного комбайна УКД-300 (комплекс ДМ) 2 м/мин, производительность 0,595 т/м^2 (ширина захвата 0,7 м), количество минут работы по добычи 1035 мин в добычную смену, общее количество рабочих дней в году 355.

Учёт характеристик качества горной массы добываемой из пластов $C_8^н$, C_7, C_5^B, C_1 позволяет аналитически спрогнозировать зольность общей добычи по шахте (табл. 1). При этом пласты $C_5^в$, C_1 шахта «Днепровская» не разрабатывает.

Таблица 1

РАСЧЕТНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ
ПО ГОРНОЙ МАССЕ ИЗ ЧЕТЫРЁХ ИССЛЕДУЕМЫХ ПЛАСТОВ

Показатель	Угольный пласт			
	$C_8^н$	C_7	C_5^B	C_1
Зольность добытой горной массы, %	28,25	33,36	47,08	41,37
Средняя зольность по пластам, %	37,52			
Общая добыча по пластам за год, т	1748943			

Для обоснования выбора рациональных схем выемки тонких и весьма тонких угольных пластов, выполним анализ горно-геологических условий залегания и физико-механических свойств вмещающих горных пород.

Итак, пласт $C_8^н$ относится по классификации к тонким, а пласты C_7, C_5^B и C_1 к весьма тонким.

Пласт $C_8^н$ устойчивый (относительно выдержанный 40%) по мощности и площади расположения, строение простое и сложное, средняя полезная мощность $m_{ср.пол} = 0{,}73$ м, угол падения $\alpha = 2\text{-}5°$, плотность угля $\gamma = 1{,}27$ т/м^3, с породными прослойками $\gamma = 1{,}30$ т/м^3.

Состав и структура вмещающих пород: а) кровля состоит из аргиллитов 47%, алевролиты 50% и песчаники 3%, общая средняя прочность составляет 16-32 МПа, б) почва состоит из аргиллиты 46%, алевролиты 50% и песчаники 4% общая средняя прочность составляет 13-36 МПа.

Согласно типизации непосредственной и основной кровли определябщими при выборе технологии подземной разработки угольного пласта являются категории по устойчивости и обрушаемости соответственно.

По устойчивости непосредственная кровля относится к малоустойчивой и на 10-20% к среднеустойчивой. Обрушается за исполнительным органом комбайна длиной более 5 м. Обнажения длиной от 5 м до 20 м сохраняют устойчивость 5-30 мин. Крепь должна устанавливаться сразу за исполнительным органом комбайна. Кровля над корпусом комбайна должна быть закреплена. По нагрузочным свойствам основная кровля относится к среднеобрушаемой. Обрушение с зависанием до 2-6 м, периодические осадки без динамических явлений.

Пласт C_7 неустойчивый (невыдержанный 10%) по мощности и площади расположения, строение простое и реже сложное, средняя полезная мощность $m_{ср.пол} = 0{,}68$ м, угол падения $\alpha = 2\text{-}5°$, плотность угля $\gamma = 1{,}27$ т/м^3, с породными прослойками $\gamma = 1{,}29$ т/м^3.

Состав и структура вмещающих пород: а) кровля состоит из аргиллитов 78%, алевролиты 20% и песчаники 2%, общая средняя прочность составляет 18-35 МПа, б) почва состоит из аргиллиты 68%, алевролиты 30% и песчаники 2% общая средняя прочность составляет 20-33 МПа.

По устойчивости непосредственная кровля относится к малоустойчивой и на 10-15% к среднеустойчивой. Обрушается за исполнительным органом комбайна длиной более 5 м. Обнажения длиной от 5 м до 15 м сохраняют устойчивость 5-20 мин. Крепь должна устанавливаться сразу за исполнительным органом комбайна. Кровля над корпусом комбайна должна быть закреплена. По нагрузочным свойствам основная кровля относится к среднеобрушаемой и легкообрушаемой на 20%. Обрушение с зависанием до 2-5 м, периодические осадки без динамических явлений.

Пласт C_5^B неустойчивый (невыдержанный 10%) по мощности и площади расположения, строение простое и сложное, средняя полезная мощность $m_{ср.пол} = 0{,}55$ м, угол падения $\alpha = 2\text{-}5°$, плотность угля $\gamma = 1{,}28$ т/м^3, с породными прослойками $\gamma = 1{,}30$ т/м^3.

Состав и структура вмещающих пород: а) кровля состоит из аргиллитов 70%, алевролиты 27% и песчаники 3%, общая средняя прочность составляет 21-46 МПа,

б) почва состоит из аргиллиты 70%, алевролиты 29% и песчаники 1% общая средняя прочность составляет 22 МПа.

По устойчивости непосредственная кровля относится к малоустойчивой и на 30% к среднеустойчивой. Обрушается за исполнительным органом комбайна длиной более 6 м. Обнажения длиной от 5 м до 25 м сохраняют устойчивость 15-45 мин. Крепь должна устанавливаться сразу за исполнительным органом комбайна. Кровля над корпусом комбайна должна быть закреплена. По нагрузочным свойствам основная кровля относится к среднеобрушаемой и легкообрушаемой на 65%. Обрушается вслед за подвиганием крепи с зависанием не более 2 м, периодические посадки не появляются.

Пласт C_1 неустойчивый (невыдержанный 10%) по мощности и площади расположения, строение простое и редко сложное, средняя полезная мощность $m_{ср.пол} = 0{,}63$ м, угол падения $\alpha = 2\text{-}5°$, плотность угля $\gamma = 1{,}29$ т/м^3, с породными прослойками $\gamma = 1{,}30$ т/м^3.

Состав и структура вмещающих пород: а) кровля состоит из аргиллитов 50%, алевролиты 48% и песчаники 2%, общая средняя прочность составляет 43 МПа, б) почва состоит из аргиллиты 60%, алевролиты 39% и песчаники 1% общая средняя прочность составляет 42 МПа.

По устойчивости непосредственная кровля относится к среднеустойчивой. Обнажение за исполнительным органом комбайна длиной 20 м и больше сохраняет устойчивость более 0,5 часа. Участок изгиба конвейера можно не крепить. При остановках более 0,5 часа крепить обязательно. По нагрузочным свойствам основная кровля относится к среднеобрушаемой. Обрушение с зависанием до 2-6 м, периодические осадки без динамических явлений.

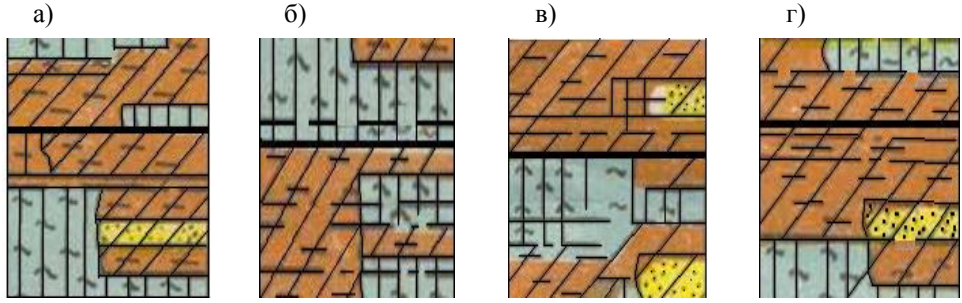


Рис. 2. Структурные колонки исследуемых угольных пластов $C_8^н$, C_7, $C_5^в$ и C_1 соответственно

Технология подземной разработки угольных пластов в условиях Западного Донбасса достаточно разносторонне освещена во многих научных трудах, поэтому для выполнения исследований необходимо и достаточно определения величины присечки вмещающих пород, а также рационального расположения относительно

пласта (в кровле или почве).

Учитывая геологическую характеристику по устойчивости и нагрузочным свойствам, присечка вмещающих пород для пластов $C_8^н$ и C_7 составляет 0,12 м и 0,18 м соответственно и более рациональна в кровле, для пластов $C_5^в$ и C_1 0,30 м и 0,22 м соответственно и более рациональна в почве (рис. 3 а, б, в, г соответственно).

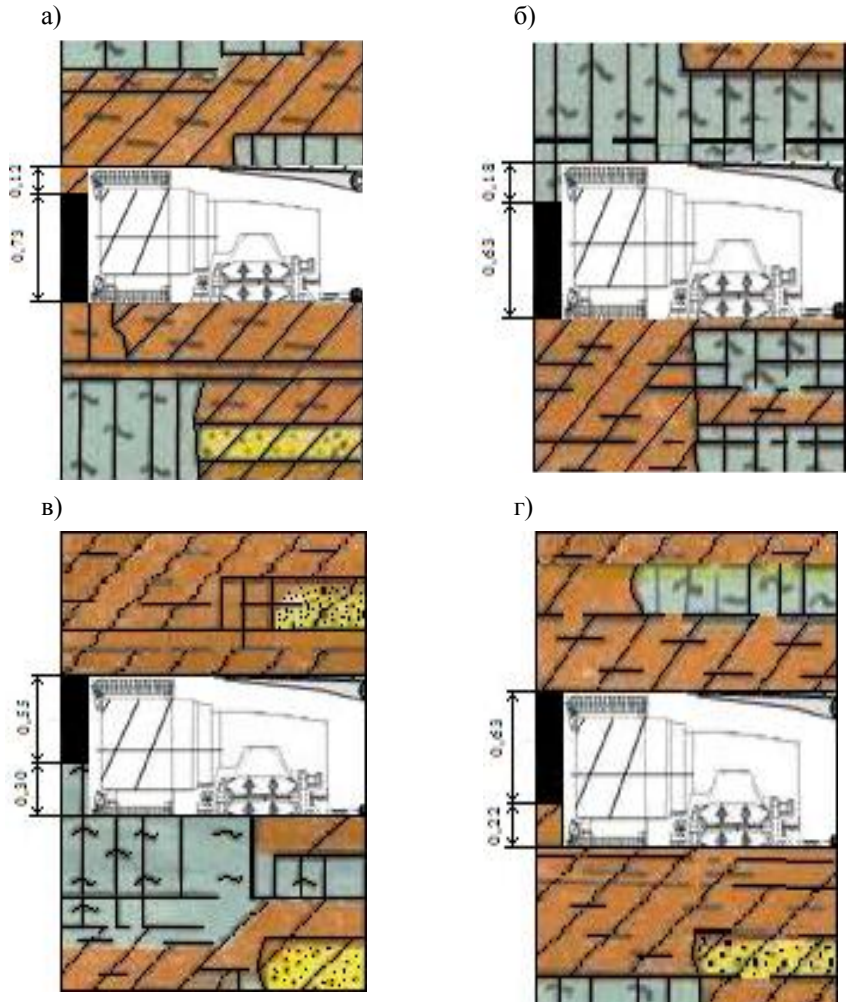


Рис. 3. Технологические схемы подземной разработки угольных пластов $C_8^н$, C_7, $C_5^в$ и C_1 с присечкой вмещающих пород кровли (а, б) и почвы (в, г) соответственно

Обоснование выбора выше указанных параметров подземной выемки связано не только с геологической характеристикой горных пород по устойчивости, но и расходом энергозатрат на разрушение соответствующих пород кровли (почвы), которые характеризуются прочностными свойствами.

В связи с неудовлетворяющими качественными показателями добываемой горной массы предложены технологические мероприятия, направленные на приведение её к техническим требованиям [1-3].

Список литературы

1. Гайдай А.А. Исследования прочностных свойств брикетов из угольных шламов и штыбов, полученных способом холодного окускования // Збірник наукових праць НГУ. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2006. – №26. – Том 1. – С. 101-105.

2. Спосіб згрудкування твердого палива органічного походження та шихта: пат. 65923А Україна / Пілов П.І., Бондаренко В.І., Куденко Г.О., Канарська Н.В.

3. Гайдай О.А. Оцінка якісних показників кам’яного вугілля при видобутку в технологічному ланцюзі та можливість вторинного використання продуктів збагачення // Науковий вісник НГУ. – 2010. – №1. – С. 23-25.

УДК 622.273

© В.И. Бузило, А.Г. Кошка,
Я.М. Наливайко, А.П. Дяченко,
Т.С. Савельева

ОСОБЕННОСТИ ОТРАБОТКИ ОСТАВШИХСЯ ЗАПАСОВ ШАХТ ГП «ЛЬВОВУГОЛЬ»

Наведені результати шахтних досліджень відпрацювання вугільних пластів механізованими комплексами в умовах їх підробки та надробки. Надано аналіз чинників утворення вивалів порід покрівлі в очисних вибоях та рекомендації щодо їх усунення.

Приведены результаты шахтных исследований отработки угольных пластов механизированными комплексами в условиях их подработки и надработки. Дан анализ причин вывалообразования пород кровли в очистных забоях и рекомендации по их устранению.

The results of studies of mining coal seams by mechanized complexes; under conditions of seams underworking and overworking are given. The analysis of the causes of roof caving in stopes and recommendations to avoid them are conducted.

Ближайшая перспектива развития угольной промышленности Западной Украины связана в основном с интенсификацией отработки оставшихся запасов шахт.

В связи с нерациональным планированием ведения горных работ в прошлом, на большинстве шахт ГП «Львовуголь» была произведена первоначальная отработка наиболее мощных и продуктивных пластов. Оставшиеся запасы, в основном неоднократно надработаны и подработаны. Так, из общего количества – более 80% лав работает в зонах влияния целиков оставленных на смежном пласте, из них около 60% – в зонах одновременного влияния целиков, оставленных по двум-трем пластам. В связи с этим отработка оставшихся запасов происходит в условиях изменяющегося в пределах одного выемочного столба, одной лавы горного давления – от повышенного до пониженного. Устойчивость вмещающих пласт пород значительно снижается, большинство из них переходит в разряд «неустойчивых», увеличиваются трещиноватость и склонность к вывалообразованию пород непосредственной кровли, что в свою очередь приводит к снижению технико-экономических показателей работы шахт, увеличению зольности добываемого угля, росту травматизма и другим негативным последствиям.

Породы непосредственной кровли (особенно малой мощности) претерпевшие воздействие стационарного опорного давления целиков, оставленных на смежных отработанных пластах, приобретают развитую трещиноватость и практически теряют способность сопротивляться растягивающим усилиям в призабойном пространстве лавы.

Наибольшие величины давлений возникают при наложении стационарного опорного давления (от краевой части пласта или целиков, оставленных при отработке смежных пластов) и временного опорного давления, возникающего при подвигании очистного забоя [1]. Возникающие при этом нагрузки часто превышают временное сопротивление пород на сжатие. В результате этого возникают деформации пласта и вмещающих пород, которые проявляются образованием систем трещин. Причем, трещины появляются впереди забоя лавы в зоне опорного давления, сначала в угле, как менее прочном, а затем и в породах кровли и почвы. Процесс трещинообразования предопределяет последующие вывалы пород кровли в призабойном пространстве лавы.

В работе О. Якоби [2] отмечается, что основными факторами, влияющими на процесс образования трещин в кровле очистного забоя, являются технологические процессы (выемка угля, передвижка секций крепи), посадка основной кровли, длина зависающей консоли основной кровли и полнота подбучивания вышележащих пород, а основные смещения пород и, вызванные этим, негативные явления происходят в призабойном пространстве лавы, в зонах работы крепи и выемочного комбайна.

Установлено [3], что в лавах с механизированной крепью 60% вывалов происходит в период, когда полоса кровли между концами верхних перекрытий и забоем остается незакрепленной и 40% во время передвижки крепи. Не менее 30% вывалов в процессе передвижки можно было бы избежать, если бы запаздывание крепления составляло не более 5 минут. Для неустойчивых пород кровли это время не должно быть более 1…5 минуты.

Таким образом, исходя из литературных источников и практики ведения горных работ, следует, что технологические параметры очистных работ играют значительную роль в формировании зон опорного давления, развития трещиноватости и вывалообразования. То есть, для обеспечения высоких технико-экономических показателей работы лав, в том числе и в условиях зон повышенного горного давления, нужно знать зависимости характера проявлений горного давления в очистном забое от его технологических параметров и использовать их в производстве.

Для получения необходимых данных в восьми очистных забоях на пяти шахтах ГП «Львовуголь» были проведены соответствующие исследования. Горно-геологическая и горнотехническая характеристика этих лав приведена в табл. 1.

Для выполнения исследований в лавах оборудовались замерные станции. На секциях устанавливались самопишущие манометры МП66А, которые подключались в рабочие полости передней и задней гидростоек. Для измерения скорости и величин конвергенции пород кровли и почвы пласта у забоя и между основанием и перекрытием секций устанавливались стойки СУИ II с индикаторами перемещения часового типа (рис. 1).

Производилась оценка влияния производственных процессов на состояние вмещающих пласт пород. Особое внимание обращалось на образование трещин, заколов, отслаиваний и обрушений пород в кровле, отжим угля, шаг обрушения непосредственной кровли, наличие породных подушек на перекрытиях секции, и наличие штыба под основаниями секций.

По состоянию кровли, частоте и размерам вывалов пород в лаве оценивалась эффективность работы крепи и принятых технологических и организационных решений.

При проведении исследований лаву делили на равные участки наблюдений шириной по 1 м над каждой пятой секцией крепи. На этих участках измеряли размеры вывалов пород кровли, регистрировали количество и направление трещин, состояние забоя, положение крепи и конвейера.

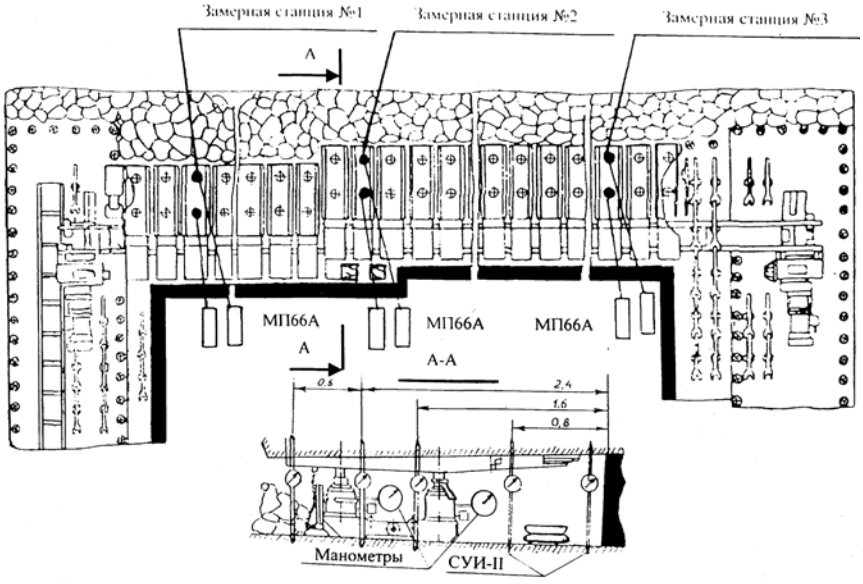


Рис. 1. Размещение замерных станций в лаве

Таблица 1

ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЛАВ

№ п/п	Шахта, лава, пласт	Оборудование лавы	Длина лавы	Угол падения	Мощность пласта, м		Кровля пласта	Почва пласта	Мощность междупластья	Наличие подработки или надработки
					Геологическая	Вынимаемая				
1	«Лесная», 160, $n_7^н$	2КМ-87; 1ГШ 68; СПМ 87П	143	0	1,60	1,60	алевролит 2-6 м; пл. n_7 – 0,2 м; алевролит – 4 м песчаник – 2 м	песчаник – 3м алевролит – 6 м	$n_7^в$ – 15,6 м $n_8^в$ – 40,5 м	Надработана пл. $n_7^в$; пл. $n_8^в$.
2	«Степная», 111, $n_7^н$	2КМ-87; 1ГШ 68; СПМ 87П	180	3	1,34	1,48	аргиллит 2 м; алевролит 4 м пл. n_7 –0,4м; алевролит –5 м	алевролит – 7 м	$n_8^в$ – 40,2 м	Надработана пл. $n_8^в$
3	«Бендюжская», 440, n_8	2КМ-87; 1ГШ 68; СПМ 87П	142	3	1,09	1,60	аргиллит 3,2 м алевролит 5,6 м	алевролит–2,4 м песчаник–5,8 м алевролит –4,2м аргиллит – 3,9 м	$n_8^в$ – 8,8 м $n_7^в$ – 16,3 м	Надработана пл. $n_8^в$, Подработана пл. $n_7^в$
4	«Возрождение», 421, n_8	2КМ-87; 1ГШ 68; СПМ 87П	175	3	1,20	1,60	аргиллит 3,45 м алевролит 4,0 м песчаник – 5,0 м	аргиллит –3,45м песчаник–6,1 м аргиллит – 6,2 м	$n_8^в$ – 11,8 м $n_7^н$ – 29,4 м	Надработана пл. $n_8^в$, Подработана пл. $n_7^н$
5	"Бендюжская», 415, n_8	2КМ-87; РКУ 10; СПМ 87П	152	3	1,30	1,40	песч. сл. 2,0 м; песчаник 2,5 м; песч. сл. – 3,0 м; песч. – 1,0 м	песчаник – 4,5 м песч. гл. сл. 5,0 м	$n_7^в$ – 13 м	Подработана пл. $n_7^в$
6	«Великомостовская», 409, n_8	2КМ-87; 1ГШ 68; СПМ 87П	165	3	0,64	1,43	аргиллит 1,5 м; алевролит 2,5 м; песчаник 4,0 м алевролит 2,0 м	алевролит 1,5м песчаник 4,0 м	$n_7^в$ – 12,0 м $n_7^н$ – 19,0 м	Подработана пл. $n_7^в$ и $n_7^н$
7	«Великомостовская», 408, n_8	2КМ-87; 1ГШ 68; СПМ 87П	165	3	0,67	1,45	аргиллит 1,5 м; алевролит 2,5 м; песчаник 4,0 м алевролит 2,0 м	алевролит 1,5 м песчаник 4,0 м	$n_7^в$ – 12,0 м $n_7^н$ – 19,0 м	Подработана пл. $n_7^н$
8	«Лесная», 536, $n_8^в$	КМ-88; 1ГШ 68; СПМ 87П	150	3	0,99	1,30	аргиллит 2-3 м песчаник 8-15 м алевролит 2,5 м	алевролит – 4 м песчаник – 10 м	$n_7^в$ – 28,2 м $n_7^н$ – 24,1 м	Подработана пл. $n_7^н$

Наблюдения в каждой лаве производили 2-3 раза в неделю, а при ухудшении состояния кровли и во время работы лавы в зоне влияния краевых частей и целиков соседних пластов – ежесуточно. Обобщенные результаты о состоянии кровли в 8

лавах при их работе в различных зонах влияния краевых частей и целиков, оставленных на соседних пластах приведены в табл. 2.

Таблица 2

ОБОБЩЕННЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ НАБЛЮДЕНИЙ
ЗА СОСТОЯНИЕМ КРОВЛИ В ИССЛЕДУЕМЫХ ЛАВАХ

Показатели	Всего по исследуемым лавам	В том числе						
		Вне зоны влияния целиков	При подходе к вышележащему целику	Под целиком	При отходе от вышележащего целика	При подходе к нижележащему целику	Над целиком	При отходе от нижележащего целика
Средняя удельная площадь вывалов перед крепью, см	17,2	8,6	34,1	26,4	29,6	32,6	19,2	38,4
Средняя площадь вывалов перед крепью, см	35	32	52	39	44	47	42	64
Средняя площадь вывалов над крепью в % от площади призабойного пространства	24,4	12,4	40,2	34,4	36,3	41,4	28,6	52,2
Удельная длина вывалов высотой более 0,3 м, %	21	10	72	34	59	67	42	86
Среднее расстояние от забоя до точки контакта перекрытия с кровлей, м	0,32	0,17	0,83	0,54	0,62	0,93	0,62	1,35
Средняя толщина породной «подушки» на перекрытии крепи, см	10,2	7,2	16,6	10,4	13,2	15,4	12,3	19,2
Средние сближения боковых пород за цикл, мм: у забоя у завала	180 16 46	176 8 38	209 52 42	157 15 51	215 30 62	290 27 60	250 22 54	276 54 37
Средняя скорость подвигания лавы, м/сут	1,25	2,62	0,65	1,35	0,86	1,69	2,44	1,54

Из данных табл. 2 видно, что фактические точки контакта перекрытия крепи с кровлей в исследуемых лавах находились на значительном расстоянии от забоя. Так, в 415 лаве эти величины не превышали 0,3 м, а в 408 лаве – в зоне влияния целика 1,0…1,2 м, а вне зоны его влияния – 0,4 м. В последнем случае увеличение этих расстояний напрямую зависит от величины отжима пласта, который достигал 0,5…0,8 м.

Как показали исследования, отжим угля в забое зависит в основном от строения кровли пласта, скорости подвигания забоя и скорости подачи комбайна при выемке пласта. И если первый параметр изменить не представляется возможным, то остальные – вполне регулируемы.

В 8 обследованных лавах только в 58% случаев концы перекрытий непосредственно контактировали с кровлей. В 26% случаев первая точка контакта с кровлей была удалена более чем на 0,5 м. При этом максимальные величины достигали 2,2…2,6 м. Отмечено, что увеличение расстояния от забоя до первого контакта кре-

пи с кровлей и образование вывалов тем чаще, чем чаще появляются «породные подушки» на перекрытиях крепи. Они же негативно влияют на силовые параметры крепи, как при распоре, так и в процессе нагружения.

Наблюдениями установлено, что более чем на 80% перекрытий секций крепи КМ 87 и КМ 88 присутствовали «породные подушки» из них в 40% случаев ее мощность составляла менее 0,1 м, в остальных более 0,1 м, максимальные величины достигали 0,3…0,4 м. Причем количество «породных подушек» увеличивается в 2…4 раза при входе в зону влияния целиков.

Удельная площадь вывалов перед крепью растет с увеличением расстояния между забоем и первой точкой контакта верхняка с кровлей. На рис. 2 приведены усредненные зависимости удельной площади вывалов перед крепью от расстояния между концами верхняков и забоем в различных зонах влияния краевых частей и целиков.

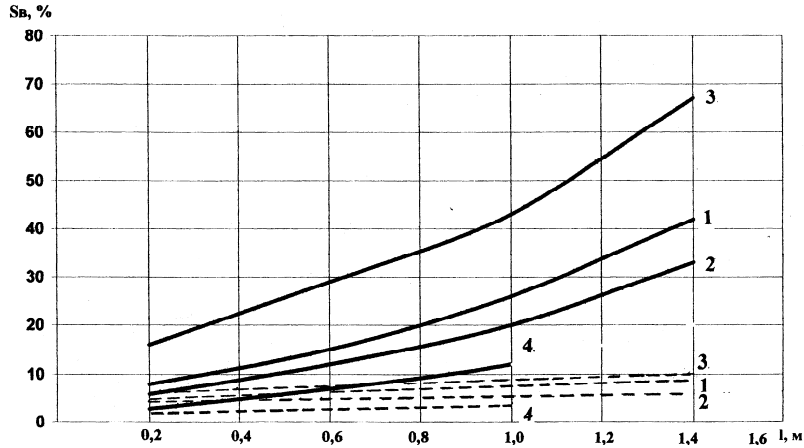


Рис. 2. Зависимости средней удельной площади вывалов перед крепью $S_в$ от расстояния 1 между первой точкой контакта верхняка с кровлей и забоем при скорости подвигания лавы: ▬ 1,8 м/сут; --- 4,2 м/сут. 1 – при подходе к целику; 2 – над целиком; 3 – при сходе с целика; 4 – вне зоны влияния целика

Состояние кровли и краевой части пласта исследовались при изменении скорости подачи комбайна от 1 до 5 м/мин. Следует отметить, что состояние кровли зависит не только от скорости подачи комбайна, но и от скорости подвигания очистного забоя.

Так, во всех исследуемых лавах отмечено благотворное влияние увеличения скорости подвигания очистного забоя на состояние кровли, удельную длину, площадь и количество вывалов. Установлено, что увеличение скорости подвигания очистного забоя с 1,8 до 4,2 м/сут приводит к уменьшению общего количества вывалов,

их высоты и удельного вывалообразования с 4,0 м до 0,8 м и с 0,6 м^3/м до 0,1 м^3/м, то есть в 5 раз и более (рис. 2).

Для оценки влияния на состояние кровли горного давления и структуры пород кровли было произведено обобщение результатов маркшейдерских наблюдений в 96 лавах, которые работали в зонах влияния краевых частей пластов и оставленных на смежных пластах целиков.

Анализ состояния кровли показал, что при подходе лавы к перпендикулярным целикам зоны интенсивного вывалообразования располагаются на расстоянии от -5 до 40 м от нормали целика по обе его стороны. Ширина этих зон зависит в основном от геометрических размеров целика, мощности и строения междупластья. При крепких мощных слоях междупластья, или увеличении его мощности зона вывалообразования увеличивается. Непосредственно под целиком эта зона занимает от 5 до12 м и зависит от мощности целика и строения кровли. Наличие указанных зон объясняется прогибом вмещающих пород и образованием при этом зон сжатия и растяжения.

Практически во всех случаях склонность пород кровли к вывалообразованию непосредственно над и под целиками уменьшается, кроме случая работы под (над) параллельным целиком (рис. 3).

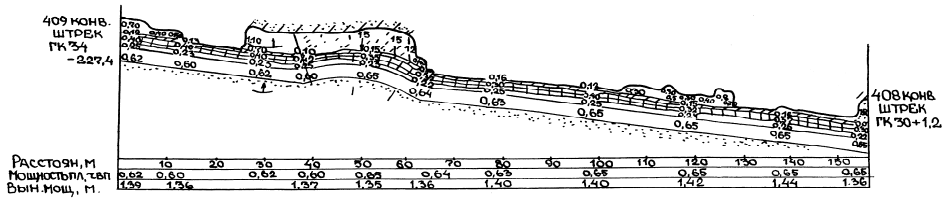


Рис. 3. Разрез по лаве при работе над параллельным целиком

На основании обработки результатов маркшейдерских замеров, установлено следующее распределение количества лав по устойчивости кровли (%) в различных зонах влияния краевых частей и целиков соседних пластов (табл. 3).

Таблица 3

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ЛАВ ПО УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД КРОВЛИ

Характеристика непосредственной кровли	Зоны влияния краевых частей и целиков			
	Вне зоны влияния	При подходе к целику	Под (над) целиком	При отходе от целика
Устойчивая, (%)	8	-	-	
Средней устойчивости, (%)	86	11	53	5
Неустойчивая, (%)	6	89	47	95

В 82% случаев непосредственная кровля была представлена глинистыми сланцами мощностью от 0,8 до 6,2 м, а 27% лав имели ложную кровлю, мощностью до 0,3 м.

Для количественной оценки вывалообразования в очистном забое существует ряд критериев. Основными из них являются: высота, средняя площадь и объем вывалов в призабойной пространстве, средний показатель склонности кровли к вывалам, частота вывалов высотой более 30 см и др. Эти критерии используются для оценки эффективности управления кровлей, ее устойчивости, оценки правильности выбора параметров механизированных крепей.

Для оценки вывалообразования в очистном забое, в качестве первого критерия принята средняя высота вывалов на каждой из секций механизированной крепи. Этот показатель получен путем суммирования высоты вывалов по каждому из замеров с последующим делением полученной суммы на количество замеров, то есть:

$$H_{ср,i} = \frac{\sum_{i=1}^{n} H_i}{n},$$

где $H_{ср,i}$ – средняя высота вывалов на i-ой секции механизированной крепи, м;

H_i – высота вывалов на i-ой секции крепи по одному из замеров, м;

n – количество замеров.

Вторым критерием, позволяющим количественно сравнивать состояние пород кровли в лаве, является удельное вывалообразование пород кровли. Сущность этого критерия заключается в том, что общий объем вывалов, образованных за последний цикл выемки на определенном участке лавы делится на длину этого участка. Иными словами, удельным вывалообразованием является средний объем вывалов, отнесенный к 1 п.м. очистного забоя. Этот показатель может быть определен по выражению:

$$V_{ср} = \frac{\sum_{i=1}^{n} V_{ср,i}}{l_{уч}},$$

где $V_{ср}$ – удельное вывалообразование м^3/м;

$V_{ср.i}$ – средний объем вывалов на i-ой секции механизированной крепи м^3;

$l_{уч}$ – протяженность рассматриваемого участка, м.

Принятый критерий позволяет установить распределение вывалов пород кровли по длине лавы, выявить участки с наиболее интенсивным вывалообразованием, а также зоны, где вывалообразование незначительно или отсутствует.

Для сравнительного анализа изменения удельного вывалообразования в различных зонах влияния целиков (краевых частей) выделены четыре характерных зоны:

I – вне зоны влияния целиков, краевых частей пластов;

II – при подходе к целику (краевой части пласта);

III – под (над) целиком (краевой частью пласта);

IV – при отходе от целика (краевой части пласта).

Распределение вывалов пород кровли при различном расположении лавы относительно влияющего целика или краевой части пласта приведены на рис. 4.

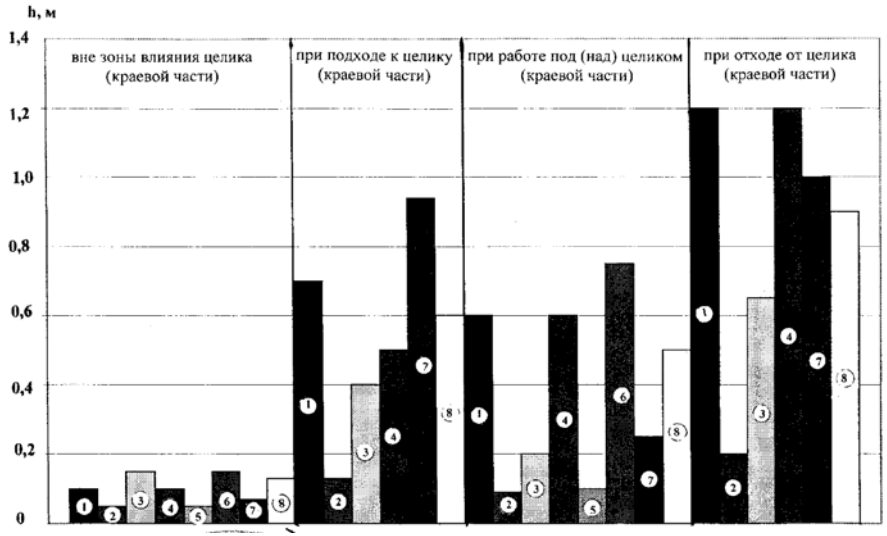


Рис. 4. Удельное вывалообразование в лавах при работе в различных зонах влияния целиков (краевых частей пластов) в лавах: 1 – 421; 2 – 415; 3 – 160; 4 – 440; 5 – 536; 6 – 408; 7 – 409; 8 – 111

Анализируя данное распределение можно заключить, что вне зоны влияния целиков (краевых частей пластов) высота вывалов незначительна (менее 0,15 м), а в большинстве случаев вывалы отсутствуют. Наибольшая высота вывалов и частота вывалообразований наблюдается в зонах влияния краевых частей целика и при отходе от него.

Результаты исследований показали, что даже при высокой вывалоопасности пород кровли, за счет сокращения расстояния между концами консолей крепи и кромки забоя лавы удается значительно уменьшить удельную площадь вывалов. В механизированных крепях это достигается путем применения откидных, выдвижных или поджимных консолей. При этом неактивные консоли не оказывают необходимого сопротивления опусканиям кровли у забоя, развития в этой области трещиноватости и вывалообразования.

Выводы

Интенсивность вывалообразования пород кровли, наряду с другими факторами (мощности и строения пород непосредственной кровли, места расположения лавы относительно влияющих целиков и пр.), зависит от скорости подвигания очистного забоя. Так, увеличение скорости подвигания забоя лавы с 1,8 м/сут до 4,2 м/сут приводит к изменению высоты вывалов с 4,0 м до 0,8 м и удельного вывалообразования с 0,6 $м^3$/м до 0,1 $м^3$/м, то есть в 5 и более раз.

Другим немаловажным фактором, влияющим на вывалообразование пород кровли, является ширина незакрепленной полосы у забоя и реакция крепи в этой части лавы. Применяемые крепи и технологии приводят к тому, что в ряде случаев расстояния от забоя до первой точки контакта перекрытия крепи с кровлей достигают 2…2,5 м, что недопустимо при отработке пластов со слабыми, неустойчивыми кровлями.

В связи с вышесказанным, при отработке выемочных столбов, которые находятся в зонах влияния целиков или краевых частей отработанных ранее пластов, рекомендуется:

– применять механизированные крепи и комплексы позволяющие производить передвижку крепи с подпором, и таким образом обеспечивать минимальные площади обнажения кровли в призабойной части лавы;

– поддерживать скорость подвигания очистных забоев не менее 3,6…4,2 м в сутки;

– скорость подачи комбайна при выемке не должна превышать 3,0…3,2 м/мин;

– обеспечить организацию работ с минимальной потерей рабочего времени (увеличить коэффициент машинного времени).

Список литературы

1. Новикова Л.В., Кошка А.Г., Наливайко Я.М. Определение зон повышенного горного давления и оценка их влияния на отработку сближенных пологих пластов // Геотехническая механика. Межвед. сб. научн. трудов, НАН Украины, ИГТМ. – Вып. 26. – 2001. – С. 87-91 с.

2. Якоби О. Практика управления горным давлением. – М.: Недра, 1987. – 566 с.

3. Сычев В.В., Гребенщиков В.А. Исследование зон повышенного давления и их влияние на отработку смежных пологих пластов / Горное давление в капитальных подготовительных и очистных выработках. – Л.: ВНИМИ, 1982. – С. 61-67.

УДК 622.014.2

© В.В. Русских, С.А. Зубко,
В.И. Доценко

ПРИНЯТИЕ НОВЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ЮЖНО-БЕЛОЗЕРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Представлені нові технічні рішення з відпрацювання крутопадаючих рудних покладів в умовах слабкої стійкості вміщуючих порід висячого боку. Приведені результати досліджень в умовах ЗАТ «Запорізький залізорудний комбінат».

Представлены новые технические решения по отработке крутопадающих рудных залежей в условиях слабой устойчивости вмещающих пород висячего бока. Приведены результаты исследований в условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат».

New technology of steeply deepening ore deposits mining in conditions of fractured rocks of hanging block is presented. The results of investigations carried out at “Zaporozhskiy Iron-Ore Complex” are demonstrated.

Железорудная промышленность Украины по объему производства занимает одно из ведущих мест в мире. Вместе с тем обеспечение металлургического производства высококачественным сырьем продолжает оставаться актуальной проблемой. Рост объемов потребления полезного ископаемого требует расширения сырьевой базы, обеспечения необходимого качества товарной руды, поддержания рентабельности горнодобывающих и горно-перерабатывающих предприятий.

За длительное время работы горнодобывающих предприятий страны горные работы достигли глубины 1000 м и ниже. Соответственно, на таких глубинах значительно увеличилось напряженно-деформируемое состояние массива горных пород, что привело к ухудшению горнотехнических условий разработки месторождений. Кроме того, большая глубина обуславливает увеличение затрат на подъем руды, водоотлив и вентиляцию.

На сегодняшний день со стороны металлургических заводов имеется большой спрос на железорудное сырье. Таким образом, перед горнодобывающими предприятиями стоит непростая задача – наращивание объемов производства, за счет интенсификации добычи, при постепенно усложняющихся условиях отработки. При этом, для сохранения рентабельности производства, требуется повышение эффективности ведения подземных работ.

Крупным предприятием горно-металлургической отрасли Украины является ЗАО «Запорожский железорудный комбинат», созданный на базе Южно-

Белозерского месторождения богатых железных руд. Содержание железа в целом по месторождению составляет порядка 61%.

Для разработки крутопадающего месторождения, залегающего в сложных горно-геологических условиях, на ЗАО «ЗЖРК» применяется камерная система разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями (рис. 1). В настоящее время при подготовке и эксплуатации горизонтов 740, 840 и 940 м используется передовое современное зарубежное оборудование, в составе: буровые самоходные машины Boomer (Atlas «Copco»), Axera («Sandvik»), погрузочно-доставочные машины PNE, TORO («Sandvik»), буровой комбайн для прохождения восстающих Robbins («Atlas Copco»), комплексы торкретирования Spraymec («Normet»), вспомогательная техника Paus и др.

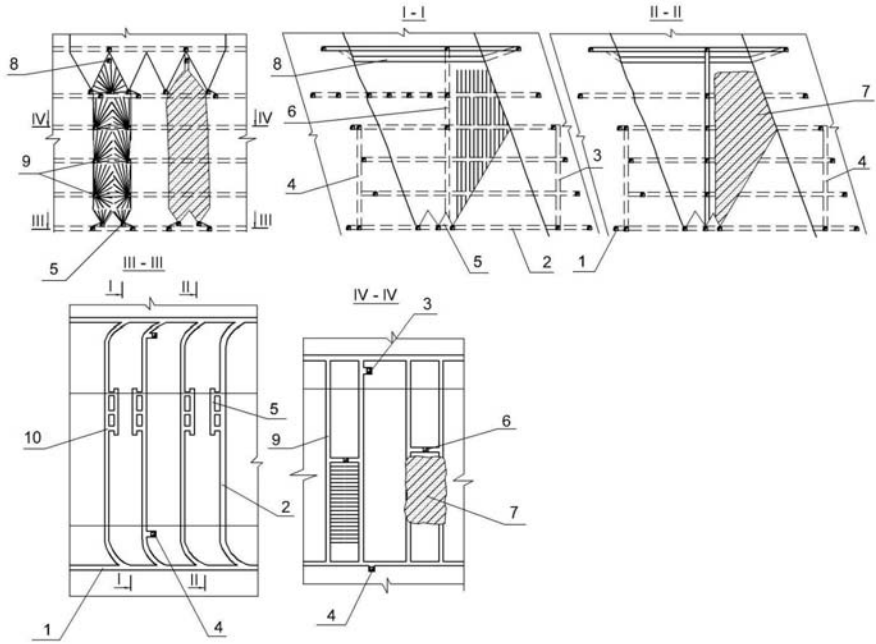


Рис. 1. Этажно-камерная система разработки, применяемая на ЗАО «ЗЖРК»: 1 – откаточный штрек; 2 – откаточный орт; 3 – вентиляционный восстающий; 4 – рудоперепускной восстающий; 5 – траншейный орт; 6 – отрезной восстающий; 7 – закладка; 8 – закладочный орт; 9 – буровой орт; 10 – вибродоставочные выработки

Начиная с 2000 года интенсивность отработки Южно-Белозерского месторождения значительно возросла, объем годовой добычи поднялся с 3,3 млн.т. до 4,5 млн.т. руды в год. Этому в большей мере способствовал переход на самоходные машины при подготовке рудных залежей, так как эта техника обеспечивала быструю их подготов-

ку. К 2025 году на комбинате планируется закончить отработку залежи в отметках 301-840 м. В связи с этим горные работы на Южно-Белозерском месторождении сконцентрируются в этаже 840-1040 м, при этом планируется сдать в работу этажи 1040-1140м. Будет вестись подготовительная работа по вводу этажа гор. 1140-1240 м.

При отработке этажей 640-740-840 м по схеме «камера-целик» комбинат, на некоторых участках залежи, столкнулся с проблемами устойчивости вмещающих пород висячего бока при параметрах камер: высота – 100-130 м; ширина – 30 м; длина – 40-50 м (рис. 2). Большие размеры камер привели к снижению устойчивости ее кровли и висячего борта, что впоследствии отразилось на некотором снижении качественных показателей, за счет увеличения засорения добываемой руды. Внесенные в ходе отработки южной части рудного тела изменения параметров БВР, оставление рудных целиков, отделяющих саму камеру от пород висячего бока, нисходящее взрывание, переход к работе через два целика в полной мере не привели к положительному результату. Значительное влияние на это оказали вмещающие породы – сланцы висячего бока.

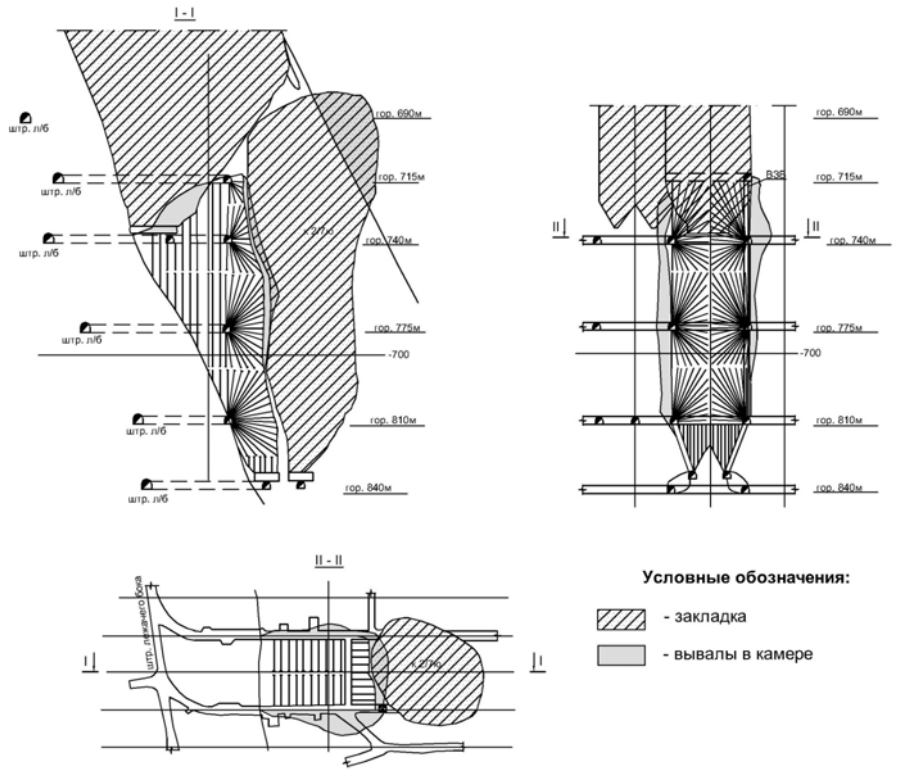


Рис. 2. Области вывалов в отрабатываемых камерах

После выполнения качественного анализа по отработке месторождения в целом по всем вышележащим этажам стало очевидно, что одной из основных причин увеличения проектных контуров камер (обрушения и вывалы) являются неустойчивые породы висячего бока. Так, при отработке верхних горизонтов (этажи 480...580 м и 548...640 м) на протяжении всего шахтного поля с севера на юг в 62-х камерах было отмечено превышение проектных границ очистного пространства, из которых в 37 (60%) – вывалы располагались в зоне контакта с вышеуказанными сланцами, хотя зона сланцев в пределах этих этажей имеет протяженность по простиранию 250...300 м из общей протяженности залежи «Главная» – 1000 м.

Из отработанных в этажах от гор. 340 м до гор. 640 м обрушения и вывалы объемом более 5 тыс. $м^3$ отмечены в 40 камерах, 32 (80%) из которых расположены в зоне примыкания кварц-серицит-хлоритовых сланцев к висячему боку залежи.

Эксперимент отработки высокими 100-метровыми камерами с шириной 15 м (камера 2/11ю в этаже 605...740 м) показал, что в таких камерах происходит интенсивное «бочкование» стенок на север и юг залежи до достижения оптимального соотношения высоты и ширины, что очевидно объясняется так называемым коэффициентом формы сечений.

На глубоких горизонтах (этажи 605...740 м и 715...840 м), которые на сегодняшний день находятся в отработке, данная характерная закономерность, в части превышения проектных контуров камер у висячего бока, неизменно сохраняется. Такие же проблемы следует ожидать, соответственно, при отработке этажей ниже гор. 840 м, поэтому возникает задача предотвращения обрушений пород висячего бока залежи в зоне примыкания к рудной залежи.

Для определения рациональной технологии отработки камер висячего бока в этажах 740…840 м, с целью предотвращения вывалообразований, на основании детальной геологической разведки, были определены расчетно-допустимые параметры проектируемых очистных камер и границы их отработки.

В данном случае опережающая эксплуатационная разведка глубоких горизонтов проводилась скважинами бескернового бурения с последующим применением геофизического способа опробования по геологическим проектам. Геологические данные дополнялись за счет сопутствующей разведки при документировании горных выработок. Степень разведанности высокая – установлены контуры рудного массива, характеристика горных пород, степень их обводненности.

Для камеры прямоугольной формы допустимые эквивалентные размеры обнажения пород определялись из выражений:

$$L_k = \pi^2 \sqrt{1 + sin2i_k \frac{R}{K_{рн}\gamma H}} \quad . \tag{1}$$

$$L_n = \frac{\pi^2}{\pi - 2Sin\beta} \sqrt{\frac{R}{K_{рн}\gamma H}} \, . \tag{2}$$

$$L_b = \pi^2 \sqrt[3]{3f} \sqrt{\frac{R}{K_{рн}\gamma H}}, \qquad (3)$$

где L_n – наклонное или вертикальное обнажение по простиранию залежи, м;

L_k – горизонтальное обнажение по простиранию залежи, м;

L_b – вертикальное обнажение вкрест простирания залежи, м.

i_k – угол наклона кровли камера по простиранию, град;

β – угол падения пород висячего бока, град;

γH – давление налегающих пород, т/м^2;

K_{ph} – коэффициент разгрузки напряжений в надработанном рудном массиве и расположенном под заложенным выработанном пространством; для камер лежачего бока $K_{ph} = 0{,}4$, для центральных – 0,6, для камер висячего бока – $K_{ph} = 1{,}2$.

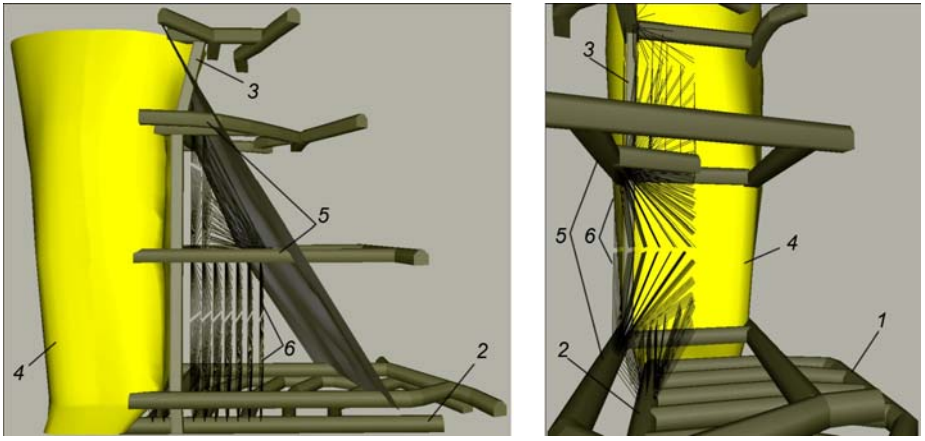


Рис. 3. Модель отработки рудного массива со стороны висячего бока: 1 – откаточный орт; 2 – подсечной орт; 3 – отрезной восстающий; 4 – закладка; 5 – буровой орт; 6 – веера скважин

После проведения соответствующих расчетов, для отработки камер со стороны висячего бока был выделен экспериментальный участок шахтного поля, где принята камерная система разработки с последующим заполнением очистного пространства твердеющей закладкой с днищем на гор. 825 м, шириной камер 15 м и высотой от 35 до 80 м в зависимости от контуров рудной залежи. Отбойка в камерах подэтажная, вертикальными слоями в одной плоскости или с опережением верхними подэтажа-

ми, производится на предварительно разделанную вертикальную отрезную щель расположенную поперек камеры. Разбуривание рудного массива камер производится восходящими и нисходящими веерами скважин, пробуренными из подэтажных ортов и штреков. Днище камер создано в рудном массиве плоским и образовывается путем взрыва вееров скважин, пробуренных из подсечного орта на расширение отрезной щели, расположенную поперек камеры (рис. 3). Подсечные и откаточные орты связаны между собой погрузочными заездами. Откатка руды из камеры производится погрузочно-доставочной машиной TORO-400E.

Ряд камер на этом участке с такими параметрами уже успешно отработан, подтвердив обоснованность представленных технологических решений.

Сегодня комбинат проводит подготовку шахтного поля в этаже 840-940 м. Учитывая возникшие проблемы отработки этажей 640-740-840, крайне важно обосновать рациональные параметры технологии ведения очистных работ в условиях повышенного горного давления и слабых вмещающих породах висячего бока ниже гор. 840 м.

УДК 622.001.5.061.6162.53.082.3

© С.Г. Костюк, Н.Т. Бедарев,
О.В. Любимов, В.В. Семенцов

ИМИТАЦИЯ ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ КРУТОПАДАЮЩИХ ПЛАСТОВ НА МОДЕЛЯХ ИЗ ЭКВИВАЛЕНТНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Наведено результати поетапних досліджень характеру проявів гірського тиску й формування первинних і подальших кроків обвалення безпосередніх і основних покрівель при відпрацюванні потужних крутопадаючих пластів комплексом «кріплення-штрек».

Приведены результаты поэтапных исследований характера проявлений горного давления и формирования первичных и последующих шагов обрушений непосредственных и основных кровель при отработке мощных крутопадающих пластов комплексом «крепь-штрек».

Summation of the staged researches of rock pressure manifestation character's and the formation of primary and subsequent steps of the collapse of the immediate and fundamental roofs during the development of powerful steeply layers by a "lining -drift" complex are resulted.

К одному из перспективных способов разработки мощных крутых пластов можно отнести создание комплекса «Крепь-Штрек», перемещаемого по подэтажному штреку по простиранию пласта с управлением кровлей перепуском обрушенных пород с вышележащих подэтажей [1].

При этом недостаточно исследован характер перераспределения горного давления в зависимости от способа управления кровлей и величин её обнажения.

Для решения указанных задач студентами филиала ГУ КузГТУ в г. Прокопьевске был целенаправленно получен Грант Губернатора Кемеровской области.

В этой связи в лаборатории геомеханики проведены поэтапные исследования для установления оптимальных параметров указанной технологии.

На первом этапе исследовался характер формирования массива перепускаемых с вышележащего подэтажа обрушенных пород и их взаимодействие с отбитым углем.

Для этой цели на специально сконструированном стенде в геометрическом масштабе М = 1:50 при соблюдении основных условий подобия имитировалась отработка крутого пласта мощностью m = 6,0; 9,0 и 12,0 м с углами залегания α = 50º; 60º и 70º при длине очистного забоя по восстанию $l = 28,0 - 30,0$ м. Результаты проведенных исследований опубликованы в работах [2, 3].

На втором этапе на трех плоских моделях из эквивалентных материалов двух малых (размером 1340х1050х200мм) и одной большой (размером 1760х1700х600мм) в

геометрическом масштабе М = 1:50 (модель №1) и М = 1:100 (модель №2 и №3) и временном $М_в$ = 1:15 (модель №1, №2 и №3) исследовался характер проявления горного давления в зависимости от способа управления кровлей и величин её обнажения.

В моделях №1, №2, №3 породы кровли с коэффициентом крепости $f = 4{,}5;\ 6{,}5;\ 7{,}0 \div 7{,}5$, соответственно, а также уголь с коэффициентом крепости $f = 0{,}8$ в моделях №2 и №3 имитировался гипсопесчаными смесями [4], а в модели №1 для имитации угля использовалась смесь из песка, угольной мелочи и парафиновой крошки в пропорциях согласно диаграмме Гиббса-Розебома [5]. Во всех моделях мощность пласта задавалась равной $m = 9{,}0 - 10{,}0$ м. Угол падения пласта составлял $\alpha = 60^\circ$ (модель №2 и №3), а в модели №1 угол падения $\alpha = 0^\circ$ (для имитации подвигания забоя по линии простирания).

Глубина ведения горных работ имитировалась на всех моделях $H = 250$ м за счет пригрузки пневмобалонами [6].

В модели №1 выемку угля заходками (4м в натуре) осуществляли одновременно расходящимися забоями в левую и правую сторону от целика. В левой части модели имитировали выемку угля без забучивания выработанного пространства, а в правой части – с забучиванием выработанного пространства перепускаемыми обрушенными породами с усадкой $\lambda = 31\%$ [3].

Максимум смещения пород кровли в перерасчете на натуру в левой стороне модели составил 520 мм, в правой – 208 мм на расстоянии 7,5 м от пласта. В левой стороне модели при отходе забоя от целика на расстояние 25,0-26,0 м смещения кровли резко возросли, в результате чего произошло обрушение основной кровли до баллонов пневмопригрузки.

В модели №2 отрабатывали три подэтажа с оставлением между ними целиков угля $m_ц = 7{,}0$ м, которые поэтапно уменьшали до 2,0-2,5 м, пока не произошел перепуск обрушенных (принудительно) пород в верхнем подэтаже. Высоту забоя $l_з = 28{,}0 - 30{,}0$ м принимали на основании результатов отработки модели №1 с учетом роста коэффициента крепости пород с $f = 4{,}5$ до $f = 6{,}5$ и угла падения пласта от $\alpha = 0^\circ$ до $\alpha = 60^\circ$.

После отработки двух подэтажей максимум смещений кровли составил 650мм.

При повторном перепуске пород со второго подэтажа на третий, когда величина зависшей консоли основной кровли превысила 60,0м, произошло обрушение её на 55,0-60,0 м по мощности.

На основании анализа результатов исследований на моделях №1, №2 и на модели №3 проводили исследования проявления горного давления при имитации отработки пл. «Мощный» (применительно к условиям шахты №12).

В отличие от моделей №1 и №2 в модели №3 имитировали наличие непосредственной кровли мощностью $m_{н.к} = 2{,}0$ м, коэффициент крепости $f = 3{,}0 - 4{,}0$, при мощности основной кровли $m_{о.к} = 150{,}0$ м с $f = 7{,}0 - 7{,}5$. Отработку этажа осуществляли четырьмя подэтажами с наклонной длиной забоя по восстанию

$l_1 = 30,0$ м в первом подэтаже, а во втором $l_2 = 27,0$ м с оставлением между подэтажами целика $h_ц = 3,0$ м между двумя верхними подэтажами и между 3 и 4 подэтажами оставляли целик $h_ц = 10,0$ м. В 3 и 4 подэтажах все работы осуществлялись, как в 1 и 2 подэтажах.

Высота межгоризонтного целика и целика над откаточным штреком составила $h_ц = 15,0$ м.

Схема расположения подэтажей, размещения целиков и измерительных приборов приведена на рисунке 1.

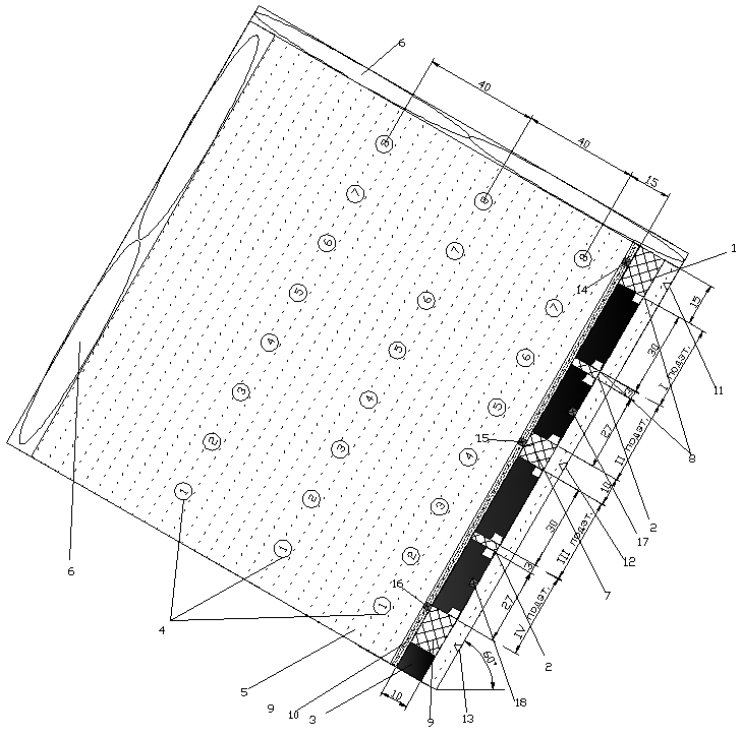


Рис. 1. Схема отработки этажей и размещения измерительных приборов (размеры указаны в сантиметрах): 1 – межгоризонтный целик; 2 – межподэтажный целик; 3 – угольный пласт; 4 – репера с индикаторами часового типа; 5 – породы кровли (слои выстой 1 см); 6 – пневмобаллоны; 7 – межэтажный целик; 8 – деревянные рейки (для имитации проведения штреков); 9 – целик над откаточным горизонтом; 10 – непосредственная кровля пласта; 11 – месдоза №1; 12 – месдоза №2; 13 – месдоза №3; 14 – датчик давления Д2 №18; 15 – датчик давления Д2 №16; 16 – датчик давления Д2 №12; 17 – датчик давления Д2 №14; 18 – датчик давления Д2 №6

Модель №3 отличалась от модели №2 не только увеличением всех параметров, но также наличием в ней месдоз (гидродатчики) и тензометрических датчиков давления Д-2. Результаты показаний датчиков Д-2 регистрировались на тензометрической станции СИИТ-3. Кроме того, пришлось изменять методику отработки подэтажей, так как при ширине модели 60 см (60,0 м в натуре) было сложно осуществлять принудительное обрушение пород кровли и перепуск их с вышележащего подэтажа на нижележащий. Так же пришлось решать вопрос доведения до первичного обрушения в средней части модели непосредственной кровли пласта.

Формовку модели осуществляли в следующей последовательности:

1 этап: из гипсопесчаных смесей (состав в отчете [7]) осуществляли формовку почвы пласта с укладкой в ней месдоз в створе с оставленными над ней постоянными целиками угля ($h_ц = 15,0$ м, 10,0 и 15,0 м в натуре), а над целиками угля в непосредственной кровле укладывали датчики Д-2 (№18, 16, 12), а датчики №6 и №14 укладывались в выработанное пространство.

2 этап: после формовки почвы и укладки в ней месдоз 1, 2, 3 и датчиков давления Д-2 (12, 16, 18) в створе с месдозами формировали постоянные угольные целики 1 и 9 ($h_ц = 15,0$ м) и целик 7 между 1,2 и 3,4 подэтажами ($h_ц = 10,0$ м), а также два временных целика между 1 и 2 и 3 и 4 подэтажами ($h_ц = 3,0$ м) для удержания обрушенных пород от произвольного перепуска с вышележащих подэтажей 1 и 3.

После возведения временных и постоянных целиков 1, 8, 10 вокруг них укладывали 8 деревянных реек длиной 60 см, покрытых графитовой смазкой. Рейки после разворота модели на угол $\alpha = 60^\circ$ извлекали и имитировали проведение конвейерных ($S = 12,0$ м^2) и подэтажных ($S = 8,0$ м^2) штреков.

3 этап: на первом и третьем подэтажах возводили ограждающие угольные целики шириной 1,0 м (в натуре) см. рисунок 2.

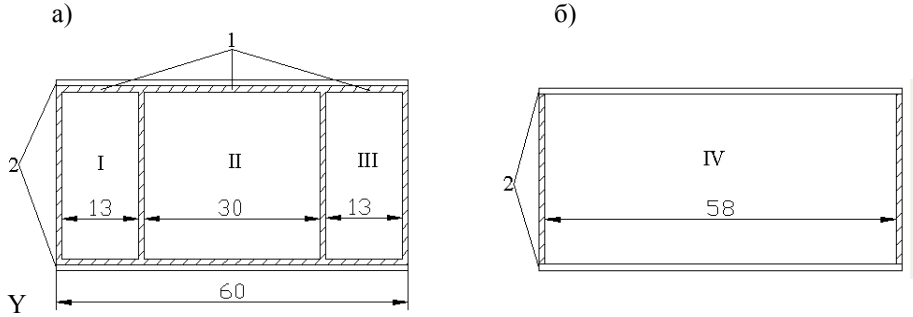


Рис. 2. Расположение ограждающих угольных целиков: а) на первом и третьем подэтажах; б) на втором и четвертом подэтажах I, II, III, IV – ячейки длиной по простиранию 13, 30, 13, и 58 см соответственно; 1 – ограждающие угольные целики; 2 – рейки, имитирующие конвейерные и подэтажные штреки

4 этап: в образовавшиеся между оградительными целиками ячейки (I, II, III, IV) на всю мощность пласта засыпали угольную крошку (2,0-4,0 мм). Таким образом, в модели заранее создавали отбитый массив угля, который извлекали в следующей последовательности: сначала из ячейки II, а потом из ячеек I и III в первом подэтаже, и затем из ячейки IV во втором подэтаже. После отработки подэтажей I и II отработку подэтажей III и IV повторяли в той же последовательности.

5 этап: после засыпки, разравнивания и трамбовки (вручную) угольной крошки, молотой слюды и талька (расслоение) во всех ячейках и подэтажах формовали непосредственную кровлю мощностью $m_{н.к} = 2,0$ м с коэффициентом крепости $f = 3,0 - 4,0.$

6 этап: над заформованной непосредственной кровлей, покрытой слюдой и тальком в первом и третьем подэтажах, так же, как и на рис. 1, создавали ячейки I, II, III с теми же размерами, только при этом оградительные целики формовали из пород с коэффициентом крепости $f = 3,0 - 4,0.$

7 этап: в первом и третьем подэтажах в ячейки I, II, III на всю высоту (равную мощности пласта) засыпали, разравнивали и трамбовали материал-эквивалент обрушенных пород с усадкой $\lambda = 30\,\%$ [4] (алевролиты, аргиллиты крупностью 0,5-2,0 мм – 60%, опилки – 40%). Таким образом, в модель заранее закладывались принудительно обрушенные породы.

8 этап: над ячейками I, II, III с оградительными целиками в первом и третьем подэтажах и над ячейками IV натягивали полиэтиленовую пленку и над ней формовали основную кровлю (слоями 2,0см) с коэффициентом крепости $f = 7,0 - 8,0$ мощностью 150,0 м (в натуре). По мере формовки модели в кровле пласта укладывали 3 ряда реперов для индикаторов часового типа.

9 этап: после окончания формовки модели и укладки пневмобаллонов пригрузки ее разворачивали на угол $\alpha = 60^{\circ}$, затем извлекали деревянные рейки (имитировали проходку штреков). Далее осуществляли пригрузку модели для имитации глубины разработки 250м. Давление в четырех пневмобаллонах для пригрузок задавалось равным 0,1; 0,025; 0,189 кг/см^2 [6]. Модель была готова к отработке.

В указанных размерах заформованной модели представилась возможность в средней части выемочного столба имитировать подвигание очистного забоя с центра модели в обе стороны, без оставления целиков в левую и правую части (по простиранию) к границе модели.

Таким образом, примерно в 1/3 (средней) части модели (25,0-30,0 м в натуре) кровля пласта работала как плита, защемленная по контуру (как в объемной модели), а не как балка, защемленная на опорах (в моделях №1 и №2). Таким образом, в средней части модели представилась возможность зафиксировать первичный и последующие шаги обрушений непосредственной кровли мощностью $m = 1,0 \div 5,0$ м.

При анализе аналогов работ по системе «крепь-штрек» [1, патенты №2261329, № 2304218 и др.] нет упоминаний о первичных и последующих шагах обрушения непосредственной и основной кровли как по линии простирания, так и по линии падения пласта.

Однако, результаты анализов отработки модели №1 и №2 показали, что без учета формирования шагов обрушения пород кровли могут произойти катастрофические последствия. Так к примеру, в модели №2 при величине консоли > 60,0 м произошли обрушения основной кровли (на 55,0-60,0м по мощности.

Порядок отработки модели №3

Осуществляли имитацию выемки угля в ячейке №3 первого подэтажа (7 суток в пересчете на натуру). Для этой цели через конвейерный штрек с двух сторон модели деревянными рейками с металлическими скребками поэтапно разрушали целик ($h_ц = 1,0$ м) над конвейерным штреком, выпуская угольную крошку и куски породы и удаляя ее в обе стороны модели до полного разрушения надштрекового целика длиной 30,0 м. После этого измеряли первичный шаг обрушения непосредственной кровли с помощью железного штыря.

Далее обе стороны в ячейках I и III продолжали разрушать целики, выгружать угольную крошку и куски непосредственной кровли на длину 8,0-9,0 м, а после очистки конвейерного штрека фиксировали последующие шаги обрушения непосредственной кровли, далее целик над штреком разрушали до предохранительного целика на торцах модели. Затем на лицевой части модели закрепляли ограждение из оргстекла на высоту двух подэтажей. После этого разрушали целик над верхней частью ячеек I, II , III имитируя выпуск пород в выработанное пространство нижнего подэтажа.

Аналогично имитировали отработку подэтажей под межэтажным целиком 7.

На основании отработки модели №3 сделаны следующие выводы:

При отработке I и II подэтажей высотой около 30,0мпервичный шаг обрушения непосредственной кровли по линии простирания составил 9,0÷12,0 м, а последующих шагов – 4,5÷6,0 м.

Обоснована возможность предотвращения произвольного перепуска обрушенных пород с верхнего подэтажа на нижний путем оставления предохранительного целика $h_ц = 3,0$ м.

Подтверждена возможность предотвращения аварийных обрушений пород основной кровли за счет управления горным давлением перепуском обрушенных пород с верхнего подэтажа на нижний, при наличии не более двух подэтажей и общей длине зависания консоли не более 60,0 м.

Показана целесообразность оставления постоянного угольного целика между I, II и III, IV подэтажами с увеличением его высоты с 7,0 м (модель №2) до 10,0 м, а также оставления целиков под отработанным горизонтом и над откаточным горизонтом около 15,0 м.

Полученные смещения основной кровли над выработанным пространством в каждом подэтаже на момент окончания отработки модели, на удалении 15,0 м от пласта (I ряд реперов) составили 550 мм в натуре, на удалении 40,0 м (II ряд реперов) – 330 мм, и на 80,0 м (III ряд реперов) – 210 мм, причем эти смещения были меньше, чем при отработке модели №2 за счет корректировки параметров, заложенных в модели №2.

На основании показателей месдоз и датчиков давления Д-2 получен характер формирования зон ПГД (повышенного горного давления). При этом максимум кон-

центрации напряжений в зонах ПГД составил $K = 3,0 - 3,6$ над целиком ($h = 10,0$ м), разделяющим I, II и III, IV подэтажи. А максимальный коэффициент концентрации напряжений $K = 2,0 - 2,6$ – в зоне целика под отработанным горизонтом и в зоне целика над отработанным горизонтом $K = 4,0 - 4,5$.

Заключение

На основании проведения исследований на стендах и моделях из эквивалентных материалов сформулированы основные выводы и рекомендации:

1. При заполнении выработанного пространства перепуском обрушенных пород формируется закладочный массив с углом откоса, превышающем угол естественного откоса на 3-12^o в зависимости от мощности и угла падения пласта. При этом площадь контакта пород у кровли пласта в 1,3-1,5 раза меньше, чем у почвы пласта.

2. Линию наклона очистного забоя относительно линии простирания пласта следует располагать по возможности параллельно линии наклона закладочного массива, сформированного перепуском обрушенных пород.

3. При движении фронта очистных работ по линии простирания пласта первичный шаг обрушения основной кровли составляет 25,0-26,0 м, последующие шаги – в 1,5-2,0 раза меньше.

4. При высоте подэтажа 30,0 м не следует отрабатывать более 2-х подэтажей (длина консоли должна быть не более 60,0 м), и через каждые 60,0 м по падению следует оставлять целики высотой не менее мощности пласта.

5. Для предотвращения самопроизвольного перепуска обрушенных пород с вышележащего подэтажа величина удерживающего целика должна быть не менее 3,0 м.

6. При отработке I и II подэтажа высотой 30,0 м первичный шаг обрушения непосредственной кровли по линии простирания пласта составляет 9,0-12,0 м, а последующих – 5,0-7,0 м.

7. Смещения основной кровли над выработанным пространством в каждом подэтаже на момент окончания отработки модели на удалении 15,0м от пласта (1 ряд реперов) составили 550 мм в натуре, на удалении 40 м (II ряд реперов) – 330 мм и на 80,0 м (III ряд реперов) – 210 мм, причем эти смещения были меньше, чем при отработке модели №2 за счет корректировки параметров, заложенных в модели №2.

8. Максимум концентрации напряжений в зонах ПГД коэффициент концентрации напряжений составил $K = 3,0 - 3,5$ над целиком ($h = 10,0$ м) разделяющим I, II и III, IV подэтажами, а максимальный коэффициент концентрации напряжения $K = 2,0 - 2,5$ – в зоне целика под отработанным горизонтом и в целике над откаточным горизонтом – $K = 3,5 - 4,5$.

Список литературы

1. Костюк С.Г., Бедарев Н.Т., Ситников Г.А., Семенцов В.В. Перепуск обрушенных пород для управления кровлей при отработке крутопадающих пластов // Матер. Междунар. конф. «Форум горняков-2010». – Днепропетровск: НГУ, 2010. – С. 194-197.

2. Костюк С.Г., Бедарев Н.Т., Ситников Г.А., Семенцов В.В. Перепуск обрушенных пород для управления кровлей при отработке крутопадающих пластов // Матер. Междунар. конф. «Форум горняков-2009». – Днепропетровск: НГУ, 2009. – С. 133-136.

3. Семенцов В.В., Фоминых Р.В., Королев В.С. Выбор материалов эквивалентов горных пород и закладки для имитации разработки крутых пластов системой подэтажного обрушения // Сб. научн. тр. «Мир гуманитарных наук». Всероссийская заочная научно-практическая конференция с международным участием «Наука и практика: Проблемы, идеи, инновации». – Екатеринбург: ИП. Бируля Н.И., 2010. – С. 81-85.

4. Бедарев Н.Т., Костюк С.Г., Рыжова Т.И. Особенности подбора материалов-эквивалентов для имитации пород и углей новых месторождений Кузбасса // Сб. научн. тр. «Совершенствование и разработка месторождений полезных ископаемых подземным способом». – Кемерово: ГУ КузГТУ, 2006. – С. 65-70.

5. Кузнецов Г.Н., Будько М.Н. Моделирование проявлений горного давления. – М.: Недра, 1968. – С. 61-63.

6. Бедарев Н.Т. Разработка методов замены части материалов-эквивалентов пневмопригрузкой на объемных моделях, имитирующих горные работы на глубинах свыше 200 м. Технология добычи угля подземным способом: Выпуск №6 (39). – РК ЦНИЭИуголь, 1973.

7. Отчет о научно-исследовательской работе «Обоснование параметров технологии разработки крутых и круто-наклонных угольных пластов в сложных горно-геологических условиях системой подэтажного обрушения с выпуском угля под защитой механизированной крепи передвижного штрекового комплекса. – Прокопьевск: ГУ КузГТУ, 2010. – 133 с.

УДК 622.807.54

© Я.Я. Лебедев, Е.А. Новикова,
Е.А. Яворская

ИССЛЕДОВАНИЯ ИНТЕНСИВНОСТИ НАКОПЛЕНИЯ МЕЛКИХ ФРАКЦИЙ УГЛЯ В ПРОСТРАНСТВЕ ПОД КОНВЕЙЕРОМ

Наведено результати досліджень інтенсивності нагромадження вугільного дріб'язку в просторі під конвеєром. Для визначення інтенсивності відкладень встановлені залежності, що дозволяють визначити добову інтенсивність нагромадження пилу як функцію довжини конвеєрної стрічки при різній добовій продуктивності конвеєра.

Приведены результаты исследований интенсивности накопления угольной мелочи в пространстве под конвейером. Для определения интенсивности отложений установлены зависимости, позволяющие определить суточную интенсивность просыпания как функцию длины конвейерной ленты при различной суточной производительности конвейера.

The results of researches of intensity of accumulation of coal change in space under a conveyer are resulted. For determination of intensity of deposits, dependences allowing to define daily intensity of dust accumulation as a function of belt length of conveyer at a different daily productivity of conveyer are set.

При транспортировании угля конвейерами под рабочей и холостой ветвями накапливаются мелкие фракции угля, содержание пыли в которых составляет более 40% [1]. Нерегулярная уборка угольной мелочи приводит к постепенному заполнению ею подконвейерного пространства, что приводит к интенсивному пылеобразованию за счет увеличения трущихся поверхностей на конвейере и вымывания пылевых частиц вентиляционной струей.

Основная масса просыпанной угольной мелочи на местах перекрытия под верхней ветвью конвейера состоит из мелких частиц угля диаметром от 1 до 15 мм. При набегании конвейерной ленты на ролики происходит удар и встряхивание горной массы, часть которой просыпается в районе опорной рамы конвейера.

Опыт эксплуатации конвейеров на угольных шахтах показывает, что основными причинами образования просыпей под грузовой ветвью являются:

– неудовлетворительная центровка ленты;
– наличие шарнирных стыков на ленте;
– порывы и проколы ленты.

Причинами образования просыпей под холостой ветвью являются:

– налипание в связи с влажностью угля;
– неудовлетворительная работа узлов перегрузки с конвейера на конвейер.

Большее количество штыба отлагается под роликами конвейера, расположенными ближе к приводу. Многократные замеры показали [1], что количество штыба, отлагающегося под роликами, расположенными в 5…10 м от приводного барабана, в среднем составляло 350…500 г/мин и под последними роликами, поддерживающими холостую ветвь ленты, 25…40 г/мин. Также было установлено, что количество угольной пыли, прилипающей к ленте, в значительной степени зависит от влажности угля. В связи с этим на шахте, где применяется искусственное увлажнение угля водой, под конвейером откладывается штыба больше, чем на шахте, транспортирующей уголь без искусственного увлажнения.

При использовании соединительных шарниров ленты, они являются одной из причин пылеобразования, так как в зазоры, имеющиеся между этими шарнирами, при переходе замка ленты через роликовые опоры, просыпается некоторое количество штыба на нижнюю ветвь, который, попадая под натяжной барабан, раздавливается в пыль и выбрасывается в воздух.

При образовании просыпей, последние скапливаются сначала вблизи поддерживающих роликов, а затем постепенно распространяются на всю площадь под холостой и грузовой ветвями конвейера. Пылеобразование в конвейерной выработке увеличивается после того, как просыпи начинают соприкасаться с вращающимися роликами и движущейся конвейерной лентой. Чем больше площадь такого контакта, тем больше пылеобразование. Следует заметить, что на мощных конвейерных установках наклонных стволов пылеобразование значительно выше, так как скорость ленты гораздо выше, чем на конвейерных выемочных штреках.

Ручная уборка конвейерной просыпи очень трудоемка и непроизводительна. Это связано со стесненными габаритами ленточного конвейера по высоте. Кроме того при ручной уборке увеличивается пылеобразование по выработке.

Для разработки способов и средств уборки просыпей необходимо определить интенсивность их отложения.

С целью определения интенсивности отложений просыпей были выбраны участки конвейерных линий, расположенных на выемочных штреках. Были намечены замерные площадки через равные расстояния по длине конвейерного става. Количества не менее 5 как под холостой, так и грузовой ветвями.

На выемочных штреках угольных шахт применяются ленточные конвейеры с листами перекрытия под грузовой частью конвейера. Поэтому замерные площадки выбирались под обеими ветвями конвейера, причем ширина замерной площадки принималась равной ширине листов перекрытия, а длина равной шагу рамных опор. При этом фиксировалось время работы конвейера и его производительность. Производились еженедельные взвешивания количества просыпей на замерных площадках. Результаты замеров суточных отложений просыпей приведены на рисунках 1 и 2 (положительные направление абсцисс от приводной станции по ходу движения холостой ветви конвейера).

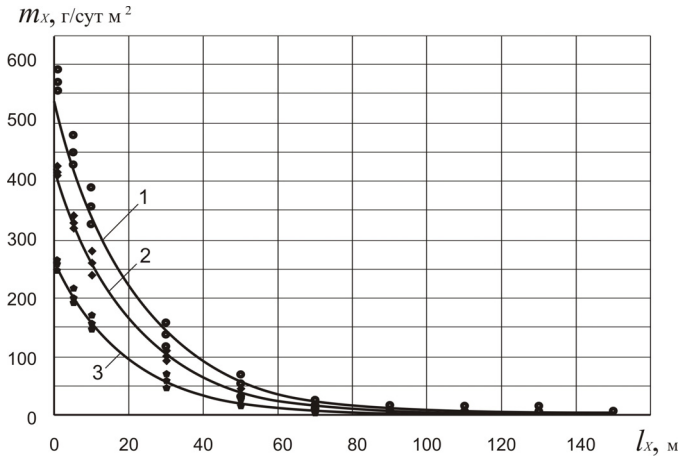


Рис. 1. Интенсивность отложения частиц угля под холостой ветвью конвейера в зависимости от производительности: 1 – 1100 т/сут.; 2 – 800 т/сут.; 3 – 500 т/сут.

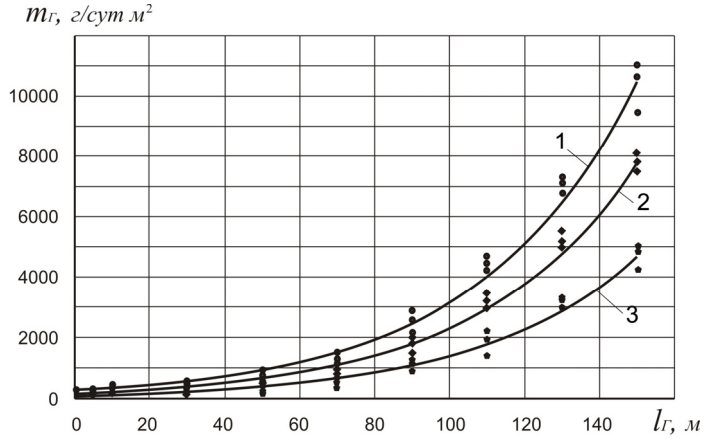


Рис. 2. Интенсивность отложения частиц угля под груженной ветвью конвейера в зависимости от производительности: 1 – 1100 т/сут.; 2 – 800 т/сут.; 3 – 500 т/сут.

При статистической обработке полученных результатов установлены зависимости, позволяющие определить суточную интенсивность просыпания как функцию длины конвейерной ленты при различной суточной производительности для холостой ветви:

– при $A_к = 500$ т/сутки

$$m_{П} = 262,3 \cdot exp\left(-0,05 \cdot l_{П}\right), \text{ г/сут. м}^2; \quad (1)$$

– при $A_к = 800$ т/сутки

$$m_{П} = 418,75 \cdot exp\left(-0,047 \cdot l_{П}\right), \text{ г/сут. м}^2; \quad (2)$$

– при $A_к = 1100$ т/сутки

$$m_{П} = 539,7 \cdot exp\left(-0,045 \cdot l_{П}\right), \text{ г/сут. м}^2 \quad (3)$$

и для грузовой ветви:

– при $A_к = 500$ т/сутки

$$m_{Г} = 129 \cdot exp\left(0,0239 \cdot l_{Г}\right), \text{ г/сут. м}^2; \quad (4)$$

– при $A_к = 800$ т/сутки

$$m_{Г} = 201 \cdot exp\left(0,0243 \cdot l_{Г}\right), \text{ г/сут. м}^2; \quad (5)$$

– при $A_к = 1100$ т/сутки

$$m_{Г} = 279,13 \cdot exp\left(0,0242 \cdot l_{Г}\right), \text{ г/сут. м}^2, \quad (6)$$

где $m_{П}$ и $m_{Г}$ – масса просыпей на единицу площади, соответственно, под холостой и грузовой ветвями;

$A_к$ – производительность конвейера т/сут.

Обобщив зависимости (1)-(6) с учетом изменения $A_к$ для холостой и грузовой ветвей, можем записать

$$m_{X} = 0,87 \cdot A_к^{0,92} \cdot exp\left(-0,047 \cdot l_{X}\right), \text{ г/сут. м}^2; \quad (7)$$

$$m_{Г} = 0,3 \cdot A_к^{0,98} \cdot exp\left(0,0241 \cdot l_{Г}\right), \text{ г/сут. м}^2. \quad (8)$$

Суточная суммарная величина просыпей в подконвейерном пространстве может быть записана в виде интеграла

$$M = \int_S \int m dS_n, \quad (9)$$

где M – суммарная суточная величина просыпей г/сут;

S_n – поверхность, занятая просыпью, м^2.

Рассматривая S_n как прямоугольник, у которого одна сторона равна длине конвейера $L_к$, а другая а другая ширине b, интеграл (9) запишем в виде:

$$M = \int_0^{L_к} m dx \int dy \tag{10}$$

или

$$M = b \int_0^{L_к} m dx , \tag{11}$$

где b – ширина поверхности занятая просыпью, которая для грузовой ветви равна ширине листов перекрытия, а для холостой – ширине ленты.

Используя для холостой и грузовой ветвей конвейера уравнения (7), (8) и (11) получим:

– для холостой ветви

$$M_X = 0,87 \cdot A_к^{0,92} b \int_0^{L_к} exp\left(-0,047 \cdot x\right) dx \text{ , г/сут;} \tag{12}$$

– для грузовой ветви

$$M_Г = 0,3 \cdot A_к^{0,98} b \int_0^{L_к} exp\left(0,0241 \cdot x\right) dx \text{ , г/сут.} \tag{13}$$

После интегрирования выражений (12) и (13) получаем зависимости по определению суммарной величины просыпей в подконвейерном пространстве на участке конвейерной линии протяженностью $L_к$

$$M_X = 18,51 \cdot A_к^{0,92} b_л \left[1 - exp\left(-0,047 \cdot L_к\right)\right] \text{, г/сут.,} \tag{14}$$

где $b_л$ – ширина ленты.

$$M_Г = 12,45 \cdot A_к^{0,98} b_П \left[1 - exp\left(0,0241 \cdot L_к\right)\right] \text{, г/сут.,} \tag{15}$$

где $b_П$ – ширина листов перекрытия.

Общая масса просыпей

$$M = M_X + M_Г = 18,51 \cdot A_к^{0,92} b_л \left(1 - e^{-0,047 \cdot L_к}\right) + \\ +12,45 \cdot A_к^{0,98} b_П \left(1 - e^{0,0241 \cdot L_к}\right) \text{, г/сут.} \tag{16}$$

Таким образом, суммарную суточную величину просыпей в подконвейерном пространстве на участке конвейера длиной L можно определить по зависимости (16).

Минимальное количество просыпи в подконвейерном пространстве соответствующее минимуму функции (16), определяется из уравнения

$$\frac{\partial f\left(L_к\right)}{\partial L_к} = 0{,}87 \cdot A_к^{0{,}92} b_л e^{-0{,}047 \cdot L_к} - 0{,}3 \cdot A_к^{0{,}98} b_П e^{0{,}0241 \cdot L_к} = 0\,,$$

откуда

$$L_{к\,min} = 14{,}06\left[ln\left(2{,}9 \cdot b_л\right) - ln\left(A_к^{0{,}06} b_П\right)\right].$$

В процентном отношении количество просыпей под рабочей ветвью конвейера приближенно составляет 77%, под холостой ветвью 5% на узле перегрузки 18%.

Таким образом, снизить концентрацию пыли до ПДК в конвейерных штреках возможно путем ликвидации просыпей с помощью улучшения технического состояния конвейера и регулярной уборки просыпей в подконвейерном пространстве.

Выводы

1. Установлен характер распределения просыпей угольной мелочи в подконвейерном пространстве.

2. На основании статистической обработки результатов исследований получены зависимости, позволяющие определить суточную интенсивность накопления угольной мелочи в подконвейерном пространстве как функцию длины конвейерной ленты при различной суточной производительности конвейера.

Список литературы

1. Левин М.М. Борьба с пылеобразованием на конвейерных уклонах. – М.: Углетехиздат, 1949. – 19 с.

УДК 622. 112.4: 622.013.362

© А.М. Кузьменко, А.А. Козлов, А.В. Хейло

ФОРМИРОВАНИЕ НАГРУЗОК В ЗОНЕ СОПРЯЖЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В ВЫЕМОЧНОМ ПОЛЕ ПРИ ПРИБЛИЖЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Наведені результати математичного моделювання формування навантажень на сполученні підготовчих виробок та хідника, що перетинає довгий виїмковий стовп, при підході до них лавою, обладнаною високопродуктивним механізованим очисним комплексом.

Приведены результаты математического моделирования формирования нагрузок на сопряжении подготовительных выработок с ходком, секущего длинный выемочный столб, при подходе к ним лавою, оснащенную механизированным очистным комплексом.

Results of mathematical modeling of formation of loadings on interface of preparatory developments with marketable, crossing long extraction panel are resulted, using longwall mining, equipped with the mechanized longwall complex.

На действующих шахтах Донбасса применение интенсификации технологии очистной выемки сдерживается природными и техногенными факторами. Технологические размеры выемочных полей и панелей принимались исходя из технических условий работы средств механизации (забойный конвейер, угольный комбайн и механизированная крепь), обладающих определенным ресурсом, а также учитывались горно-геологические условия разработки угольных пластов. В разработке большинство составляли угольные пласты средней мощности и тонкие. Запасов угля на этих пластах становится меньше, и основная добыча производится из тонких и весьма тонких пластов.

Планировочные решения по подготовке запасов на некоторых шахтах опережали очистные работы, что закономерно. При замене очистного оборудования на более производительное, с большим ресурсом, чем у предыдущего оборудования, это обстоятельства является препятствием. Затраты на приобретение комплексов при частом выполнении монтажно-демонтажных работ становятся не оправданными. Из-за несоответствия горно-геологических условий техническим требованиям данного класса механизмов снижается коэффициент использования выемочных машин, теряется рабочее время, простаивает горное оборудование. Достигнуть высоких результатов сложно, поскольку запасы угля не соответствуют технологии, которая предусмотрена для механизированных комплексов.

В настоящее время большинство лав, оборудованных очистными механизированными комплексами нового технического уровня, работают на тонких пластах в сложных условиях. Эти комплексы имеют большой машинный ресурс, и эффективность их применения зависит от размеров выемочного столба и технологичности в подготовке запасов к очистной выемке. Использование полного ресурса очистного механизированного комплекса требует увеличения размеров выемочных полей, что неизбежно приводит, в отдельных случаях, к пересечению ранее пройденных подготовительных горных выработок (уклонов, ходков). Эффективная работа очистных механизированных комплексов достигается при больших размерах выемочных полей (длина лавы до 300-350 м и длина выемочного столба до 3000 м и более).

Наличие горных выработок на пути движения очистного забоя является одним из техногенных образований, приводящих к изменению напряженно-деформированного состояния горного массива в зоне ведения горных работ. Прежде всего, возникает необходимость оценки принятия решения по переходу выработки или выполнения демонтажно-монтажных работ в выемочном столбе. Принятие последнего решения означает потерю времени и повторение непроизводительных производственных процессов в выемочном столбе. В свою очередь это влечет дополнительные затраты и периодичность привлечения к работе дополнительных устройств и специалистов. Данный подход к решению такого рода задач хорошо апробирован на практике. Он применяется при переходе очистными работами геологических нарушений при большой амплитуде сместителя, где требуется выполнение большого объема работ по присеканию боковых пород с применение буровзрывных работ. По объему выполнения горных работ это равнозначно двум выемочным полям.

Переход очистными работами горной выработки требует дополнительных затрат на создание технических устройств, обеспечивающих ее устойчивое состояние при приближении забоя и в процессе ее преодоления, а также создает трудности по управлению состоянием массива в зоне наложения опорного давления. Отличительной особенностью данного способа является то, что при этом не теряется работа по пласту и механизированный комплекс не подвергается демонтажно-монтажным работам. Это важно для сохранения работоспособности высокопроизводительного оборудования. Безусловно, снижается темп ведения очистных работ, возникают напряженности в управлении состоянием массива и необходимо заблаговременно принимать меры по созданию техногенной среды вокруг пересекаемой горной выработки, составлять план выполняемых мероприятий, разрабатывать дополнения к паспортам крепления и управления кровлей.

Управление состоянием горного массива на сопряжении очистной с подготовительной выработкой всегда оставалось сложным и требовало особого подхода к выбору крепи и поддержания данной зоны в рабочем и безопасном состоянии. При подходе очистного забоя к сопряжению двух подготовительных выработок площадь обнажения боковых пород резко увеличивается в разы (рис. 1). Это зависит от величины рабочего пространства лавы $l_{раб}$, поддерживаемой части выработанного пространства на сопряжении, ширины подготовительной a и пересекаемой выработки b, а также от угла θ, под которым сечет выработка выемочный столб. Зона влияния

сопряжений распространяется в массив, увеличивается от первоначальной величины. В этом состоянии переменно во времени будут находиться сопряжения очистного забоя с двумя выемочными выработками.

Зависание массы пород кровли у границы массива зависит от пролетов сопрягающихся выработок l_m и угла сопряжения θ.

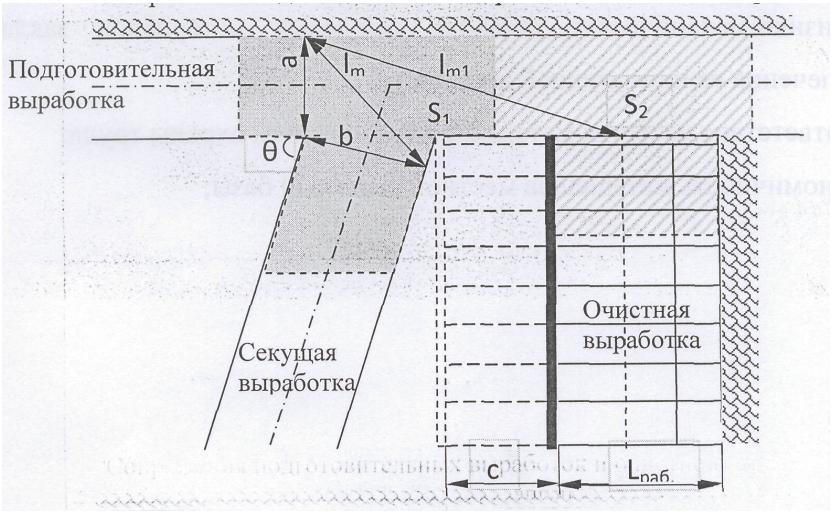


Рис.1. Расчетная схема к определению устойчивости сопряжения при наложении зон опорного давления подготовительных выработок и лавы

Величина расчетного предельного пролета (l_m) и плотности пород (γ) определяется из выражения

$$l_m = \gamma a \cos\left(\theta \frac{a}{2b}\right) + b \cos\left(\theta \frac{b}{2a}\right), \qquad (1)$$

где a и b – соответственно ширина подготовительной и пересекаемой выработки, м;

θ – встречи между двумя пересекаемыми выработками, град.

$$\gamma = \left(1 + 0{,}6 \sin\frac{\theta}{2}\right).$$

Рассматривая развитие геомеханической ситуации в данной зоне, необходимо отметить временной фактор изменения напряженно-деформированного стояния. В какой-то период времени между лавой и пересекаемой выработкой находится угольный целик. По длине лавы его ширина $b_ц$ является величиной переменной и умень-

шающейся по мере приближении лавы к переходимой выработке. Зона опорного давления лавы S_2 постепенно накладывается на зону разгрузки S_1, сформировавшуюся на сопряжении горных выработок. В плане величина площади влияния зоны опорного давления S_1 и S_2 определяется из выражения

$$S_1 = a \cdot l_1 + b \cdot \Delta l_л , \quad (2)$$

$$S_2 = a \cdot l_2 + l_{раб} \cdot \Delta l_л . \quad (3)$$

Сокращение размеров угольного целика $b_ц$ при подвигании лавы на расстояние C к пересекаемой выработке приводит к уменьшению поддерживаемой им площади $S_ц = 1/2 \cdot \Delta l_л$, где $\Delta l_л$ – глубина влияния сопряжения в лаву. При ширине угольного целика равной $b_ц + C$ происходит соприкосновение двух зон опорного давления. Нагрузка от обнаженных пород распределяется между угольным целиком и крепью выработок. Характер распределения между этими элементами поддерживающей системы зависит от многих факторов. Учесть площадь зависающих пород над выработанным пространством сложно, так как это зависит от способа управления горным давлением, физико-механических свойств пород и мощности слоев кровли, способов охраны и поддержания подготовительной выработки, а так же ее дальнейшие целевое назначение.

В какой-то момент времени площади двух сопряжений соприкасаются. Происходит перераспределение горного давления, возрастает нагрузка от зависающих пород на крепь подготовительной выработки. При соприкосновении забоя лавы с боком пересекаемой выработки величина предельного пролета пород на их сопряжении увеличивается практически мгновенно до величины l_{m_1}, что приводит к возрастанию площади зоны разгрузки обнаженных пород. Чтобы противостоять данному геомеханическому процессу, необходимо увеличить плотность крепи на сопряжении и обеспечить необходимую податливость во времени. Для этого необходимо проследить механизм развития горного давления на всех этапах формирования зоны разгрузки на сопряжении и в подготовительной выработке.

Плотность и характеристика работы крепления на сопряжении принимается с учетом механизма развития деформации выработки во времени и размеров сформировавшихся зон опорного давления, а также режима работы крепи по восприятию нагрузок. Механизированная крепь очистного забоя имеет гидравлические стойки с комбинированной характеристикой несущей способности от нарастающей реакции сопротивления нагрузки до равного величины сопротивления. Металлические арочные крепи подготовительной выработки работают в режиме стоек трения с проскальзывание в замках соединения верхняка со стойками. Как правило, на сопряжении стойки крепи усиления устанавливаются в створе рамы. Характеристики их несущей способности принимаются с учетом податливости арочной крепи и величины конвергенции выработки по контуру. Стойки усиления воспринимают нагрузки вер-

тикальной составляющей напряжений, и не препятствует деформации боков выработки. Применение анкерного крепления по периметру выработки способствует равномерному распределению напряжений в массиве, а главное, их постоянному восприятию при изменении геомеханического режима во вмещающих породах, вызванного технологическими процессами и внешним воздействием.

Исходя их изложенного, в качестве крепи усиления сопряжения подготовительных выработок и очистного забоя в месте перехода лавой принято анкерное крепление, как наилучше согласующееся с геомеханикой массива горных пород.

Для обеспечения высоких нагрузок на лаву необходимо учитывать состояние массива горных пород, его свойства и процесс формирования нагрузок на крепь очистного забоя и выемочных выработок, а также возможное обрушение непосредственной кровли при обнажении и проявление склонности пластов к геодинамическим явлениям и угля к самовозгоранию.

УДК 65.014.1:330.341.1:622.012.2

© В.І. Прокопенко, В.Я. Кириченко,
А.В. Кириченко

ОЦІНКА НАДІЙНОСТІ ЕКСПЛУАТАЦІЇ ІННОВАЦІЙНОГО КРІПЛЕННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК У ВУГІЛЬНИХ ШАХТАХ

З використанням теорії надійності приведено моделі показників та їх кількісні оцінки, на підставі яких пропонується розглядати ефективність експлуатації гірничих виробок, закріплених металевими комплектами нового технічного рівня.

С использованием теории надежности приведены модели и их количественные оценки, на основании которых предлагается рассматривать эффективность эксплуатации горных выработок, закрепленных металлическими комплектами нового технического уровня.

Using theory of reliability, models and their quantitative estimations are given, on the basis of which it is suggested to examine efficiency of exploitation of mining operations, fastened by the metallic complete sets of new technical level.

Відшкодування зносу основних засобів виробництва за допомогою модернізації і ремонту в теперішній час для економіки України є більш оптимальним методом, оскільки проводиться в короткі терміни і без залучення значних коштів. Модернізація гірничих виробок містить вдосконалення технічних засобів і технології гірничопрохідницьких робіт шляхом конструктивних змін, заміни і зміцнення деталей технологічного устаткування і складових елементів кріплення, рейкової дороги, облаштування виробки для підвищення надійності її експлуатації при зниженні витрат на виробничі процеси видобування вугільної маси. Зазначена модернізація має забезпечувати підвищення продуктивності видобувної дільниці, економію трудових і матеріальних ресурсів, а також відшкодування виробничих витрат у короткий термін. На базі кріплень нового технічного рівня можуть бути вдосконалені робочі машини, пристрої, технологія виробничих процесів гірничопрохідницьких робіт [1].

Знос вузлів, частин, деталей конструкцій гірничих виробок у натуральній формі також відшкодовується шляхом ремонтів. Завдяки відповідному ремонту відновлюється первинна дієздатність конструктивних елементів, частково втрачена результаті виробничого застосування.

Існуючі на сьогоднішній день методи розрахунку витрат на гірничопрохідницькі роботи є універсальними і не дозволяють повною мірою врахувати специфіку використаних інноваційних засобів закріплення виробок. Часто витрати на закріплення розглядаються разом з витратами на інші операції гірничопрохідницького циклу без ура-

хування витрат, які будуть викликані інноваційними засобами кріплення в майбутньому. Крім того, метод розрахунку названих витрат повинен передбачати їх зміну в часі залежно від випадкових проявів гірничотехнічних умов експлуатації виробки. Тому, на думку автора, є можливим і доцільним визначити обсяги робіт із зведення металевих аркових комплектів, виходячи з показників їх надійності. Саме таким чином можна прогнозувати розмір трудових та матеріальних витрат на вказані роботи залежно від використаного засобу кріплення та гірничо-геологічних умов його експлуатації.

Автор пропонує обсяг ремонтних робіт визначати з використанням показників ймовірності відмов та ймовірності безвідмовної роботи кріпильних металокомплектів (рейкової дороги, різних пристроїв й іншого, що далі розглядаються у комплекті з металевим кріпленням), відомих в теорії надійності [2]. Частка рамних металевих комплектів, що відмовили протягом часу експлуатації t, в їх загальному обсязі дорівнюватиме різниці $(1-P_{et})$, де P_{et} – ймовірність безвідмовної служби кріплення, що визначається за виразом:

$$P_{et} = e^{-r(t-T_{n.в})}, \tag{1}$$

де r – інтенсивність відмов комплектів кріплення гірничої виробки, міс.$^{-1}$;

$T_{n.в}$ – час на проведення та облаштування виробки, міс.

Стосовно металевого кріплення рамної конструкції інтенсивність відмов r може бути розрахована за виразом:

$$r = \frac{\sum_{1}^{n_в} N_{вi}}{M_k}, \text{ рам/міс.}, \tag{2}$$

де $n_в$ – кількість відмов (виходів з ладу) кріпильних рам у всіх виробках на видобувній ділянці протягом місяця;

$N_{вi}$ – обсяг i-ої відмови (кількість кріпильних рам, що вийшли з ладу);

M_k – загальна кількість металевих рам, закріплених у всіх гірничих виробках видобувної ділянки.

Якщо протягом певного часу всі порушені у виробках рамні комплекти вчасно ремонтують, то фактична інтенсивність відновлення кріплень (усунення відмов кріпильних рам) $\mu_{р.ф}$ гірничих виробок буде дорівнювати інтенсивності r виходу кріпильних елементів з ладу. Коли відомі витрати часу $t_{р.i}$, необхідного на відновлення однієї кріпильної рами i-ої відмови, то можлива інтенсивність $\mu_{р.м}$ буде дорівнювати відношенню:

$$\mu_{р.м} = \frac{T_р}{t_{р.i}}, \tag{3}$$

де T_p – місячний фонд робочого часу на відновлення порушених кріплень.

При плануванні інтенсивності виходу кріпильних рам з ладу статистичним шляхом встановлюють їх середній термін служби T_e за виразом:

$$T_e = \frac{\sum_{1}^{n_в} N_{pi} \cdot T_i}{\sum_{1}^{n_в} N_{pi}}, \qquad (4)$$

де N_{pi} – кількість кріпильних рам, що діяли протягом часу T_i.

У виразі (4-7) підсумовують кількість металевих рам з однаковою тривалістю служби, які ремонтують в i-му випадку порушення кріпильних елементів за певний час (один – два роки й більше). За цей час розглядають усього $n_в$ випадків, у кожному з них встановлюють кількість рам у стані відмови N_{pi} і тривалість T_i їх експлуатації. При оцінці показників надійності експлуатації кріпильних метало-комплектів аркового типу слід приймати до уваги нормативи витрат часу та праці на зведення аркових рам, рейкової дороги, на ремонтні роботи, облаштування виробки тощо [3].

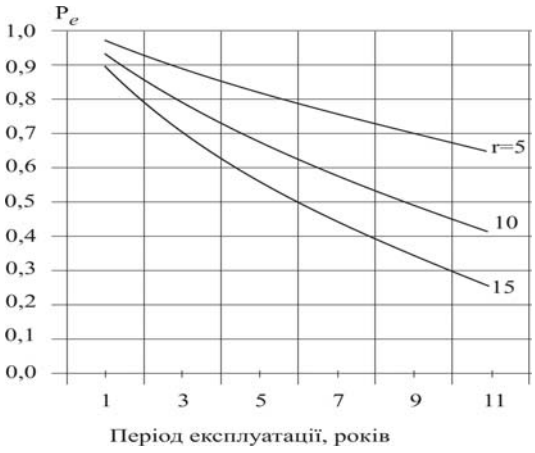


Рис. 1. Графік зміни ймовірності безвідмовного застосування металевих комплектів протягом періоду служби гірничої виробки

Розглянуто зміну показників надійності металевого кріплення гірничих виробок при зміні умов їх експлуатації на вугільних шахтах. Перш за все оцінена імовірність безвідмовної служби P_e. На ділянці виробки довжиною 100 м кількість аркових рам, що відмовили, прийнята рівною 5...15 у рік, період служби рам – від 1 до 11 років. Графіки зміни показника P_e представлені на рис. 1. Як показують розрахунки, імовірність безвідмовної служби аркового кріплення зі згодом його експлуатації швидко знижується: при зазначеній інтенсивності відмов імовірність відсутності відмов знижується відповідно в 2 ... 3 рази. Причому цей показник залежить тільки від рівня міцності кріплення, яка визначає його стійкість (інтенсивність виходу з ладу), і не залежить від інтенсивності відновлення аркових комплектів.

Оцінена ймовірність виконання ремонтів P_p металевих рам, що відмовили.

Інтенсивність ремонтів прийнята рівною 1...2 рами в зміну, протягом доби ремонтні роботи виконують в одну зміну. Припустимий час ремонту $t = 1...4$ зміни. Графіки зміни імовірності P_p, розраховані для зазначених даних, приведені на рис. 2. Як видно з графіків, імовірність ремонтів порушених кріплень швидко підвищується при збільшенні припустимого часу ремонтів t_n, а також їхньої інтенсивності μ. В міру збільшення часу t_n швидкість нарощування імовірності P_p знижується.

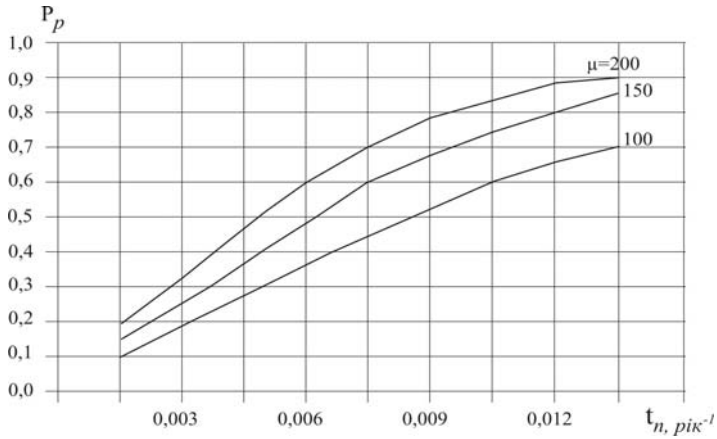


Рис. 2. Графіки зміни ймовірності виконання ремонтів протягом максимально припустимого часу t_n : 1 ,2, 3 – при μ = 100, 150, 200 рам/рік відповідно

Показники інтенсивності кріпильних та ремонтних робіт складають вихідну базу для економічного обґрунтування доцільності впровадження інноваційних моделей кріплення. Із цією метою витрати на ремонтні роботи B_p розраховують за статтями кошторису собівартості, а кількість підлягаючих ремонту кріпильних рам $N_{вр}$ або довжину $L_{р.в}$ гірничих виробок, що ремонтують, визначають виходячи з інтенсивності r відмов металевих рам в експлуатації за виразами:

$$N_{вр} = \frac{\sum L_{р.вj}}{A_{kj}} = \frac{\sum L_{ej} \cdot r_{вj}}{A_{kj}}, \text{ рам/міс.;}$$

$$L_{р.в} = \sum_{1}^{m_в} L_{ej} \cdot r_{вj}, \text{ м/міс.,} \qquad (5)$$

де $m_в$ – кількість гірничих виробок на видобувній ділянці, закріплених металевими рамами;

$r_{вj}$ – інтенсивність відмов кріплення в j-ій гірничий виробці, рам/міс.;

L_{ej}, $L_{р.вj}$ – довжина j-ої гірничої виробки, відповідно, що перебуває в експлуатації та що підлягає ремонту, м;

A_{kj} – крок зведення кріпильних рам у j-ій виробці, м.

Якщо на зведення однієї рами при виконанні гірничопрохідницьких робіт (разом із облаштуванням рейкової дороги та інших пристроїв) потрібен час $t_{к.1}$, то можлива інтенсивність закріплення виробки $\mu_к$, а також можлива швидкість $V_{кр}$ закріплення виробки складатимуть:

$$\mu_к = \frac{T_к}{t_{к.1}}, \text{ рами/міс.}; \qquad V_{кр} = \mu_к \cdot A_к, \text{ м/міс.}, \tag{6}$$

де $T_к$ – місячний фонд робочого часу на зведення кріплень в гірничий виробці, прийнятий у відповідності до графіку виконання всіх видів робіт, пов'язаних із проведенням виробки.

Усі види робіт прохідницького циклу повинні за швидкістю забезпечувати посування лави. Можлива продуктивність видобувної дільниці визначається чинниками середовища підземних гірничих робіт, які в значній мірі обумовлені впровадженням інноваційних засобів. З рис. 3 витікає, що зазначена продуктивність дорівнюватиме мінімуму величин продуктивності, яких можна досягти виходячи з можливостей очисних, транспортних та гірничопрохідницьких робіт.

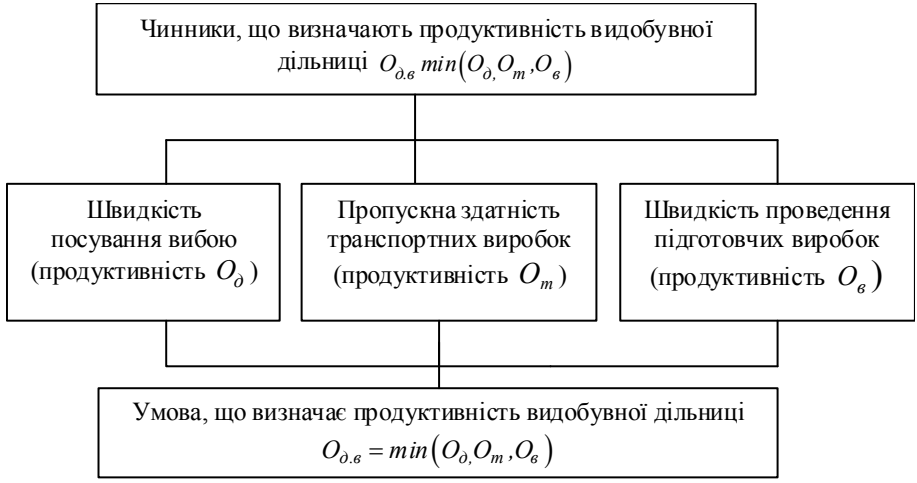


Рис. 3. Схема визначення напрямів управління середовищем видобувних робіт на вугільній шахті

Ймовірність безвідмовної експлуатації та імовірність виконання ремонтів кріпильних комплектів формують коефіцієнт $K_{г.в}$ готовності виробки до експлуатації. Кожна гірнича виробка призначена для виконання певних завдань, серед яких транспортування гірської маси, людей і вантажів, водовідлив, провітрювання робочих місць, енергопостачання та інші. Коефіцієнт $K_{г.в}$ характеризує готовність виробки до виконання всіх перелічених завдань. Він представляє собою ймовірність того, що протягом часу T_e при виконанні певного відсотка завдань не буде не усунених відмов завдяки їх усуненню за час, що дорівнює або менше гранично припустимого часу t_n для забезпечення заданого проектом посування виїмкового вибою. Як відомо з теорії надійності [2], коефіцієнт готовності виконання завдання описується виразом:

$$K_{г.вt} = exp\left(-r \cdot T_e \cdot e^{-\mu t_n}\right), \tag{7}$$

де T_e – період, протягом якого гірнича виробка готова до експлуатації внаслідок своєчасного усунення відмов її кріплення або облаштування за час, що менше гранично припустимого часу t_n усунення відмови.

Встановлена величина коефіцієнту $K_{г.в}$ в умовах експлуатації гірничої виробки, що наведені вище. Інтенсивності відмов r та відновлення μ знаходяться в діапазоні їх можливих величин на вугільних шахтах. При цьому враховані норми виробітку на ремонтні роботи [3] та режим роботи видобувних і ремонтних дільниць. Зміна величини цього коефіцієнту залежно від умов підтримання масиву гірських порід приведена в таблиці та на рис. 4. Аналіз наведених результатів дослідження дозволив встановити наступне.

Таблиця

КОЕФІЦІЄНТИ ГОТОВНОСТІ ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ ДО ЕКСПЛУАТАЦІЇ

Рік експлуатації	Інтенсивність виконання ремонтів, рам/рік								
	100			150			200		
	Інтенсивність відмов кріплення, рам/рік								
	5	10	15	5	10	15	5	10	15
1	0,96	0,93	0,90	0,97	0,95	0,92	0,98	0,95	0,93
3	0,90	0,81	0,72	0,92	0,86	0,79	0,93	0,87	0,81
5	0,84	0,70	0,58	0,88	0,77	0,68	0,89	0,79	0,70
7	0,78	0,60	0,47	0,83	0,69	0,58	0,85	0,72	0,61
9	0,72	0,52	0,38	0,79	0,63	0,49	0,81	0,66	0,53
11	0,67	0,45	0,31	0,75	0,56	0,42	0,77	0,60	0,46

Загалом, коефіцієнт $K_{г.в}$ сильно знижується при підвищенні інтенсивності відмов r та збільшується при підвищенні інтенсивності ремонтів μ. Протягом 10 років залежно від інтенсивності відновлення μ й інтенсивності ремонтів r коефіцієнт готовності виробки до експлуатації знижується до 0,3...0,5.

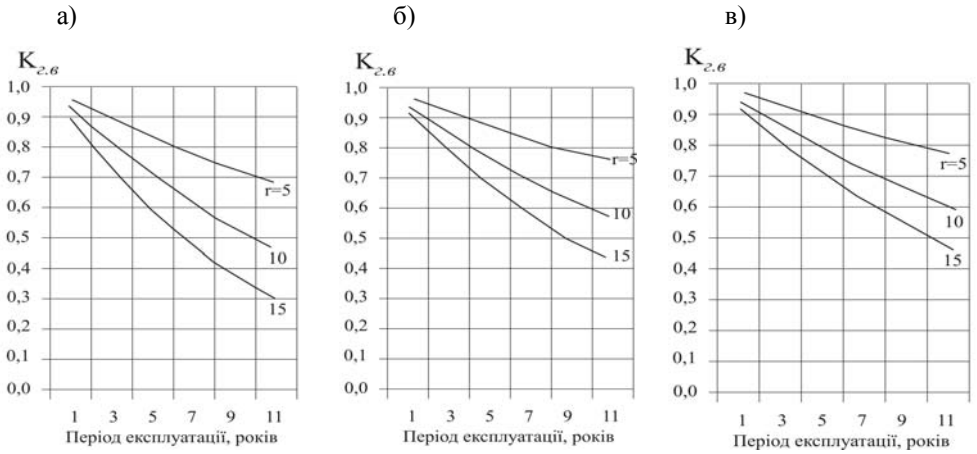


Рис. 4. Графіки зміни коефіцієнту готовності гірничої виробки протягом періоду її експлуатації: а, б, в – при μ = 100, 150, 200 рам/рік відповідно

У початковий період експлуатації виробки коефіцієнт готовності $K_{г.в}$ залежить незначно від інтенсивності відмов r та інтенсивності відновлення μ. Значить, при невеликому строку служби кріплення його конструктивні особливості та міцність не впливатимуть на зміну вартості виробки. Проте, при збільшенні строку експлуатації T_e підвищення показників r і μ призводять до істотного зниження готовності виробки до експлуатації, а отже, й до істотного зниження її вартості.

Сьогодні в науково-практичній літературі результати спостережень за стійкістю гірничих виробок, статистичні дані про надійність шахтного кріплення, інтенсивність відмов і ремонтів, їхню вартість приводяться рідко, у малому обсязі та не відбивають динаміки названих показників. За результатами спостережень, наведених у монографії [4], частота ремонту гірничих виробок, проведених у стійких породах з використанням металевого кріплення, в сильній мірі залежить від призначення виробки (квершлаги, бремсберги, ухили, транспортні, вентиляційні або групові штреки) і змінюється від 0,003...0,01 до 0,04...0,335 рами/рік, становлячи в середньому 0,007...0,033 рами/рік. У породах середньої стійкості частота ремонтів кріплення зростає майже удвічі, у нестійких породах частота досягає в середньому 0,027...0,121 рами/рік. При виконанні поточних ремонтів 92% загальних витрат припадають на роботи зі зведення кріплення, 8% – на підготовчі й заключні операції. При капітальних ремонтах 28% витрат пов'я-

зані з розширенням робочого простору виробки, 37% – із кріпленням, 34% – з навантаженням породи.

У науковій праці [4] встановлено, що істотний вплив на сумарну тривалість простоїв гірничопрохідницького устаткування роблять відмови навантажувальної машини й бурильної установки, виправлення кріпильних рам, відсутність електроенергії й порожніх вагонеток. Частота ремонтів визначається відношенням довжини виробки, що піддається ремонту, до довжини всієї виробки.

У статті [5] Бєсєдін В.Ф. проаналізував фактори, що впливають на ефективність ремонтних робіт. За результатами цих досліджень, у середньому за рік на шахті перекріплюють 0,15 загального обсягу виробок, закріплених металевими арками, 0,05 обсягу – залізобетонними стійками, 0,73 обсягу – дерев'яними рамами. Таке розходження обсягів перекріплення не можна повністю віднести за рахунок матеріалу кріплення, оскільки те або інше кріплення використовується в найбільш сприятливих для нього умовах. Із виробок, що погашають або ремонтують, витягують 52,2% загального обсягу кріплень, 89,3% обсягу витягнутих елементів кріплення використовують повторно.

У статті [6] Єрохондіна Т.О. встановила вплив витрат для утримання гірничих виробок на собівартість вугілля. Наведено оцінку стану підтримуваних виробок, з якої випливає, що близько 35% їх сумарної протяжності перебуває в стані ремонту. На виконанні цих слабко механізованих робіт зайнято майже 15% чисельності підземних робочих. Зниження частки витрат на кріплення й ремонт гірничих виробок на 25%, що є досить реальним, приводить до зниження собівартості вугілля на 5...7%.

Наведений підхід до оцінювання надійності експлуатації тієї чи іншої моделі шахтного кріплення дозволяє планувати обсяг та витрати на зведення й утримання гірничих виробок у стійкому стані, а також їх вартість, що необхідне для прийняття рішення про впровадження інноваційних технічних засобів гірничопрохідницьких робіт [7].

Отже, розроблений методичний підхід до планування обсягу ремонтних робіт на основі показників ймовірностей безвідмовної експлуатації та виконання ремонтів кріпильних комплектів. Протягом 10 років коефіцієнт готовності виробки до експлуатації при традиційному кріпленні знижується до 0,3, при новітньому кріпленні – до 0,5. Використання показників надійності кріплення дозволяє оцінювати вартість гірничих виробок відповідно до стану їх готовності.

Список літератури

1. Кириченко В.Я. Новые экономичные крепи для условий повышенного горного давления // Геотехническая механика. – 2000. – №20. – С. 98-101.

2. Калабро С.Р. Принципы и практические вопросы надежности / Пер. с англ. под ред. д-ра техн. наук, проф. Д.Ю. Панова. – М.: Машиностроение, 1966. – 376 с.

3. Единые нормы выработки на очистные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. – Донецкий НИПВ центр организации труда в угольной промышленности. – Донецк, 1993. – 112 с.

4. Ходжаев Р.Ш. Себестоимость добычи угля по участку и шахте / Р.Ш. Ходжаев, Е.В. Огарков, Н.В. Тен. – М.: Недра, 1991. – 144 с.

5. Беседин В.Ф. Анализ влияния отдельных факторов на производительность труда и себестоимость угля. – Сб. «Из опыта работы шахт Украинского Донбасса». – М., 1961. – С. 130-141.

6. Ерохондина Т.А. Рынок украинского угля и пути снижения себестоимости его добычи // Науковий вісник НГУ. – 2004. − №8. – С. 19-22.

7. Прокопенко В.І., Кириченко А.В. До обґрунтування критерію ефективності впровадження новітніх технологій виробничих процесів на вугільних шахтах // Матеріали IV Міжнар. наук.-практ. конф «Облік, контроль і аналіз в управлінні підприємницькою діяльністю». – Черкаси, 2007. – С. 403-404.

УДК 622.273.217.4 © М.В. Петлеваный

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ КОМПОНЕНТОВ И СТРУКТУРЫ ШЛАКО-ДОЛОМИТНОЙ ЗАКЛАДКИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Наведені результати фізико-хімічного дослідження структури компонентів та масиву шлако-доломітного закладання, що твердіє, в умовах ЗЗРК. Встановлені причини слабкої стійкості структури закладного масиву.

Представлены результаты физико-химического исследования структуры компонентов и массива шлако-доломитной закладки в условиях ЗЖРК. Установлены причины слабой устойчивости структуры закладочного массива.

The results of physical and chemical investigation of components and massif structure of slag-dolomite backfill in ZGRK conditions are given. The reasons of weak structure stability of backfill massif are examined.

Проблема и ее связь с практическими задачами

В последнее время в мировой горнодобывающей промышленности при интенсивном понижении глубины разработки широкое распространение получили системы с твердеющей закладкой как способ управления горным давлением, особенно при разработке богатых руд черных и цветных металлов и месторождений, залегающих в сложных горно-геологических условиях.

При обрушении закладочного массива, к сожалению, не всегда удается установить причину, однако, несомненно, разрушение массива происходит по наиболее слабым связям, которые приурочены к сцеплению вяжущего камня с инертным заполнителем. Установление единого и определенного механизма образования структуры закладочного массива при различных составах практически невозможно. Основной причиной этого является разнообразие применяемых материалов в закладочных работах, причем сырье характеризуется определенным химико-минералогическим составом. Следовательно, можно говорить и широкой дифференциации составов твердеющей закладки.

На ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» при добыче богатой гематито-мартитовой руды применяют шлако-доломитную закладку с добавлением породы. С 2002 г. на комбинате применяется твердеющая закладка вида: шлак – доломит (известняк) – горная порода. Соотношение вяжущего материала к инертному заполнителю находится в пределах 1:4-1:4,5. В настоящий момент отсутствуют работы, где

изучалась и рассматривалась структура закладки данного компонентного состава. Физико-химические методы исследования используются в основном при изучении структуры цементного камня, бетонов в строительной промышленности, геологии и др. В некоторых работах физико-химические методы применялись для установления влияния частных факторов (коррозия, полимерная добавка) на прочность твердеющей закладки [1, 2].

Цель статьи – изучить формирование структуры шлако-доломитной твердеющей закладки на основании результатов физико-химического исследования закладочных материалов и массива.

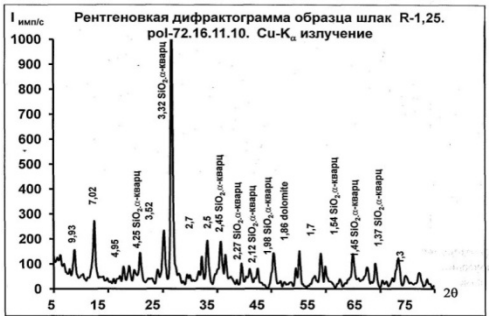
Основная часть

Для комплексного исследования структуры закладочных материалов твердеющей закладки использованы четыре важнейших физико-химических метода анализа вещества: рентгеноструктурный, дифференциально-термический, инфракрасная спектроскопия и электронно-микроскопический анализ. Исследования проведены по стандартным методикам. Были исследованы пробы доменного шлака, флюсового доломита, горной породы с отвала и затвердевшей закладки.

Рентгеноструктурный анализ (РСА) был проведен на приборе ДРОН-2. При идентификации веществ доменного шлака возникает сложность с определением фазового состава. Это связано с тем, что шлак является искусственным материалом и при его охлаждении происходят сложные реакции. В естественном состоянии шлаки рентгеноаморфны. Резкое охлаждение шлакового расплава в процессе грануляции обусловливает в основном его стекловидное строение. Содержание стеклофазы в них составляет 65-97%. Поэтому для установления фаз в доменном шлаке необходимо его обжечь до температуры 1000 ºС [3]. Сотрудниками кафедры вяжущих материалов ДХТУ установлено, что Запорожский шлак содержит мелилит близкий по составу к окерманиту и псевдоволластонит. Мелилит с межплоскостным расстоянием ($d/n = 3{,}22$; 2,81; 2,43) представляет собой непрерывную серию твердых расплавов окерманита с геленитом. В естественных условиях мелилит и псевдоволластонит слабо гидратируются в течении длительного времени, что обуславливает прочность закладки в течении 3-х месяцев 5-7 МПа против 30-40 МПа бетонов, где наиболее быстро гидратируются клинкерные минералы алит и белит.

По результатам РСА, приведенным на рис. 1, в доломите флюсовом содержатся кальцит ($d/n = 3{,}029$; 1,912; 2,28) доломит ($d/n = 2{,}65$; 1,78; 1,54) волластонит ($d/n = 2{,}18$; 1,76; 1,92). Горные породы представлены биотитом ($d/n = 3{,}32$; 2,33; 1,72), мусковитом ($d/n = 3{,}32$; 1,94; 1,72) хлоритом ($d/n = 7{,}01$; 2,12; 1,53), кварцем и гематитом ($d/n = 2{,}43$; 1,35; 1,31). Проводить рентгеноструктурный анализ образцов затвердевшей закладки не рекомендуется, так как общая масса кристаллических новообразований меньше 10%, что весьма затруднительно при идентификации, поэтому основными методами будут дифференциально-термический анализ и инфракрасная спектроскопия.

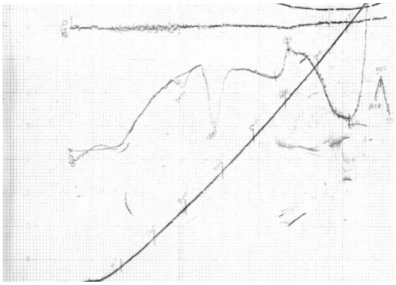
Доломит



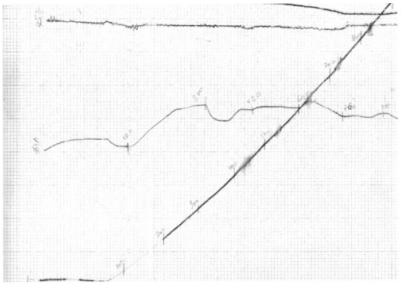
Горная порода

Рис. 1. Рентгенограммы закладочных материалов

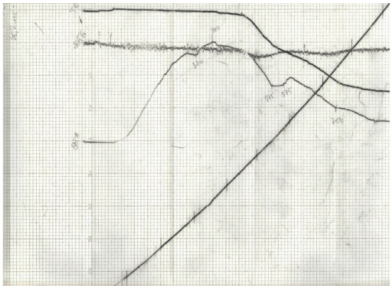
Дифференциально-термический анализ (ДТА) проводили на дериватографе Q-1500 Д. Полученные термограммы закладочных материалов и затвердевшего образца представлены на рис. 2. При температуре 840-1000 ºС кристаллизуется мелилит, что подтверждается эндоэффектом + 900 ºС на термограмме шлака. При температуре +1125 °С волластонит необратимо переходит в псевдоволластонит с незначительным изменением объема.



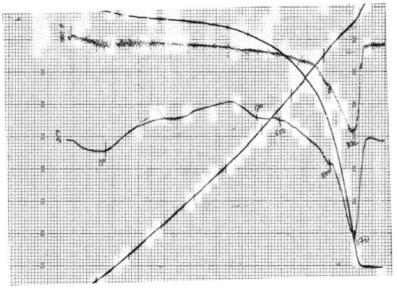
Шлак



Доломит



Горная порода



Затвердевшая закладка

Рис. 2. Термограммы закладочных материалов и затвердевшего образца

Термограмма флюсового доломита показывает слабый экзоэффект -900 °С, что соответствует кальциту, экзоэффекты -600 и -700 ºС указывают на доломит (диссоциация карбоната магния) и кварц. Эндоэффект + 860 ºС соответствует волластониту. Основной фазой являются карбонаты – кальцит и доломит. При содержании MgO в доломите флюсовом до 2%, преобладающим минералом следует считать кальцит. Горная порода представлена в основном хлоритом с экзоэффектами -545; -575 ºС, кварцем -575 ºС; мусковит -750 ºС; биотиту соответствует экзоэффект – 1160 ºС, который не попал в термограмму, так как накаливание проб осуществляется до температуры 1000 ºС.

Термограмма образца затвердевшей закладки показывает экзоэффект -130 ºС, что соответствует тоберморитовому гелю – первоначальному состоянию гидросиликатов кальция.

На приборе SPECORD 75 IR получены инфракрасные спектры исследуемых проб, которые приведены на рис. 3. Анализируя спектрограмму доменного шлака рис. 3, можно выделить мелилит с полосами поглощения 470 (деформационные колебания связи $Si-O-Si$); 858, 950, 980, 1020 (валентные колебания $Si-O$ в диортогруппах Si_2O_7) см$^{-1}$; псевдоволластонит с рядом пиков в диапазоне 420 – 500 (деформационные колебания связи $Si-O-Si$); 570 – 580 (валентные колебания связи $Ca-O$); слабый пик 715; серия пиков 920 – 1110 (валентные колебания связи $Si-O$).

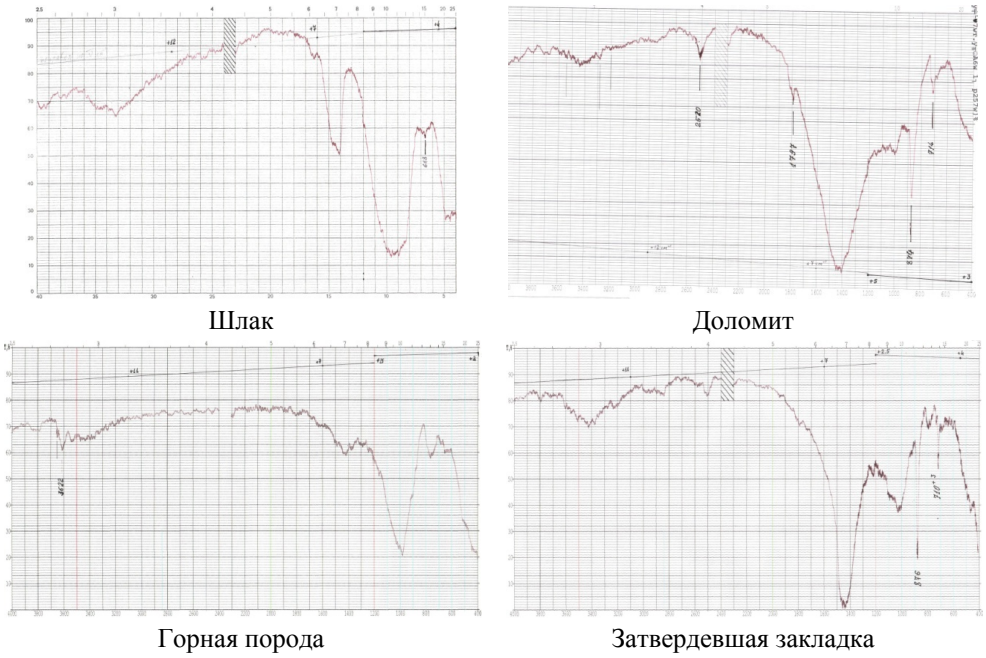
Проба доломита флюсового содержит кальцит, где четко выявлены полосы поглощения 714, 874, 1418 и 1803 см$^{-1}$. Полосы поглощения с волновыми числами 725, 880, 1408 (самая интенсивная полоса), 1440, 1825 см$^{-1}$ принадлежат доломиту. В спектрах карбонатов наблюдается одиночный пик (1400-1450 см$^{-1}$), соответствующий валентному колебанию иону CO_3. Также в меньшей степени присутствуют волластонит со слабыми полосами поглощения 455, 570, 650, 680 см$^{-1}$ и кварц 465, 520, 590, 700 см$^{-1}$.

Горные породы представлены гематитом со слабовыраженными полосами поглощения 450-470, 530 см$^{-1}$, мусковитом с серией полос поглощения 475-540; 750; 820; 920; 1030 – 1080; 3622 см$^{-1}$; биотитом 460; 620; 700; 1010; 1620; 3650 см$^{-1}$; хлоритом 450; 670; 1010; 1450; 3600 см$^{-1}$. Появление ряда пиков в области длин волн 3600 см$^{-1}$ свидетельствует о наличии кристаллизационной воды в структуре биотита, мусковита, хлорита.

Спектрограмма затвердевшей закладки имеет широкую полосу поглощения с максимумом 3428 см$^{-1}$, обусловленной колебанием группы OH и полосу в области валентных колебаний 900-1100 см$^{-1}$ и связей $Ca-O$ 520 см$^{-1}$, указывающих на гидросиликаты кальция тоберморитового типа.

Все минералы закладочных материалов являются инертными. Для возбуждения вяжущих свойств доменный шлак подвергается измельчению. Мелилит близкий по составу к окерманиту медленно гидратируется и в течение 5 лет образует гиллебрандит. Псевдоволластонит также подвергается медленной гидратации, образуя гелеоб-

разную массу. Эти два минерала играют самую важную роль в процессе формирования новообразований твердеющей системы. Остальные минералы составляют скелет закладочного массива, являясь центрами роста новообразований в процессе гидратации. Весьма плохо связываются в цементный камень породы содержащие гидрослюды (мусковит, серицит, хлорит), наиболее благоприятны – карбонатные породы [4].



Шлак Доломит

Горная порода Затвердевшая закладка

Рис. 3. Спектрограммы закладочных материалов и массива

Результаты физико-химического исследования закладочных материалов и массива представлены в табл. 1.

Структура твердеющей закладки после 3 месяцев твердения была исследована на растровом электронном микроскопе РЕММА-102-02, который позволяет проводить микрорентгеноспектральный анализ вещества. На рис. 4 видно, что кристаллические новообразования располагаются между двумя крупными частицами заполнителя, соединяя их в массив. Новообразования имеют форму округлых зерен, чешуйки и пластинки.

Как известно при формировании структуры цементного камня и росте прочности продукты гидратации гидросиликаты кальция формируют нитевидные сростки. Рис. 4 показывает, что в возрасте 3 месяцев в твердеющей закладке практически отсутствуют подобные формы. Лишь в точке 3 наблюдается начальный рост игольчато-волокнистых образований. Следовательно, одной из причин слабой устойчивости

искусственного массива при воздействии горного давления и сейсмических волн является отсутствие в структуре к трехмесячному возрасту закладки прочных связей гидросиликатов кальция, которые начинают созревать к более позднему сроку. Об этом свидетельствуют показатели высокой прочности некоторых образцов в возрасте 6 месяцев (9-13 МПа). В структуре также наблюдаются поровые пространства, что приводят к снижению прочности.

Таблица 1

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ЗАКЛАДОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ И МАССИВА ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ

Название минерала	Химическая формула	Основные параметры методов исследования		
		d/n, А (РСА)	Эффект (ДТА), ºС	Полосы поглощения, $см^{-1}$ (ИКС)
Доменный гранулированный шлак				
Псевдоволластонит	$\alpha - CaO \cdot SiO_2$	3,22; 1,98; 1,82	+1125	420 – 500; 570 – 580; 920 – 1110
Мелилит	$Ca(Al,Mg,Si)Si_2O_7$	3,22; 2,81; 2,43	+900	470; 858; 950; 980; 1020
Доломитовый флюс				
Доломит	$CaMg(CO_3)_2$	4,29; 2,38;1,59	-600 -760	725, 880, 1408
Кальцит	$CaCO_3$	3,048; 1,66; 1,31	-900	714; 874; 1418; 1803
Кварц	SiO_2	2,52;1,82; 1,68	-600	465; 520; 590; 700
Волластонит	$\beta - CaO \cdot SiO_2$	2,75; 1,98; 1,49	+860	455; 570; 650; 680
Горная порода				
Гематит	$\alpha - Fe_2O_3$	3,52; 2,45; 1,28	+870	450-470; 530
Мусковит (серицит)	$K_2O \cdot 3Al_2O_3 \cdot MgO \cdot 6SiO_2 \cdot 2H_2O$	2,50; 1,99; 1,41	-750	475-540; 750; 820; 920; 1030 – 1080; 3622
Кварц	SiO_2	4,25; 2,27; 2,12;	-575	465; 520; 590; 700
Биотит	$K(Mg,Fe)\cdot[AlSi_3O_{10}]\cdot(OH,F)$	3,32; 2,33;1,72	-1160	460; 620; 700; 1010; 1620; 3650
Хлорит	$Mg_5Al\left[AlSi_3O_{10}\right]\cdot(OH)_8$	5,15; 3,18; 1,81	-545; -575	450; 670; 1010; 1450; 3600
Примеси: форстерит, диопсид (шлак); ангидрит, пирит (доломит флюсовый); калиевый полевой шпат (горная порода)				

Примечание: РСА – рентгеноструктурный анализ; ДТА – дифференциально-термический анализ; ИКС – инфракрасная спектроскопия.

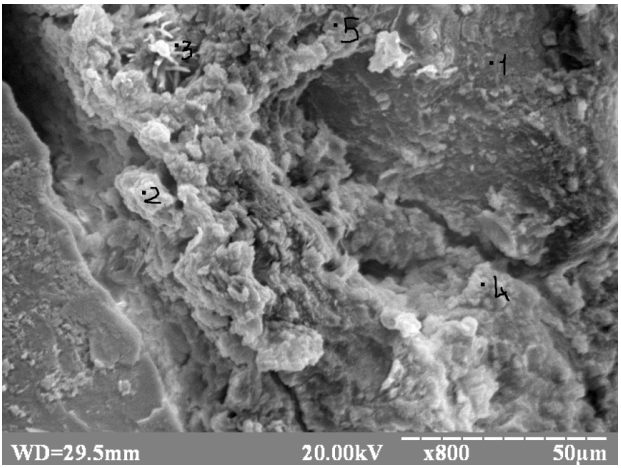


Рис. 4. Структура искусственного закладочного камня ($R_{сж}$ = 5,5 МПа)

Прочность монокристаллов гидратных соединений, составляющих цементный камень, изучена В.В. Тимашевым и установлено, что большой прочностью обладают кристаллы низкоосновных гидросиликатов кальция. Кристаллы высокоосновных гидросиликатов кальция имеют практически в 2 раза меньшую прочность при растяжении, чем кристаллы низкоосновных соединений. Спектральный микроанализ выбранных точек образца закладки (рис. 5, точки 2, 3, 4, 5) показывает соотношение $CaO / SiO_2 \geq 1{,}5$, что указывает на высокоосновность кристаллических новообразований. Следовательно, образуются гидросиликаты тоберморитового типа группы CSH (II).

Исследование закладочных материалов и структуры массива шлако-доломитной закладки позволило установить ряд особенностей:

– основными новообразующими минералами твердеющей системы следует считать мелилит и псевдоволластонит;

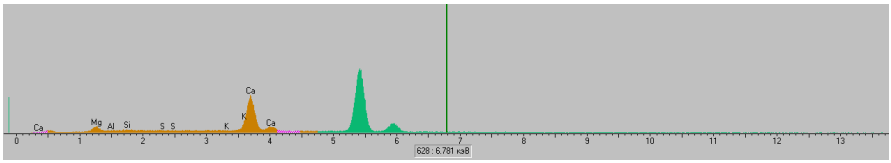
– через 3 месяца твердения в структуре закладки образуются гидросиликаты тоберморитового типа группы CSH (II);

– в исследуемой структуре шлако-доломитной твердеющей закладки отсутствуют прочные связи гидросиликатов кальция;

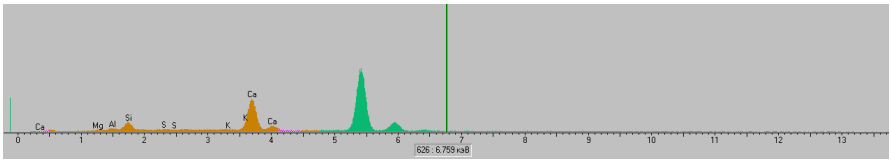
– кристаллические новообразования характеризуются средней уплотненностью, наблюдаются поры и межзерновые пространства;

– кристаллические новообразования в большей степени содержат CaO и в меньшей SiO_2, что указывает на их высокоосновность.

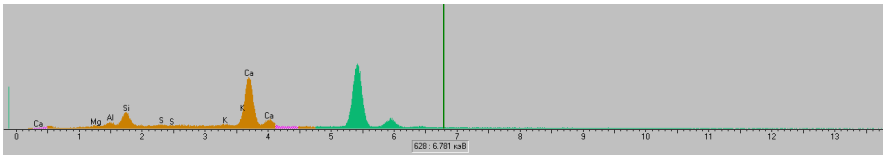
Таким образом, для повышения прочности твердеющей закладки к моменту отработки камер второй очереди (3 мес.) необходимо создавать условия роста крепких связей низкоосновных гидросиликатов кальция, что может быть достигнуто более качественным измельчением доменного гранулированного шлака.



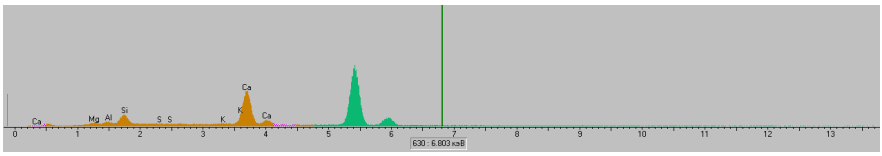
Точка 1 – Зерно инертного заполнителя (доломит)



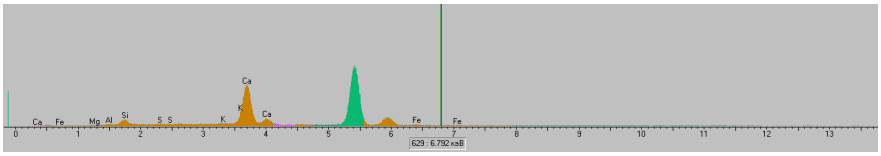
Точка 2 – Содержание CaO = 55.12%; SiO_2 = 25.14%



Точка 3 – Содержание CaO = 52.48%; SiO_2 = 26.60%



Точка 4 – Содержание CaO = 49.68%; SiO_2 = 26.63%



Точка 5 – Содержание CaO = 71.53%; SiO_2 = 15.76%

Рис. 5. Результаты микрорентгеноспектрального анализа выбранных точек

Список литературы

1. Айнбиндер И.И. Изучение причин разрушения образцов закладочного камня сформированного из смесей на основе сульфидных хвостов обогащения / И.И. Айнбиндер, Ю.И. Родионов, В.В. Аршавский, В.И. Хуцишвили // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2010. – №1. – С. 7-16.

2. Горбунова О.А. Разработка составов твердеющей закладки на основе отходов горно-обогатительного производства с добавкой полимеров класса полигексаметиленгуанидинов / О.А. Горбунова // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2010. – Т. 2. – №12. – С. 62-69.

3. Нариков К.А. Технология и свойства стеновой керамики на основе лессовидных суглинков с применением механоактивированных композиционных добавок: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.23.05 /К.А. Нариков; [Научн-исслед и проект инст. строит. мат. ТОО «НИИСТРОМПРОЕКТ»]. – 2010. – 24 с.

4. Алдамбергенов У.А. Формирование параметров закладочного массива / У.А. Алдамбергенов, Г.А. Прокушев, Т.А. Осипова и др. – Алма-Ата: Наука, 1984. – 192 с.

УДК 621.371.392

© Г.А. Ситников, Л.П. Пантелеева,
Е.Ю. Пудов

РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ РАСШИРИТЕЛЯ БУРОВОГО ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ БУРЕНИЯ СКВАЖИН В НЕОДНОРОДНЫХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Наведено дані про використовувані й пропоновані конструктивні виконання розширювачів прямого ходу, що дозволяють в значній мірі поліпшити техніко-експлуатаційні показники.

Приведены данные об используемых и предлагаемых конструктивных исполнениях расширителей прямого хода, позволяющих в значительной степени улучшить технико-эксплуатационные показатели.

Presents data on the use and design of the proposed versions of the extender directly, allowing greatly improve the technical and operational performance are given.

Одним из основных направлений повышения конкурентоспособности угольной продукции шахт Прокопьевско-Киселевского района, разрабатывающих крутые пласты, является снижение затрат на добычу угля, в том числе на проведение, крепление и поддержание подготовительных восстающих выработок.

На выдержанных по углу падения участках пластов проведение восстающих выработок осуществляется по углю по предварительно пробуренной скважине, наличие которой облегчает погрузку и транспорт горной массы, вентиляцию, а также дренаж воды и газа.

Большой угол наклона (55-90^{o}) и длина (70-150 м), малое сечение (2-10 м^2 в проходке), отсутствие научно обоснованных технологических и технических решений обусловили высокую стоимость проведения восстающих выработок, низкую производительность и опасные условия труда.

Для бурения восстающих скважин по угольным пластам применяют отечественные буровые установки БГА-4, БГА-2М, БГА-4М, предназначенные для бурения по углю восстающих скважин диаметром 300-500 мм и последующего расширения обратным ходом их до диаметра 600-1300 мм сверху вниз. Их могут применять в шахтах любой категории по газу и пыли, в том числе опасных по выбросам угля и газа. Однако для бурения скважин по пластам с твердыми включениями расширители серийного производства не обеспечивают безаварийной работы [1].

Техническая характеристика наиболее широко применяемых буровых установок для проведения восстающих пластовых выработок на угольных шахтах России приведена в таблице.

Таблица

ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ БУРОВЫХ УСТАНОВОК ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВОССТАЮЩИХ ПЛАСТОВЫХ ВЫРАБОТОК, ПРИМЕНЯЕМЫХ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ РОССИИ

Тип установки	**БГА-2М**	**БГА-4**	**БГА-4М**
Диаметр скважины, мм:			
при бурении	300;500;600	300;500;600	300;500;600
при расширении	850; 1300	850; 1100	850; 1100; 1300
Глубина бурения скважин, м, под углом:			
0-45°	60	80 150	80 150
45-90°	до 100	до 100	до 100
Угол наклона скважин к горизонту, градус	0-90	0-90	0-90
Способ выдачи буровой мелочи из скважин	Шнеками и самотечный		
Скорость подачи бурового инструмента, м/мин:			
при бурении скважин	0,2-3	0-1,3	0-1.3
при разбуривании скважин	0-3	0-1,06	0-1.06
маневровая	6	2,7-4,2	2,7-4,2
Усилие подачи, кН	70	110	110
Мощность электродвигателя, кВт	11	17	17-22
Основные размеры, м:			
длина	0,9	1,15	1,15
ширина	1,3	1,45	1,45
высота	2,0	2,15	2,7
Масса установки без бурового инструмента, кг	1000	1500	1500

В буровых ставах станков БГА-4, БГА-2М и БГА-4М применены крестообразные расширители прямого хода, фонари с круговой обечайкой, обеспечивающие стабилизацию направления скважины и исключающие порывы бурового става, разработанные КузНИУИ совместно с Анжерским машиностроительным заводом (рис. 1). Расширитель прямого хода состоит из шлицевого вала *1*, крестовин *2*, на которых в гнездах устанавливаются угольные резцы *3*. На концах крестовин имеются опорные пяты, которые благодаря большой площади контакта с поверхностью скважины снижают вредное воздействие на стенки скважины сил, возникающих при радиальном биении бурового инструмента.

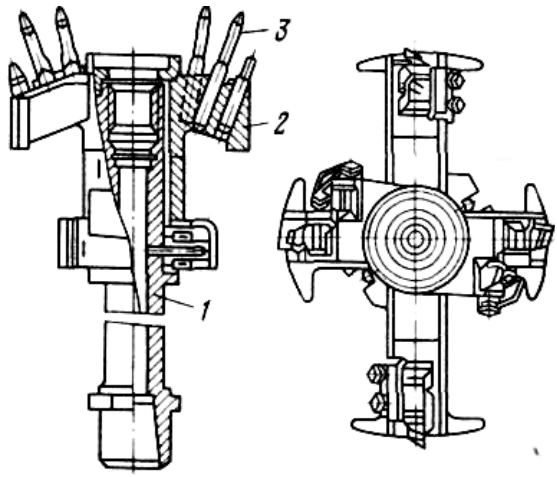


Рис. 1. Расширитель прямого хода

Скважины диаметром 600-1300мм выбуриваются с применением расширителей обратного хода, которые поставляются в комплекте с серийно выпускаемыми станками. Расширители обратного хода также имеют две крестовины: нижняя диаметром 600мм и верхняя (сменная) диаметром 850 мм, 1100 мм, 1300 мм. Расширители обратного хода оснащаются резцами И-79. Затраты мощности электродвигателя бурового станка с такими резцами составляют 1,8 кВт/м^3. Кроме того, резцы при бурении скважин по углю с породными включениями выходят из строя по причине износа и скола твердосплавной напайки.

Опыт бурения и расширения скважин показал, что расширитель для условий шахт Прокопьевско-Киселевского района должен отвечать следующим требованиям: обеспечивать расширение скважин диаметром от 500 до 1300 мм; обеспечивать разрушение крепких углей и породных включений с $f \le 7$; быть разборным на транспортабельные узлы, масса которых в отдельности не должна превышать 100-120 кг; иметь стабилизирующие элементы, обеспечивающие надежную траекторию по заданному направлению скважины.

На основании вышеизложенного в филиале ГУ КузГТУ в г. Прокопьевске разработана усовершенствованная конструкция расширителя прямого хода, представленная на рис. 2.

Предлагаемая нами конструкция позволяет:

– обеспечить работу электродвигателя в стабильном режиме, так как резцы расширителя находятся в постоянном контакте с угольным массивом, включающим крепкие породные прослойки [2];

– обеспечить целостность бурового става, так как исключаются кратковременные динамические нагрузки резцов при соприкосновении с крепкими породными прослойками;

– увеличить наработку расширителя предлагаемой конструкции на отказ 1,5-1,8 раза.

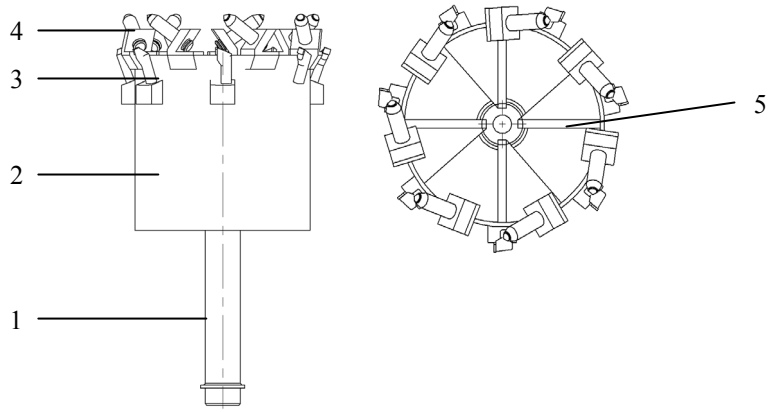


Рис. 2. Усовершенствованный расширитель прямого хода: 1 – штанга; 2 – корпус; 3 – подрезные резцы ЗР4.80; 4 – отрезные резцы РКС1; 5 – распорные элементы

В результате применения конструкция расширителя позволяет значительно сократить эксплуатационные затраты, а так же увеличить скорость бурения скважин до 1,2-1,5 раза. Приведенные данные подтверждаются опытом производственной эксплуатации расширителя представленного конструктивного исполнения на шахтах г. Прокопьевска в Кузбассе.

Список литературы:

1. Петров А.И., Штумпф Г.Г., Егоров П.В., Архипов Г.Н. Механизация проведения подготовительных выработок. – М.: Недра, 1998. – С. 153-157, 164-165.

2. Сафохин М.С. Александров Б.А., Нестеров В.И. Горные машины и оборудование. – М: Недра, 1995. – С. 115-123.

УДК 622.831.322:532.528

© В.В. Зберовский, А.А. Потапенко,
А.А. Ангеловский

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СПОСОБА И СРЕДСТВ ГИДРОРЫХЛЕНИЯ ВЫБРОСООПАСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Розглянуто питання зниження ефективності способу гідророзпушування вугільних пластів за умов великих глибин і його вдосконалення на основі гідроімпульсної дії в режимі періодично зривної кавітації.

Рассмотрен вопрос снижения эффективности способа гидрорыхления угольных пластов в условиях больших глубин и его совершенствование на основе гидроимпульсного воздействия в режиме периодически срывной кавитации.

The question of efficiency decline of the coal bed hydro-breaking in the conditions of large depths and its perfection on the basis of hydro-impulse influence in the periodical tear cavitation mode is considered.

Нагнетание жидкости в угольные пласты до настоящего времени является основным профилактическим мероприятием по борьбе с пылегазовым фактором. За счет развития трещин и повышения эффективности увлажнения угольного массива снижается пылеобразование и интенсивность газовыделения при разрушении угля.

В данном направлении проведен значительный объем научно-технических исследований, на основании которых разработаны нормативные документы, регламентирующие проведение работ, контроль и оценку способов предотвращения газодинамических явлений и их эффективности. Вместе с тем увеличение глубины разработки месторождений, изменение горно-геологических условий и свойств углепородного массива при одновременном увеличении нагрузки на очистные и подготовительные забои привели к значительному снижению эффективности профилактических мероприятий.

Анализ исследований показывает, что в условиях больших глубин возможности нагнетания жидкости в статическом режиме исчерпаны. Широко применяемые способы гидрорыхления и гидроотжима краевой части выбросоопасных пластов становятся не только не технологичными, а и не обеспечивают эффективность увлажнения угля по всей мощности пласта. При нагнетании жидкости имеют место случаи спонтанного прорыва воды в выработанное пространство и преждевременного гидроотжима краевой части пласта, одной из его пачек или прослоев с угрозой провоцирования газодинамического явления. При этом, если при проведении мероприятий в очистных забоях переход от гидрорыхления к гидроотжиму не вызывает затруднений, то в забоях подготовительных выработок это приводит к резкому снижению

скорости их проведения.

Учитывая, что оборудование и технология применения гидрорыхления и гидроотжима практически одинаковы, различны параметры шпуров или скважин и достигаемый эффект, основным их недостатком можно считать неуправляемый процесс трещинообразования, необходимый для эффективной фильтрации жидкости по всей мощности слоев и пропластков, слагающих угольный пласт. Кроме этого повышение эффективности мероприятий, связанных с нагнетанием жидкости в углепородный массив, сдерживается горно-геологическим фактором – наличием пород склонных к размоканию, обрушению и пучению и горнотехническим фактором – формированием впереди забоя выработки различных зон горного давления. Коэффициент проницаемость жидкости в этих зонах имеет прямо противоположные значения, от свободного течения потока жидкости по трещинам, до практического отсутствия фильтрации жидкости вообще (рис. 1).

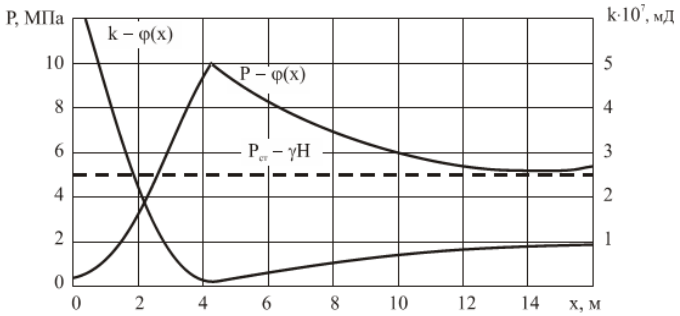


Рис. 1. Изменение водопроницаемости угля и величины горного давления на удалении от забоя выработки

Между водопроницаемостью угольных пластов и величиной горного давления имеется четкая обратная связь – при увеличении горного давления водопроницаемость пласта уменьшается и, наоборот, по мере уменьшения горного давления водопроницаемость возрастает. В краевой, разгруженной зоне пласта, где влияние горного давления практически отсутствует, водопроницаемость угля имеет максимальное значение. По мере удаления от забоя выработки в глубину массива она возрастает и в зоне максимальных напряжений практически равна нулю. Далее, по мере снижения величины горного давления, фильтрационные свойства пласта возрастают и приближаются к постоянному природному значению.

Как показала практика ведения работ, при расположении фильтрационной камеры в разгруженной зоне нагнетаемая жидкость фильтруется по трещинам в выработанное пространство, а при расположении камеры в зоне с повышенным горным давлением из-за низкой водопроницаемости угля происходит неуправляемый процесс гидроотжима пласта. Эффективное решение этой проблемы стало возможным после ряда экспериментальных исследований импульсного нагнетания жидкости. В последние годы наиболее значимые результаты в этом направлении получены в ИГТМ НАН Украины при разработке способов и средств гидроимпульсного воздействия, основанного на явлении кавитационного течения жидкости.

Целью данной работы является исследование и обоснование параметров гидро-

импульсного воздействия в режиме периодически срывной кавитации, направленных на повышение эффективности способа гидрорыхления выбросоопасных угольных пластов в условиях больших глубин.

До настоящего времени явление кавитации мало изучено и постоянно исследуется во всех областях науки и техники. Кавитация имеет место в тех случаях, когда абсолютное давление капельной жидкости в какой-то точке потока понизится ниже критического значения давления $P_{кр}$, при котором возникают разрывы сплошности жидкости и образуются каверны, заполненные парами и газами. Дать четкое описание явлению кавитации практически невозможно, так как собственно кавитация происходит в потоке жидкости, находящейся в закрытом канале, и представляет собой высокоскоростное явление [1].

Еще более сложным является исследование кавитационных процессов в замкнутом пространстве фильтрационной части скважины. Поэтому для принятия новых технических решений, необходим определенный уровень знаний о явлении кавитации, не только в закрытых каналах, а и в потоке жидкости при ее нагнетании в массив горных пород.

Устройством для исследования явления кавитации в потоке жидкости является трубка Вентури (рис. 2).

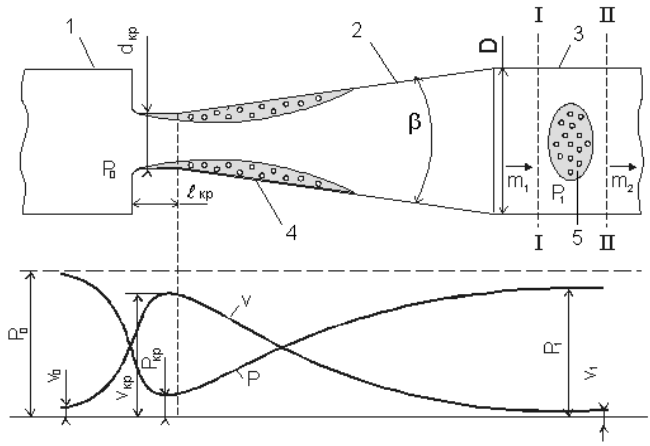


Рис. 2. Схема распределения давления и скорости потока жидкости в кавитирующей трубке Вентури: 1 – входной трубопровод; 2 – трубка Вентури; 3 – выходной трубопровод; 4 – оседлая кавитационная каверна; 5 – оторвавшаяся часть каверны; P, V – кривые, характеризующие изменение давления и скорости потока жидкости

Наличие в трубке канала специальной конструкции приводит к увеличению скорости потока жидкости, падению статического давления до критического и возникновению кавитационной зоны. Каверна может заканчиваться в точке присоеди-

нения основного потока жидкости за трубкой Вентури, а может простираться далеко за ее пределами. В последнем случае кавитацию называют суперкавитицией, а каверну – суперкаверной. Принципиальным отличием суперкавитации является стабильность ее характеристик, но при этом потери энергии увеличиваются.

Различают стадии – возникновения кавитации, развитой кавитации и исчезновения кавитации, которые возникают и прекращаются в зависимости от условий, а именно, давления, скорости и температуры. Изменяя эти параметры, в нашем случае давление жидкости и ее расход, можно управлять стадиями развития кавитации.

Исследования гидродинамических характеристик [2] позволили установить, что при подаче жидкости на вход критического сечения трубки Вентури под давлением P_0 со скоростью V_0 в диффузоре происходит резкое падение давления и рост скорости движения жидкости до критических значений – $V_{кр}$, $P_{кр}$. Поток жидкости приобретает кавитационный характер течения. Если в критическом сечении возникает оседлая кавитационная каверны давление жидкости и ее расход становятся постоянными.

Параметром динамического подобия кавитационного течения жидкости принято число кавитации – K, которое представляет собой отношение разности давления подпора за выходом из трубки Вентури и давления насыщенного пара жидкости к скоростному напору, который определяется по скорости струи в критическом сечении.

$$K = \frac{P_1 - P_{кр}}{\rho \frac{V_{кр}^2}{2}}, \qquad (1)$$

где $V_{кр}$ – скорость жидкости через трубку Вентури в критическом сечении;

ρ – плотность жидкости;

P_1 –давление подпора за выходом из трубки;

$P_{кр}$ – давление в критической части трубки Вентури.

В числителе этого параметра значение давления или напора, под действием которого каверна захлопывается, а в знаменателе – скоростной напор этого потока.

Изменение давления на поверхности тела или на стенках любого канала, ограничивающего течение, связано в основном с изменение скорости течения. Поэтому скоростной напор можно рассматривать как величину, определяющую падение давления, в результате которого может образоваться и расширяться каверна. С этой точки зрения число кавитации представляет собой отношение давления, под действием которого происходит захлопывание каверны, к давлению, под действием которого каверна возникает и растет. Поскольку $\rho \frac{V_{кр}^2}{2} = P_0 - P_{кр}$ и учитывая, что для воды $P_{кр} \approx P_s$ (где для воды $P_s \approx 0{,}0024$ МПа – давление насыщенных паров), а также, что $P_{кр} \ll P_0$ и $P_{кр} \ll P_1$ в дальнейшем, так как испытания проводились на воде, было введено понятие параметра кавитации τ. Он определяется как отноше-

ние давлений на выходе из трубки Вентури к давлению на входе, т.е. $\tau = P_1 / P_0$. Параметр кавитации отличается от числа кавитации тем, что вместо статического используется полное давление.

Таким образом, в решении задач кавитационного течения жидкости важно знать расходную характеристику трубки Вентури при изменении давления на выходе, что в рассматриваемом нами случае соответствует давлению подпора жидкости в фильтрационной части скважины. Для этого воспользуемся экспериментальными данными [2], приведенными на рис. 3.

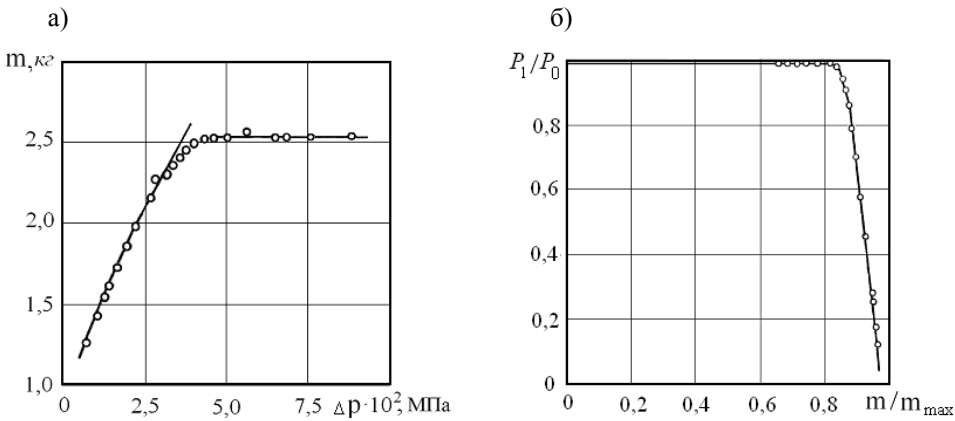


Рис. 3. Расходная характеристика трубки Вентури: а) при изменении расхода жидкости; б) при изменении давления подпора; m – расход жидкости, кг; Δp – гидравлические потери трубки Вентури; m_{max} – максимальный расход при постоянном давлении P_1

Установлено, что увеличение тангенса угла наклона касательной (рис. 3а) к зависимости $\Delta P = f\left(m\right)$ указывает на резкое возрастание гидравлических потерь из-за интенсивного вихреобразования и разрыва потока течения жидкости от стенок диффузорного канала трубки. С момента образования первой каверны давление в критическом сечении остается постоянным и не зависит от дальнейшего ее роста. На рисунке 3, б приведена та же зависимость, но уже в зависимости от изменения давления подпора.

При установившемся давлении подачи жидкости на вход трубки Вентури с возникновением кавитации сопротивление трубки увеличивается пропорционально степени развития кавитации. При изменении давления на выходе увеличивается или уменьшатся зона кавитации в диффузоре трубки, а расход жидкости остается постоянным. Эта характеристика кавитационного режима в трубке Вентури стабилизирует расход жидкости при колебаниях давления на выходе.

Сделанный вывод является основополагающим в развитии способов и средств гидроимпульсного воздействия. Так как при расположении импульсного устройства

в фильтрационной части шпура или скважины решаются сложные задачи управления трещинообразованием и фильтрационных процессов в разнонаклонных плоскостях независимо от изменения величины горного давления впереди забоя выработки. В результате повышается эффективность гидрорыхления, пылеподавления и дегазации угольных пластов, что обеспечивает безопасность ведения горных работ по газовому и пылевому факторам.

Однако для практической реализации режима кавитационного течения жидкости в фильтрационной части шпура или скважины потребовалось решение ряда сложных вопросов.

1. Проведение теоретических исследований геометрических и гидродинамических параметров устройства гидроимпульсного воздействия (УГИВ).

2. Обоснование параметров устройства, соответствующих условиям нагнетания жидкости в выбросоопасные угольные пласты на больших глубинах.

3. Исследование гидродинамических характеристик опытного образца устройства гидроимпульсного воздействия в имитаторе скважины.

4. Проведение горно-экспериментальных исследований устройства гидроимпульсного воздействия при проведении подготовительных выработок комбайнами.

5. Оценка эффективности гидроимпульсного воздействия и сопоставление результатов исследований с нормативным способом гидрорыхления угольных пластов.

В теоретических исследованиях была использована методика и модель нестационарного кавитационного течения жидкости в трубке Вентури для генераторов импульсов давления [2]. В качестве исходных данных для обоснования и разработки УГИВ были приняты параметры серийно изготавливаемых и используемых на шахтах насосных установок, физико-механические свойства угольных пластов, горно-геологические и горнотехнические условия.

Основные условия для обоснования исходных данных следующие:

– по параметрам насосных установок: давление подачи жидкости 1,0 МПа $\leq P_{П} \leq$ 30 МПа; расход жидкости $Q = 40…60$ л/мин (УНР, УНИ), $Q > 60$ л/мин (УГН);

– по горно-геологическим условиям и свойствам угля: по давлению газа в пласте (давления подпора) $P_{Г} = 1{,}0…12{,}0$ МПа; по сопротивлению угля на сдвиг К=2,0…6,0 МПа; глубине герметизации скважины – не менее 2,5 м;

– по параметрам трубки Вентури: угол раскрытия диффузора β; диаметр критического сечения $d_{кр}$; диаметр входного $d_{вх}$ и выходного каналов $d_{вых}$.

Критический диаметр определен для условий гидрорыхления угольных пластов при высоконапорном нагнетании жидкости под давлением до 30,0 МПа и расхода жидкости до 120 л/мин по выражению

$$d_{кр} = \sqrt{\frac{4G}{\pi\mu\sqrt{2\rho P_0}}}, \qquad (2)$$

где G – посекундный расход жидкости генератором.

Таблица 1

СООТВЕТСТВИЕ ПАРАМЕТРОВ УСТРОЙСТВА
И НАСОСНЫХ УСТАНОВОК

Параметры трубки Вентури			Параметры насосных установок	
Критика, $d_{кр}$, мм	Угол диффузора, β, град.	Давление подпора, МПа	Тип насоса	Расход жидкости, Q, л/мин
1,7-2,2	20	1,0-12,0	УНР, УНИ	40-60
2,0-2,5	20	1,0-12,0	УГН,	90
3,0-4,0	20	1,0-12,0	2УГНМ	120

При анализе исследований угла раскрытия диффузора установлено, что максимальному уровню размаха автоколебаний давления соответствует угол $\beta = 20°$. Диаметр последиффузорного канала определен на основании экспериментальных исследований из соотношения $D / d_{кр}$. Максимальные значения размаха автоколебаний были получены при значениях выходного трубопровода $D \approx 4d_{кр}$ [2]. Это позволило определить основные характеристики УГИВ и установить их соответствие параметрам насосных установок, обеспечивающих необходимый расход жидкости при гидрорыхлении угольных пластов на глубинах более 600 м (табл. 1, рис. 4).

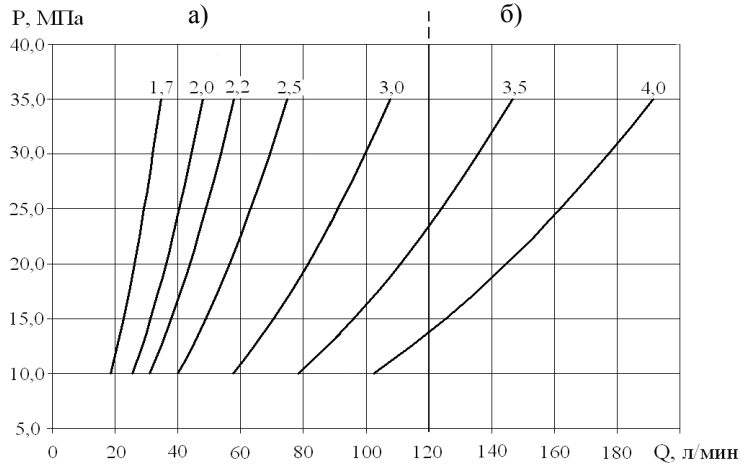


Рис. 4. Номограмма соответствия критического сечения трубки Вентури расходу и давлению жидкости: а) серийные насосные установки; б) вновь создаваемые; 1,7…4,0 *– диаметр критического сечения трубки Вентури, мм*

Для проведения лабораторных исследований и определения гидродинамических характеристик изготовленных опытных образцов устройства гидроимпульсного воздействия гидравлический стенд дополнительно был оборудован индуктивными датчиками давления ДДИ-20 и подпорным дросселем (рис. 5).

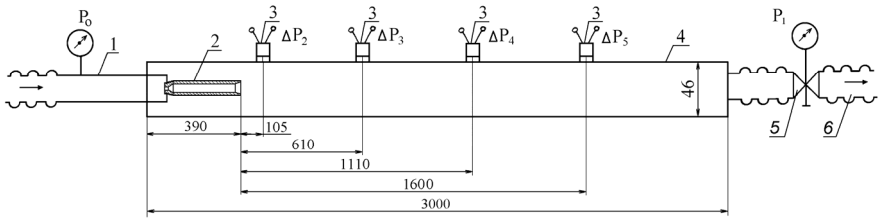


Рис. 5. Схема испытаний устройства на модели скважины: 1 – входной гидравлический канал; 2 – УГИВ; 3 – датчики давления ДДИ-20; 4 – трубопровод-имитатор скважины; 5 – подпорный дроссель; 6 – сливной трубопровод стенда

Исследования УГИВ проводились под давлением $P_0 = 5,\ 10,\ 20,\ 30$ МПа. При постоянном давлении P_0 подпорным дросселем на выходе модели скважины менялось давление P_1 с интервалом от 0,025 до 0,1 P_0. На каждом установленном режиме делались замеры динамических параметров, которые регистрировались ПЭВМ. Временем регистрации составляло от10 до 15 секунд.

В качестве примера на рисунках 6 и 7 приведены теоретические и экспериментальные зависимости, установленные для УГИВ с $d_{кр} = 2{,}5$ мм и углом раскрытия диффузора $\beta = 20^{\circ}$. Теоретические зависимости определены условиями модели [2], а экспериментальные – стендовыми испытаниями.

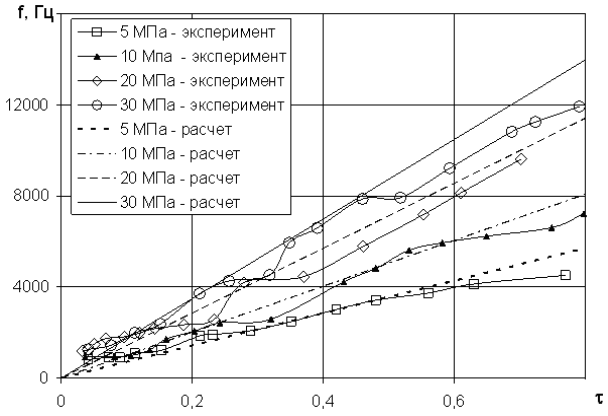


Рис. 6. Теоретические и экспериментальные зависимости частоты колебаний от параметра кавитации при разных значениях давления P_0

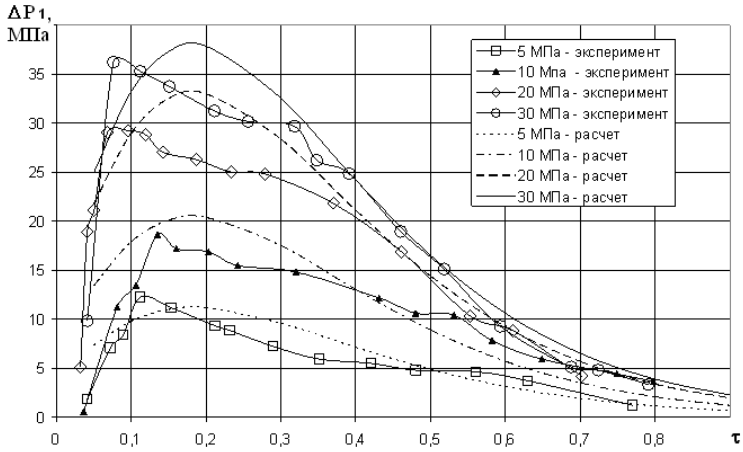


Рис. 7. Расчетные и экспериментальные зависимости размаха автоколебаний давления от параметра кавитации при разных значениях давления P_0

Анализ теоретических и экспериментальных зависимостей показывает на удовлетворительное не только качественное, но и количественное согласование расчетных и экспериментальных данных. При установившемся давлении на входе генератора $P_1 = 5$; 10; 20; 30 МПа в диапазоне параметра кавитации $0{,}02 \le \tau \le 0{,}8$ на выходе из устройства наблюдаются устойчивые колебания давления жидкости, обусловленные схлопыванием кавитационных каверн. При значениях τ близких к 0,9 явление кавитации прекращается.

Частотный диапазон существования кавитационных автоколебаний (рис. 6) возрастает с увеличением давления на входе в генератор. Например, при параметре кавитации $\tau = 0{,}212$ рост давления нагнетания P_0 от 5,0 МПа до 30,0 МПа приводит к увеличению частоты более чем в два раза с 1800 Гц до 3700 Гц. При постоянном давлении на входе P_0 частота колебаний с ростом параметра кавитации τ растет практически по линейному закону и описывается эмпириоаналитической зависимостью

$$f = 0{,}18 \frac{V_{с.кр}}{d_{кр}} \cdot \tau . \qquad (3)$$

При давлении нагнетания $P_0 = 5{,}0$ МПа диапазон существования кавитационных автоколебаний находится в пределах от 810 до 4500 Гц; при $P_0 = 10{,}0$ МПа от 900 до 7200 Гц; при $P_0 = 20{,}0$ МПа от 1200 до 9600 Гц; при $P_0 = 30{,}0$ МПа от 1250 до 11900 Гц. Таким образом, исходя из частотных характеристик, при давлении на входе в устройство от 5,0 МПа до 30,0 МПа диапазон работоспособности УГИВ по парамет-

ру кавитации от 0,02 до 0,80 составляет от 0,8 до 12,0 кГц, что соответствует условию разрушения угля в массиве по его собственным частотным характеристикам.

Из рис. 7, на котором приведены зависимости размаха ΔP_1 колебательной величины давления на выходе из УГИВ от параметра кавитации τ для различных давлений на входе P_0, видно, что при всех значениях давления на входе P_0 размах ΔP_1 с ростом значения параметра τ резко возрастает, достигает максимального значения при определенном значении τ, и в дальнейшем уменьшается. Зависимости $\Delta P_1 = f(\tau)$ для различных давлений питания P_0 имеют максимум в диапазоне значений параметра τ от 0,07 до 0,15. При увеличении давления P_0 максимум значений ΔP_1 смещается в сторону меньших значений параметра кавитации τ. Максимальное значение размаха ΔP_1 превышает давление питания P_0 примерно от 1,2 до 2,4 раза. При этом заметна тенденция, что при увеличении давления на входе в генератор P_0 отношение $\Delta P_1 / P_1$ – уменьшается. Исследование размаха автоколебаний давления жидкости и сопоставление расчетных и экспериментальных данных позволило получить следующее эмпириоаналитическое решение

$$\Delta P_1 = \left[a_0 \left(\tau - a_1 \right)^{a_2} \cdot e^{a_3 \left(\tau - a_2 \right)} \right] \cdot \left(1 - a_4 \cdot \bar{P}_0 \right) \cdot P_0 , \qquad (4)$$

где $\bar{P}_0 = P_0 / P_a$ – относительное давление;

P_a – атмосферное давление;

a_0, a_1, a_2, a_3, a_4 – эмпирические коэффициенты.

Значения частоты и размаха автоколебаний давления жидкости, установленные по формулам (3) и (4) и значений, полученных экспериментальным путем, показывает удовлетворительное согласование данных, которые характеризуются коэффициентом корреляции от 0,7 до 0,85 при доверительной оценке вероятности не ниже 0,95. Это подтверждает возможность применения формул (3) и (4) в инженерных расчетах по определению значений ожидаемых параметров, частоты и размаха автоколебаний, от параметра кавитации.

Лабораторные исследования УГИВ на модели скважины показали, что режим периодически срывной кавитации при давлении на входе в устройство от 5,0 до 30,0 МПа с расходом жидкости 40…60 л/мин обеспечивает его рабочий диапазон по параметру кавитации τ от 0,02 до 0,8 с частотой автоколебаний до 12,0 кГц. Результаты лабораторных исследований устройства гидроимпульсного воздействия позволили принять решение о проведении горно-экспериментальных работ.

Проверка технических средств, контроль и оценка эффективности гидроимпульсного воздействия были проведены в условиях шахт «Дуванная», «Суходольская-Восточная» и «Молодогвардейская» ПАО «Краснодонуголь» в забоях подготовительных выработок при их проведении комбайном. Для проведения горно-

экспериментальных исследований в установленном порядке была разработана и согласована Решением бюро центральной комиссии по ГДЯ на угольных шахтах Украины методика проведения горно-экспериментальных работ. Работы проводились по нормативной технологической схеме гидрорыхления первоначально в статическом режиме, а затем в режиме периодически срывной кавитации. Контроль и оценка эффективности осуществлялись нормативными способами – по начальной скорости газовыделения из контрольных шпуров и по акустическому сигналу при помощи аппаратуры АПСС-1.

Среднестатистические данные результатов исследований основных параметров гидрорыхления угольных пластов приведены в таблице 2.

Таблица 2

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ ГИДРОРЫХЛЕНИЯ В ЗАБОЯХ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Режим нагнетания	Давление нагнетания жидкости, P, МПа	Объем жидкости, закачанной в одну скважину, Q, м^3	Время нагнетания жидкости в одну скважину, t, мин	Безопасная зона разгрузки, м
статический, *min/max*	10,0/27,0	1,08/4,3	18/92	4,0
импульсный, *min/max*	10,0/23,0	0,3/1,2	9/33	6,0

Сопоставление результатов исследований статического и импульсного режимов нагнетания жидкости позволили сформулировать следующие выводы.

1. Импульсное нагнетание жидкости в режиме периодически срывной кавитации с целью предотвращения внезапных выбросов угля и газа позволяет снизить продолжительность гидрорыхления угольных пластов более чем в два раза, а расход жидкости в три раза.

2. Разработанное устройство гидроимпульсного воздействия удовлетворяет условиям применения технических средств, используемых для гидрорыхления угольных пластов, и обеспечивает темп нагнетания жидкости от 40 до 60 л/мин под давлением от 10,0 МПа до 23,0 МПа.

3. Нормативными способами контроля и оценки эффективности установлено, что при гидроимпульсном воздействии зона разгрузки впереди забоя выработки составляет 6-8 м. Скорость газовыделения из контрольных шпуров, пробуренных по ходу и в бока выработки, на глубине 3,0 м характеризуется показанием «следы».

4. Рабочий режим кавитационного генератора в диапазоне параметра кавитации $0{,}02 \le \tau \le 0{,}80$ с частотой от 0,8 до 12,0 кГц и размахом автоколебаний от 1,4 до 1,8 давления нагнетания жидкости, обеспечивает гидрорыхление угольных пластов без признаков проявление гидроотжима или гидроразрыва по сечению пласта в забое выработки.

5. Гидроимпульсное воздействие позволяет путем регулирования давления жидкости, подаваемой на вход устройства, в соответствии с физико-механическими

свойствами угля, горно-геологическими и горнотехническими условиями управлять интенсивностью разрушения (трещинообразования) угольного пласта в прискважинной зоне. При этом изменение фильтрационных свойств угля, в зависимости от изменения величины горного давления и водопроницаемости угольного пласта, т.е. давления подпора, будет влиять на изменение частоты и размаха автоколебаний в кавитационном потоке жидкости.

Список литературы

1. Кнэпп Р., Дейли Дж., Хэммит Ф. Кавитация. – М.: Мир, 1974. – 668 с.

2. Пилипенко В.В. Кавитационные автоколебания. – К.: Наукова думка, 1989. – 316 с.

УДК 504.064.3

© А.І. Горова, А.В. Павличенко,
А.А. Коваленко

БІОІНДИКАЦІЙНА ОЦІНКА ЕКОЛОГІЧНОГО СТАНУ ТЕРИТОРІЙ РОЗМІЩЕННЯ ВІДХОДІВ ВУГЛЕВИДОБУТКУ

Наведені результати біоіндикаційної оцінки екологічного стану атмосферного повітря на територіях розміщення відходів вуглевидобутку. Запропоновані заходи зменшення негативного впливу породних відвалів на екологічний стан прилеглих територій.

Приведены результаты биоиндикационной оценки экологического состояния атмосферного воздуха на территориях размещения отходов угледобычи. Предложены мероприятия по снижению негативного влияния породных отвалов на экологическое состояние прилегающих территорий.

The results of bioindication assessment of the ecological state of atmospheric air at the territories of disposal of coal mining wastes are adduced. The measures of negative influence reducing waste rock dumps on the adjoining territories ecological state are offered.

Видобуток вугілля підземним способом є значним чинником техногенного навантаження на компоненти навколишнього середовища. Особливої уваги заслуговують відходи вуглевидобутку у вигляді розкривних і шахтних порід, обсяг яких становить більше ніж 80% від усіх відходів, накопичених в Луганській області. На території області розташовано 566 відвалів, з яких 159 діючих та 66 горять. Площа, вилучена з господарського користування для розміщення 495 млн. $м^3$ гірських порід, становить близько 3000 га [1].

Щорічно з кожного терикона вимивається та видувається понад 400 т твердих часток і вилуговується близько 6 т солей, радіонуклідів, важких металів, які потрапляють у водоносні горизонти та змінюють склад ґрунтових вод, призводять до виснаження та деградації ґрунтів, розташованих навколо породних відвалів [2]. Екологічна небезпечність відвалів, що горять, значною мірою збільшується за рахунок виділення не тільки значної кількості токсичного пилу, але й отруйних газів. Потрапляючи в атмосферне повітря, небезпечні сполуки та пил призводять до негативних змін у хімічному складі повітря, згубно впливають на фітоценози, викликають алергійні, серцево-судинні, легеневі та інші захворювання у людини [3].

Окислення та горіння порід супроводжується викидами широкого спектру летучих компонентів, що виділяються з породної маси. Одним з основних компонентів викидів є водяний пар, який формується при випаровуванні атмосферних опадів, що

потрапляють до зони горіння, а також при вивільненні порової та зв'язаної води мінералів. Терикони, що горять, виділяють пари, які містять, окрім води, ще й сірчану кислоту, вуглекислоту, двоокис азоту та ін. За недостатньої кількості кисню в осередках горіння в пароподібних викидах містяться сірководень, вуглеводні, аміак та окис вуглецю. В верхніх частинах терикона, до яких потрапляють збагачені киснем інфільтраційні води, горіння протікає в умовах надлишку кисню. В глибоких зонах є нестача кисню, а окислювальні процеси відбуваються в анаеробних умовах [4].

Породні відвали створюють низку екологічних, соціальних та економічних проблем, тому актуальним питанням є розробка стратегії поводження з даним видом відходів гірничодобувної промисловості.

Недосконаліть системи оцінки ступеню небезпеки відходів вуглевидобутку може пояснюватись недостатністю засобів контролю впливу породних відвалів на стан навколишнього середовища прилеглих територій. Вирішенням даної проблеми може стати впровадження методів біоіндикації, орієнтованих на об'єктивну та комплексну оцінку сумарної дії забруднювачів, їх кумулятивних та віддалених токсичних ефектів.

Метою роботи було проведення експрес-діагностики стану об'єктів довкілля в районі розташування відвалів з застосуванням біоіндикаційних методів задля розробки рекомендацій з поліпшення стану об'єктів довкілля та зменшення екологічної небезпеки породних відвалів.

Об'єктом дослідження були екологічні наслідки впливу породних відвалів шахти ім. Я.М. Свердлова ДП «Свердловантрацит» на стан довкілля.

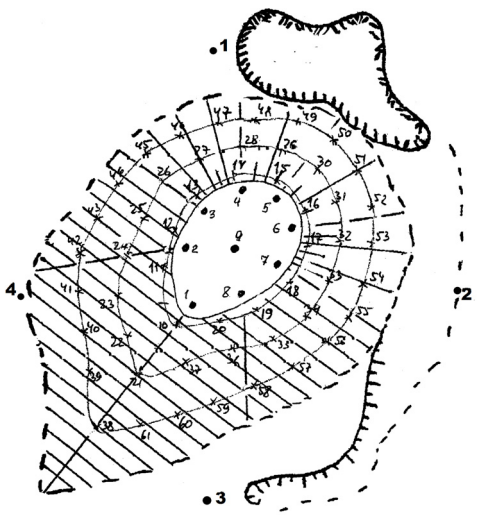


Рис. 1. Моніторингові точки спостереження за станом навколишнього середовища в районі розташування породного відвалу №67: 1 – північний напрям; 2 – східний напрям; 3 – південний напрям, 4 – західний напрям

Для визначення екологічного стану атмосферного повітря застосовувався тест «Стерильність пилку рослин», що ростуть на досліджуваних територіях [5]. При дослідженні екологічного стану території розміщення відвалу №67 та №23 проби відбирались у 4 напрямах від відвалів – у північному, східному, південному та західному. Розташування моніторингових точок відображено на рис. 1 та 2.

Відбір зразків пилку кожного досліджуваного виду рослин проводився одночасно в усіх точках спостереження. З кожної моніторингової точки у суху погоду збирались добре розвинуті, готові до розкриття бутони. У деревинних рослин відбирались проби із неушкоджених, здорових паростків крони, а у трав – з рослин, що ростуть у територіальному центрі мікропопуляції. Рослини були добре розвинуті і не мали ознак пригноблення [5].

Зрілі бутони квіток змішаної проби після фіксації у 70%-му етанолі препарувалися на предметному склі. Тичинки відокремлювались від усіх елементів квітки за допомогою пінцету і переносились у краплю йодного розчину і накривались покривним склом. Приготований препарат аналізувався під мікроскопом. У кожному препараті переглядали не менше 1000 пилкових зерен. Стерильні і фертильні пилкові зерна підраховувались під мікроскопом (збільшення 7х20).

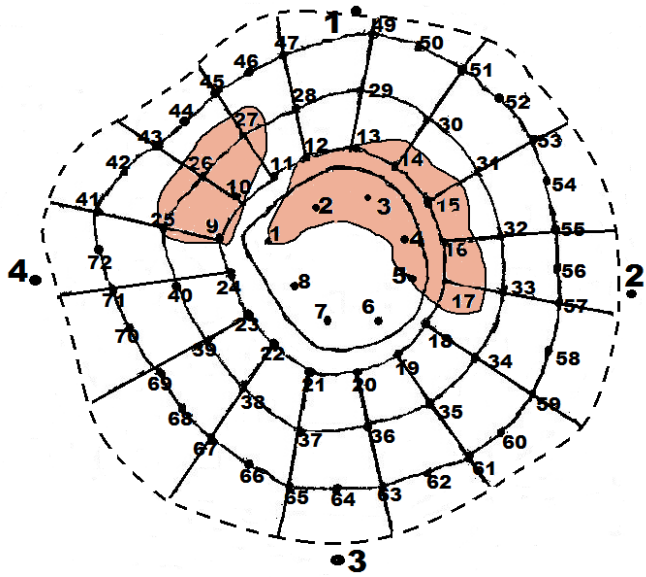


Рис. 2. Моніторингові точки спостереження за станом навколишнього середовища в районі розташування породного відвалу №23: 1 – північний напрям; 2 – східний напрям; 3 – південний напрям, 4 – західний напрям

Характеристика фітоіндикаторів за показником стерильності пилкових зерен в екологічно чистих ($П_{комф}$) та максимально забруднених ($П_{крит}$) наведена у табл. 1.

Види індикаторних рослин було класифіковано за рівнем стійкості до дії несприятливих екологічних факторів (табл. 2).

У дослідах також використовувались чистотіл великий (*Chelidonium majus* L.), черемха звичайна (*Paslus avium* Mill.), яблуня домашня (*Malus domestica* Borkh.), кульбаба лікарська (*Taraxacum officinalis* Webb.), вишня войлочна (*Cerasus tomentosa* Wall.).

Таблиця 1

НОРМАТИВНІ ЗНАЧЕННЯ
ЦИТОГЕНЕТИЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ІНДИКАТОРІВ

Групи стійкості	Характеристика групи чутливості	$П_{комф}$	$П_{крит}$
1	Високостійкі	0,2±0,14	10,0±0,95
2	Стійкі	0,5±0,22	20,0±1,26
3	Середньостійкі	1,0±0,30	30,0±1,45
4	Чутливі	1,5±0,38	40,0±1,55
5	Високочутливі	2,0±0,44	50,0±1,58

Стерильність пилкових зерен визначалась у відсотках за формулою:

$$M = \frac{G}{N} \cdot 100 , \qquad (1)$$

де G – кількість стерильних пилкових зерен;

N – кількість досліджених пилкових зерен.

Потім знаходилась помилка розрахунку за виразом:

$$m = \pm \sqrt{\frac{M \cdot (100 - M)}{N}} , \% \qquad (2)$$

Для оцінки стану атмосферного повітря за рівнем стерильності пилку рослин використовувався умовний показник ушкодженості:

$$УПУ_i = \frac{/ П_{реал} - П_{комф} /}{/ П_{крит} - П_{комф} /} , \qquad (3)$$

де $П_{комф}$ і $П_{крит}$ – значення стерильності пилку рослин у комфортних та критичних умовах, відповідно;

$П_{реал}$ – значення стерильності пилку рослин на досліджуваній території (М, %);

i – номер проби.

Таблиця 2

КЛАСИФІКАЦІЯ ВИДІВ-ІНДИКАТОРІВ ЗА СТІЙКІСТЮ ПИЛКУ ДО ДІЇ НЕСПРИЯТЛИВИХ ЕКОЛОГІЧНИХ ФАКТОРІВ

Біоіндикатор		Група стійкості
Lamium garganicum L.	Яснотка гарганська	1
Helichrysum arenarium Lam.	Цмин піщаний	1
Senecio vernalis Wald.	Крестовник весняний	2
Taraxacum officinalis Webb.	Кульбаба лікарська	2
Chelidonium majus L.	Чистотіл великий	2
Armeniaca vulgaris Lam.	Абрикос звичайний	3
Paslus avium Mill.	Черемха звичайна	3
Viola arvensis Mur.	Фіалка польова	3
Malus domestica Borkh.	Яблуня домашня	4
Cerasus vulgaris Mill.	Вишня звичайна	4
Cerasus tomentosa Wall.	Вишня войлочна	4

Екологічну ситуацію та рівні ушкодженості біоіндикаторів оцінювали за уніфікованою шкалою, представленою у табл. 3.

Таблиця 3

ШКАЛА ОЦІНКИ ЕКОЛОГІЧНОЇ СИТУАЦІЇ ТА РІВНІВ УШКОДЖЕНОСТІ БІОІНДИКАТОРІВ

Діапазон чисельних значень *УПУ*	Рівень ушкодженості біоіндикаторів	Стан біоіндикаторів	Екологічна ситуація
0,000 ÷ 0,150	Низький	Сприятливий	Еталонна
0,151 ÷ 0,300	Нижче середнього	Насторожуючий	Задовільна
0,301 ÷ 0,450	Середній	Конфліктний	Незадовільна
0,451 ÷ 0,600	Вище середнього	Загрозливий	Незадовільна
0,601 ÷ 0,750	Високий	Критичний	Катастрофічна
0,751 і вище	Максимальний	Небезпечний	Катастрофічна

Результати дослідження. Результати оцінки екологічного стану атмосферного повітря в районі розміщення породних відвалів №№67 та 23 представлені в табл. 4 та 5.

Результати аналізу даних приведених у табл. 4, виявили, що у північному напрямку від відвалу №67 рівень ушкодженості біоіндикаторів «вище середнього», а екологічна ситуація тут «незадовільна». У інших напрямках від відвалу виявлено «середній» рівень ушкодженості індикаторів, екологічна ситуація тут «незадовільна».

На досліджуваній території в цілому спостерігається «середній» рівень ушкодженості біосистем, з їх «конфліктним», а екологічна ситуація оцінена як «незадовільна».

Таблиця 4

ОЦІНКА ЕКОЛОГІЧНОГО СТАНУ ТЕРИТОРІЇ РОЗМІЩЕННЯ ПОРОДНОГО ВІДВАЛУ №67

Місце відбору проб	Біоіндикатор	Група чутливості	Стерильність пилку, %	УПУ
північ	Вишня войлочна	4	13,9±1,09	0,32
	Цмин піщаний	1	19,9±1,26	1,0
	Вишня звичайна	4	3,7±0,59	0,06
Середнє				**0,46**
схід	Абрикос звичайний	3	10,2±0,95	0,32
	Абрикос звичайний	3	10,9±0,98	0,34
	Абрикос звичайний	3	12,1±1,03	0,38
Середнє				**0,35**
південь	Кульбаба лікарська	2	2,4±0,48	0,10
	Яснотка гарганська	1	4,9±0,68	0,48
	Вишня войлочна	4	12,8±1,05	0,29
Середнє				**0,29**
захід	Вишня войлочна	4	12,3±1,03	0,28
	Вишня звичайна	4	12,9±1,06	0,30
	Черемха звичайна	3	12,8±1,06	0,4
Середнє				**0,33**
Середнє на досліджуваній території				**0,36**

Таблиця 5

ОЦІНКА ЕКОЛОГІЧНОГО СТАНУ ТЕРИТОРІЇ РОЗМІЩЕННЯ ПОРОДНОГО ВІДВАЛУ №23

Місце відбору проб	Біоіндикатор	Група чутливості	Стерильність пилку, %	УПУ
північ	Чистотіл великий	2	11,6±1,01	0,57
	Крестовник весняний	2	12,8±1,06	0,63
	Фіалка польова	3	28,5±1,43	0,95
Середнє				**0,72**
схід	Яснотка гарганська	1	5,9±0,74	0,58
	Крестовник весняний	2	11,5±1,01	0,56
	Вишня звичайна	4	49,5±1,58	1,0
Середнє				**0,71**
південь	Яснотка гарганська	1	2,8±0,52	0,26
	Вишня звичайна	4	21,3±1,29	0,51
	Абрикос звичайний	3	38,0±1,53	1,0
Середнє				**0,60**
захід	Яблуня домашня	4	16,4±1,17	0,39
	Абрикос звичайний	3	54,3±1,58	1,0
	Вишня звичайна	4	18,7±1,23	0,45
Середнє				**0,61**
Середнє на досліджуваній території				**0,66**

Аналіз результатів приведених в табл. 5 вказує на те, що у всіх точках території прилеглої до відвалу №23 спостерігається «високий» рівень ушкодженості біоіндикаторів, на півночі та сході він наближується до «максимального». Стерильність пилку рослин змінюється від 6 до 55%, що вказує на «незадовільний» стан об'єктів довкілля. Загальна екологічна ситуація характеризується як «катастрофічна», що може бути пов'язано з розміщення породного відвалу, що горить, на даній території.

Існування породних відвалів створює низку екологічних, соціальних та економічних проблем, тому актуальним питанням є розробка стратегії поводження з даним видом відходів гірничо-видобувної промисловості.

Візуалізація отриманих результатів представлена на рис. 3.

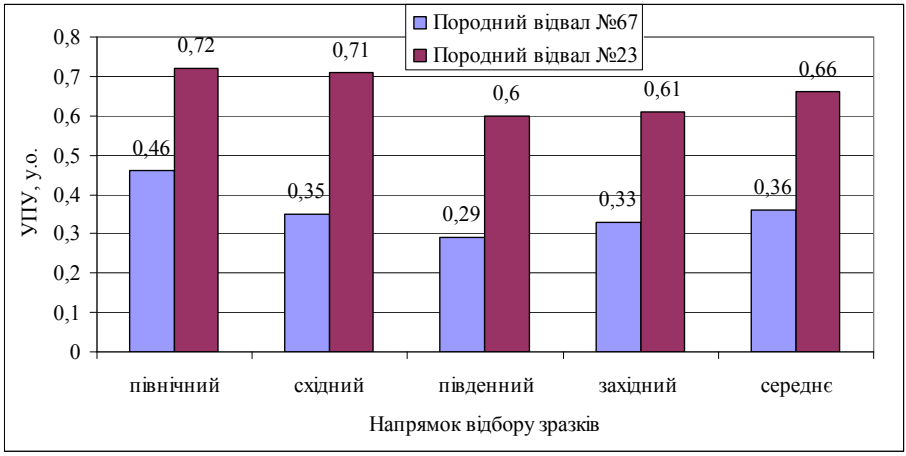


Рис. 3. Умовні показники ушкодженості біонідикаторів на територіях розміщення породних відвалів №67 та №23

Аналіз результатів досліджень, приведених на рис. 3 вказує на збільшення рівнів ушкодженості біоіндикаторів, які ростуть на території прилеглій до відвалу №23. Така ситуація потребує прийняття заходів щодо мінімізації випливу відвалів та попередження збільшення захворюваності населення.

Для вирішення існуючих проблем необхідно впровадження наступних заходів:

– проведення аналізу якісного та кількісного складу відвалів, визначення причини самозаймання порід та вивчення природи процесів техногенного мінералоутворення;

– винесення (на основі попереднього аналізу) висновку щодо можливості використання відвалів як техногенних родовищ та визначення напрямків розробки;

– використання найбільш екологічно та економічно припустимого методу вилучення корисних компонентів;

У разі неможливості використання відвалів як джерела корисних компонентів необхідно виконання найбільш доцільних заходів:

– використати пусті породи для закладання простору підземних гірничих виробок задля запобігання порушення цілісності та просідання земної поверхні;

– втілити заходи щодо охорони навколишнього середовища від забруднення пилом і газом, впровадити своєчасне вимірювання температури та кількості виділених газів з породних відвалів сучасними приладами;

– провести біологічну рекультивацію відвалів, попередньо визначивши оптимальні види рослинних організмів для певних умов середовища.

Впровадження запропонованих кроків щодо зменшення вище згаданого негативного впливу породних відвалів вирішить також низку супутніх проблем, а саме: визначення мінерального складу відвалів дозволить використання порід як композиційних матеріалів для продукції будівельної промисловості, при створенні полотна автошляхів, як нетрадиційного джерела рідкісних металів, а також для отримання глинозему, вилучення хімічних реагентів для очищення стічних вод, виробництва добрив, тим самим зменшуючи необхідність порушення цілісності земної поверхні та видобутку матеріалів з надр.

Оскільки територія розміщення породного відвалу №23 (який відноситься до тих, що горять), за показниками біоіндикаторів характеризується катастрофічним екологічним станом, то у даному випадку необхідна радикальна зміна тактики і стратегії поводження з відходами вуглевидобутку, а також особливий регламентний контроль, визначення меж території з катастрофічним станом та розробка цілеспрямованих заходів щодо відновлення екологічного стану ушкодженої території. Вирішенням даної проблеми є розробка заходів щодо гасіння осередків горіння на породному відвалі №23 шляхом нагнітання вапняної суспензії вглиб відвалу до осередків горіння через одні свердловини та одночасному відкачуванні парів та газів через паралельні свердловини, у результаті чого досягається гасіння осередків та попередження самозаймання порід [6].

Висновки

1. Породні відвали є техногенно створеними небезпечними об’єктами зі складними внутрішніми перетвореннями. Характер та інтенсивність хімічних реакцій всередині відвалів та на їх поверхні обумовлює ступінь небезпечності цього виду відходів вуглевидобутку для навколишнього середовища та населення, яке проживає поблизу їх місця розташування.

2. Об’єкти дослідження знаходяться у густонаселеному промисловому регіоні, де вуглевидобувна промисловість є провідною галуззю народного господарства. Розташування такого великого промислового об’єкта, як шахта ім. Я.М. Свердлова ДП «Свердловантрацит», обумовлює існування техногенного ландшафту зі всіма його особливостями та порушеннями екологічної рівноваги.

3. Аналіз існуючих засобів контролю впливу породних відвалів на стан навколишнього середовища прилеглих територій дозволяє зробити висновок про недосконаліть системи оцінки ступеню небезпеки відходів вуглевидобутку.

4. Вирішенню проблеми комплексної оцінки стану навколишнього середовища у районі розташування відходів вуглевидобутку може сприяти впровадження мето-

дів біоіндикації, орієнтованих на об'єктивну та комплексну оцінку сумарної дії забруднювачів, їх кумулятивних та віддалених токсичних ефектів.

5. Аналіз отриманих результатів свідчить про високий та максимальний рівень ушкодженості біоіндикаторів. Стерильність пилку рослин сягає від 6 до майже 55%, що вказує на «незадовільний» стан об'єктів довкілля. Загальна екологічна ситуація характеризується як «катастрофічна», що може бути пов'язано з розміщення породного відвалу, що горить, на даній території.

6. Існування породних відвалів створює низку екологічних, соціальних та економічних проблем, тому актуальним питанням була розробка стратегії поводження з даним видом відходів гірничо-видобувної промисловості.

Список літератури

1. Регіональна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Луганській області у 2009 році (Електронний ресурс) / Режим доступу: URL: http://www.menr.gov.ua/content/article/7789/. – Загол. з екрана.

2. Екологічна безпека териконових ландшафтів Донбасу: монографія / М.Ф. Смирний, Л.Г. Зубова, О.Р. Зубов. – Луганськ: видавництво СНУ ім. В. Даля, 2006. – 232 с.

3. Леонов, П.А. Породные отвалы угольных шахт: учебник / А.П. Леонов, Б.А. Сурначев. – Москва: Недра, 1970. – 112 с.

4. Зборщик, М.П. Вещества новообразования в углях и углистоглинистых породах, предопределяющие опасные и вредные проявления в них / М.П. Зборщик, В.В. Осокин // Наукові праці ДНТУ. Серія: «Гірничо-геологічна», 2004. – №81. – С. 9-12.

5. МР 2.2.12–141–2007 Обстеження та районування території за ступенем впливу антропогенних чинників на стан об'єктів довкілля з використанням цитогенетичних методів / [С.А. Риженко, А.І. Горова, Т.В. Скворцова та ін.]. – К. : Головне базове видавництво МОЗ України ДП «Центр інформаційних технологій», 2007. – 35 с.

6. Способ тушения горящих породных отвалов: пат. №2347076 РФ: МПК E21F5/00 / Осокин В.В., Зборщик М.П., Ефимов А.М., Стулов Ю.Д., Трегубов В.Г., Солмин В.А., Пилюгин В.И., Еремина Е.С.; патентообладатели Осокин В.В., Зборщик М.П., Ефимов А.М., Стулов Ю.Д., Трегубов В.Г., Солмин В.А., Пилюгин В.И., Еремина Е.С. – № 2007117848/03; заявл. 14.05.2007.

УДК 622.18.044

© В.В. Лапко, В.В. Фомичев,
А.И. Скитенко

ОБОСНОВАНИЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ АНКЕРНОГО КРЕПЛЕНИЯ ДЛЯ ПОДДЕРЖАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Розглянуті головні аспекти підтримання і кріплення гірничих виробок з позиції підвищення надійності, зниження матеріалоємності та забезпечення безпеки праці в умовах гірничих виробок.

Рассмотренные главные аспекты поддержания и крепления горных выработок из позиции повышения надежности, снижения материалоемкости и обеспечения безопасности работы в условиях горных выработок.

Basic aspects of mine working maintenance and timbering, relatively to reliability increase, reduction of materials consumption and accident prevention works in conditions of mining operations are considered.

На современном этапе развития угольной промышленности Украины эффективность жизнедеятельности каждой шахты и угольной промышленности в целом, является критическим. В последние годы двадцатого века, наблюдалось падение добычи рядового угля с 164,8 млн. т в 1990 г. до 74,8 млн. т в 1996 г. и это при том, что функционирование и развитие топливно-энергетического комплекса в значительной степени предопределяется состоянием и развитием угольной промышленности. Это безальтернативное утверждение основано на анализе структуры запасов органического топлива государства, где уголь составляет 95,4%, и не противоречит сложившейся мировой тенденции добычи и использования его как главного энергоресурса, потребность в котором в цепочках «уголь – энергетика» и «уголь – металл» возрастает [1, 2]. И хотя к 2007 г. удалось несколько стабилизировать добычу на уровне 80 млн. т угля в год, это было только благодаря лидерам отрасли – шахтам «Красноармейская-Западная №1», «им. Засядько», «Краснолиманская», «Комсомолец Донбасса», «Южнодонбасская №1», «Южнодонбасская №3», «им. Бажанова», «Новодонецкая», «Добропольская», «им. Вахрушева», «Павлоградская» и др. [3]. Основой же систематического повышения технико-экономических показателей производственной деятельности является повышение скорости проходки подготовительных выработок и снижение себестоимости проведения работ по их закреплению.

Учитывая тенденцию ежегодного прироста объемов мировой добычи более чем на 3% (в структуре мировых запасов в органическом топливе уголь составляет 67%), в программе развития энергетики Украины до 2014 года предусмотрено увеличение доли угля в топливно-энергетическом балансе страны до 40%. Это возможно только

при ежегодном наращивании среднесуточной нагрузки на лаву за счет непрерывного совершенствования очистной техники и постоянного повышения уровня механизации основных процессов проведения горных выработок, применение передовых технологий высокоэффективного и безопасного крепления, длительного поддержания в эксплуатации выработок и их оперативного ремонта.

В общем цикле проходки крепление занимает примерно 25-50% времени и затрат труда [4]. Надежное крепление горных выработок является непременным условием безопасности подземных работ, бесперебойного транспортирования полезного ископаемого и эффективного проветривания выработок. Эта задача осуществляется с помощью многочисленных типов крепей. Крепление горизонтальных и наклонных выработок выполняется арочной и трапециевидной металлической, монолитной бетонной, тюбинговой, анкерной, деревянной крепью, железобетонными стойками с металлическим верхняком и т.п.

Практически во всех угольных районах имеется мощная база по изготовлению арочной металлической крепи, поэтому почти 86% горизонтальных и наклонных выработок крепят этой крепью [5]. Но вместе с тем применение именно этой крепи не позволяет повысить темпы проходки, снизить металлоемкость и стоимость крепи. Большое число элементов этой крепи, сложность ее установки (обязательная перпендикулярность продольной оси горной выработки, соответствие контура выработки в проходке контуру крепи, необходимость плотного прилегания крепи к массиву по всему контуру, тщательная забутовка пустот за крепью) не дает возможность осуществить комплексную механизацию работ по сооружению горных выработок и ведет к тому, что немеханизированный труд при этом составляет почти 53%.

Ряд преимуществ перед рамным креплением имеет анкерная крепь. В последние несколько лет разработана и активно внедряется специальная программа Министрерства топлива и энергетики Украины по креплению выработок анкерными системами. Поставлена серьёзная задача по снижению доли затрат на проведение, крепление и охрану выработки в себестоимости угля с 25% до 6…8%, для выполнения которой разработан комплекс государственных программ поэтапного и всеобъемлющего применения анкерного крепления на Украине. Процесс ее возведения может убыть полностью механизирован, а в соответствующих горно-геологических условиях эта крепь обеспечивает надежное крепление горных выработок, безопасность подземных работ, бесперебойное транспортирование полезного ископаемого и эффективное проветривание выработок [6].

Принцип анкерования состоит в обеспечении устойчивости прилегающих к выработке пород за счет нетронутого массива, расположенного за контуром неупругих деформаций. В породах со слоистой структурой слои неустойчивой, непосредственной кровли, находящейся в зоне свода естественного равновесия, «подшиваются» анкерами к устойчивой основе кровли. В породах с неслоистой структурой анкеры, закрепленные за пределами свода естественного равновесия, противостоят растягивающим усилиям в породах свода [7].

В настоящее время анкерная крепь применяется во всех странах с развитой горнодобывающей промышленностью. В зарубежной и отечественной практике предложено и испытано более 200 видов различных конструкций металлической, желе-

зобетонной, полимерной, бамбуковой, канатной и других разновидностей анкерной крепи. Анкерная крепь применяется для крепления горных выработок различного назначения, формы, поперечного сечения и срока службы. Многообразие конструкций анкерной крепи, применяемых в горной практике, объясняется различием горно-геологических условий. Существующее многообразие анкерных крепей, как правило, подразделяют на два больших класса – замковые, входящие в контакт с породными стенками шпура на относительно небольшом участке его поверхности, и беззамковые, закрепляемые по всей или большей части длины шпура. Исследованиями установлено, что самостоятельная анкерная крепь может эффективно использоваться в горных выработках в том случае, если вмещающий массив в местах отсутствия геологических нарушений характеризуется приведенными в таблице 1 данными.

Таблица 1

ХАРАКТЕРИСТИКИ ВМЕЩАЮЩЕГО ГОРНОГО МАССИВА

Мощность пласта, м	Любая
Угол падения, град.	0-90
Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова:	
угля	≥0,6
пород	≥3
Полное сдвижение кровли выработки, мм	≤100
Нарушенность	отсутствие крупных геологических нарушений

Проведенный широкомасштабный анализ требований предъявляемых к анкерам и стремление к конструкции с рациональным режимом взаимодействия с породным массивом, позволяет сформулировать ряд требований, которым должна стремиться оптимальная конструкция анкера.

При рассмотрении схемы взаимодействия анкеров с породным массивом выдвигается требование по достижению рациональной деформационно-силовой характеристики. При этом породный массив рассматривается как грузонесущая конструкция, которая принимает нагрузку со стороны деформирующего породного массива и выполняет роль крепи. Следовательно, несущая способность упрочненной оболочки с анкерами должна быть не менее величины нагрузки со стороны породного массива, а податливость этой оболочки – не меньше ожидаемой величины смещения породного контура.

Если рассматривать вариант неустойчивых пород, слагающихся из отдельных слоев и блоков, то необходимо обеспечить максимальную степень их совместности деформирования.

С этой точки зрения в работе [8] рассмотрены деформационно-силовые характеристики замковых и беззамковых анкеров. Анализируя работу клинощелевых, распорных и т.п. конструкций, можно сделать вывод о непостоянстве реакции сопротивления осевым усилиям этих анкеров, которые сопровождаются ее резким па-

дением. Если исходить из требований вышеизложенных критериев – такой режим работы является неудовлетворительным.

Рассматривая конструкции беззамковых анкеров, таких как железобетонные, сталеполимерные, полимерные и т.п. можно отметить, что здесь имеется наличие ярко выраженного максимума реакции сопротивления. С увеличением нагрузки контакт анкера с породными стенками шпура нарушается, и его несущая способность резко падает. Таким образом, не достигается работа анкера в режиме постоянного сопротивления.

В этой связи обращает на себя внимание работа анкеров с распорным замком, где реализуются условия повышенной несущей способности.

Если остановиться на критерии технологичности, то необходимыми требованиями являются простота конструкции, технологичность изготовления, надежность закрепления, исключение (по возможности) специального оборудования по установке анкера. Рассматривая беззамковые анкера нужно отметить, что они обладают высокой несущей способностью и отличаются простотой конструкции, но эти анкера требуют специального оборудования для их установки в шпуре. Установка распорного анкера, как правило, не требует специального оборудования, но отличается сложностью конструкции и не предусматривает возможность создания типоряда по величине прочности закрепления в шпуре.

Следующий критерий характеризует экономическую эффективность применения различных конструкций анкеров, т.е. относительно невысокую стоимость изготовления, высокую производительность труда при установке, возможность повторного использования анкеров.

Если говорить о железобетонных и сталеполимерных конструкциях беззамковых анкеров, то они отличаются высокой стоимостью изготовления и установки. Распорные анкера изготавливаются, как правило, из металла и требуют большего объема токарных работ, что значительно повышает их стоимость. В этом плане выгодно отличаются анкера с распорными эластичными втулками.

Рассматривая вопрос производительности труда при установке анкеров, следует обратить внимание, что наиболее широко распространенные конструкции анкеров вполне конкурентоспособны по отношению дуг к другу.

Обеспечение повторного использования анкеров позволит существенно снизить стоимость применения анкерной крепи. Практически все конструкции беззамковых анкеров исключают возможность повторного использования, в отличие от замковых, где оно возможно.

При горно-геологических условиях не позволяющих применять самостоятельно анкерную крепь, ее применяют в сочетании с другими видами крепи. Из подобных сочетаний образуются комбинированные крепи, в которых основные несущие элементы, составленные из двух видов жестко связанных между собой крепей, взаимно усиливают друг друга. К ним относится анкерная крепь в комбинации с набрызгбетонной и рамной крепями.

Применением анкерной крепи в сочетании с рамной повышают надежность последней, снижают стоимость проведения, крепления и поддержания выработок, а также повышают безопасность подземных работ.

Таким образом, практика строительства новых шахт и подготовки новых горизонтов требует переориентировки на новые, более прогрессивные виды крепи, поддающиеся механизации, менее трудоемкие и материалоемкие. Для этого необходимо дальнейшее развитие обоснования проектирования и расчета рациональной крепи для конкретных условий.

Список литературы

1. Радченко В.В., Лаптев А.Г. Пути повышения эффективности угледобычи на шахтах Украины // Уголь Украины. – 1998. – №10. – С. 3-5.

2. Ализиев Т.Е., Турчанин Г.И. Оценка производственного потенциала угольной промышленности Украины // Уголь Украины. – 2002. – №2. – С. 6-9.

3. Пискунов Н.В. Системный подход к разрешению проблем шахт Украины // Уголь Украины. – 2002. – №5 – С. 13-16.

4. Стрельцов Е.В. Совершенствовать крепление горных выработок // Шахтное строительство. – 1985. – №1. – С. 5-7.

5. Абрамсон Х.И. Тенденция развития техники крепления горных выработок на шахтах // Уголь Украины. – 1985. – №1. – С. 42-44.

6. Широков А.П. Анкерная крепь в горнодобывающей промышленности. – Кемеровское книжное издательство, 1973. – 150 с.

7. Лаптев А.Г. Перспективы развития угольной промышленности на базе технического перевооружения отрасли // Уголь Украины. – 2002. – №2. – С. 10-12.

8. Ковалевская И.А. Теория применения анкерного крепления. – Днепропетровск: Системные технологии, 2001. – 247 с.

УДК 621.371.392

© Е.Ю. Пудов, А.А. Хорешок

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРА β – УГЛА ОТКЛОНЕНИЯ ОТ СООСНОСТИ ЭЛЕМЕНТОВ АДАПТЕРНОГО УЗЛА НА РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАГРУЗОК И НАДЕЖНОСТЬ КОВША

Наведено розрахункові дані з роботи щодо визначення раціональних конструктивних параметрів грунторуйнівних ковшів гідравлічних екскаваторів з точки зору мінімальних виникаючих напружень.

Приведены расчетные данные из работы по определению рациональных конструктивных параметров грунторазрушающих ковшей гидравлических экскаваторов с точки зрения минимальных возникающих напряжений.

The calculated data from the work on the determination of rational design parameters of soil-breakable buckets of hydraulic excavators in terms of the minimum the stresses are given.

Грунторазрушающие элементы ковшей гидравлических экскаваторов, имея значительное количество типоразмеров, видов и конструктивных исполнений, нуждаются в проведении экспериментального анализа, направленного на выявление таких конструктивных и геометрических параметров, которые в максимальной степени влияют на надежность как самих грунторазрушающих элементов, так и ковша в целом.

Результаты проведенных исследований указывают на возможность снижения нагрузок, возникающие в элементах адаптерного узла за счет изменения β – угла отклонения соосности сменной коронки и тела адаптера (рис. 1). Подобный фактор требует подтверждения так же и с точки зрения улучшения картины распределения напряжений во всей конструкции ковша, что будет рассмотрено далее.

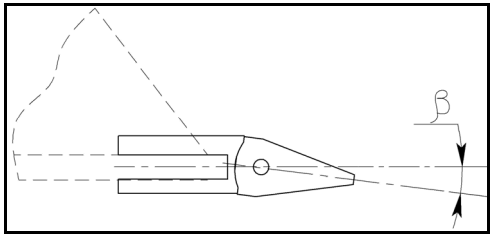


Рис. 1. Схематичное изображение адаптерного узла на передней кромке

При определении угла отклонения от соосности между зубом и адаптером должен быть учтен ряд таких характеристик экскавационной техники, как:

– конструктивное исполнение ковша и его передней кромки;
– кинематическая схема рабочего оборудования экскаватора;
– технология ведения экскавационных работ.

Исполнения адаптерных узлов влияют не только на возникающие напряжения в собственных конструктивных элементах, но также и на напряженно-деформированное состояние самого ковша экскаватора.

Для определения числовых показателей влияния геометрических параметров адаптерных узлов на напряженно-деформированное состояние ковша экскаватора воспользуемся данными, полученными с датчиков, установленных на расчетной твердотельной модели исполнительного органа. Датчики для получения значений возникающих напряжений установлены в местах, наиболее часто подверженных различного рода износу и повреждениям:

1 – на боковой кромке у основания, возле адаптера;
2 – боковая кромка на месте изгиба;
3 – проушина у верхнего основания;
4 – передняя кромка между крайними зубьями, 1-я пара;
5 – передняя кромка, 2-я пара;
6 – передняя кромка, центр;
7 – передняя стенка, центр;
8 – проушина у нижнего основания.

В данном случае для расчетов будет рассматриваться совместное влияние на возникающие напряжения таких изменяемых геометрических параметров, как α и β, где α – угол наклона зуба относительно нормали к прикладываемой силе.

В расчетной схеме к режущим граням зубьев была приложена нагрузка в виде равнораспределенного по площади давления равного $2{,}5 \cdot 10^6$ Н/м^2. Угол α отсчитывался в пределах 0º-90º между направлением прикладываемой нагрузки и осью адаптера, а не сменной коронки. Значение угла β при расчетах бралось в границах от -20 до +20 градусов, где положительное направление отсчета соответствует представленному на рис. 2.

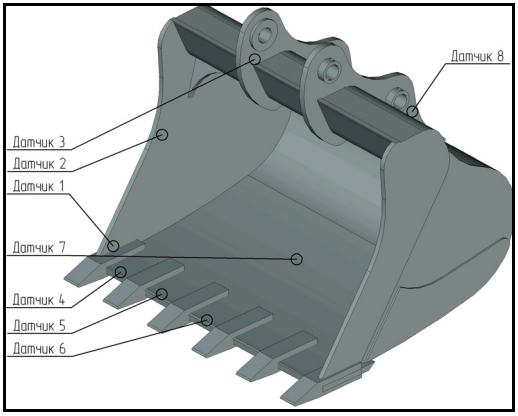


Рис. 2. Схема расположения датчиков на ковше

В соответствии с полученными при расчетах данными были построены графики линий аппроксимации распределения напряжений в местах установления датчиков в зависимости от изменяемых углов α и β.

Показаниям с датчика №1 (рис. 3) соответствует вывод о том, что для подобного конструктивного исполнения целесообразно придерживаться незначительного отклонения от 0º угла β в пределах ±10º, при котором разница напряжений согласно графику аппроксимации будет находиться в пределах 2-4%. Увеличение угла β до 20º вызовет рост напряжений на 8-10%.

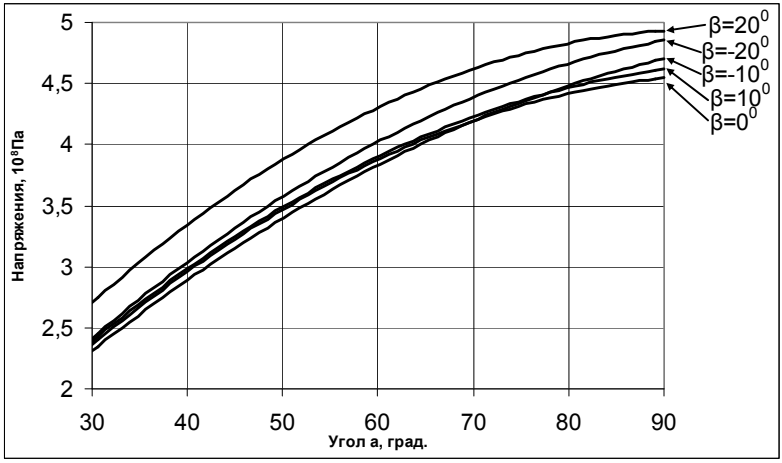


Рис. 3. Показания с датчика №1

Данные, полученные с датчика №2 (рис. 4) свидетельствуют о том, что практически во всем рабочем диапазоне угла α большая надежность по критерию меньших напряжений соответствует отрицательным значениям угла β – от 0 до -20º. Месту установления датчика характерны такие повреждения, как появление усталостных трещин по периметру линии сопряжения. В соответствии с данными показаниями, изменив исходное конструктивное значение угла β с 8º на -10º, это позволит уменьшить значение возникающих напряжений в месте установления датчика в среднем на 5-7%.

Значения напряжений с датчика №3 (рис. 5) свидетельствуют о росте напряжений с экстремумами в диапазоне значений угла $\alpha = 45\text{-}70º$, что указывает на рабочие положения ковша при экскавации, которые оказывают наибольшее влияние на повреждения в данной области рассматриваемого конструктивного исполнения ковша экскаватора. Для подобной схемы наиболее целесообразным будет использование параметра $\beta = 0º$.

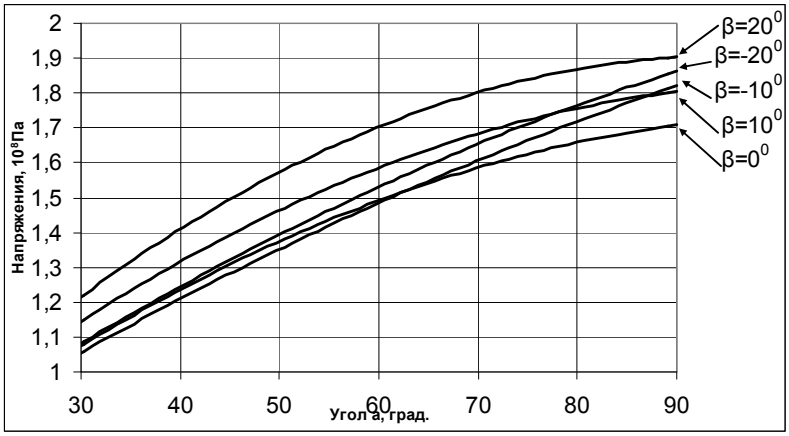


Рис. 4. Показания с датчика №2

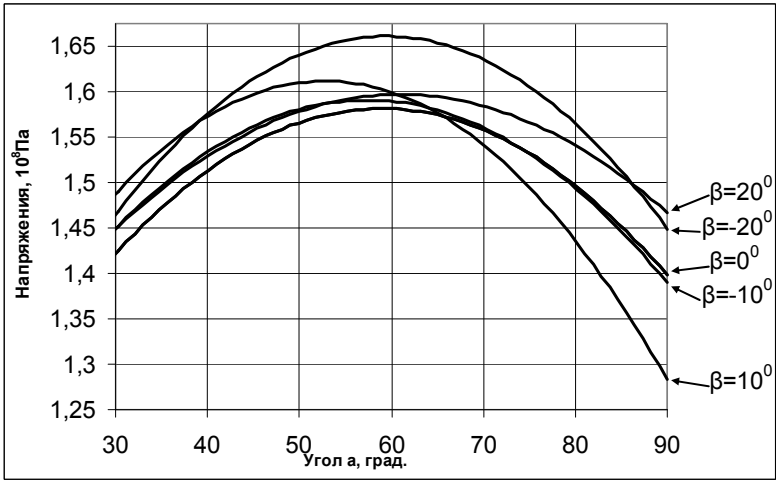


Рис. 5. Показания с датчика №3

Результаты, полученные с датчиков 4, 5 и 6 (рис. 6, 7, 8) указывают на преимущества адаптерных узлов с незначительными или совсем без отклонения от соосности. Следует придерживаться отклонения от 0º угла β в пределах ±10º, при котором максимальная разница напряжений согласно графику аппроксимации будет составлять 5-7%. Увеличение угла β до 20º вызовет рост напряжений до 15-19%.

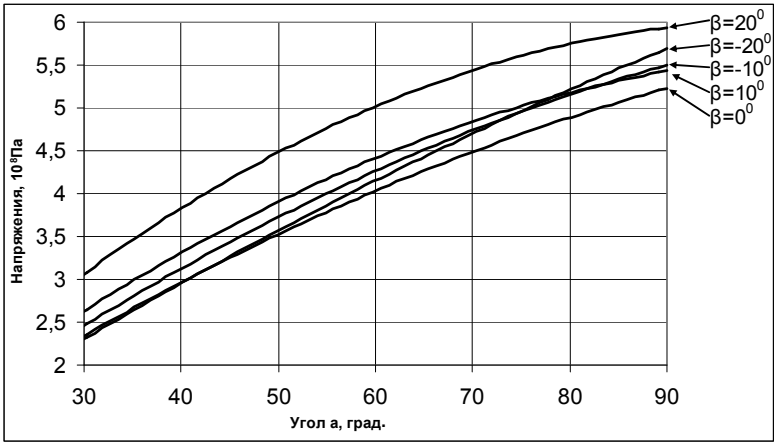


Рис. 6. Показания с датчика №4

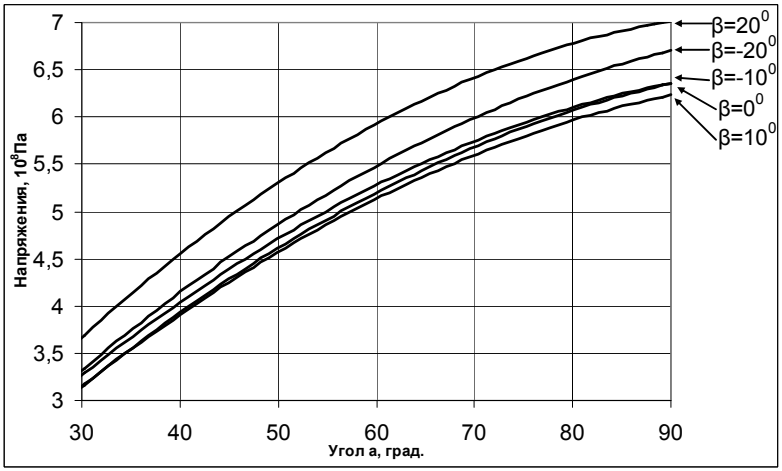


Рис. 7. Показания с датчика №5

Согласно данным, полученным с датчика №7 (рис. 9) можно утверждать о целесообразности придерживаться в данном случае отрицательного значения угла β в пределах от 0º до -15º. Это позволит избежать действия негативных избыточных напряжений, возникающих при большом значении угла α. Передняя стенка, на которой проводились замеры, подвержена повреждениям, связанным как с фрикционным износом, так и с появлением усталостных трещин и деформаций. В соответствии с этим следует уделять значительное внимание минимизации возникающих эквивалентных напряжений в данном конструктивном элементе исполнительного органа.

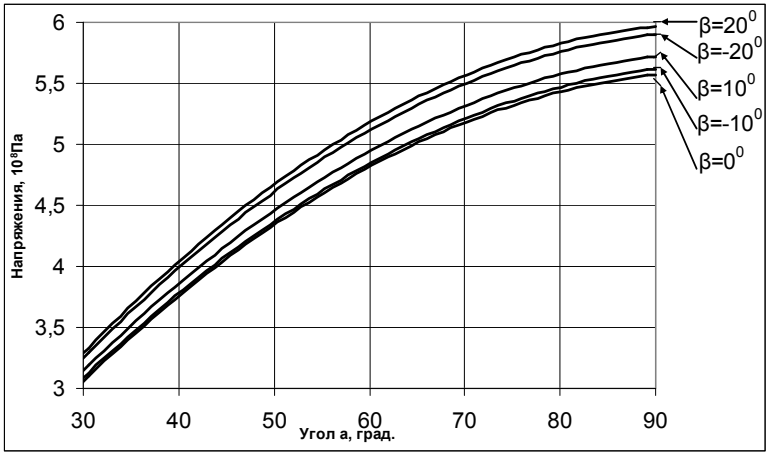


Рис. 8. Показания с датчика №6

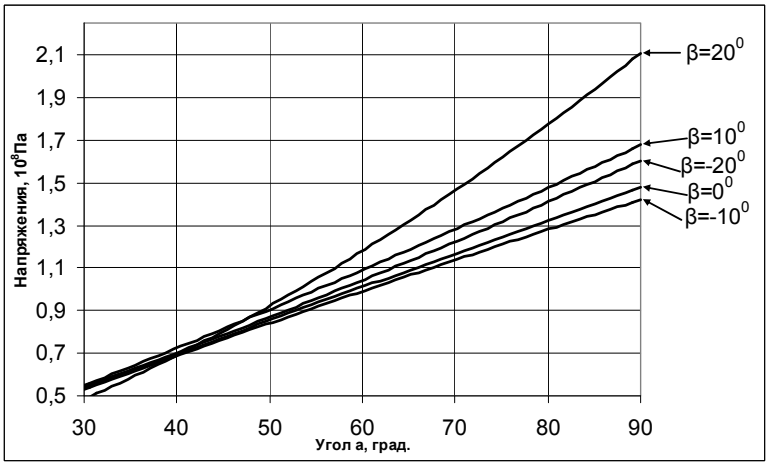


Рис. 9. Показания с датчика №7

Датчик №8 (рис. 10), установленный у нижнего основания проушины так же указывает на тот факт, что более благоприятными являются нулевое или небольшие отклонения с отрицательным знаком угла β до -15º.

Существует несколько возможностей для расчета такого значения угла β, при котором будут достигаться требуемые и возможные значения действующих напряжений:

1) Методом подстановки приоритетов, когда определены конкретные конструктивные элементы, в которых требуется достичь минимальных значений напряжений,

а остальные элементы играют пассивную роль при выборе значения. Этот способ удобен в том случае, если необходимо модернизировать или провести ремонт/замену грунторазрушающих элементов, в том числе и передней кромки. Определив конструктивные элементы ковша, подверженные наибольшему влиянию негативных силовых факторов, находится и значение параметра β по критерию минимальных возникающих напряжений в данном элементе.

Для приводимой в анализе расчетной модели ковша основными местами, подверженными появлению различного рода повреждений, являются передняя кромка и верхнее основание проушин, на основании чего значение параметра β может быть определено равным 0±5º;

2) Методом среднего угла, при котором для определения значения параметра β достаточно определить среднее арифметическое всех значений β, при которых каждый исследуемый конструктивный элемент ковша имеет минимальные напряжения.

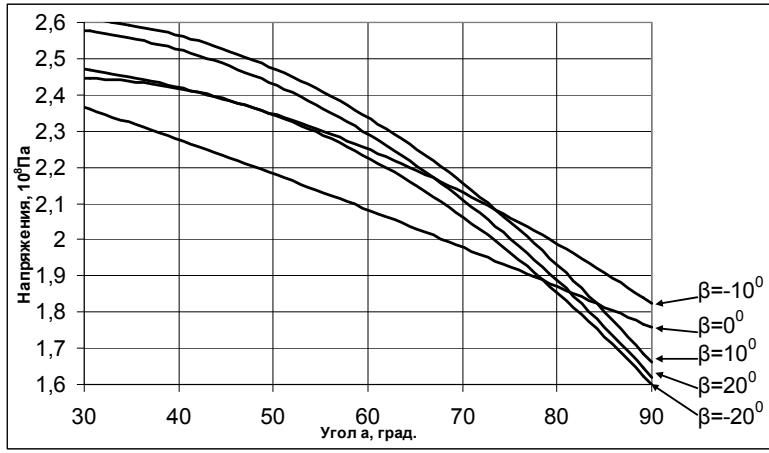


Рис. 10. Показания с датчика №8

Согласно полученным при расчетах данным, для каждого места установления датчика соответствуют следующие значения наиболее рациональных с точки зрения минимальных возникающих напряжений углов (табл.).

Таблица

НАИБОЛЕЕ РАЦИОНАЛЬНЫЕ,
С ТОЧКИ ЗРЕНИЯ КАЖДОГО ДАТЧИКА, ЗНАЧЕНИЯ УГЛОВ β

Датчик №1	Датчик №2	Датчик №3	Датчик №4	Датчик №5	Датчик №6	Датчик №7	Датчик №8
0º	0º	0º	0º	0º	0º	-10º	-15º

Таким образом:

$$\beta_{ср} = \frac{\sum\limits_{1}^{n} \beta_i}{n};$$

$$\beta_{ср} = \frac{0+0+0+0+0+0+(-10)+(-15)}{8} = -3{,}125^{\circ} \approx -3^{\circ}.$$

Данная методика может быть несколько изменена при помощи введения в расчет коэффициента значимости k, который позволит учитывать приоритетность:

$$\beta_{ср} = \frac{\sum\limits_{1}^{n} k_i \cdot \beta_i}{n},$$

где

$$k_i = 1 + \frac{\beta_i}{\sum\limits_{1}^{n} \beta_i}.$$

Тогда $\beta_{ср} = \dfrac{0+0+0+0+0+0+\left(1+\dfrac{(-10)}{-25}\right)\cdot(-10)+\left(1+\dfrac{(-15)}{-25}\right)\cdot(-15)}{8} =$

$$= \frac{-14-24}{8} = -4{,}75^{\circ} \approx -5^{\circ}.$$

3) Методом полного сопоставления, заключающегося в учете множества конструктивных и геометрических параметров, способных оказывать влияние на возникающие нагрузки. К ним можно отнести основные геометрические параметры ковша, расположения грунторазрушающих элементов, кинематической схемы экскаватора. Данный расчет может быть осуществлен с использованием различных методов статистических исчислений, таких как полный, дробный факторный эксперимент и т.д.

Разработка автором математический модели для расчета конструктивных параметров ковша и грунторазрушающих элементов будет базироваться на третьем из вышеперечисленных методов. Но в соответствии с тем, что учет всех параметров рабочего оборудования возможен и необходим не для всех расчетных задач, следует рассмотреть и локальное действие конкретных геометрических параметров, в соответствии с 1-м и 2-м способом.

Вышеперечисленные методы так же могут быть использованы для определения конструктивных и геометрических параметров элементов исполнительных органов экскаваторов по критерию минимальных возникающих эквивалентных напряжений, не входящих в круг поставленных для решения в данной работе задач.

Список литературы

1. Сафохин М.С., Александров Б.А., Нестеров В.И. Горные машины и оборудование: учебник для вузов. – М.: Недра, 1995.

2. Яцких В.Г., Спектор Л.А., Кучерявый А.Г. Горные машины и комплексы. – М.: Недра, 1984.

УДК 622.831

© С.В. Салли, А.Р. Мамайкин

МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ СИНТЕЗИРОВАНИЯ ТОПОЛОГИЧЕСКИХ СЕТЕЙ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Для створення науково-обґрунтованої стратегії управління розвитку гірничих робіт у часі й просторі необхідно, перш за все, виробити систему кількісної оцінки наслідків управління інноваційними процесами й продуктивними потоками вугільних шахт.

Для создания научно-обоснованной стратегии управления развития горных работ во времени и пространстве необходимо, прежде всего, выработать систему количественной оценки последствий управления инновационными процессами и продуктивными потоками угольных шахт.

For creation of the scientifically-proved strategy of management of mining work development in time and space it is necessary to develop, first of all, system of a quantitative estimation of consequences of management of innovative processes and productive streams of collieries.

Доказано, что если угольные шахты хотят привлечь частных инвесторов и получить финансирование на поддержание мощности, то самая насущная фундаментальная техническая проблема угольной отрасли – создание механизмов управления продуктивными потоками шахт на основе управления топологическими сетями и оценки их восприимчивости к технологическим инновациям. В этом главная суть возможности и целесообразности отработки оставшихся запасов на большинстве шахт, рекомендованных к приватизации. На приватизированных шахтах состояние топологии подтвердит основной постулат рыночной экономики: доработка запасов целесообразна только тогда, когда уголь можно добывать прибыльно. И это наряду с инновационным предпринимательством, которое необходимо рассматривать как комплекс, объединяющий в себе новые знания в системе нововведений со специфическими свойствами и закономерностями подземной добычи угля.

В настоящее время действующий шахтный фонд сможет функционировать длительное время с необходимой степенью эффективности лишь в том случае, если шахты будут работать на должном инновационном уровне, и будут обеспечиваться инвестиционными ресурсами. Длительная политика искусственно заниженных цен на уголь и практика дотаций на превышение себестоимости над ценой уже привели к потере стимулов к поиску резервов, заложенных в технологических параметрах, формирующих состояние шахты как системы. К сожалению, имеет место не только недостаток средств господдержки, но и бессистемность их распределения между предприятиями. Испытывая инвестиционный голод, снижают потенциал как относи-

тельно благополучные предприятия, так и те шахты, которые обеспечены запасами на 10-15 лет.

Проблема изучения внутренней природы шахты как динамической минисистемы с целью оценки ее инвестиционной привлекательности затронута в ряде публикаций. В частности, это исследование путей раскрытия резервов повышения производственной мощности шахты с учетом энтропии производственной системы [1].

При исследовании подобных угольной шахте динамических систем, такое понятие как энтропия топологической сети представляется сложной функцией, зависящей от многих параметров. Очевидно, что если шахтой добывается низкосортный уголь в неблагоприятных горно-геологических условиях, энтропия ее топологической сети будет расти по мере снижения пропускной способности технологических звеньев. Последнее происходит из-за нехватки средств на поддержание мощности. По мере углубления горных работ на такой шахте неизбежно снижение угольного продуктивного потока при объективном росте мощности потока породы, газа и воды.

Для того, чтобы добывать уголь, который залегает в сложных горно-геологических условиях, необходимо, в принципе, лишь одно условие – достаточное количество производственных ресурсов. При этом ресурсы выступают в качестве энергии высокого сорта (негэнтропии), которая необходима каждой открытой системе для удержания ее от перехода к хаотическому состоянию.

Продуктивные потоки, формируемые в шахте, и полезные составляющие этих потоков на выходе системы, как правило, неравноценны по стоимости ресурсам на входе. Стоимость последних может быть выше или ниже стоимости «негентропийних» ресурсов. Именно крайне высокие затраты на добычу угля и являются причиной признания той или иной шахты неэффективной и такой, которая не сможет работать без государственной поддержки.

Если общество не может существовать, не потребляя энергию, перед ним появится задача высвобождения этой энергии с окружающей среды, т.е. добычи полезных ископаемых, в частности угля. Однако, согласно второму закону термодинамики, невозможно вернуть эту энергию назад в том же количестве, поскольку ее качество ухудшается, интенсивность энергии уменьшается, а экстенсивность увеличивается. Именно потому, при определенных условиях страна может позволить существование шахт, расходы которых выше, чем выручка от реализации добытого угля. Но сегодня угольная промышленность уже не может дотироваться государством в таких объемах. Сложность заключается в отсутствии механизма определения меры полезности угля, и его добычи. Очень часто это происходит на субъективной основе, чем наносится существенный вред экономике.

Поэтому для создания механизма количественной оценки последствий выдаваемых при добыче угля продуктивных потоков необходимо учитывать такую характеристику как энтропия изменяющейся во времени и пространстве топологической сети шахты. Именно энтропия выразит количественную меру связей между параметрами продуктивных потоков, что позволяет построить эффективную систему оценки технологического состояния шахты в форме технологического паспорта.

Следует отметить, что энтропия не является абсолютной величиной, а выступает лишь в качестве комплексной оценки, которая характеризует состояние шахты на

основе учета уровня хаотичности системы и имеющихся резервов. Энтропия определяет меру связей между показателями надежности отдельных производственных звеньев шахты и эффективности управленческих влияний. Уровень этих связей характеризует упорядоченность исследуемого угольного предприятия с точки зрения состояния шахтного фонда и качества управления продуктивными потоками.

Показатель эффективности управления потоками угля, породы, газа и воды можно рассматривать как показатель энтропии исследуемой системы – изменение его значения указывает на большую или меньшую предсказуемость результатов работы шахты, то есть свидетельствует об уровне упорядоченности звеньев шахты как динамической системы. Уменьшение этого показателя указывает на зависимость системы от разного рода случайных влияний, которые негативно отражаются на эффективности деятельности шахты. Именно поэтому необходимо принимать во внимание состояние объектов исследования с технологической и с экономической точки зрения, а взаимовлияние этих показателей на результаты деятельности шахты и будет отражать показатель энтропии технологической системы. Чем более упорядоченной является внутренняя структура шахты, чем лучше настроены связки между ее отдельными элементами, тем большая вероятность того, что устойчивость сохранения мощностного потенциала, достигнутого в данный момент, сохранится в течение обозримого будущего.

Отечественной и российской горной наукой были созданы эффективные системы моделирования параметров шахт, а современная вычислительная техника может обеспечить высокий уровень адекватности моделей реальным условиям и учет взаимоотношений входных и выходных технологических параметров шахт. Одним из путей совершенствования такого механизма является использование категории технически предельных параметров (предельная глубина, пределы по кондициям, лимиты по подвиганию лав и т.д.). Практически необходимо создать механизм «обратного» действия, то есть сокращение дотирования и лимитов производственных ресурсов на объемы добычи и себестоимость угля. Основным условием формирования такого подхода является не только перераспределение достаточно ограниченных технических ресурсов в интересах перспективных шахт, но и вовлечение в отработку всех видов экономических запасов на принципах корпоративности для сохранения мощностного потенциала предприятий в масштабах угледобывающего региона.

Одним из проявлений влияния топологии сетей выработок данной сложности является отсутствие системности в управлении запасов, метано-воздушными потоками, выбросами шахтной воды и породными отходами шахт и фабрик. Поэтому решение теоретических и практических задач моделирования технологических параметров шахт как природно-технолого-экономических систем с целью повышения их инновационного уровня, обоснования приоритетности финансирования поддержания пропускной способности отдельных технологических звеньев является весьма актуальной проблемой [2].

Для создания научно-обоснованной стратегии управления развития горных работ во времени и пространстве необходимо, прежде всего, выработать систему количественной оценки последствий управления инновационными процессами и продуктивными потоками угольных шахт. Для этого потребуется обязательная техниче-

ская паспортизация шахт в контексте приватизации предприятий отрасли. Последняя предопределяет необходимость совершенствования системы технико-экономической оценки продуктивных потоков, которые формируют инновационный уровень шахты и оказывают наибольшее влияние на окружающую среду. В свою очередь, целенаправленной регулирование продуктивными потоками приведет к минимизации энтропийного воздействия на инновационный потенциал шахты.

Отношения связей между параметрами топологической характеристики шахты характеризуют способность пространственно-распределенных элементов сети вступать во взаимодействие между собой и с окружающей средой. В общем случае могут иметь место непосредственные и опосредственные связи характеристик сети и формируемых ею потоков. Для установления связей требуется введение новых элементов, обеспечивающих передачу потоков угля, породы и газа в пространстве исследуемой сложной системы. Таким образом, с помощью элементов связей осуществляется пространственная организация потоков, обеспечивающая их движение по заданному пути между определенными точками пространства исследуемой топологической сети шахты.

Организация потоков угля породы, рудничного газа и шахтной воды в заданном пространстве исследуемой сети выработок осуществляется в последовательности, определяемой процессом передачи преобразуемых потоков от их источников к потребителям. Состав первичных источников угля породы, рудничного газа и воды, их параметры и пространственное положение определяются, как правило, внешними по отношению к исследуемой системе условиями (например, глубина разработки, угол падения и мощность пластов, крепость вмещающих пород и т.д.).

Установлено, что отношения технологических преобразований в топологической системе угольной шахты характеризуются отношениями между потоками ресурсов на входе *wi*, и потоками угля (*C*), породы (*R*), рудничного газа(*G*) и воды(*W*) на выходе *J*(*s*) рассматриваемой системы. В качестве критерия результативности используется комплексный показатель экономической КЭ и функциональной КФ эффективности. Первый из них учитывает условие максимизации выходных параметров потоков *C*, *R*, *G* и *W*, а второй отражает характеристику работоспособного состояния системы.

Таким образом, с помощью элементов связей осуществляется пространственная организация потоков, включая обеспечение движения потоков *C*, *R*, *G* и *W* по заданному пути, между определенными точками пространства ψ исследуемой агрегативной системы или в окружающей среде посредством соответствующих элементов связи (транспортные подсистемы, сеть горных выработок). Предусматривается также сбор и распределение потоков в заданных точках пространства исследуемой топологической системы соответствующими сборными и распределительными устройствами (складирование угля, отходов и т.п.). С точки зрения инноваций, представляется весьма важным регулирование потоков, соответствующими коммутационными, управляющими и защитными подсистемами (раздельная выемка угля и породы и т.п.).

Организация потоков *C*, *R*, *G* и *W* в заданном пространстве исследуемой топологической сети осуществляется в последовательности, определяемой процессом

передачи преобразуемых потоков от их источников к потребителям. Состав первичных источников *C*, *R*, *G* и *W* их параметры и пространственное положение определяются, как правило, внешними по отношению к исследуемой системе условиями (например, глубина разработки, угол падения пластов, состав углей и вмещающих пород и т.д.). Соответственно состав, параметры и пространственное положение получаемого в системе конечного продукта (*C*, *R*, *G* и *W*), определяются целевым назначением и содержанием поставленной перед создаваемой системой функциональной сети.

Все промежуточные преобразования *C*, *R*, *G* и *W* в топологической сети диктуются принятыми условиями оптимальности процесса получения конечного продукта и выбором целесообразного вида передаваемого сопутствующего продукта. Многообразие этих промежуточных преобразований определяется разновидностями *C*, *R*, *G* и *W*, а также возможными способами технической реализации физических и химических процессов их преобразования. Таким образом, допустимые варианты организации разрабатываемой системы определяются возможными комбинациями (при достигнутом уровне инноваций и технологии) промежуточных преобразований потоков *C*, *R*, *G* и *W* в целях получения требуемого конечного продукта из имеющегося первичного в заданном пространстве этой системы. Несомненно, встречаются случаи, когда при имеющейся базе не могут быть созданы подсистемы с требуемыми свойствами. В этом случае методы композиционного проектирования должны обеспечивать возможность выявления недостающих элементов, создание которых позволило бы достичь поставленной цели.

Таким образом, при указанной постановке, задача исследования уровня энтропии конкретной топологической сети шахты состоит в направленном поиске такой комбинации подсистем, количественных их характеристик и связей, пространственного расположения этих подсистем в системе, которые обеспечивали бы преобразование первичного продукта в конечный в соответствии с заданными условиями. При этом выбор оптимальной организации разрабатываемой системы осуществляется на основе принятых критериальных показателей $R_c^{\xi}, \xi \in E$. Многообразие возможных значений этих показателей также может быть отображено ξ – мерным параметрическим пространством $\mathrm{K}\left(K_c^1,.....K_c^{\xi}\right), \xi \in E$. В качестве критериев принимаются, как правило, показатели эффективности. В общем случае под эффективностью (уровнем энтропии) понимается мера соотношения результатов достижения поставленной цели с уровнем инвестиций. Результативность использования процессов в рассматриваемой системе с точки зрения достижения поставленной цели оценивается показателями функциональной эффективности (объем, производительность), а необходимые затраты – показателями экономической эффективности.

Если известен характер зависимости критериальных показателей рассматриваемой топологической сети от соответствующих показателей ее элементов, то возможно прямое решение задачи композиции конкурентоспособных вариантов этой системы с использованием нормированного обобщенного показателя эффективности системы КН (*Su*) (под нормированным понимается показатель, удовлетворяющий

условию «чем меньше – тем лучше»). Например, если принятые показатели экономической и функциональной эффективности элементов $s \in S_a$ удовлетворяют условиям аддитивности, то композиция конкурентоспособных вариантов топологической сети может быть выполнена с использованием нормированной критериальной зависимости, что требует использования, методов множественного регрессионного анализа или оптимизации потоков в сетях. Указанные методы обеспечивают выбор такого уравнения в 1-мерном пространстве, при котором отклонения наблюдаемых значений варьируемых параметров $\{P_l\} \le P(S)$ были бы минимальными. Эта задача решается на основе использования формальных приемов компьютерного анализа по показателям $K^{\xi}(s)$ и параметрам $\{pl(s)\}$ – элементов $s \in S$ аналогичного назначения и конструктивного использования.

С учетом изложенного подхода к анализу продуктивных потоков, системная характеристика топологической сети шахты должна строиться путем интеграции на мультипликативной основе показателей технологической надежности, инвестиционной привлекательности и инновационной активности, учитывающей уровень концентрации горных работ и параметры организации производства. В качестве математического метода может быть использована оптимизация потоков в сетях с применением системы ограничений, отражающих возможности шахты по основным производственным ресурсам.

Указанные составляющие характеристики могут служить основой создания такой важнейшей количественной характеристики, как технический паспорт топологической сети угольной шахты. До настоящего времени такая оценка состояния шахты разработана не была. Для характеристики шахты использовались категория по газу, крепость пород по М.М. Протодьяконову, с известными условностями глубина разработки, угол падения пластов и др. Каждая из указанных характеристик, безусловно, важна, но сами по себе они не дают ответа на вопрос о целесообразности дальнейшей доработки запасов шахтного поля, особенно в условиях прекращения государственных дотаций.

Совершенно очевидно, что негосударственному инвестору необходимо иметь комплексную оценку состояния шахты, качества оставшихся запасов, а газоносность и глубина – это неотъемлемые природные и технологические составляющие, формирующие уровень затрат на поддержание каждой тонны мощности. В идеале, мы должны получить характеристику шахты, чем-то сходную со шкалой Ч.Ф.Рихтера, создавшего в 1935г общепризнанную характеристику интенсивности землетрясений. Как известно, интенсивность землетрясения, измеряемая в баллах, характеризует степень сотрясения на поверхности Земли, что зависит от глубины залегания очага землетрясения. Мерой общей энергии волн служит магнитуда землетрясения (М) – некоторое условное число, пропорциональное логарифму максимальной амплитуды смещения частиц почвы, эта величина определяется из наблюдений на сейсмических станциях и выражается в относительных единицах. Самое сильное землетрясение имеет магнитуду не более 9.

В принципе, топологическая сеть любой шахты в зависимости от интенсивности формируемых ею потоков угля, породы, газа и шахтной воды также может быть оценена соответствующей магнитудой, которую целесообразно отнести к категории технологического паспорта шахты. Рассмотрим некоторые аспекты построения такой важнейшей для угольных шахт оценочной категории.

Из определения показателя «технологический паспорт шахты» как измерителя состояния всех звеньев предприятия и его инвестиционной привлекательности следует, что он должен содержать технологические и экономические компоненты, объединенные с учетом свойств аддитивности. Для любого производственно-технологического процесса суммарное количество каждого из внутренних потребляемых ресурсов и соответствующие затраты должны быть строго пропорциональными объему добычи (то есть в расчете на единицу времени пропорциональны соответствующей производственной мощности, а также уровню производственной активности). Технологический паспорт количественно характеризует внутреннее состояние шахты и определяется на фоне аналогичных предприятий региона, что помогает потенциальным инвесторам планировать надежность вложения средств в модернизацию или перепланировку раскройки шахтных полей.

Свойство аддитивности заключается в следующем. Если значение каждой из управляемых переменных определено, то есть указан соответствующий уровень производственной мощности, то полное количество каждого из потребленных внутренних ресурсов равняется сумме примененных внутренних ресурсов, потраченных при реализации всех технологических процессов, а полная прибыль (убыток) равняется сумме прибылей (убытков), полученных в результате этих технологических процессов. В более определенной интерпретации, сформулированные выше аксиомы, означают, что к фиксированному производственно-технологическому процессу доходы являются строго пропорциональными затраченным внутренним ресурсам, а непропорциональный эффект (технологического или экономического характера) оказывается невозможным.

Эти обстоятельства имеют первостепенное значение. Дело в том, что крайне неэффективная работа угольных шахт (особенно убыточных) во многом объясняется низким уровнем инноваций и неучастием значительной части производственных ресурсов в технологических процессах. Формально стоимость этих зарезервированных ресурсов, так или иначе, переносится на себестоимость добычи, но с точки зрения делимости и аддитивности эти ресурсы в процессе добычи не принимают участия.

В соответствии с этим инновационную составляющую технологического паспорта шахты предлагается составлять из 7 элементов: обеспеченность запасами, уровень освоения мощности, мощность пластов, уровень концентрации горных работ как количество метров очистной линии на 1км поддерживаемых выработок, уровень добычи, вертикальная глубина разработки, марка угля. Кроме того, очень важным является комплексный показатель экономической надежности шахты [3], построенный на основе синтеза вероятностной составляющей надежности технологических звеньев, экономического уровня технико-экономических показателей и геологической базы определяющей целесообразность доработки оставшихся запасов силами шахты или на корпоративной основе.

Инновационная составляющая придаст технологическому паспорту шахты весьма весомую степень целесообразности технического переоснащения данного предприятия. Здесь уместно напомнить о весьма значительных оставшихся запасах ценнейших коксующихся углей глубоких шахт Центрального района Донбасса. Но поскольку инновационная составляющая для такой глубины и условий отработки практически равна нулю, инвестиционная приоритетность этой группы шахт весьма низка.

В течение последних десятилетий отечественными машиностроителями было создано современное очистное и проходческое оборудование нового уровня и достаточно дорогостоящее, чтобы его применение не носило «именной» характер, исключающий риск несоответствия техники условиям залегания пластов. С переходом к рыночной экономике, ориентацией на повышение эффективности работы шахт или даже способности их выживания на рынке энергоносителей акценты управления технологическими схемами угледобычи существенно меняются. Именно сейчас аспекты календарного планирования развития горных работ приобретают большую привлекательность, ибо в разумном сочетании технических параметров шахт и условий отработки запасов заложена эффективность угледобычи.

Выводы

1. Каждый из производственных процессов шахты имеет свои пределы и в этих пределах формируются продуктивные потоки, обладающие особенными индивидуальными свойствами, в частности полезностью, опасностью и взаимовлиянием. Все эти потоки являются сложной функцией и характеристикой топологической сети каждого предприятия. Это предопределяет важность оценки инвестиционных проектов, от которых зависит поддержание пропускных способностей основных технологических звеньев шахты и, соответственно, сохранение технико-экономического потенциала шахт на заданном уровне.

2. Поиск компромиссно-оптимального решения по оценке состояния топологической сети шахты как большой системы возможен на принципе минимакса с использованием модификаций алгоритма, направленного перебора множества характеристик сети, в том числе надежности технологической схемы, колебаний мощности и уровня концентрации горных работ.

3. С точки зрения комплексности оценки работы шахт, их ранжировка является особенно важным с точки зрения адресности инвестирования и приватизации. Особенно это сказывается в плане качественных характеристик угля и в соотношении потоков угля, породы, метана и шахтной воды. При этом нахождение шахты в запирающем ряду – это необходимое, но не обязательное условие для ее закрытия, поскольку на каждом предприятии есть резервы для повышения его технического и экономического рейтинга.

4. Технологический паспорт угольной шахты количественно характеризует внутреннее состояние предприятия и определяется на фоне аналогичных предприятий региона, что дает возможность потенциальным инвесторам без неоправданного риска финансировать процессы доработки запасов шахтных полей.

Список литературы

1. Бардась А.В., Симоненко О.І., Саллі С.В. Економічні зв'язки вугільної шахти як ентропійної системи: Монографія. – Дніпропетровськ: НГУ. – 2009. – 208 с.

2. Амоша А.И., Ильяшов М.А., Салли В.И. Системный анализ шахты как объекта инвестирования. – Донецк: ИЭП НАН Украины. – 2002. – 68 с.

3. Поддержание мощности шахт и инвестиционные процессы в угольной промышленности Украины / Пивняк Г.Г., Амоша А.И., Ященко Ю.П. и др. – К.: Наукова думка, 2004. – 312 с.

УДК 504.064.2

© А.І. Горова, А.В. Павличенко,
С.Л. Кулина, О.Л. Шкреметко

АНАЛІЗ ВПЛИВУ ВУГЛЕДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ ЧЕРВОНОГРАДСЬКОГО ГІРНИЧОПРОМИСЛОВОГО РЕГІОНУ НА СТАН ОБ'ЄКТІВ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Проаналізовано вплив підприємств Червоноградського гірничопромислового регіону на стан атмосферного повітря, водних джерел та ґрунтів. Розроблено комплекс природоохоронних заходів.

Проанализировано воздействие предприятий Червоноградского горнопромышленного региона на состояние атмосферного воздуха, водные объекты и почвы. Разработан комплекс природоохранных мероприятий.

The impact of the coal enterprises of Chervonograd mining region on a condition of atmospheric air, water objects and soil has been analysed. The complex of the nature protection measures has been developed.

За останні 50 років значно погіршилась екологічна ситуація в Західній частині України, територію якої тривалий час вважали рекреаційною зоною. Особливо значні зміни стану довкілля, на сьогодні, спостерігаються в межах Львівсько-Волинського кам`яновугільного басейну, який охоплює Львівську та Волинську області. Львівсько-Волинський кам'яновугільний басейн розташований в північно-західній частині Львівської області, в середній течії річки Західний Буг і відноситься до Львівсько-Волинської западини та є продовженням Люблінського басейну Польщі. На території Львівської області розміщені два з трьох геолого-промислових районів басейну: *Червоноградський* (Забузьке, Сокальське і Межирічанське родовища) і *Південно-Західний* (Тяглівське і Любельське родовища). На сьогодні, видобуток кам'яного вугілля проводять лише в межах Червоноградського гірничопромислового регіону (ЧГПР), який розташований у центральній частині басейну. Цей район вважають головним, оскільки там залягає майже 700 млн. т кам'яного вугілля або 70-90% усіх запасів басейну. Загальна площа басейну складає 5000 км^2. Поклади кам'яного вугілля зустрічаються у відкладах карбону на глибині від 200 до 500 метрів в пластах потужністю 0,5-1,8 м [1].

В регіоні було створено потужний гірничопромисловий комплекс, довготривала експлуатація якого, без врахування природоохоронних заходів, призвела до деструктивних змін у навколишньому природному середовищі.

Тому метою даної роботи було проведення аналізу впливу гірничих підприємств з видобутку та переробки вугілля у Червоноградському гірничопромисловому регіоні на стан об'єктів довкілля і розробка комплексу природоохоронних заходів.

Видобуток вугілля в ЧГПР розпочався у 1957 році з шахти №2 «ВМ» («Бендюзька»). Протягом наступних шести років було введено в дію ще вісім шахт. Дві шахти введено в дію у 1970-1971 рр., остання шахта №10 «ВМ» («Степова») – в 1978 р. Таким чином, на відносно невеликій площі (180 км^2), за короткий час було побудовано дванадцять вугільних шахт, причому сім з них на площі 30 км^2. Видобуток вугілля в басейні інтенсивно нарощувався до 1965 р. і досягнув 10 млн. т/рік. В наступні 5 років видобуток збільшився лише за рахунок досягнення шахтами проектної потужності і у 1970 р. складав 12,4 млн. т, а в 1975 р. досягав 14,5 млн. т. У період з 1978-1982 рр. видобуток вугілля в ЧГПР був на рівні 14-15 млн. т. У результаті видобутку, виявилася негативна тенденція збільшення зольності вугілля, оскільки це пов'язувалось з економічними вимогами розробки – вийманням пластів потужністю більше 1-го метра за допомогою нових механізованих комплексів. При меншій потужності пласта присікалася його покрівля чи підошва. Ця тенденція відмічається і надалі з ростом видобутку, і відпрацюванням запасів більш потужних пластів. В зв'язку з цим виникла потреба збагачення вугілля, для чого у 1979 р. була збудована Червоноградська центральна збагачувальна фабрика (ЧЦЗФ), потужністю 9,6 млн. т на рік, розрахована на переробку вугілля Червоноградської групи шахт.

Зростання потреб у вугілля в регіоні вимагало збільшення видобутку вугілля в басейні. Оскільки нові шахти в басейні не будувалися, то збільшення видобутку йшло за рахунок перевищення шахтами проектної потужності. Всі шахти, за виключенням №10 «ВМ» («Степова») перевищили свою проектну потужність майже в 1,5 рази (табл. 1). Тому, термін дії шахт із-за дострокового виймання запасів і відсутності вільних сусідніх шахтних ділянок скорочувався, що на сьогодні призвело до передчасного закриття діючих шахт.

Таблиця 1

ЗАПАСИ ТА ПОТУЖНІСТЬ ШАХТ ДП «ЛЬВІВВУГІЛЛЯ», НА 01.01.2011 Р.

Шахта	Запаси, млн. т		Потужність, млн. т	
	балансові	промислові	проектна	фактична
Великомостівська	6030	1931	450	590
Бендюзька	5562	–	450	720
Межирічанська	22400	10390	750	1250
Відродження	13271	7150	750	1170
№5 «ВМ»	3686	–	750	1080
Зарічна	21440	9713	600	870
Лісова	11251	5630	800	1060
Візейська	5871	–	600	1070
Надія	2298	1055	450	740
Степова	67394	40391	2400	1200
№1 «ЧГ»	12932	–	600	890
Червоноградська	44280	22218	900	900
Всього	–	–	9500	12540

На сьогодні, у результаті відпрацювання запасів вугілля в регіоні залишилось 8 вугільних шахт, сім з яких знаходяться в адміністративному підпорядкуванні ДП «Львіввугілля», також в регіоні функціонує ЧЦЗФ, яка входить до складу ЗАТ «Львівсистеменерго». Але у перспективі, згідно останніх результатів геологорозвідувальних робіт, територію Львівсько-Волинського кам'яновугільного басейну буде розширено вдвічі, завдяки площі Тяглівського і Любельського родовища. Загальні запаси яких, у два рази більше запасів діючої частини басейну і, становлять 1,1 млрд. т, що дозволить у майбутньому побудувати ще п'ять-вісім нових шахт і розробляти басейн ще 50-60 років, при щорічній потужності копалень у 10-12 млн. т вугілля.

Для будівництва вугільних шахт та підприємств гірничопромислового комплексу в регіоні, крім того, була створена потужна будівельна промисловість з заводами з виготовлення будівельних матеріалів та металоконструкцій, відкривалися кар'єри з видобутку будівельних матеріалів, будувалися залізничні шляхи, автодороги, шахтні селища з центром у м. Червоноград.

Аналіз стану атмосферного повітря. ЧГПР відноситься до найбільш забруднених територій Львівській області. Щільність викидів забруднюючих речовин в атмосферне повітря області стаціонарними та пересувними джерелами у 2009 р. склала 11,281 т. на 1 км^2, а на одного мешканця – 96,5 кг. На добувну галузь Львівщини припадає 33,1% загального обсягу забруднення атмосфери. Ця галузь займає друге місце за рівнем забруднення атмосферного повітря у області, поступаючись лише теплоенергетиці (Добротвірська ТЕС) [1].

Головним забруднювачами атмосферного повітря ЧГПР є підприємства вугільної галузі, на них в середньому припадає до 70% усіх викидів. Усі джерела забруднення атмосферного повітря в регіоні поділяються на:

– стаціонарні – промислові та комунальні котельні шахт, аспіраційні системи збагачувальної фабрики, вуглевисушувальні установки;

– неорганізовані – породні відвали, відкриті лінії технологічних процесів;

– пересувні – автомобільний транспорт.

Для контролю за токсичністю та димністю відпрацьованих газів на території Сокальського адміністративного та ЧГПР діє десять контрольно-регулювальних пунктів, які обладнані газоаналізаторами та димомірами. Порівняльна динаміка викидів в атмосферне повітря стаціонарними джерелами для м. Червоноград, Сокальського району та Львівської області представлена в табл. 2 [1]

Аналіз даних табл. 2 вказує на те, що найбільші рівні забруднення спостерігались у Сокальському районі області у порівнянні з м. Червоноград. Такий рівень забруднення зумовлений насамперед тим, що на території саме цього району розташовані 6 із 8 шахт ЧГПР, а також ЧЦЗФ. Розпочинаючи з 2007 р. у цьому районі спостерігалося збільшення кількості викидів забруднюючих речовин у атмосферу в 14,5 разів. В загальнообласному об'ємі викидів частка Сокальського району, за період спостереження, зросла з 3,6% до 17%. У м. Червоноградіі навпаки спостерігалося зменшення обсягів викидів забруднюючих речовин у 2,6 рази.

Пріоритетним забруднювачем атмосферного повітря у м Червоноградіі та Сокальському районі є сульфур (IV) оксид. Головними забруднювачами атмосферного повітря в ЧГПР – вугільні шахти та ЧЦЗФ.

В загальному об'ємі викидів по м. Червонограду, частка сульфуру (IV) оксид коливається в межах 42-49%. У Сокальському районі, за аналізований період, спостерігається зменшення його частки з 64 до 3%. Аналіз даних табл. 2 виявив збільшення об'ємів викидів у атмосферне повітря регіону. Збільшення викидів забруднюючих речовин відбувається перш за все тому, що до 2007 р., включно, до уваги взагалі не приймалися викиди метану в атмосферу, крім того, до цього ж року до обліку не приймалися викиди від стаціонарних джерел ЧЦЗФ, ЗАТ «Львівсистеменерго».

Таблиця 2

ДИНАМІКА ВИКИДІВ СТАЦІОНАРНИХ ДЖЕРЕЛ
В АТМОСФЕРНЕ ПОВІТРЯ, (2006-2009 РР.), ТИС. Т

Рік	Забруднююча речовини	Львівська область	м. Червоноград	Сокальський район
2005	*Всього**	*95,8*	*2,9*	*3,5*
2006	*Всього*	*110,0631*	*3,061*	*2,917*
	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	19,592	0,425	0,337
	Сульфур (IV) оксид	46,219	1,462	1,871
	Нітроген (IV) оксид	8,982	0,253	0,190
	Карбон (IV) оксид	9,536	0,784	0,513
2007	*Всього*	*110,489*	*3,016*	*2,656*
	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	16,822	0,505	0,399
	Сульфур (IV) оксид	41,557	1,402	1,443
	Нітроген (IV) оксид	8,094	0,248	0,173
	Карбон (IV) оксид	7,435	0,748	0,635
2008	*Всього*	*126,414*	*1,770*	*14,689*
	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	17,382	0,291	0,644
	Сульфур (IV) оксид	46,715	0,755	1,931
	Нітроген (IV) оксид	7,464	0,146	0,255
	Карбон (IV) оксид	6,332	0,458	0,769
2009	*Всього*	*120,990*	*1,077*	*21,059*
	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	13,177	0,136	0,404
	Сульфур (IV) оксид	39,367	0,529	1,446
	Нітроген (IV) оксид	6,633	0,126	0,167
	Карбон (IV) оксид	5,131	0,214	0,536

** дані про об'єми викидів за інгрідієнтним складом забруднюючих речовин відсутні.*

У табл. 3 та 4 приведені дані про динаміку викидів від основних забруднювачів атмосферного повітря ЧГПР.

Таблиця 3

ДИНАМІКА ВИКИДІВ ЗАБРУДНЮЮЧИХ РЕЧОВИН
В АТМОСФЕРНЕ ПОВІТРЯ ВІД ДП «ЛЬВІВВУГІЛЛЯ» (2006-2010 РР.) [3]

Рік	Забруднююча речовина	Частка викидів	
		усього, т/рік	до загального обсягу, %
2006	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	400,091	11,7
	Нітроген (IV) оксид	206,813	6,1
	Карбон оксид	538,414	15,8
	Сульфур (IV) оксид	2253,236	66,3
	Всього	*3398,554*	–
2007	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	103,628	11,4
	Нітроген (IV) оксид	63,844	7,0
	Карбон оксид	245,832	27,0
	Сульфур (IV) оксид	497,389	54,6
	Всього	*910,693*	
2008	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	409,775	2,9
	Нітроген (IV) оксид	199,71	1,4
	Карбон оксид	514,992	3,7
	Сульфур (IV) оксид	1751,298	12,3
	Метан	11084,84	79,5
	Всього	*13952,69*	
2009	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	435,802	2,05
	Нітроген (IV) оксид	171,345	0,81
	Карбон оксид	448,040	2,11
	Сульфур (IV) оксид	1685,036	7,93
	Метан	18500,40	87,1
	Інші	0,924	0,004
	Всього	*21241,547*	
2010	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	381,323	1,28
	Нітроген (IV) оксид	103,494	0,35
	Карбон оксид	323,255	1,08
	Сульфур (IV) оксид	919,211	3,08
	Метан	28101,983	94,2
	Інші	1,0143	0,003
	Всього	*29830,28*	

Стаціонарні джерела вугільних шахт зумовлюють викиди в атмосферу регіону речовин у вигляді суспендованих твердих частинок, нітрогену (IV) оксид, карбону оксид, сульфуру (IV) оксид та метану. Найбільшу частку серед забруднюючих речовин, які потрапляють від шахт регіону, займає сульфур (IV) оксид та метан. Так, в загальному об'ємі викидів, частка сульфуру (IV) оксиду, за період спостережень, зменшувалась і коливалась від 66,3 до 3,08%. Щодо метану, то його частка починаючи з 2008 р. зростала і коливалась в межах від 79,5 до 94,2%.

Таблиця 4

ДИНАМІКА ВИКИДІВ ЗАБРУДНЮЮЧИХ РЕЧОВИН В АТМОСФЕРНЕ ПОВІТРЯ ВІД ВАТ «ЛЬВІВСЬКА ВУГІЛЬНА КОМПАНІЯ» (2008-2010 РР.) [3]

Рік	Забруднююча речовина	Частка викидів забруднюючої речовини	
		усього, т/рік	до загального обсягу, %
2008	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	452,170	28,1
	Нітроген (IV) оксид	118,362	7,4
	Карбон оксид	246,422	15,3
	Сульфур (IV) оксид	792,993	49,2
	Метан	–	–
	Всього	*1609,95*	–
2009	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	57,739	24,19
	Нітроген (IV) оксид	17,237	7,22
	Карбон оксид	36,165	15,15
	Сульфур (IV) оксид	127,540	53,44
	Всього	*238,681*	–
2010	Речовини у вигляді сусп. твердих частинок	193,722	24,95
	Нітроген (IV) оксид	56,269	7,25
	Карбон оксид	117,581	15,15
	Сульфур (IV) оксид	408,780	52,65
	Всього	776,352	–

До пріоритетних забруднювачів атмосферного повітря ЧЦЗФ ЗАТ «Львівсистеменерго» необхідно віднести сульфур (IV) оксид та речовини у вигляді суспендованих твердих частинок. За період 2008-2010 рр. об'єм викидів сульфуру (IV) оксид та речовин у вигляді суспендованих твердих частинок зменшився у 2,3 рази та 1,94 рази, відповідно. Крім того, спостерігається поступове зменшення обсягів викидів інших забруднюючих речовин.

Стаціонарні джерела забруднення атмосферного повітря в ЧГПР обладнані за-

собами пило- та газоуловлювання, що в свою чергу дозволяє змінювати режим роботи цих джерел з метою зниження об'ємів викидів. Щодо контролю за забрудненням атмосфери від неорганізованих джерел, то він в регіоні майже не проводиться. Хоча територія териконів шахт та хвостосховища займає площу 210 га та 89 га, відповідно. Від цих джерел забруднення в атмосферу потрапляє значна частина вугільного та породного пилу, а також золи.

Однією із небезпечних проблем зберігання відходів у териконах та хвостосховищах є те, що вони схильні до горіння. В результаті самозагоряння з 1 м^2 поверхні терикону за добу виділяється 10,7 кг окису вуглецю; 6,3 кг сірчаного газу, по 0,6 кг сірководню і окису азоту [2]. Породні терикони ЧГПР є джерелом забруднення не лише атмосферного повітря, але і ґрунтів та водних джерел регіону. Характеристика основних породних відвалів приведена в табл. 5.

Таблиця 5

ХАРАКТЕРИСТИКА ПОРОДНИХ ВІДВАЛІВ ЧЕРВОНОГРАДСЬКОГО ГІРНИЧОПРОМИСЛОВОГО РЕГІОНУ

Шахта	Форма	Висота, м	Наявність деформацій	Площа основи, тис. м^2	Об'єм породи тис.м^3
Великомостівська	хребтова	8,9	ерозійні розмиви схилів	1,4	3,9
	конічна	16,5		65,7	442,8
	плоска	5,9		20,7	105,5
Межирічанська	плоска	10-12	відсутні	272	1946
Відродження	конічна	40	відсутні	65,650	1300
	плоска	30	відсутні	144	2536
Лісова	конічна	34,6	відсутні	46	834
	конічна	300	відсутні	45	609,4
	плоска	11,5	відсутні	50,520	591,04
Зарічна	конічна	41	відсутні	163,4	2400
Степова	конічна	16	відсутні	118,9	2883
Бендюзька*	конічна	32	відсутні	44	519
Червоноградська	плоска	35	відсутні	142	29,1
Візейська	плоска	60	ерозійні розмиви схилів	210	6533
ЧЦЗФ	плоска	68	ерозійні розмиви схилів	75	13000

* *ліквідована шахта, але з наявними породними териконами*

Деформаційні процеси, які спостерігаються на породних відвалах шахт характеризуються утворенням в різних частинах териконів вимоїн, ширина яких коливається від 2-4 м, а глибина 1-3,5 м, по яких відбувається пересування породи на від-

стань, яка може сягати до 6 м.

Щодо компонентного складу породи, то в основному це – аргіліти, алевроліти, вугільний сланець, кам'яне вугілля. Порода представлена уламково-зернистими складовими – червоної, сірої і чорної породи з розмірами уламків 150-200 мм.

Більше 70 % відходів в териконах складають глинисті аргіліти, які здатні утримувати важкі метали (Li, V, B, P, Zn, Pb, Bi, Co), а в результаті високого вмісту сульфідної сірки (піриту) – Hg и As. Значний вміст сірки в породних відвалах сприяє утворенню ореолів кислих вод у підніжжях териконів [3].

Дослідження проведені Інститутом геології і геохімії горючих корисних копалин АН України у м. Львові вказують на те, що в породах териконів зафіксовано високий вміст хрому, мангану, молібдену, скандію, що перевищує фонове значення в ґрунтах у 2-7 рази. Враховуючи вище наведене, особливу у вагу необхідно звернути на хімічний склад породного відвалу ЦЗФ, оскільки він займає найбільшу площу серед усіх породних відвалів і його площа сягає 89 га, а висота 68 м. У табл. 6 та 7 приведені дані вмісту мікро – та ультрамікроелементів які містяться в породі відвалу ЦЗФ [4].

Таблиця 6

ВМІСТ МІКРОЕЛЕМЕНТІВ У ПОРОДІ ВІДВАЛУ ЦЗФ, Г/Т

Елемент	Вміст елементів		
	Мінімальний	Середній	Максимальний
Cu	12,59	89,04	244,16
Zn	0	35,7	62,1
Mn	86,78	2353,6	4484,4
Pb	7,638	35,66	273,24
Mo	0	1,64	3,97
Ni	16,53	37,56	79,48
Ba	106,8	369,3	583,5
Cr	31,188	235,36	2159,0
Ti	2717	1234,2	4595,2

Таблиця 7

ВМІСТ РІДКОЗЕМЕЛЬНИХ ЕЛЕМЕНТІВ У ПОРОДІ ВІДВАЛУ ЦЗФ, Г/Т

Вміст елементів	*Be*	*Bi*	*Yb*	*Y*	*Sc*	*Ga*	*V*	*Sn*
Мінімальний	0,543	0	2,278	2,278	3,728	7,797	76,38	0
Середній	2,645	9,435	4,65	44,11	15,02	25,43	151,88	4,48
Максимальний	4,566	24,3	10,87	108,7	53,98	48,88	387,95	36,93

Як видно з табл. 6 та 7 вміст важких металів значно перевищує ГДК, так наприклад, для свинцю у 45,5 рази (ГДК – 6 мг/кг), для міді у 81,3 рази (ГДК – 3 мг/кг),

нікелю у 19,8 рази (ГДК – 4 мг/кг) і цинку у 31 раз (ГДК – 2 мг/кг).

Аналіз екологічного стану природних та техногенних водойм регіону. Важливою проблемою регіону є техногенне забруднення підземних та поверхневих вод у районах вуглевидобутку. Територія ЧГПР знаходиться в межах басейну річки Вісла. Гідромережа регіону створена річкою Західний Буг та її лівими найбільшими притоками Ратою та Солокією, які знаходяться в зоні впливу гірничих підприємств, ЧЦЗФ, водонакопичувачів, мулонакопичувачів, хвостосховищ. Вугільна галузь негативно впливає на стан водних об'єктів регіону та в цілому області, оскільки змінює баланс та якість води. В табл. 8. вказані середньорічні концентрації речовин в контрольних створах водних об'єктів регіону за період 2006-2010 рр.

Таблиця 8

СЕРЕДНЬОРІЧНІ КОНЦЕНТРАЦІЇ РЕЧОВИН В КОНТРОЛЬНИХ СТВОРАХ ВОДНИХ ОБ'ЄКТІВ РЕГІОНУ ЗА ГОСПОДАРСЬКО-ПОБУТОВИМ ПРИЗНАЧЕННЯМ У ПЕРІОД З 2006-2010 РР. (В ОДИНИЦЯХ КРАТНОСТІ ВІДПОВІДНИХ ГДК, СЕРЕДНІ ЗНАЧЕННЯ) [3]

Місце спостереження за якістю води	Показники складу та властивостей							
	$БСК_5$	Сульфати	Хлориди	Азот амонійний	Нітрати	Нафтопродукти	Фосфати	Завислі речовини**
с. Городище вхід в Сокальський район та ЧГПР	5,35	0,19	0,129	0,361	0,02	–	–	–
м. Соснівка, вище скиду КОС	10,32	0,34	0,174	1,385	0,22	–	–	–
м. Соснівка, нижче скиду КОС	11,15	0,136	0,19	1,595	–	–	–	–
м. Червоноград нижче скиду КОС на виході з ЧГПР	11,058	0,134	0,171	1,385	0,22	–	–	–
м. Великі Мости, перед входом в ЧГПР	9,79	0,084	0,093	0,185	0,043	–	0,017	0,15
500 м нижче с. Межиріччя (ЧГПР)	1,92	–	–	0,29	0,003	0,04	0,031	–
500 м нижче скиду КОС смт. Гірник (ЧГПР)	10,79	0,112	0,181	1,44	0,19	–	–	–
р. Солокія в межах м. Червоноград	1,857	–	–	0,332	0,004	0,082	0,02	–
ГДК (СанПин 4630-88)	–	500	350	2,0	45	0,3	3,5	1000

Аналіз даних табл. 8 вказує на не задовільний стан річок Зх. Буг, Рата та Солокія в межах ЧГПР. Аналіз середніх значень концентрацій забруднюючих речовин у контрольних створах за господарсько-побутовим призначенням не перевищували

встановлені ГДК, але за вказаний період відзначалось збільшення числових значень у порівнянні із значеннями на вході в ЧГПР.

Щодо контролю якісних показників водних об'єктів регіону, з точки зору їх рибогосподарського призначення (табл. 9), то за аналізований період відзначалося перевищення ГДК для $БСК_5$ у 2 рази для р. Рати, нафтопродуктів у 10-16 разів і фосфатів у 6-38 разів для усіх річок в межах ЧГПР.

Таблиця 9

СЕРЕДНЬОРІЧНІ КОНЦЕНТРАЦІЇ РЕЧОВИН В КОНТРОЛЬНИХ СТВОРАХ ВОДНИХ ОБ'ЄКТІВ РЕГІОНУ ЗА РИБОГОСПОДАРСЬКИМ ПРИЗНАЧЕННЯМ У ПЕРІОД З 2006-2010 РР. (В ОДИНИЦЯХ КРАТНОСТІ ВІДПОВІДНИХ ГДК, СЕРЕДНІ ЗНАЧЕННЯ) [3]

Місце спостереження за якістю води	Показники складу та якості								
	$БСК_5$	Мінералізація	Сульфати	Хлориди	Азот амонійний	Нітрати	Нафтопродукти	Фосфати	Завислі речовини**
ОБУВ 1990	**2,26**	**1000**	**100**	**300**	*	**40**	**0,05**	**0,17**	*
р. Західний Буг									
місце впадання р. Солокія	2,478	0,442	0,637	0,165	–	–	0,56	3,16	–
місце впадання р. Рата	4,075	0,704	0,853	0,165	–	–	0,65	6,529	–
перед м. Сокаль, межа ЧГПР	2,33	0,632	0,8	0,21	0,39	0,11	0,84	5,29	23,5
р. Рата									
м. Великі Мости, перед входом в ЧГПР	1,22	0,458	0,46	0,07	0,36	0,18	–	1,24	–
с. Межиріччя	2,18	0,655	0,472	0,648	0,554	0,105	0,572	3,118	24,5
р. Солокія в межах м. Червонограда	1,476	0,562	0,65	0,156	0,46	0,45	0,35	1,084	–
ОБУВ 1990	2,26	1000	100	300	*	40	0,05	0,17	*

**– ГДК не встановлено. Подано в абсолютних величинах (мг/л);*

*** вміст визначався лише у 2006-2007 рр.*

Іншою значною екологічною проблемою водних ресурсів регіону залишається водовідлив шахтних вод та відсутність ефективних методів їх очистки. Підземні води потрапивши у гірничі виробки активно взаємодіють з подрібненими в процесі вуглевидобутку породами та вугіллям, вилуговуючи з них цілий спектр макро- та мікроелементів, більшість з яких є потенційно небезпечними елементами. Потім, збагачені хімічними елементами шахтні води відкачуються із шахт в поверхневі ставки-відстійники і в подальшому зумовлюють забруднення природних водойм – мінераль-

ними солями, завислими речовинами, значною кількістю сульфатів та інших забруднювачів. Необхідно зазначити, що протягом десятиріч питанню очищення стічних шахтних вод на гірничих підприємствах не приділялося належної уваги, зокрема, практично цілком було відсутнє фінансування будівництва, реконструкції та технічного переозброєння очисних споруд, як з боку підприємств, так і з боку держави.

Згідно технології передбаченої при розробці кам'яного вугілля в ЧГПР шахтні води відкачуються по трубопроводу в спільні ставки-накопичувачі, які розташовані в с. Городище та м. Червоноград, з яких частина води відкачується на технологічні потреби ЦЗФ, а в подальшому з ЦЗФ по трубопроводу відводиться у ставок-шламовідстійник, який розташований в межиріччі р. Зх. Буг та Рата.

Шахтні води, в переважній більшості, агресивні до металоконструкцій (S, SO_4, CO_2), містять вуглеводні, NH_4, важкі метали. Щорічно з шахт відкачується високо мінералізованих вод в об'ємі більш як 4,2 млн. м^3, що призводить до руйнування гідромережі підземних водоносних горизонтів [3].

В гідрогеологічному відношенні територія району входить до складу Волино-Подільського артезіанського басейну в його Пн.-Зх. частині. Підземні води басейну, умовно можна розділити на два водоносних горизонти: І-ий – приурочений до четвертинних відкладів, складених переважно глинистими дрібнозернистими пісками, безнапірний; ІІ-ий – приурочений до товщі тріщинуватих мергелів сенонського ярусу крейдяної системи, напірний.

Водоносний горизонт четвертинних відкладів представлений маломінералізованими, гідрокарбонатно – кальцієвими, слаболуговими водами. Незначна водонасиченість даного горизонту та ненадійна природна ізоляція (а в деяких випадках і безпосередній контакт) від поверхневих вод, що викликано наслідками виробничої діяльності підприємств вугільної промисловості. Хоча його не використовують, як джерело централізованого водопостачання, але він є основним джерелом індивідуального водопостачання сільського населення.

Ще однією із екологічних проблем ЧГПР є просадки підроблених гірничими виробками територій, що призводить до виходу з ладу інженерних комунікацій комунальних підприємств, заболочення сільськогосподарських угідь, підтоплення населених пунктів, а під час проходження повеней і паводків – до часткового їх затоплення. Трубопроводи високо мінералізованих шахтних вод, зазнають негативного фізичного та хімічного впливу внаслідок деформацій земної поверхні, агресивної дії води та відходів вуглевидобутку, що призводить до їх руйнування і, як наслідок до протікання трубопроводів.

Загальна кількість земель, яка в тій чи іншій мірі зазнала негативного впливу внаслідок процесу просідання та локальної зміни рельєфу, становить від 0,8 до 1,2 тис. га. Глибина просідання земної поверхні складає 3,5-4,0 м і спостерігається в районах закритих шахт «Бендюзька», №5 «Великомостівська», а також діючих – «Межирічанська» та «Відродження». Просідання територій призводить до утворення техногенних озер. Так, наприклад, в районі с. Сілець та м. Соснівка внаслідок ведення гірничих робіт шахтою «Візейська» утворилося таке озеро глибиною 2,5 м.

Проведений аналіз стану об'єктів довкілля в ЧГПР свідчить про значний техно-

генний вплив на навколишнє середовище підприємств вугільної галузі. Така ситуація, потребує негайного впровадження системних заходів направлених на її покращення. До них на нашу думку необхідно віднести:

1. Впровадження в технологічний процес вуглевидобутку сучасних технології, які дозволяють проводити часткову, або повну закладку породи у відпрацьований простір гірничих виробок.

2. Використання твердих відходів вуглевидобутку і збагачення для будівництва доріг, штучних захисних споруд (дамб), виготовлення будівельних матеріалів тощо.

3. Відмовитися від нагромадження високих териконів. Оскільки, у таких малопотужних та насичених водою у нижній частині нагромадженнях гірської породи не буде відбуватися горіння, а у майбутньому меншою буде небезпека забруднення ґрунтових вод інфільтратом небезпечних хімічних сполук.

4. Проведення детальних хімічних аналізів породи, яка буде використовуватися для сільськогосподарської рекультивації та інших потреб.

5. Покращення роботи ставків (накопичувачів, відстійників), на яких обов'язково повинна проводитись обробка шахтних вод (нейтралізація, демінералізація, флотація тощо). Зокрема для покращення якості шахтних вод в ЧГПР, ми пропонуємо створити спеціальну станцію водопідготовки для покращення якості води у відстійниках, де повинна проводитися доочистка шахтних вод з використанням механічних, фізико-механічних та біологічних методів.

6. При ліквідації шахт обов'язковим повинно стати проведення рекультиваційних робіт з озелененням лісонасадженнями та посівом багаторічних трав, оскільки це дозволить зупинити деформаційні процеси на териконах та подальше забруднення довкілля токсичними компонентами породних відвалів.

7. В межах вугільного басейну необхідно впроваджувати системний екологічний контроль за станом довкілля, не лише за допомогою фізико-хімічних аналізів, але й біологічних методів.

Список літератури

1. Екологія Львівщини 2009. – Львів: ЗУКЦ, 2010. – 140 с.

2. Певзнер М.Е., Костовецкий В.П. Экология горного производства. – М.: Недра, 1990. – 235 с.

3. Аналітична довідка Управління охорони навколишнього природного середовища у Львівській області по Сокальському адміністративному району та Червоноградському промисловому району станом на 01.01.2009 г.

4. Баранов В. Екологічний опис породного відвалу вугільних шахт ЦЗФ ЗАТ «Львівсистеменерго» як об'єкта для озеленення // Вісник Львівського Університету, сер. біол. 2008. – Вип. 46. – С. 172-178.

УДК 622.333: 622.324.5.002.8: 685.5 © А.В. Горпинич

ФОРМИРОВАНИЕ ПРОЕКТОВ ДОБЫЧИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ШАХТНОГО ГАЗА МЕТАНА

Виконана оцінка досвіду утилізації газу метану на закордонних вугільних шахтах та України. Проаналізовано існуючий методичний підхід щодо формування проектів видобутку та використання шахтного метану.

Выполнена оценка опыта утилизации газа метана на шахтах зарубежных стран и Украины. Проанализирован существующий методический подход по формированию проектов добычи и использования шахтного метана.

Evaluation of experience utilization of methane gas in the mines of foreign countries and Ukraine is given. Existing methodical approach of formation project of production and use of methane is analyzed.

По мере прогрессирующего истощения и выработки месторождений традиционных ископаемых энергоносителей в мировой практике возрастает интерес к выявлению и освоению их нетрадиционных источников, из которых в последние два десятилетия одним из наиболее значимых становится метан угленосных отложений или, для краткости, просто угольный метан. На I Международном симпозиуме по нетрадиционным источникам газового сырья (1992 г.) было признано, что метановые, а точнее углеводородные газы – наиболее перспективный в ближайшее время источник энергоресурсов. По некоторым оценкам, ресурсы метана в угольных пластах в пересчете на условное топливо занимают третье место среди запасов топливных ресурсов на планете после угля и природного газа.

То, что этот энергоресурс в ближайшее время станет наиболее перспективным убедительно подтверждает успешное развитие добычи и утилизации метана за рубежом. Так, США, Япония, Франция, Германия, Китай в последние десятилетия успешно добывают и используют в разных отраслях экономики углеводородные газы. Наибольших успехов в развитии новой отрасли достигли США, где за 15-18 лет промышленная добыча угольных газов достигла 35-40 млрд. $м^3$ в год, что составляет почти половину объемов природного газа, потребляемого Украиной [1].

Масштабная разработка и применение угольного метана могут внести важный вклад в обеспечение энергетической безопасности Украины. Так, только в 2008 г. объем потребления природного газа в стране составил около 75 млрд. $м^3$/год при собственной добыче 18 млрд. $м^3$. Разность между производством и потреблением (57 млрд. $м^3$) покрывается за счет импорта газа из России и других стран СНГ (30 млрд. $м^3$) и платы за транзит газа в Европу (27 млрд. $м^3$). К сожалению, такая тен-

денция сохраняется и в настоящее время [2].

Увеличить объемы собственной добычи естественного газа, за исключением угольного метана, в Украине невозможно по экономическим причинам. Еще во времена СССР были отработаны наиболее крупные и сравнительно неглубокие месторождения природного газа и нефти на территории Украины. Для дальнейшей разработки небольших и более глубоких запасов необходимы значительные капиталовложения.

В Национальной энергетической программе Украины действующей до 2010 года разработаны пути эффективного обеспечения страны энергетическими ресурсами за счет активизации развития собственного топливно-энергетического комплекса. При этом уголь остаётся и на перспективу главным отечественным энергоносителем. Вместе с тем, только 14% нефти и 30% газа от общей потребности Украины предполагается покрыть за счёт внутренних ресурсов. Именно поэтому важное место в «Программе...» уделялось альтернативным видам энергии, за счёт которых после 2010 г. будет производиться до 10% всей энергии. Значительное место в этой области уделяется угольному метану.

В экономике Украины вполне реально появление новой отрасли, которая базируется на метановом потенциале государства. Национальное агентство по вопросам обеспечения эффективного использования энергетических ресурсов готовит запуск пилотного метанового проекта стоимостью 50 млн. грн на одной из шахт Донбасса, хотя для начала потребуется еще внести изменения в 11 законов. Самые смелые эксперты просчитали особую политическую силу шахтного метана – цена может быть в пределах 90 дол. США за 1000 м^3 [3], при том, что цена за российский природный газ в третьем квартале 2011г. составит 354 дол. США за 1000 м^3.

Промышленная добыча и использование шахтного метана положительно влияют на экономику Украины, состояние окружающей среды и работу угольной промышленности. Выполнение комплексной программы освоения запасов шахтного метана позволит достичь следующих результатов [2]:

– освоение альтернативного вида топлива, которое уменьшит зависимость Украины от импорта энергоносителей, прежде всего природного газа из России и других стран СНГ;

– снижение объемов выбросов метана (одного из наиболее сильных «парниковых газов») в атмосферу угольными предприятиями Украины;

– рост объемов производства основной (товарный уголь) и дополнительной (газ, тепло, электроэнергия) продукции;

– повышение безопасности горных работ.

В настоящее время выполнена оценка мировых ресурсов метана угольных пластов. Общий объем метана оценивается от 93,4 до 285,2 триллиона м^3. Украина по ресурсам метана занимает четвёртое место в мире, уступая лишь Китаю (запасы до 35 трлн. м^3), России и Канаде. На пятом месте находятся США. Так, по оценке Нефтяного совета и Института газовой промышленности США, в этой стране запасы угля, залегаемые до глубины 900 м, составляют 2520 млрд. т, а ресурсы метана в угольных пластах – до 14 трлн. м^3. В пяти бассейнах – Блек Уорриот, Пайсенс, Сан-Хуан, Северные и Центральные Апалачи – с наиболее газоносными пластами запасы

метана превышают 7000 млрд. м^3 [4].

Следует отметить, что длительное время шахтный метан рассматривался не как энергетический ресурс, а только как нежелательный спутник процесса угледобычи. Учитывая это, объемы выделения метана оценивались лишь для ликвидации негативных последствий выделения метана в шахтах. Кроме того, отсутствие единой государственной методики подсчета запасов угольного метана, повиляло на значения данных, представленные разными исследователями, поэтому в оценках ресурсов этого газа в недрах Украины часто существуют различия. Г.А. Шевельов, В.Г. Перепелица, Н. Рыкова [3, 5] оценили запасы шахтного метана приблизительно в 12 трлн. м^3, что в 3-3,5 раза превышают запасы природного газа, при этом на действующих угольных шахтах имеется 134 млрд. м^3 метана. А.Ф. Булат, И.Ф. Чемерис [6] считают, что запасы метана превышают 10 трлн. м^3 (при нормальных условиях залегания – при 0 °С и 1 атм). По мнению Р. Константинова [4], в Донецком и Львовско-Волынском угольных бассейнах пласты и вмещающие их породы содержат от 12 до 22 трлн. м^3 газа. На отдельных шахтах объемы запасов составляют от 0,2 до 4,7 млрд. м^3. Сегодня из глубин только донецких шахт можно добывать и использовать в энергетических целях метана в объеме более 3-3,5 млрд. м^3/год. Аналогичные цифры приведены и в работе В.В. Конарева [7] – ресурсы метана в горной толще угольных месторождений Донбасса составляют 12-25 трлн. м^3, в том числе в пластах мощностью свыше 0,3 м – от 1,5 до 2,5 трлн. м^3.

Разработчики технико-экономического обоснования Программы утилизации шахтного метана в Луганской области [8] установили, что ресурсы метана, сорбированного в угольных пластах Донецкого региона мощностью больше 0,3 м, которые залегают на глубине 500-1800 м, колеблются в пределах от 1400 до 2500 млрд. м^3. Реальные ресурсы углеводородных газов в угольных пластах и пропластках Донбасса составляют 645,3 млрд. м^3, в частности на участках разведки – 352,6 млрд. м^3, на шахтных полях – 292,7 млрд. м^3, промышленные запасы, то есть те, извлечение которых потенциально возможно, составляют 268 млрд. м^3, или 40%. Принимая во внимание, что на каждый рабочий угольный пласт приходится в геологическом разрезе 3-4 и более пластов и пропластков некондиционной мощности, а в сумме их мощность равняется или превышает мощность промышленного пласта. Таким образом, в угольных пластах Донецкого бассейна содержится около 1 трлн. м^3 метана. Кроме того, разработчики технико-экономического обоснования утверждают, что углевмещающие породы аккумулируют и содержат в 1,5-2 раза больше углеводородных газов, чем во всех угольных пластах. Это значит, что в породах находится не менее 1,5-2 трлн. м^3 газа. Поэтому, следует ориентироваться при определении объемов добычи метана на величины общих объемов его ресурсов около 3-3,5 трлн. м^3, поскольку именно эти объемы признаны реальными для добычи угольного метана. Государственным балансом Украины определены запасы метана в 170 шахтах и участках, в частности в 87 действующих шахтах в объеме 296 млрд. м^3.

По оценкам, концентрация запасов метана в разных регионах Донбасса составляет от 118 до 494 млн. м^3 на один км^2. Для сравнения, концентрация в регионах США с коммерческой добычей метана колеблется от 100 до 437 млн. м^3/км^2.

Украинскими специалистами на основе анализа информации по всей угольной области Украины определены наиболее перспективные объекты для промышленной

разработки ресурсов шахтного метана в Украине – это 29 шахт Донецкого бассейна. По мнению ученых, которые занимаются проблемами предварительной дегазацией угольных месторождений Донбасса, до 50 млн. $м^3$ метана можно добывать на 1 км выработок газообильных шахт.

Таким образом, значительные объемы данного, в первую очередь, альтернативного энергетического ресурса и отмеченные выше причины необходимости использования метана позволили сформировать на Украине концепцию Государственной целевой экономической программы добычи и использования газа метана угольных месторождений, разработать нормативно-правовую базу и, самое главное, начать реализацию в промышленных масштабах данной концепции.

Варианты использования шахтного метана в диапазоне концентраций 30%-100% существуют в весьма различных прикладных областях, включая:

– использование в качестве топлива в металлургических печах, в промышленных печах и котлоагрегатах;

– сжигание в двигателях внутреннего сгорания или турбинах для производства электроэнергии;

– использование для закачки в трубопроводы природного газа;

– применение в качестве сырья в химической отрасли (например, производство удобрений);

– сжигание в качестве моторного топлива.

В настоящее время на действующих или заброшенных шахтах во многих странах мира зафиксировано более 240 осуществляемых, планируемых или уже выполненных проектов по добыче и использованию метана. Основные виды проектов утилизации газа связаны с производством электроэнергии, закачкой в трубопроводы природного газа и использованием в качестве топлива для котлоагрегатов. В 2009г. в совокупности эти проекты обеспечивали 1263 мегаватт (МВт) электрогенерирующих мощностей и 156 МВт мощностей по производству тепловой энергии, а также поставки на продажу 1582 млн. $м^3$/год природного газа и ежегодное сокращение выбросов в размере 7 млн. т CO_2 -экв [9].

Следует отметить, что в практике угольным метаном – coalbed methane – называется метан, содержащийся в угольных пластах, а шахтным метаном – coal mens methane – метан, выделяющийся в результате активной деятельности шахт. В этой связи концептуальная проблема добычи и использования метана должна включать два основных направления:

– извлечение шахтного метана с целью обеспечения безопасных условий работы шахт, улучшения экологической обстановки и последующей утилизацией этого газа;

– промышленное извлечение угольного метана с целью предварительной дегазации угольных месторождений и получения дополнительных объемов энергоносителя.

Данные направления добычи и использования метана формируют два класса проектов, которые технологически, экономически, организационно решают обозначенную научно-практическую задачу. Два направления должны развиваться параллельно, так как многие технические и технологические вопросы реализации этих работ являются общими. Зарубежный опыт показывает, что во многих странах еще

перед началом эксплуатации шахт угольные пласты дегазируют и уже в процессе подготовительных работ и добычи угля метан утилизируют. Безусловно, что извлечение шахтного метана с целью обеспечения безопасных условий работы шахты является главным в этой проблеме.

В Украине метан имеет лишь мрачную славу «врага горняка». Для перестраховки его просто удаляют из шахты. Только в Донбассе в процессе вентиляции и дегазации шахт метан выбрасывают в атмосферу в объеме, превышающем 3,5 млрд. куб. м в год. И только в 17 шахтах (из 253) используют «коммерческий» метан – преимущественно в котельнях, а также для обогрева жилых домов, теплиц и административно-бытовых помещений. И это только в Донбассе, во Львовско-Волынском бассейне шахтный метан не используют [4].

Проблемой дегазации угольных разработок в Украине занимались всегда, а вот идея утилизировать шахтный метан в промышленности и коммунальном хозяйстве появилась сравнительно недавно. В 60-е годы прошлого века на 22 шахтах Донбасса донецкие ученые и производственники, проводя исследование по созданию техногенной и предварительной дегазации угольных месторождений через скважины, пробуренные с поверхности, обнаружили, что местный метан по своим физико-химическим свойствам идентичен газу уренгойского месторождения. Однако в то время идея использования шахтного метана в промышленных целях не получила развития, поскольку тогда проблем с энергоносителями у УССР не было. В настоящее время Украина может претендовать на лидерство в реализации проектов по утилизации и промышленной переработке шахтного газа метана. По подсчетам специалистов, сегодня в Украине утилизируется лишь десятая часть шахтного метана. Такая статистика не позволяет говорить даже об обеспечении безопасности труда горняков, а уж тем более о прибыльности.

Безусловным лидером полезного использования метана в Донбассе является шахта им Засядько, ежегодно утилизирующая около 40 млн. $м^3$ метана. Необходимым оборудованием оснащены также «Красноармейская-Западная №1», «Красноармейская», шахтоуправление (ШУ) «Донбасс» и ГП «Макеевуголь». На сегодняшний день в Донецкой области в стадии реализации находится 25 метановых проектов. Они должны обеспечить снижение выброса метана в атмосферу на 32 млн. т эквивалента CO_2, но в масштабах региона эта цифра незначительна [10]. Подходящие условия для реализации проектов существуют на шахтах «Павлоградуголь», «Южнодонбасская». Объем инвестиций в указанные проекты составит более 200 миллионов гривен, которые окупятся примерно через 7-8 лет за счет добытого и утилизированного газа-метана [11].

Большинство проектов использования каптированного метана осуществлялось в Австралии, Германии, Китае, Польше, Российской Федерации, Соединенном Королевстве, Соединенных Штатах, Украине и Чешской Республике. С появлением рынков продажи экологических квот в некоторых странах большое значение придается сокращению выбросов углерода и формированию за счет этого углеродных квот, созданию других экологических благ в дополнение к энергетическим продуктам, получаемым в результате осуществления таких проектов. Это способствовало рас-

ширению проектной деятельности во многих странах, особенно в Китае, а также усилило рост числа таких видов проектов, которые зависят исключительно от экологических квот как основного источника доходов.

В 2010 году на Украине планировалось принять целевую государственную программу по метану. В ней задействованы проекты, реализация которых осуществляется не только на государственных шахтах, но и частных. Программа предусматривает, что до 2014 года объемы переработки метана составят 500 млн. $м^3$/год. Всего на утилизацию метана планируют потратить 650 млн. грн. Средства будут привлекаться из госбюджета, за счет кредитов и инвестиций. Также метановым пионерам – производителям тепла и электроэнергии из шахтного метана – планируется предоставить налоговые льготы и ввести повышенные тарифы на их продукцию. Метановая программа рассчитана на период 2010-02014 гг. [3].

Ниже приведен перечень проектов по утилизации метана на шахтах Донбасса (Донецкая и Луганская области), реализация которых по техническим, финансовым, организационным параметрам осуществляется или реальна в ближайшее время [8].

1. Утилизация метана на шахте им. О.Ф. Засядько.
2. Утилизация метана на шахте «Холодная Балка».
3. Утилизация шахтного метана на ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса» корпорации «Донбасская топливно-энергетическая компания».
4. Утилизация шахтного метана на ОАО «Угольная компания «Шахта «Красноармейская-Западная №1».
5. Утилизация метана на шахте «Молодогвардейская» ОАО «Краснодонуголь».
6. Утилизация метана на шахте «Щегловская-Глубокая» ГОАО «Шахтоуправление Донбасс».
7. Утилизация метана на шахте №22 «Коммунарская» ГОАО «Шахтоуправление Донбасс».
8. Утилизация метана на шахте для получения тепла на шахте «Южнодонбасская №3».

Почти все проекты (за исключением одного) предусматривают утилизацию метана с производством теплоэнергии. Реализация большинства этих проектов (за исключением четырех) приведет к выработке электроэнергии и только два проекта предусматривают использование метана как топливо для автотранспорта.

Еще 2-3 года назад шахты не были готовы к реализации проектов по утилизации метана. Одними из тех, кто первым проявил заинтересованность в освоении рынка утилизации шахтного газа, были французские компании, в частности, BETEN, которая в кооперации с фирмами Эко-карбон и СдФ Инженери обеспечивает проведение на шахтах исследований по утилизации метана, содействует поиску инвестора, установке оборудования и, собственно, утилизации метана. Фактически, речь идёт о реализации «метанового» проекта под ключ. При этом проведение первых двух этапов проекта – предварительное и развернутое шахтное исследование финансирует французское правительство [10]. В 2007г. между Украиной и Францией подписан двухсторонний договор о продвижении проектов добычи и использования газа метана в рамках Киотского протокола. В 2008г. правительство Франции выделило первый транш на реализацию BETEN первого проекта утилизации метана в Украине – в Лу-

ганской области. В январе 2010г. все проектные работы по Луганскому проекту завершены.

В настоящее время в реализации метановые проектов в Донецкой области уже участвуют американские, европейские и азиатские компании. Например, реализации проекта на шахте имени Засядько участвуют японская компания Marubeni Corporation, швейцарская VEMA SA и датская Global Carbon. Сами угольщики возлагают на иностранных инвесторов большие надежды, потому что ни у собственников шахт, ни у государства денег для самостоятельной реализации проектов утилизации метана сегодня нет.

Эффективность проектов добычи и использования метана на углеэнергетических комплексах, которыми являются угольные шахты, должна определяться и оцениваться в трех измерениях: энергоресурсосберегающая эффективность, экологическая эффективность и экономическая эффективность. При существующей практике оценка эффективности проекта по каждому из этих измерений производится по соответствующим специализированным методикам [12].

Существующие технологии угледобычи в аспекте загрязнения воздушной среды выбросами газа метана все более входят в противоречие с требованиями устойчивого развития (Sustainable development) углеэнергетики. Вместе с тем степень достижения устойчивого развития углеэнергетических систем характеризует одновременно их энергоресурсную, экологическую и экономическую эффективность. Хотя понятие устойчивого развития сложных систем становится все более привычным и часто применяемым, однако пока неизвестен методический подход, позволяющий количественно оценить по единому комплексно-интегральному показателю их энергоресурсную, экологическую и экономическую эффективность. Обычно практикуются их дифференцированные оценки.

Экономическая эффективность оценивается по стандартной международной методике (NPV, IRR и др.).

Социо-экологическая эффективность инвестиционных проектов обычно оценивается в виде позитивных или негативных экономических последствий реализации проекта, которые наряду с другими формируют общий экономический эффект. Однако экономическая оценка в денежной форме таких последствий в социальной и экологической сферах особенно для прединвестиционных проектов представляется сложной, а подчас и вообще невыполнимой в методическом и практическом отношениях. Поэтому оценка экологической эффективности таких проектов, проводится методами экологической экспертизы, в процессе которой устанавливается непревышение / неснижение социально-экологических характеристик – параметров проекта в сопоставлении с установленными допустимыми нормативами.

Энергетическая эффективность проектов, как правило, оценивалась в отношении тепло и электрогенерирующих установок с помощью их КПД.

Конверсионное преобразование угля: углеметан-генераторный газ-теплоэлектричество позволяет создавать принципиально новые высокоэффективные углеэнергетические системы, отвечающие требованиям устойчивого развития углеэнергетики. Таким образом, в конечном счете, оценка эффективности проектов добычи и использования шахтного газа метана сводится к определению общего экономическо-

го эффекта, выраженного в стоимостной денежной форме.

Решение проблемы проектирования добычи, планирование и управление разработкой газоугольного месторождения, создание и реализация продукта из газа метана (газ-топливо, теплоноситель, электроэнергия) носит комплексный, системный характер. Взаимосвязанными составляющими проблемы выступают научно-практические задачи технологического, экономического, организационного, управленческого, экологического характера.

Управление решением названной проблемы предлагается осуществлять на методологических принципах менеджмента инновационными проектами. В общем виде цели такого проектирования должны быть: конкретными – для влияния на ход реализации проекта; измеряемыми – для возможности оценки степени достижения результата и оценки движения проектирования; ориентированными на результат – связанными с конкретными продуктами проекта и результатами их реализации; привязанными ко времени – для оценки влияния фактора времени на формирование результативных экономических показателей проекта.

Список литературы

1. Анциферов А.В. Перспективы развития Донбасса как комплексного углегазового бассейна [Текст] / А.В. Анциферов, А.А. Голубев, В.А. Анциферов // Уголь Украины. – 2004. – №8. – С. 4-5.

2. Красник В.Г. Состояние и перспективы добычи шахтного метана в Украине [Текст] / В.Г. Красник, О.С. Торопчин // Уголь Украины. – 2005. – №11. – С. 16-18.

3. Рыкова Н. Украина ставит на метан [Электронный ресурс] / Н. Рыкова // Газета 2000 от 07.06.2010. – Режим доступа к газете: http://ura.dn.ua/07.06.2010/96652.htm. – Название с экрана.

4. Константинов Р. Подземная энергия независимости [Текст] / Р. Константинов // Топливно-энергетический комплекс. – 2004. – №6. – С. 87-91.

5. Шевельов Г.А. Фільтрація газу в шахтах [Текст] / Г.А. Шевельов, В.Г. Перепелиця. – К.: Наукова думка, 2010. – 285 с.

6. Булат А.Ф.О проблеме энерготехнологической переработке метана угольных месторождений [Текст] / А.Ф. Булат, И.Ф. Чемерис // Уголь Украины. – 2002. – №6. – С. 6-9.

7. Конарев В.В. Метан угольных месторождений – пора заняться им всерьез [Текст] / В.В. Конарев // Уголь Украины. – 2000. – №2-3. – С. 3-7.

8. Технічно-економічне обґрунтування для Програми утилізації шахтного метану в Луганській області шляхом застосування механізмів Кіотського протоколу. – Луганськ: ДХК «Луганськвуглепереробка», 2008. – 385 с.

9. Руководство по наилучшей практике эффективной дегазации источников метановыделения и утилизации метана на угольных шахтах. Серия публикаций ЕЭК по энергетике. – Нью-Йорк, Женева: Изд-во ООН, 2010. – №31. – 87 с.

10. Утилизация метана: французам в Донецке дали газу [Электронный ресурс] / Режим доступа: http://zadonbass.org/news/economy/message_970. – Название с экрана.

11. Украина увеличила добычу «нестандартного» газа [Электронный ресурс] / Режим доступа: http:// rezonans.in.ua/11184-ukraina-uvelitchila-dobtchu-nestandartnogo-gaza.htm. – Название с экрана.

12. Воробьев Б.М. Системная оценка эффективности прединвестиционных проектов «Угле-Газ-Электричество» [Текст] / Б.М. Воробьев, С.Б. Воробьев, М.Ю. Кирьянова // Уголь. – 2008. – №2. – С. 53-55.

УДК 621.926

Е.Ю.Светкина

СТАБИЛИЗАЦИЯ ВОДОУГОЛЬНЫХ СУСПЕНЗИЙ

Обґрунтовано метод поліпшення властивостей водовугільного палива за допомогою віброударної механоактивації у вертикальному вібраційному млині.

Обоснован метод улучшения свойств водоугольного топлива с помощью виброударной механоактивации в вертикальной вибрационной мельнице.

The method of improvement of properties of coal-water fuel is grounded by vibrostriking activation in a vertical vibration mill.

Разработка новых видов получения энергетических ресурсов, совершенствование методов использования существующих видов топлива является важной и актуальной проблемой в условиях прогнозируемого энергетического кризиса. В этом плане перспективным является совершенствование методов подготовки и повышение качества с приданием новых свойств водоугольному топливу, обладающему рядом положительных свойств и получающему признание и применение в отечественной теплоэнергетике.

В упрощенном варианте процесс получения водоугольного топлива состоит из этапов тонкого измельчения угля и смешения его с водой (либо частиц в процессе транспортирования и хранения на месте потребления. Такой способ приготовления суспензии не всегда приводит к получению качественной горючей смеси.

Исследования показывают, что характеристики водоугольного топлива могут быть значительно улучшены при его виброударной обработке в вертикальной вибрационной мельнице непрерывного действия. В промышленных условиях такую мельницу целесообразно устанавливать непосредственно перед баком устройства, подающего суспензию в форсунку.

Применение физических методов исследования, особенно ЯМР и рентгеноструктурного анализа, показало наличие в макроструктуре угля как аморфных, так и кристаллических образований – микрокристаллов графита, расположенных с различной степенью неупорядоченности.

На рис. 1 представлено строение остова углерода смешанного типа.

Остов атомно-молекулярного строения образован из кристаллических и неупорядоченных фрагментов структур с различными типами углеродных связей химически связанных между собой и сочетающихся в пространственно-полимерной структуре.

Особенностью данной структуры является то, что эта картина сложного строения реализуется не только внутри образцов, но и на его поверхности.

При виброударном нагружении в результате локального повышения температу-

ры в момент удара появляется возможность перехода неупорядоченной части в графитовую структурную организацию, что приводит к реорганизации остова от атомно-молекулярного строения к атомно-молекулярной схеме

$$\left[C_{SP^3,SP^2,SP}\right]_m \rightarrow \left[C_{SP^2}\right]_m .$$

Таким образом, угли состоят в основном из атомов углерода, организованных в конденсированные ароматические фрагменты с тригональным типом гибридизации, которые связаны в пространственно-полимерную структуру углеродными фрагментами диагонального (цепного), тригонального (плоского) и тетраэдрического (каркасного) строения, образуя смешанный тип остова – атомно-атомномолекулярный.

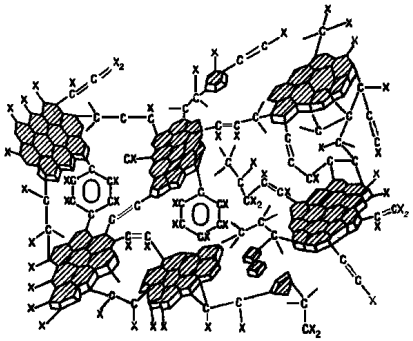


Рис. 1. Строение остова углерода смешанного типа

В связи с этим представляет интерес исследование остаточных углей (ОУ). ОУ – эта та часть, которая остается после экстракции растворителями и обработки щелочами. Активные центры в остаточном угле будут расположены на атомах углерода, входящих на поверхность каркаса:

$$S_{акт} = S_{общ} = S^x_{акт} + S^y_{акт} + S^z_{акт},$$

где S – удельная поверхность угля. Именно эти центры будут образовывать ряды активированных атомных соединений каркасного типа.

При виброударном воздействии реакционная способность поверхности угля будет зависеть от степени карбонизации углеродных веществ и от графитации, и для карбонизированных центров $S_{акт} = S_{общ.} = S^x_{акт} + S^y_{акт} + S^z_{акт}$, а для предельно графитированных центров $S_{акт} = S_{общ.} + S^z_{неакт}$, образуя ряды атомно-атомномолекулярных и атомно-молекулярных соединений соответственно.

Как известно, при механическом диспергировании углей происходит механодеструкция, т.е. разрыв валентных связей. Это приводит к тому, что на месте старых разрушенных группировок углерод-кислородных и углерод-углеродных возникают новые атомные группировки и связи. Концевые группы и деструктурированные фрагменты структуры угля служат источниками образования летучих веществ и растворимых продуктов, а также происходит переалкилирование конденсированных ароматических ядер.

Физические и физико-химические свойства ископаемых углей тесно связаны с их молекулярной структурой, которая формировалась в процессе метаморфических преобразований в угольном теле.

Объектами исследований были каменные угли различной степени метаморфизма (Д, Г, Ж, К, ОС, Т), остаточный уголь (ОУ) марки Ж, а также песчаники. Остаточный уголь (ОУ) представляет собой углеводородный каркас органической массы

угля (ОМУ), полученный путем исчерпывающей экстракции угля марки Ж хлороформом. Особенностью этого угля (ОУ) является то, что в результате экстракции удалена «подвижная молекулярная фаза».

Вибрационную активацию проводили в двух режимах непрерывном и периодическом. По ходу виброударного нагружения определяли содержание функциональных групп ($К^{Г}$) на поверхности углей согласно методике.

После виброударного нагружения в периодическом режиме углей разной стадии метаморфизма была определена оценка энергетического выхода механодеструкции ОМУ по углерод-кислородным и углерод-углеродным связям.

В результате виброударного нагружения ОУ происходит образование на поверхности различных кислородсодержащих групп и слоистых соединений внедрения. Деформации углеродных слоев, вызванные внутренними напряжениями и расклинивающим действием внедренной инородной фазы в виде микрокристаллических графитообразных соединений приводит к уменьшению размеров кристаллитов до полной аморфизации ОУ.

Свойства активированной поверхности угля изучали с использованием ИК-спектроскопии, термографии как для непрерывного, так и для периодического режимов. Появление на ИК-спектрах полос поглощения 1740, 1780, 1880 $см^{-1}$ свидетельствуют о наличии на поверхности активированного угля карбоксильной и карбонильной функциональных групп.

На рис. 2 представлен ИК-спектр процесса виброударной активации ОУ.

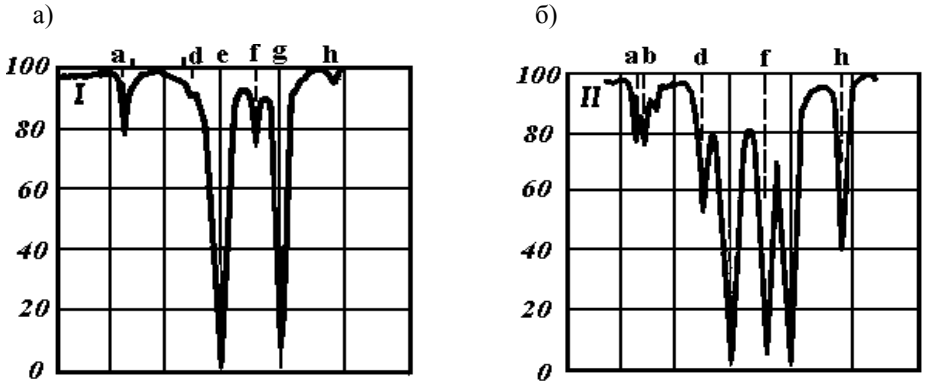


Рис. 2. Инфракрасный спектр активированного методом виброударного нагружения угля: а) исходный ОУ; б) активированный в течение 20 минут

Методом анализа функциональных групп было определено содержание кислородсодержащих групп.

В процессе виброударной активации угля происходит перестройка тонкой и ультратонкой структуры, что определяет специфику физико-химических свойств угля. При этом происходит изменение полимерного угольного вещества, которое

сопровождается деструкцией боковых радикалов и синтезом, в результате которого углерод из периферийной части переходит в ядерную и рекомбинируются боковые радикалы.

Таблица 1

ИЗМЕНЕНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ УГЛЯ ПРИ ВИБРОУДАРНОМ НАГРУЖЕНИИ

Время виброударной активации, мин.	V^{Γ}, %	K^{Γ}, мг-экв КОН на 100 г образца	S, $м^2/г$	a_m, г/г	W_{max}, г/г	Q, Дж/г
0	44,3	219	2,2	0,0143	0,0789	6,8
10	32,8	120	2,9	0,0156	0,0824	5,9
20	16,4	90	3,2	0,0189	0,0899	5,0
30	11,9	40	3,4	0,0213	0,0933	4,6
60	5,3	60	3,6	0,0289	1,0859	6,2

В таблице 1 сравнены физико-химические свойства активированных методом виброударного нагружения образцов углей. Экспериментальному исследованию подвергались угли марки Г, имеено этот уголь содержит больше всего функциональных групп, способных к окислению и присоединению других полярных молекул. Обозначения принятые в таблице: V^{Γ} – выход летучих в исследуемых образцах, K^{Γ} мг-экв/100г угля – суммарное содержание фенольных и карбоксильных гидроксилов по ГОСТ 8930-70; S – удельная поверхность; W_{max} – количество сорбированных паров воды на образцах при парциальном давлении пара $P/P_S = 1$ (эксикаторный метод). Используя уравнение адсорбции БЭТ, вычисляли a_m – количество воды, необходимое для покрытия 1 г адсорбента (угля) мономолекулярным слоем; Q – тепловой эффект смачивания углей водой.

Уголь марки Г до виброударной активации имеет самые высокие значения W_{max}, a_m, S и Q. Наименьшее содержание функциональных групп в углях, активированных методом виброударного нагружения после 30-минутной обработки, это влечет за собой снижение гидрофильных свойств. В результате виброударной активации углей происходит перестройка в угольном веществе, направленная на упрощение структуры и состава с более высоким содержанием ароматического углерода, что обусловливает появление микропор до 1 нм. В последнем образце опять наблюдается некоторое увеличение количеств функциональных групп, гидрофильных свойств и теплота смачивания увеличивается от 4,6 до 6,2 Дж/г. Этот факт можно объяснить благодаря особенности физического строения, т.е. аморфный углерод подвергается графитизации и зарождается кристаллическая решетка графита.

С физической точки зрения увлажнение углей идет в три стадии: заполнение трещин, капиллярное проникновение в тонкие поры, диффузионная пропитка. При этом искусственное увлажнение происходит за счет тех же сил, что при естественной сорбции воды. Методом ЯМР установлено, что в ископаемых углях физическая адсорбция воды осуществляется через боковые подвижные алифатические группы органического вещества угля. При виброударном воздействии количество алифатических групп быстро снижается, структура угля становится более регулярной, молекулы воды попадают в ультратонкие поры и пустоты между основными структурными единицами вещества угля и связываются с остовом ароматических сеток.

Виброударная активация угля оказывает влияние на структурно-механические показатели системы уголь – вода, как видно из рис. 3 и приводит к ее упрочнению. Это связано с особенностью протекания адсорбционных процессов воды на образцах углей. При виброударном нагружении, как в сложной системе, увеличение ее прочности при изменении времени нагружения влияют не только капиллярные эффекты, но и адсорбционные процессы образования гидратной пленки на поверхности.

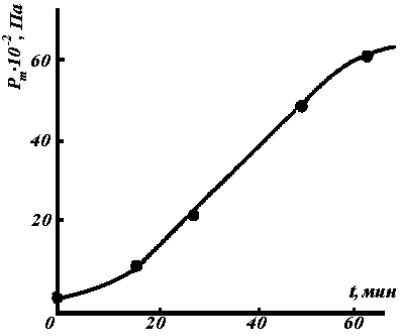


Рис. 3. Зависимость пластической прочности (P_m) дисперсий угля марки Г от времени виброударной активации

При виброударной активации минералов, в частности угля, происходит образование структурных дефектов, которые оказываются центрами локализации для свободного электрона или свободной дырки решетки. Захват свободного носителя заряда таким центром локализации приводит к изменению характера связи между адсорбированной частицей и решеткой адсорбента. В связи с этим при виброударном нагружении возникает особая форма хемосорбции. Эта форма, при которой свободный носитель заряда кристаллической решетки локализован у адсорбированной частицы и, благодаря этому, участвует в поддержании связи этой частицы с решеткой, получила название «прочной». При этом возможно одновременное существование как «прочной» акцепторной, так и «прочной» донорной форм. При «прочной» хемосорбции, возникающей при виброударном нагружении, электроны молекул газа могут вступать во взаимодействие с электронами атомов твердого тела. В результате молекулы кислорода закрепляются на углеродной поверхности и образуется адсорбционный слой. В данном случае действуют химические силы, но это не значит, что уже образовалось обычное химическое соединение; для образования последнего требуется разрушить связи между атомами адсорбента. На 1 см^2 поверхности может быть адсорбировано до 10^{17} молекул газа, а в случае физической адсорбции (мономолекулярным слоем) это количество меньше на два порядка.

Для подтверждения эффекта «прочной» хемосорбции, были измерены тепловые эффекты при адсорбции кислорода обычной физической и хемосорбции, возникаю-

щей при виброударном воздействии. Известно, что при низких температурах возникает только физическая адсорбция, поэтому опыты проводились при низкой температуре 323К.

Результаты представлены в таблице 2.

Таблица 2

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ДАННЫХ

Время измельчения, t, мин	исх.	15	30	45	60
Тепловой эффект, Дж/кг·моль	2,068	10,973	15,070	24,148	29,783
O_2, %	0,67	1,0	2,6	3,0	4,6

Таким образом, при виброударнеом нагружении происходит образование промежуточных углеродо-кислородных соединений, связанных с процессом химической адсорбции. Такое поведение можно объяснить «мозаичным» характером активированной поверхности угля после виброударного воздействия. Этот «мозаичный» характер заключается в том, что на активированной поверхности чередуются гидрофильные и гидрофобные углеводородные фрагменты.

Водоугольные суспензии обладают рядом преимуществ: они не подвержены процессам окисления при хранении, хорошо перекачиваются по трубам, распыляются через форсунки, горят ровным и стабильным пламенем. Пожаро- и взрывоопасность практически сведены к нулю, не пылят при сгорании. Однако, водоугольные суспензии обладают рядом серьезных недостатков: это плохая морозоустойчивость, снижение удельной теплоты сгорания и высокая температура горения в центре факела.

Виброударная активация угля за счет изменения структуры и механизма горения приводит к понижению температуры замерзания при неизменной температуре горения в центре факела, а также к увеличению удельной теплоты сгорания. В таблице 3 представлены экспериментальные данные.

Таблица 3

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ДАННЫЕ ПО УДЕДЬНЫМ ТЕПЛОТАМ СГОРАНИЯ И ТЕМПЕРАТУРЕ ЗАМЕРЗАНИЯ ВОДОУГОЛЬНЫХ СУСУПЕНЗИЙ

Время виброударной активации, мин	0	10	20	40	60
Температура замерзания водоугольной суспензии, °С	-8,5	-10,9	-16,5	-20,0	-21,9
Температура горения в центре факела, °С	1250	1260	1250	1265	1255
Удельная теплота сгорания, МДж/кг	16,72	20,1	23,7	26,3	29,1

Из проведенных экспериментальных исследований можно сделать вывод, что при приготовлении водоугольных суспензий виброударная активация угля является перспективным методом приготовления их, более того перспективным является приго-

товление ВУС методом мокрого измельчения. Преимущества данного способа заключаются в следующих факторах: чистота процесса, увеличение скорости образования коагуляционных центров, низкие энергозатраты, благодаря действию эффекта гидравлического расклинивания материалов, однородность при вибросмешении.

На рис. 4 показаны профили изменения скоростей процесса образования новых структурных групп на активированной методом виброударного нагружения поверхности угля и энергии активации этих процессов.

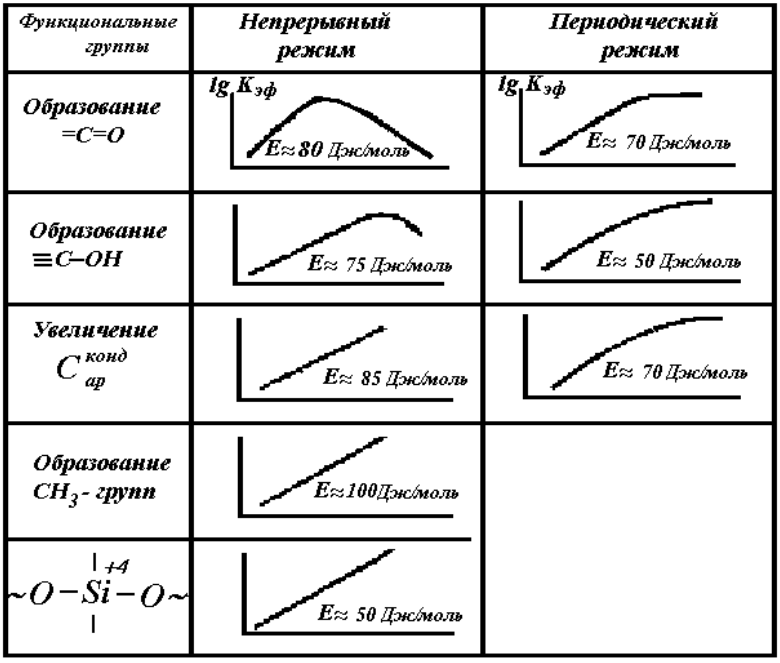


Рис. 4. Скорости процессов и энергии активации этих процессов, происходящих при виброударной активации угля

Образование атомных группировок, а также энергии активации процессов определяли по наклону начального участка кривых накопления.

Интересен тот факт, что неорганические примеси углей также подвергаются активации с изменением физико-химических свойств, что приводит к каталитическому эффекту как для процесса образования структурированных дисперсий, так и процесса горения жидкого топлива. Анализ экспериментальных данных адсорбции некоторых неорганических электролитов (в частности сульфата алюминия, концентрация которого равна 1,0%) от времени виброударного нагружения показывает, что происходит изменение в адсорбционной способности сульфата алюминия.

Итак, при виброударном нагружении происходит стабилизация водоугольных суспензий со специфической адсорбцией, связанной с изменением функциональных групп в активируемом образце.

Таким образом, при виброударной активации материалов повышается адсорбционная способность измельченных частиц. Адсорбционное взаимодействие как частный случай межмолекулярных сил играет большую роль во всех физико-химических процессах, в том числе при смачивании. В процессе виброударной активации угля происходит перестройка тонкой и ультратонкой структуры, что определяет специфику физико-химических свойств угля. При этом происходит изменение полимерного угольного вещества, которое сопровождается деструкцией боковых радикалов и синтезом, в результате которого углерод из периферийной части переходит в ядерную и рекомбинируются боковые радикалы.

© S. Prusek, S. Rajwa,
A. Wrana, A. Walentek

NOWOCZESNY PRZYRZĄD DO POMIARU SKRAWALNOŚCI WĘGLA I SKAŁ W WARUNKACH DOŁOWYCH

W artykule ogólnie przedstawiono opracowany w Głównym Instytucie Górnictwa przyrząd do pomiaru skrawalności węgla i skał w warunkach dołowych. Część artykułu poświęcono na przegląd metod pomiaru skrawalności skał dotychczas stosowanych w Polsce i zagranicą. Doświadczenia te były podstawą do określenia założeń projektowych stanowiących wytyczne przy konstruowaniu przyrządu do pomiaru skrawalności węgla i skał. Następnie opisano główne elementy przyrządu, a także przedstawiono metodykę prowadzenia pomiarów.

В статье представлен инструмент, разработанный в Главном институте горного дела, позволяющий проводить подземное измерение резания угля и породы. Часть статьи посвящена обзору методов измерения резания используемых в Польше и зарубежных странах. Этот опыт является основой для определения необходимого решения, указывающего на конструкцию инструмента измерения резания угля и породы. Далее описаны основные элементы технологии, а также методология измерений.

The paper presents developed in GIG instrument for conducting underground measurements of coal and rock cutability. Part of the article is devoted for an overview of cutability measurement methods used hitherto in Poland and abroad. That experiences were the basis for determining the design assumptions which were a guidelines during construction of coal and rock cutability measurement instrument. Afterward the main elements of the instrument were described, as well as the methodology of measurements.

WSTĘP

Skrawalność definiowana ogólnie jako siła niezbędna do odspojenia określonej ilości skały płonnej lub kopaliny ma istotny wpływ na moc oraz trwałość urządzeń urabiających.

Tym samym parametr ten decyduje o energochłonności i gabarytach maszyny urabiających, co ma swoje odzwierciedlenie w kosztach zakupu i eksploatacji.

Wspomniane negatywne skutki doboru zbyt dużej mocy urządzeń urabiających nabierają szczególnego znaczenia zwłaszcza przy eksploatacji pokładów cienkich węgla kamiennego. Pomiar skrawalności pozwolić może na optymalny dobór parametrów eksploatacyjnych urządzeń urabiających i może być jednym z decydujących czynników dla oceny możliwości wybrania danej parceli czy pokładu.

Z tego względu w ramach międzynarodowego projektu realizowanego przez Główny Instytut Górnictwa (Katowice) oraz Narodowy Uniwersytet Górniczy (Dniepropietrowsk) zatytułowanego: "Techniczne i technologiczne możliwości i ekonomiczna zasadność eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego" (decyzja Ministra Nauki i Szkolnictwa Wyższego numer 654/N-UKRAINA/2010/0), podjęto się opracowania urządzenia do pomiaru parametru skrawalności węgla i skał w warunkach dołowych.

W niniejszym artykule zaprezentowano przegląd metod pomiaru skrawalności stosowanych dotychczas, następnie przedstawiono proces projektowania oraz ogólnie opisano konstrukcję opracowanego w GIG nowego przyrządu do pomiaru skrawalności węgla i skał w warunkach dołowych.

PRZEGLĄD METOD POMIARU SKRAWALNOŚCI WĘGLA I SKAŁ

O wadze zagadnienia jakim jest ocena parametru skrawalności skał świadczy pośrednio ilość opracowanych w przeszłości metod jego pomiaru. Badania takie prowadzone były zarówno w Polsce jak i na świecie. Pomiary skrawalności prowadzono dla górnictwa podziemnego, ale również budownictwa tunelowego.

Wśród metod oceny parametru skrawalności węgla i skał wyróżnić możemy w szczególności (Biały 2002):

I. Metody laboratoryjne określające pośrednio wskaźnik urabialności;

II. Rejestracja parametrów wiercenia;

III. Pomiary kruszalności;

IV. Pomiary sił skrawania nożem lub grupą.

Do pierwszej grupy metod zalicza się wyznaczanie wskaźnika „f" Protodiakonowa oraz pomiar wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie (R_c). Rejestracja parametrów wiercenia w pokładzie, która stosowana była głównie w Rosji opiera się najogólniej ujmując na analizie wielkości momentu obrotowego na żerdzi w czasie wiercenia otworu w czole wyrobiska. Pomiary kruszalności jako punkt odniesienia przyjmują udział klas ziarnowych w próbkach węgla oceniany po upuszczeniu ich z określonej wysokości.

Opisane powyżej metody obarczone są często znacznym błędem wynikającym przede wszystkim z braku odwzorowania charakteru pracy urządzeń urabiających. Z tego względu typem badań, który prawdopodobnie najwierniej odwzorowuje parametr skrawalności jest pomiar sił skrawania nożem lub grupą noży. Wyróżnić tutaj można zarówno laboratoryjne metody badań jak również pomiary przeprowadzane w warunkach in-situ.

Pomiary skrawalności w warunkach laboratoryjnych realizowane są m. in. na stanowisku Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie (Krauze 2000), w ośrodku CERCHAR we Francji (Biały 2002), w USA przy użyciu urządzenia IN-SEAM TESTER (Sundae 1986), w Czechach w Instytucie VVUU Ostrava (Sikora 1978), a także na Uniwersytecie Technicznym w Istambule (Balci 2007).

Warte zaznaczenia jest, że badania prowadzone na Uniwersytecie Technicznym w Istambule posiadają rekomendację Międzynarodowego Stowarzyszenia Mechaniki Skał jako norma dla laboratoryjnego pomiaru skrawalności. Skrawalność w przypadku tych badań charakteryzowana jest wskaźnikiem SE obliczanym jako stosunek siły działającej na nóż skrawający do objętości odspojonej skały na danej długości skrawu (wzór 1)

(Eskikaya 2000).

$$SE = \frac{FN}{Q}, [\frac{MJ}{m^3}] \tag{1}$$

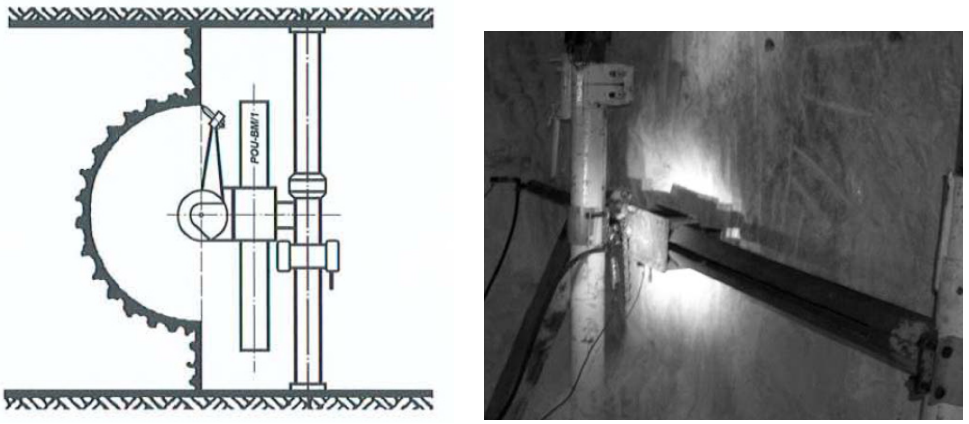
gdzie FN – średnia siła działająca na nóż skrawający, [kN];

Q – objętość odspojonej skały na danej długości skrawu, [m^3/km].

Osobną kategorię stanowią metody pomiarowe wykorzystujące specjalistyczne przyrządy do oceny skrawalności w warunkach in-situ.

Dla polskiego górnictwa podziemnego badania skrawalności prowadzono z wykorzystaniem przyrządów POS-1 oraz POU-BM/1 (Biały, Mizgała 2006) opracowanych przez ITG KOMAG oraz urządzeniem wykorzystywanym przez AGH w Krakowie (Andrusiewicz 2008). Na rysunku 1 poglądowo przedstawiono budowę urządzeń POU-BM/1 i AGH.

a) b)



Rys. 1. Urządzenia do pomiaru skrawalności: a) POU-BM/1; b) AGH (Biały, Mizgała 2006; Andrusiewicz 2008)

$$WU_B = \frac{P_{śr}}{b + 2g\sqrt{1 + tg^2\psi\,)}}, [\frac{kN}{cm}] \tag{2}$$

gdzie $P_{śr}$ – średnia siła skrawania, [kN];

g – głębokość skrawu, [cm];

b – szerokość noża pomiarowego, [cm];

ψ – kąt bocznego rozkruszenia, [°].

Zagranicą badania skrawalności w warunkach dołowych prowadzone były m. in.

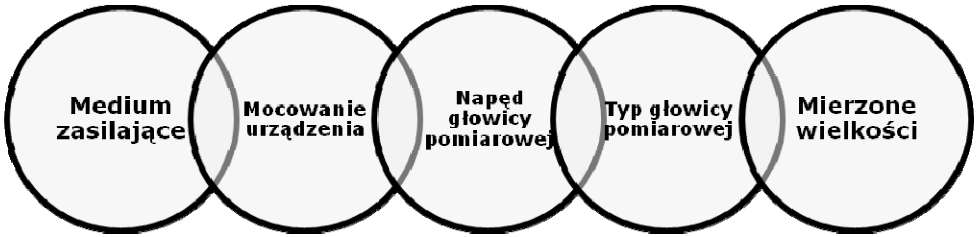
w Czechach (urządzenie ZP-1) oraz w Niemczech urządzeniem opracowanym przez DMT.

Urządzenie DMT jest szeroko stosowane przy lokalizacji strugów węglowych. Zasada pomiaru polega na rejestrowaniu siły skrawania wzorcowym nożem umieszczonym na strugowej głowicy pomiarowej w trakcie wykonywania skrawu o głębokości 2 cm. W odróżnieniu od badań prowadzonych w Polsce do klasyfikacji pokładów węgla stosowano jedynie uśrednioną siłę (F_s) działającą na nóż pomiarowy, przyjmując głębokość skrawu jako wartość stałą (Myszkowski 2008).

ZAŁOŻENIA PROJEKTOWE DOTYCZĄCE PRZYRZĄDU DO POMIARU SKRAWALNOŚCI WĘGLA I SKAŁ

Analiza powyższych doświadczeń, jak również rezultaty prac powołanego przez GIG zespołu ekspertów pozwoliły na opracowanie założeń projektowych określających wymagania dotyczące przyrządu do pomiaru skrawalności węgla i skał w warunkach dołowych. Rezultaty prac zespołu ekspertów pozwoliły na opracowanie możliwych do zastosowania rozwiązań konstrukcyjnych dotyczących głównych elementów urządzenia do pomiaru skrawalności węgla i skał.

W ramach serii spotkań wyszczególniono najistotniejsze kwestie dotyczące budowy przyrządu oraz technologii prowadzania badań skrawalności węgla i skał w warunkach *in situ*, które przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Elementy budowy przyrządu oraz technologii prowadzenia badań skrawalności węgla i skał w warunkach in situ

Pierwszym z problemów, które należało rozważyć przy konstruowaniu urządzenia był wybór medium zasilającego. Jako wariant najwygodniejszy ze względu na stosowanie w warunkach dołowych, a także na wartość sił koniecznych do uzyskania na głowicy skrawającej wytypowano zasilanie hydrauliczne. Analizowano tutaj zarówno możliwość stosowania emulsji olejowo-wodnej, jak również oleju. Zaletą pierwszego rozwiązania jest powszechność stosowania w warunkach górnictwa polskiego. Wadami natomiast są:

- uzależnienie od sieci rurociągów z emulsją w danym zakładzie górniczym;
- brak możliwości monitorowania składu oraz jakości emulsji;
- obniżenie trwałości elementów zasilanych emulsją.

Odnosząc się z kolei do zasilania olejem, to jego zaletami są: większa wydajność układu, zwiększenie trwałości elementów, a także możliwość prowadzenia badań w

wyrobiskach gdzie nie można skorzystać z emulsji olejowo-wodnej. Wadą tego rozwiązania jest przede wszystkim konieczność transportu własnego, stosunkowo dużego i ciężkiego zbiornika oleju.

Kolejnym z rozpatrywanych aspektów prowadzenia bezpiecznych badań był sposób stabilizacji urządzenia w wyrobisku. Głównym kryterium dla wyboru sposobu stabilizacji był brak wpływu na dokładność uzyskiwanych wyniki pomiarów. Wybór ograniczono tutaj do rozparcia urządzenia na stojakach oraz mocowania za pomocą kotwi do ociosu wyrobiska. Wadą wariantu pierwszego może okazać się trudność ze stabilizacją urządzenia w wyrobiskach wysokich, z kolei drugi wariant zakłada ingerencję w strukturę badanej skały, co w istotny sposób wpływać może na dokładność pomiarów.

Jeżeli odnieść się do napędu głowicy pomiarowej, analizowano wymuszenie ruchu głowicy siłownikiem hydraulicznym lub łańcuchem. Ze względu na konieczność prowadzenia badań w dwóch kierunkach, przy założonych siłach działających na nóż do 100 kN, zastosowanie siłownika hydraulicznego okazało się niemożliwe.

Analizując budowę głowicy pomiarowej zaproponowano dwa rozwiązania – pierwsze zakładające wyposażenie głowicy w grupę noży (podobnie jak w urządzeniu DMT) lub jeden nóż pomiarowy (m. in. przyrząd POS-1).

Rozwiązanie podobne do konstrukcji niemieckiej pozwalałoby w pewnym stopniu odwzorować wzajemne oddziaływanie noży skrawających, jednakże sprawiałoby problemy przy jednoznacznej interpretacji wskaźników skrawalności.

Jednym z najistotniejszych aspektów w trakcie projektowania urządzenia do pomiaru skrawalności jest określenie grupy mierzonych wielkości, które w konsekwencji pozwolić powinny na ocenę parametru skrawalności węgla i skał. Przeprowadzony przegląd literaturowy pozwolił na określenie kluczowych wielkości dla oceny parametru skrawalności węgla i skał:

- siła działająca na nóż pomiarowy;
- głębokość skrawu;
- kształt przekroju poprzecznego skrawu;
- objętość odspojonej skały.

Do pomiaru siły na nożu skrawającym zaproponowano wykorzystanie tensometru naciskowego przystosowanego do badań dołowych. Z kolei do pomiaru parametrów związanych z kształtem skrawu oraz objętością odspojonego urobku przeznaczono specjalnie w tym celu opracowany laserowy skaner powierzchni. Dla zwiększenia dokładności przeprowadzania pomiarów przed wykonaniem skrawu pomiarowego zalecane jest wyrównanie powierzchni ociosu wyrobiska.

Zakończeniem prac zespołu ekspertów było stworzenie listy szczegółowych wymogów dotyczących konstrukcji oraz parametrów pracy urządzenia do pomiaru skrawalności, które były wytycznymi przy tworzeniu prototypu urządzenia.

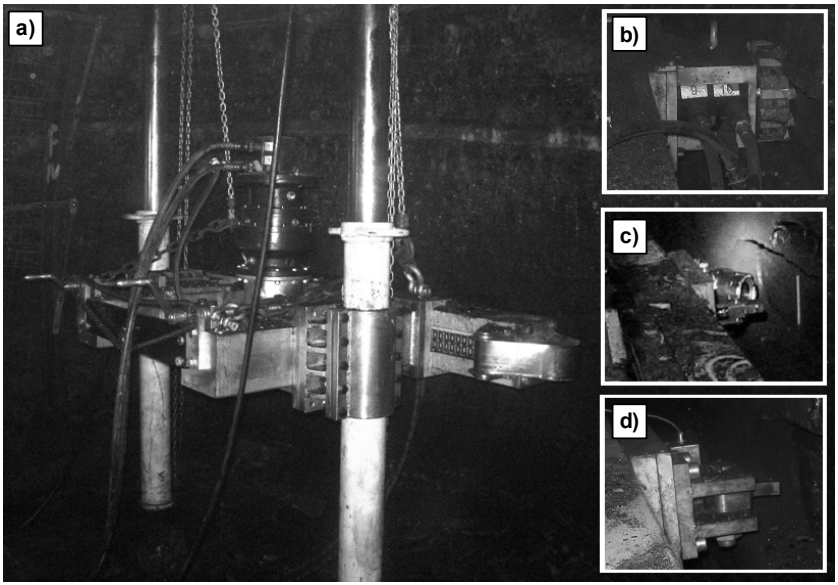
Prototyp przyrządu do pomiaru skrawalności

Bazując na opracowanych założeniach projektowych wykonano prototyp urządzenia do pomiaru skrawalności, w którego konstrukcji wyróżnić można następujące elementy:

- Organ Pomiarowy (typ OP);

- Ognioszczelny Komputer Górniczy (typ OKG1);
- Zespół Zasilacza Olejowego (typ ZZO-1).

Organ pomiarowy, którego budowa przedstawiona została na rysunku 3, jest głównym elementem urządzenia do pomiaru skrawalności, a do jego funkcji należy: wyrównanie powierzchni ociosu oraz skraw pomiarowy z rejestracją siły i skanowanie bruzdy.



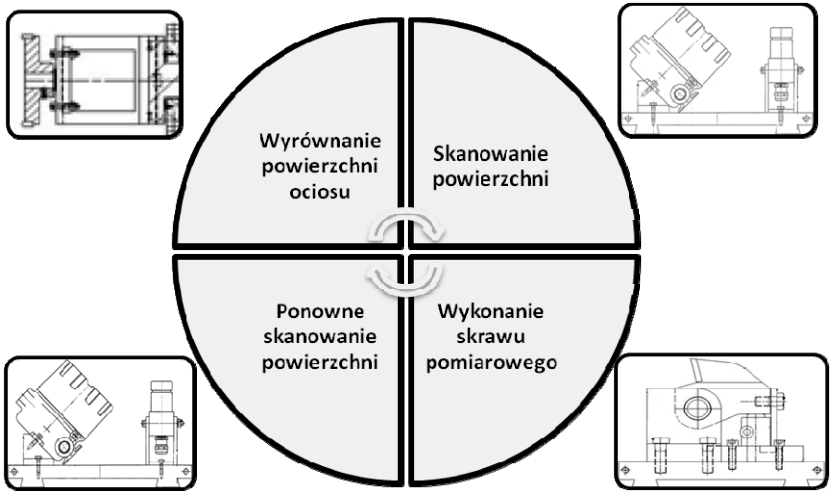
Rys. 3. Przyrząd do pomiaru skrawalności węgla i skał: a) Organ Pomiarowy; b) Głowica frezująca; c) Głowica skanująca; d) Głowica pomiarowa

Przedstawione na rysunku 3 głowice zakładane są zamiennie. Głowica skanująca składa się z dwóch elementów: laseru oświetlającego bruzdę oraz rejestratora. Głowicę stosuje się do pomiaru kształtu badanej bruzdy.

Głowica pomiarowa składa się z noża pomiarowego wzorcowego oraz czujnika tensometrycznego siły. Głowica frezująca wyposażona jest silnik hydrauliczny, który napędza frez służący do odpowiedniego przygotowania badanego ociosu przed pomiarem.

Ruch głowic wzdłuż ociosu węglowego wymuszony jest łańcuchem napędowym połączonym z przekładnią planetarną i silnikiem hydraulicznym. Dosuw organu pomiarowego oparty jest na napędzanym ręcznie mechanizmie wykorzystującym dwie śruby ślimakowe.

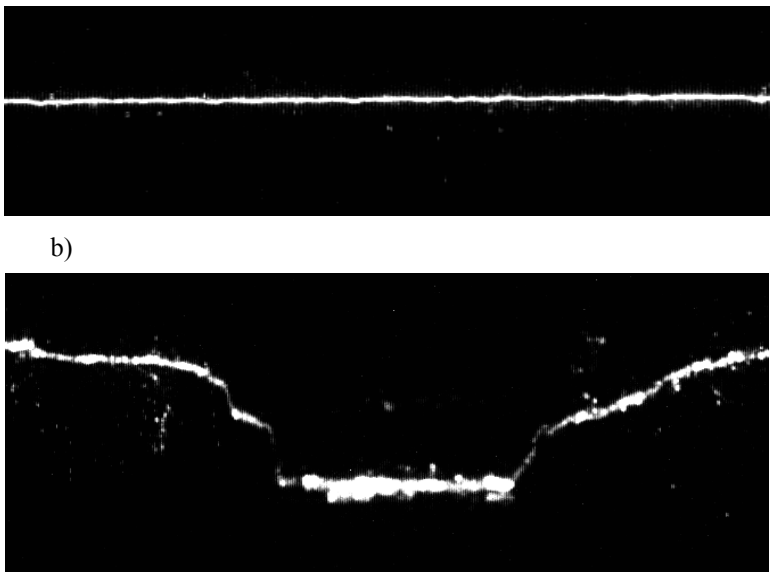
Głowice skanująca i pomiarowa wyposażone są w czujniki, podłączane do Ognioszczelnego Komputera Górniczego, który wykorzystywany jest do rejestracji oraz przetworzenia danych z czujników pomiarowych.



Rys. 4. Cykl przeprowadzania pomiaru skrawalności węgla i skał

a)

b)



Rys. 5. Obraz powierzchni ociosu: a) przed skrawem; b) po skrawie

Całość urządzenia zasilana jest za pomocą Zespołu Zasilacza Olejowego, zadaniem którego jest wytworzenie przepływu oleju o odpowiednim ciśnieniu. Olej wykorzystywany jest do napędzania silników hydraulicznych zabudowanych na organie pomiarowym.

Przedstawiona konstrukcja urządzenia do pomiaru skrawalności pozwoliła na opracowanie metodyki prowadzenia badań, zgodnie z którą powinny one obejmować etapy przestawione na rysunku 4.

Do podstawowych zalet przyrządu zaliczyć można dużą dokładność przeprowadzanych pomiarów uzyskaną dzięki wyrównaniu powierzchni ociosu przed skrawem pomiarowym, pomiarze siły z dużą częstotliwością, a także wykorzystanie nowatorskiej techniki skanowania laserowego pozwalającego na szczegółowe odwzorowanie kształtu bruzdy (rys. 5). Powyższe czynniki pozwalają na określanie chwilowych wartości wskaźnika skrawalności z dokładnością co 1 mm, na całej długości skrawu pomiarowego.

Jak wykazują doświadczenia praktyczne uzyskane w trakcie pomiarów dołowych w Polsce i Ukrainie, istotna jest także możliwość pracy przyrządu przy dostępności jedynie energii elektrycznej, na co wpływa zastosowanie niezależnego zasilacza olejowego.

Podsumowanie

W trakcie realizacji nadmienionego już projektu międzynarodowego pomyślnie przeprowadzono pełen proces tworzenia nowoczesnego urządzenia do pomiaru skrawalności w warunkach dołowych.

Proces ten obejmował wszystkie etapy rozpoczynając od opracowania koncepcji, poprzez stworzenie projektu i wykonanie prototypu, kończąc na testach w warunkach kopalń polskich i ukraińskich.

Powyższe prace, których zarys zaprezentowany został w niniejszym artykule pozwoliły na sformułowanie następujących wniosków:

- Opracowane w Głównym Instytucie Górnictwa urządzenie do pomiarów skrawalności węgla w warunkach dołowych może być pomyślnie i efektywnie stosowane w warunkach podziemnych zakładów górniczych.
- Urządzenie pozwala na precyzyjny pomiar wszystkich wielkości niezbędnych do wyznaczenia parametru skrawalności.
- Testy dołowe prowadzone w zróżnicowanych warunkach (parametry górotworu, temperatura, wilgotność, nachylenie wyrobiska oraz zapylenie) potwierdziły skuteczność pomiaru zarówno siły działającej na nóż skrawający, jak również laserowego skanowania kształtu bruzdy.
- Zastosowanie skanowania do pomiaru parametrów geometrycznych skrawanej bruzdy umożliwia precyzyjne wyznaczenie objętości skrawanego urobku jako wartości średniej oraz chwilowej. Podobnie, pomiar wartości średniej oraz chwilowej oporów skrawania bruzdy określa rzeczywistą siłę potrzebną do jej wykonania.

Literatura

1. Andrusiewicz W. (2008): Możliwość zmiany sposobu urabiania soli kamiennej w KS Kłodawa; Gospodarka Surowcami Mineralnymi Zeszyt 2.

2. Balci C., Bilgin N. (2007): Correlative study of linear small and full-scale rock cutting tests to select mechanized excavation machines; International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences nr 44.

3. Biały W. (2003): Nowa klasyfikacja urabialności pokładów węgla Zagłębia Górnośląskiego; Przegląd Górniczy nr 9.

4. Biały W., Mizgała J. (2006): Koncepcja przyrządu do wyznaczania oporów urabiania. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 2.

5. Biały W. (2002): Analiza metod badania urabialności węgla; Przegląd Górniczy nr 4.

6. Eskikaya S., Bilgin N., Ozdemir L. (2000): Development of rapid excavation technologies for the Turkish mining and tunneling industries. NATO TU Excavation SfS Program project report. Mining Engineering Department; Istanbul Technical University.

7. Krauze K. (2000): Urabianie skał kombajnami ścianowymi. Katowice: Wydawnictwo "Śląsk".

8. Myszkowski M., Paschedag U. (2008): Longwall mining in seams of medium thickness – comparison between shearer and plow. 21st World Mining Congress. Kraków.

9. Sikora W., Fels M., Sołtysek K. (1978): Strugalność węgla. Prace GIG Komunikat nr 687.

10. Sundae L. (1986): Measurement of coal-cutting forces underground with the in-seam Tester. NIOSH Report of Investigations.

УДК 622.281.76

© Ю.М. Халимендик, А.В. Бруй,
А. М. Винник, Ю.А. Заболотная

К ОБОСНОВАНИЮ ПОЛНОЙ ВЫЕМКИ ЗАПАСОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ ГЛУБОКИХ ШАХТ

Виконано аналіз можливих способів охорони виробок головного напрямку без залишення ціликів вугілля. Наведено результати інструментальних спостережень за проявами опорного тиску при надробці виробок, що охороняються.

Выполнен анализ возможных способов охраны выработок главного направления без оставления целиков угля. Приведены результаты инструментальных наблюдений за проявлениями опорного давления при надработке охраняемых выработок.

The analysis of possible methods of guard of main mine workings is executed without abandonment of coal pillars. Results of instrumental researches of supporting pressure displays are given at walking of lava away from the guarded drift.

Актуальной проблемой для угольных шахт Украины является безремонтная эксплуатация магистральных выработок. Охрана магистральных горных выработок в большинстве случаев в соответствии с нормативными документами осуществляется путем оставления целиков угля. Размеры охранных целиков принимаются равными или больше величины зоны повышенного горного давления. Рост глубины разработки приводит к увеличению зоны опорного давления в краевой части пласта с 30-35 м на глубинах 250-300 м до 100-120 м на глубинах 600-1000 м. Это приводит к нерациональному использованию запасов угля в недрах. Если на небольших глубинах потери угля в целиках не превышают 10-12%, то с увеличением глубины разработки до 1000 м достигают 25-30%.

Оставленные для охраны выработок угольные целики создают в толще пород зоны повышенных напряжений, что создает опасность возникновения внезапных выбросов угля, газа и горных ударов, ухудшает условия поддержания выработок при разработке сближенных пластов [6].

Состояние магистральных горных выработок с увеличением глубины при условии их охраны угольными целиками, в большинстве случаев является неудовлетворительным [2]. Для приведения выработок в паспортное состояние производится большой объем работ по поддержанию, имеются трудности в обеспечении проветривания и решения транспортных задач.

Проведение магистральных выработок в региональных зонах разгрузки [8] позволяет решить задачу обеспечения сохранности выработок до отработки соседних выемочных полей.

Установлено, что зоны повышенного горного давления (ПГД) формируются не только в целиках, но и в ранее разгруженной зоне, а также в средней части сплошного выработанного пространства [2].

Таким образом, задача удовлетворительного поддержания магистральных откаточных штреков по мере развития горных работ глубоких шахт остается нерешенной.

Для осуществления бесцеликовой отработки запасов у существующих выработок главного направления существуют различные технологические предложения, учитывающие направления движения лавы [3].

Наиболее целесообразно с позиций геомеханики, осуществлять отход лавы от охраняемой выработки. При этом возможны следующие варианты проведения и охраны выработок:

– проведение выработки вприсечку к выработанному пространству после отхода лавы;

– проведение выработки в разгруженной зоне после отхода лавы;

– кратковременная надработка штрека;

– отход лавы от штрека или непосредственно из штрека с его сохранением;

При подходе лав к выработкам рассматриваются следующие случаи:

– подход лавы при уменьшенном размере целика;

– подход лавы без оставления целика;

– надработка лавой полевого штрека;

– проведение полевого штрека после окончания очистных работ.

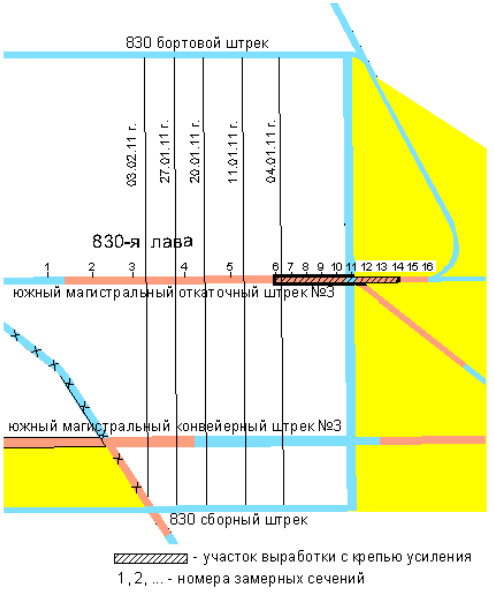


Рис. 1. Выкопировка с плана горных работ по пласту C_8 шахта «Западно-Донбасская» ПАО «ДТЭК Павлоград-уголь»

Целью статьи является использование промышленного опыта ведения очистных работ у выработок главного направления Западного Донбасса для обеспечения увеличения полноты выемки запасов и охрана их.

По мере отхода лавы от разрезной печи давление в призабойной части пласта возрастает [7]. В такой же мере увеличивается давление и на оставшуюся стенку разрезной печи (даже если она погашена). Размеры зоны опорного давления впереди и сзади движущегося очистного забоя, зависят в первую очередь, от глубины ведения горных работ, вынимаемой мощности пласта и крепости пород. Что касается параметров зоны опорного давления в целике при отходе лавы от разрезной печи, то они требуют уточнения.

Натурные наблюдения проводились в условиях шахты «Западно-Донбасская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» отработке запасов 830-й лавы (рис. 1). Наблюдательная станция заложена в южном магистральном откаточном штреке №3, расположенном в почве пласта c_8 до начала его надработки. На наблюдательной станции проводились замеры сечения выработки. Расстояния между соседними замерными сечения от 1 до 6 составляет 30 м, от 6 до 16-10 м (рис.1).

На участке выработки от 6 до 14 сечения установлена крепь усиления (рис. 2).

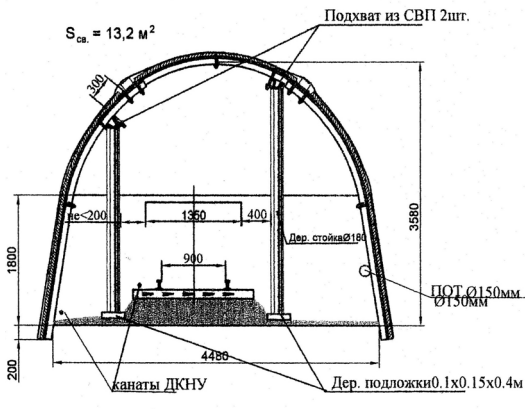


Рис. 2. Схема усиления крепи ЮМОШ №3

Развитие опорного давления по мере отхода лавы от разрезной печи по результатам обработки замеров на станции представлена на рис. 3.

Анализ результатов наблюдений за состоянием южного магистрального откаточного штрека №3 указывает о формировании трех зон:

I – зона опорного давления в сторону, противоположную направлению движения; расстояния до максимального значения опорного давления в данном случае оцениваются около 15 м, после чего напряжения в целике понижаются;

II – зона отсутствия опорного давления (зона сводообразования в кровле лавы). Размеры в данных условиях оцениваются расстоянием до 30 м.

III – зона, характеризующаяся постоянным увеличением конвергенции надрабатываемой выработки (зона формирования опорного давления).

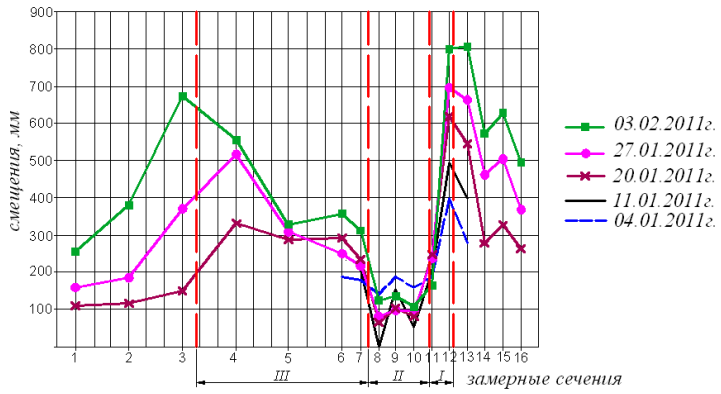


Рис. 3. Общая вертикальная конвергенция ЮМОШ №3 при отходе лавы от разрезной печи

Исходя из результатов наблюдений для осуществления полной выемки запасов при отходе от магистральных выработок, т.е. без оставления целиков и поддержания их в паспортном состоянии, целесообразно их проведение в почве пласта с последующей кратковременной надработкой. При этом для минимизации влияния опорного давления необходимо, чтобы выработки главного направления были расположены в пределах зоны II. При таком расположении выработок относительно разрезной печи, в момент перехода следует ожидать повышения давления на крепь за счет отпора механизированной крепи. Поэтому до появления пригрузки от движущегося очистного забоя охраняемые выработки дополнительно необходимо укрепить крепью усиления.

Состояние надрабатываемой выработки было исследовано при надработке 157-й лавой шахты «Степная» восточного промежуточного штрека гор. 400 м (рис. 4). Выработка пройдена на глубине 400 м; ширина выработки 4,3 м, высота выработки: 3,4 м, расчетная прочность пород 24 МПа.

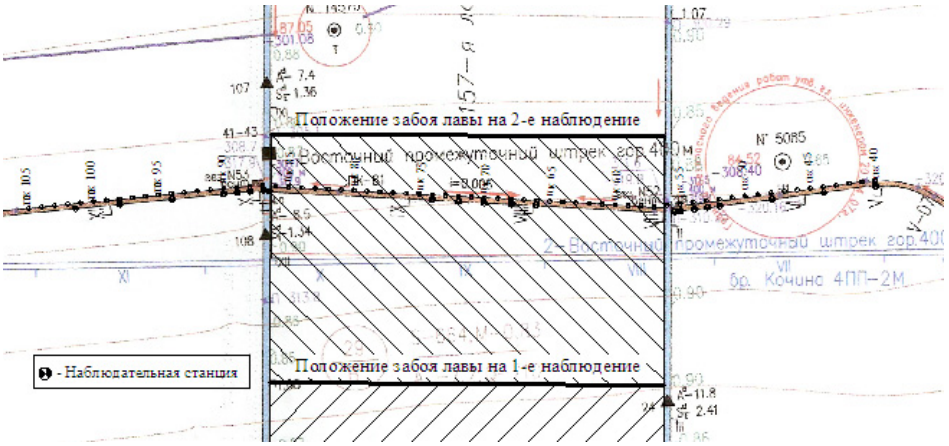


Рис. 4. Общая схема наблюдательной станции в восточном промежуточном штреке гор. 400 м

Рассчитанная высота свода расслоившихся пород составляет 6,5 м, что примерно равно расстоянию между почвой отрабатываемого пласта и кровлей выработки, т.е. расслоение пород над выработкой может достигнуть почвы очистного забоя. В этом случае зона неупругих деформаций пород у очистной выработки и промышленного штрека могли объединиться. При развитии свода расслоившихся пород учитывалось влияние механизированной крепи (ее давление на почву очистного забоя).

С учетом вышеизложенного, выполнен расчет усиления крепи выработки и предложены меры охраны промышленного штрека гор. 400 м (рис. 5).

Усиление крепи пром. штрека по элементам:

– установка упорных хомутов;

– установка деревянных стоек диаметром не менее 22 см по оси выработки по деревянный обрез бруса по 2 шт. между рамами арочной крепи (рис. 5);

– установка деревянных стоек диаметром не менее 22 см под распорной балкой из СВП (рис 5).

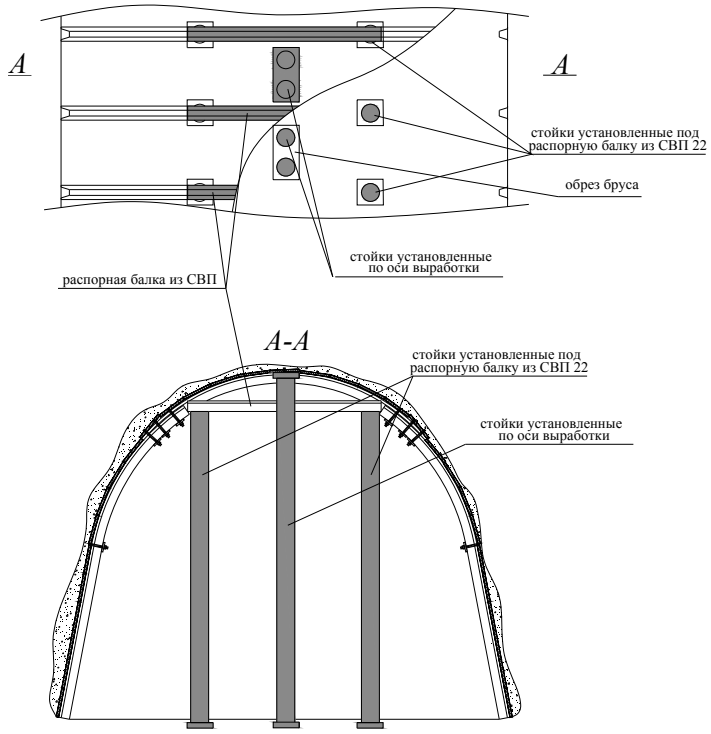


Рис. 5. Схема усиления крепи пром. штрека гор. 400

Контроль геометрических параметров восточного промышленного штрека производился на наблюдательной станции.

В результате маркшейдерских наблюдений в восточном промежуточном штреке гор. 400 м установлено, что общая вертикальная конвергенция в восточном промежуточном штреке гор. 400 м не превысила 700 мм. Этот опыт надработки выработки с применением усиления крепи подтверждает возможность их дальнейшей эксплуатации.

Выводы

Планирование горных работ с учетом расположения магистральных выработок в разгруженных зонах и кратковременного воздействия очистных работ с усилением крепи позволяет сохранять выработки в рабочем состоянии и существенно уменьшать потери угля. Эффективная реализация этого направления возможна при применении крепей выработок и средств их усиления с повышенной несущей способностью.

Список литературы

1. Бесцеликовая отработка пластов / Ю.Л. Худин, М.И. Устинов, А.В. Брайцев и др. – М.: Недра, 1983. – 280 с.

2. Бабенко Е.В. Особенности эволюции зон повышенного горного давления при развитии очистных работ // Наукові праці УкрНДМІ НАН України, 2008. – №2. – С. 211-226.

3. Халимендик Ю.М, Бегичев С.В. О полной бесцеликовой отработке запасов угля // International Mining Forum. – Krakow, 2002. – С. 333-340.

4. Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. СОУ 10.1.00185790.011:2007. – К.: Мінвуглепром України, 2007. – 113 с.

5. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. КД 12.01.01.201-98. – К.: Мінвуглепром України, 1998. – 150 с.

6. Построение зон защиты и ПГД для условий больших глубин. КД 12.07.301-96. УкрНИМИ. Донецк. – 1997. – 46 с.

7. Якоби О. Практика управления горным давлением. – М.: Недра. – 1981. – 166 с.

8. Зборщик М.П., Назимко В.В. Охрана выработок глубоких шахт в зонах разгрузки. – К.: Техника, 1991.

УДК 622.333

© А. Кровяк

ПРИМЕНЕНИЕ ПОЗИЦИОННОГО КОДА ДЛЯ ОПИСАНИЯ СОПУТСТВУЮЩИХ ФАКТОРОВ РИСКА, ВОЗНИКАЮЩИХ В ПРОЦЕССЕ ДОБЫЧИ КАМЕННОГО УГЛЯ

У статті наведений опис пропонованого способу присвоювання кодів супутнім факторам ризику, що виникають в процесі видобутку кам'яного вугілля, а саме, із застосуванням двозначного числового символу або двозначного позиційного коду.

В статье приведено описание предлагаемого способа присваивания кодов сопутствующим факторам риска, возникающим в процессе добычи каменного угля, а именно, с применением двузначного числового символа или двузначного позиционного кода.

In this article there was described a proposal of coding the associated hazards appearing in the coal mining in the form of a two-digit number or the double-digit positional code.

Введение

В процессе разработки подземных месторождений каменного угля можно выделить 5 основных видов естественных факторов риска. В соответствии с требованиями польских нормативных актов ими являются следующие: риск возникновения тектонического удара, риск выброса метана, риск выброса газов и породы, риск возникновения взрыва угольной пыли, а также риск затопления [5]. В большинстве случаев отмечается возникновение нескольких факторов риска одновременно. В таком случае речь идет о сопутствующих факторах риска [4].

Каждый из таких факторов риска дополнительно характеризуется различной степенью его интенсивности. Они определяются в соответствии с категориями (уровнями), для которых установлен предел интенсивности действия фактора, являющегося причиной возникновения соответствующей угрозы [6].

Для риска возникновения тектонического удара было определено 3 уровня. К первому уровню отнесли пласты, залегающие в горной породе, имеющей свойства предрасположенности к тектоническому удару, в которых осуществили операции по снятию напряжения, и после выполнения которых, данный фактор риска исключается. Ко второму уровню риска возникновения тектонического удара относятся пласты или их части, залегающие в горной породе, имеющей свойства предрасположенности к тектоническому удару, в которых не были осуществлены операции по снятию

напряжения вследствие выемки соседнего пласта, однако которые, на основании результатов изысканий и мнения эксперта, могут быть отнесены к данному уровню, в связи с фактическими геологическими условиями и геомеханическими свойствами пласта и окружающей породы. К третьему уровню риска возникновения тектонического удара относятся пласты или их части, залегающие в горной породе, имеющей свойства предрасположенности к тектоническому удару, в которых не были осуществлены операции по снятию напряжения вследствие выемки соседнего пласта, или в которых тектонический удар имел место, несмотря на предварительно выполненные операции по снятию напряжения.

Для риска выброса метана были определены четыре категории. К первой категории угрозы выброса метана относятся пласты, в которых подтверждено наличие метана природного происхождения в количестве от 0,1 до 2,5 $м^3$/мг, в пересчете на чистое угольное вещество; ко второй категории – пласты с содержанием метана природного происхождения в количественных пределах от 2,5 до 4,5$м^3$/мг в пересчете на чистое угольное вещество; к третьей категории – пласты с содержанием метана природного происхождения в количественных пределах от 4,5 до 8 $м^3$/мг, в пересчете на чистое угольное вещество; и к четвертой – пласты с содержанием метана природного происхождения в количестве, превышающем 8$м^3$/мг чистого угольного вещества или пласты с зафиксированной внезапной утечкой метана или одновременным выбросом метана и породы.

Для риска выброса газов и породы были определены две категории. К первой категории относятся пласты или их части, имеющие свойства предрасположенности к выбросу метана и породы, в которых содержание метана превышает 8 $м^3$/мг в пересчете на чистое угольное вещество, а плотность угля составляет менее 0,3, или содержание метана превышает 8 $м^3$/мг в пересчете на чистое угольное вещество, а плотность угля составляет, как минимум 0,3, но при этом, интенсивность десорбции метана превышает 1,2 кПа. Ко второй категории относятся пласты или их части, подверженные опасности выброса метана, в которых происходит внезапная утечка метана или выброс метана и пород, а также пласты, имеющие свойства предрасположенности к возникновению выбросов газов и породы, интенсивность десорбции метана в которых, превышает 1,2 кПа.

Для риска возникновения взрыва угольной пыли были определены две категории (класса). К угрозе возникновения взрыва угольной пыли класса А относятся участки выработки или их части, в которых образуемая угольная пыль защищена природным способом, или такие, которые не содержат участков с шахтной пылью, не защищенных природным способом, с длиной, превышающей 30 м, причем, расстояние между такими участками не должно быть менее 100 м. К классу Б относятся участки выработки, не отвечающие условиям по классу А.

Для риска затопления были определены три уровня. К первому уровню угрозы затопления относятся месторождения или их части с наличием изолирующего слоя между месторождением и находящимися вблизи него водохранилищами или водоносными слоями, препятствующего проникновению вод в зону выработки. Ко второму уровню относятся месторождения или их части, в случае, если: они содержат изолирующий слой между месторождением и находящимися вблизи него водохранилищами

или водоносными слоями; в месторождении присутствуют природные сборники, поступление жидкости из которых, является незначительным. К третьему уровню относятся месторождения или их части, в случае отсутствия изолирующего слоя между месторождением и находящимися вблизи него водохранилищами или водоносными слоями; а также в случае, если множество природных изолирующих образований не обеспечивает достаточную защиту, нарушаемую проведением горных работ.

Для каждого вида перечисленных факторов риска определяется категория риска, обусловленная условиями их возникновения. Таким образом, описание факторов риска в рабочей среде требует не только перечисления их видов, но также и их категорий (уровней риска).

Обозначения видов факторов риска и степени их интенсивности

Для использования в данной статье, вводятся следующие обозначения: A – риск возникновения тектонического удара (3 уровня); B – риск выброса метана (4 уровня), C – риск выброса газов и породы (2 уровня), D – риск возникновения взрыва угольной пыли (2 уровня) и E – риск затопления (3 уровня). Указание в данной публикации обозначения, например, C = 2 означает риск выброса газов и породы со степенью интенсивности, равной 2. В случае отсутствия данного фактора риска, указывается значение, равное 0. Рассчитанные итоговые значения кодов факторов риска будут представлены в виде целых чисел, приведенных возле термина INDEX =.

Методика присваивания кодов [5]

Для обозначения всех видов факторов риска и степени их интенсивности в нашем распоряжении имеется более 700 различных комбинаций. Результатом предложенного способа присваивания кодов будет определение диапазона изменения степени интенсивности (от…до…) для отдельных видов факторов риска. Задачей при определении указанных диапазонов изменения, является избежание их чрезмерной широты, а также охват всех последующих степеней интенсивности.

В статье проанализированы два возможных варианта присваивания кодов сопутствующим факторам риска. Первый вариант предполагает представление всех сопутствующих факторов риска, а также различных диапазонов изменения степени их интенсивности в виде двузначных чисел, приведенных в последовательном порядке. Второй вариант предусматривает возможность применения двузначного позиционного кода. Применение позиционного кода предполагает наличие разного значения каждой цифры в указанном числе. Таким образом, при использовании двухпозиционного кода, мы имеем возможность выделения двух подгрупп факторов риска, с 10 различными критериями в каждой подгруппе (цифры с 0 до 9).

В целях проведения дальнейшего анализа мы выстроили множественный базис, представленный в виде матрицы, содержащей пять колонок и строки – в количестве, соответствующем всем возможным комбинациям степеней интенсивности факторов риска. Теперь, создаем систему картезианских координат в пятимерном пространстве, в которой каждой из осей, соответствует один определенный фактор риска. Каждую из строк множественного базиса можно представить в виде вектора в пятимер-

ном пространстве, в котором вершины координат определяют значения степеней интенсивности для отдельных факторов риска. Таким образом, в целом множественном базисе мы получаем очень большое количество векторов, расположенных в указанном пространстве, исходящих из начала системы координат.

Для последующей обработки данных был применен метод анализа сосредоточенностей и автоматические нейронные сети [1, 7]. Применение метода анализа сосредоточенностей позволяет выделять подмножества, характеризующиеся подобием переменных относительно друг друга [3]. Автоматические нейронные сети являются компьютерными программами, симулирующими своим действием процессы обучения, происходящие в мозгу человека. В данном конкретном случае применялся особый тип сетей – сети Кохонена, а в качестве инструмента выполнения использовалось ПО «STATISTICA», версия 9.0 [2]. Характерной чертой работы с нейронными сетями Кохонена является возможность получения разных результатов при выполнении каждого отдельного расчета, связанного с построением новой сети, на основании одного и того же множества данных. В рамках предполагаемой цели вычисления, вышесказанное обеспечивает возможность поиска оптимального решения.

В данном случае, нам необходимо подобрать подмножества из множественного базиса, характеризующиеся близостью расположения вершин векторов в вышеописанном пятимерном пространстве. Приближенность подобия в пределах данных подмножеств будет зависеть от количества подмножеств, используемых при вычислениях. Другими словами, чем больше подмножеств используются нами для выделения, тем больше будет подобие объектов, относящихся к данному подмножеству.

Вариант присваивания кодов в виде последовательных десятичных чисел [5]

Напомним, что данный способ предполагает присваивание последовательных десятичных чисел группам признаков всех факторов риска, с указанием диапазона изменений степени их интенсивности. Выполнена симуляция для 10, 12 и 15 последовательных чисел, с разделением, во время вычислений, множественного базиса на 10, 12 и 15 подмножеств, соответственно. В таблице 1 приведены результаты вычислений только для раздела на 15 подмножеств. В скобках указаны результаты второго цикла вычислений.

Вычисления, выполненные при разделе на 15 подмножеств, показали, что для выбранных факторов риска присутствуют чрезмерно большие диапазоны изменения их интенсивности, что делает полученный результат непригодным для практического применения. Для получения меньших диапазонов изменения степеней интенсивности риска, при проведении вычислений, необходимо применить принцип разделения на значительно большее количество подмножеств. В таком случае, множество кодов (индексов) будет состоять из нескольких десятков двузначных числе, что при практическом применении, является очень неудобным и требует использования расширенных словарей, переводящих параметры факторов риска в кодовые символы и наоборот.

Выполненные симуляции свидетельствуют о необходимости создания скорее позиционного кода, описание способа создания которого, приведено ниже.

Таблица 1

ХАРАКТЕРНЫЕ СВОЙСТВА ОТДЕЛЬНЫХ ФАКТОРОВ РИСКА ПРИ СЛЕДУЮЩИХ ЗНАЧЕНИЯХ ДЕСЯТИЧНОГО КОДА

Код	Диапазон изменения степеней интенсивности фактора риска	A	B	C	D	E
INDEX = 1	МИНИМУМ	0 (2)	0 (0)	1 (0)	0 (0)	0 (0)
	МАКСИМУМ	3 (3)	3 (4)	2 (0)	0 (1)	1 (3)
INDEX = 2	МИНИМУМ	0 (0)	1 (0)	1 (0)	0 (1)	0 (0)
	МАКСИМУМ	1 (3)	4 (2)	2 (1)	2 (2)	1 (2)
INDEX = 3	МИНИМУМ	0 (2)	0 (1)	1 (1)	0 (0)	0 (2)
	МАКСИМУМ	3 (3)	2 (4)	2 (2)	2 (0)	2 (3)
INDEX = 4	МИНИМУМ	0 (0)	0 (0)	1 (1)	0 (0)	1 (1)
	МАКСИМУМ	1 (1)	4 (1)	2 (2)	1 (1)	3 (3)
INDEX = 5	МИНИМУМ	1 (0)	2 (0)	2 (1)	0 (0)	2 (0)
	МАКСИМУМ	3 (3)	4 (4)	2 (2)	2 (0)	3 (1)
INDEX = 6	МИНИМУМ	1 (0)	0 (0)	0 (0)	1 (0)	2 (0)
	МАКСИМУМ	3 (2)	2 (4)	2 (1)	2 (1)	3 (3)
INDEX = 7	МИНИМУМ	2 (2)	0 (2)	1 (0)	0 (1)	2 (2)
	МАКСИМУМ	3 (3)	4 (4)	2 (1)	0 (2)	3 (3)
INDEX = 8	МИНИМУМ	2 (2)	2 (2)	1 (1)	1 (1)	0 (0)
	МАКСИМУМ	3 (3)	4 (4)	2 (2)	2 (2)	2 (2)
INDEX = 9	МИНИМУМ	0 (1)	0 (2)	2 (2)	2 (1)	2 (2)
	МАКСИМУМ	2 (3)	4 (4)	2 (2)	2 (2)	3 (3)
INDEX = 10	МИНИМУМ	0 (0)	0 (1)	0 (1)	1 (0)	0 (0)
	МАКСИМУМ	3 (1)	2 (4)	1 (2)	2 (2)	2 (1)
INDEX = 11	МИНИМУМ	2 (0)	1 (0)	0 (0)	1 (1)	2 (1)
	МАКСИМУМ	3 (1)	4 (4)	1 (1)	2 (2)	3 (3)
INDEX = 12	МИНИМУМ	0 (0)	1 (1)	0 (0)	1 (1)	0 (0)
	МАКСИМУМ	3 (3)	4 (4)	0 (0)	2 (2)	1 (1)
INDEX = 13	МИНИМУМ	2 (0)	0 (0)	0 (2)	0 (2)	0 (2)
	МАКСИМУМ	3 (2)	4 (4)	0 (2)	1 (2)	3 (3)
INDEX = 14	МИНИМУМ	0 (1)	0 (0)	0 (0)	0 (1)	0 (2)
	МАКСИМУМ	2 (3)	4 (2)	1 (2)	1 (2)	3 (3)
INDEX = 15	МИНИМУМ	0 (0)	0 (0)	0 (1)	1 (0)	1 (0)
	МАКСИМУМ	1 (3)	4 (2)	1 (2)	2 (2)	3 (2)

Источник: Собственные расчеты.

Вариант присваивания позиционного кода [5]

Напомним, что позиционный код характеризуется наличием разного значения каждой цифры в указанном числе. Позиционный код может быть записан в виде целого двузначного числа, или, для удобства применения, в виде цифр, разделенных точкой, например: 3.2.

В целях выполнения дальнейшего анализа, разделим множественный базис на

два подмножества. Первое подмножество (Базис-1) будет содержать все варианты изменения степени интенсивности для двух типов факторов риска: риск возникновения тектонического удара (A) и риск выброса метана (B). Второе подмножество (Базис-2) следовательно, будет содержать все варианты изменения степени интенсивности для трех типов факторов риска: риск выброса газов и породы (C), риск возникновения взрыва угольной пыли (D), и риск затопления (E).

Результаты вычислений для данных из Базиса-1 приведены в таблице 2. Для этих вычислений принимаются дополнительные вводные (Вводные – 1): INDEX = 0 для A = 0 и B = 0 (отсутствие факторов риска), и INDEX = 9 для A = 3 и B = 4 (максимальная степень риска возникновения тектонического удара и выброса метана).

Таблица 2

ХАРАКТЕРНЫЕ СВОЙСТВА ОТДЕЛЬНЫХ ФАКТОРОВ РИСКА ДЛЯ ПРИСВОЕНИЯ ПОЗИЦИОННОГО КОДА – ПОДМНОЖЕСТВО БАЗИС-1 ВВОДНЫЕ 1

Код	Диапазон изменения степеней интенсивности фактора риска	A	B
INDEX =0	МИНИМУМ	0	0
	МАКСИМУМ	0	0
INDEX = 1	МИНИМУМ	0 (0)	1 (1)
	МАКСИМУМ	1 (1)	2 (2)
INDEX = 2	МИНИМУМ	1 (1)	0 (0)
	МАКСИМУМ	2 (2)	1 (1)
INDEX = 3	МИНИМУМ	2 (2)	1 (1)
	МАКСИМУМ	2 (2)	2 (2)
INDEX = 4	МИНИМУМ	3 (3)	0 (0)
	МАКСИМУМ	3 (3)	1 (1)
INDEX = 5	МИНИМУМ	0 (0)	3 (3)
	МАКСИМУМ	1 (1)	4 (4)
INDEX = 6	МИНИМУМ	2 (2)	3 (3)
	МАКСИМУМ	2 (2)	4 (4)
INDEX = 7	МИНИМУМ	3 (3)	3 (3)
	МАКСИМУМ	3 (3)	2 (2)
INDEX = 8	МИНИМУМ	3 (3)	3 (3)
	МАКСИМУМ	3 (3)	3 (3)
INDEX = 9	МИНИМУМ	3	4
	МАКСИМУМ	3	4

Источник: Собственные расчеты.

С учетом принятых вводных, для последующей симуляции в нашем распоряжении имеется только 8 цифр, что означает возможность, в процессе выполнения вычислений, разделения данного подмножества на 8 подмножеств с итоговыми результатами. В скобках приведены результаты расчетов для второго цикла выполнения программы. Результаты описанных симуляций можно признать удовлетворительны-

ми. Каждому из индексов соответствуют или точные значения степени интенсивности факторов риска, или диапазоны в пределах двух ближайших значений.

В таблице 3 приведены результаты вычислений для данных из Базиса-1, с учетом следующих вводных (Вводные 2): INDEX = 0 для A = 0 и B = 0 (отсутствие факторов риска); INDEX = 2 для A = 0 и B = 1 (отсутствие риска возникновения тектонического удара, незначительный риск выброса метана); INDEX = 2 для A = 1 и B = 0 (незначительный риск возникновения тектонического удара, отсутствие риска выброса метана); INDEX = 9 для A = 3 и B = 4 (максимальная степень риска возникновения тектонического удара и выброса метана). С учетом принятых вводных, для последующей симуляции в нашем распоряжении имеется только 6 цифр, что означает возможность, в процессе выполнения вычислений, разделения данного подмножества на 6 подмножеств с итоговыми результатами. В скобках приведены результаты расчетов для второго цикла выполнения программы.

Таблица 3

ХАРАКТЕРНЫЕ СВОЙСТВА ОТДЕЛЬНЫХ ФАКТОРОВ РИСКА ДЛЯ ПРИСВОЕНИЯ ПОЗИЦИОННОГО КОДА – ПОДМНОЖЕСТВО БАЗИС-1 ВВОДНЫЕ 2

Код	Диапазон изменения степеней интенсивности фактора риска	A	B
INDEX =0	МИНИМУМ	0	0
	МАКСИМУМ	0	0
INDEX = 1	МИНИМУМ	0	1
	МАКСИМУМ	0	1
INDEX = 2	МИНИМУМ	1	0
	МАКСИМУМ	1	0
INDEX = 3	МИНИМУМ	1 (!)	1 (1)
	МАКСИМУМ	2 (2)	2 (2)
INDEX = 4	МИНИМУМ	2 (2)	0 (0)
	МАКСИМУМ	3 (3)	1 (1)
INDEX = 5	МИНИМУМ	0 (0)	2 (2)
	МАКСИМУМ	1 (1)	4 (4)
INDEX = 6	МИНИМУМ	3 (3)	2 (2)
	МАКСИМУМ	2 (2)	2 (2)
INDEX = 7	МИНИМУМ	2 (2)	3 (3)
	МАКСИМУМ	2 (2)	4 (4)
INDEX = 8	МИНИМУМ	3 (3)	3 (3)
	МАКСИМУМ	3 (3)	3 (3)
INDEX = 9	МИНИМУМ	3	4
	МАКСИМУМ	3	4

Источник: Собственные расчеты.

Результаты данных симуляций можно также признать удовлетворительными. Каждому из индексов соответствуют или точные значения степени интенсивности

факторов риска, или диапазоны двух ближайших значений (за исключением одного случая – фактора риска выброса метана). В данном случае, мы имеем дело с диапазоном, охватывающим три степени интенсивности фактора риска, но только в верхней части. Однако, с другой стороны, мы имеем возможность точного определения шахты или пластов залегания угля, где отсутствует один из таких факторов риска.

В таблице 4 приведены результаты вычислений для данных из Базиса-2, с учетом следующих вводных (Вводные 3): INDEX = 0 для C = 0, D = 0 и E = 0 (отсутствие факторов риска); INDEX = 9 для C = 2, D = 2 и E = 3 (максимальная степень интенсивности для всех факторов риска, а именно: риска выброса газов и породы, риска возникновения взрыва угольной пыли, и риска затопления). С учетом принятых вводных, для последующей симуляции в нашем распоряжении имеется только 8 цифр, что означает возможность, в процессе выполнения вычислений, разделения данного подмножества на 8 подмножеств с итоговыми результатами. В скобках приведены результаты расчетов для второго цикла выполнения программы.

Таблица 4

ХАРАКТЕРНЫЕ СВОЙСТВА ОТДЕЛЬНЫХ ФАКТОРОВ РИСКА ДЛЯ ПРИСВОЕНИЯ ПОЗИЦИОННОГО КОДА – ПОДМНОЖЕСТВО БАЗИС-2 ВВОДНЫЕ 3

Код	Диапазон изменения степеней интенсивности фактора риска	C	D	E
INDEX = 0	МИНИМУМ	0	0	0
	МАКСИМУМ	0	0	0
INDEX = 1	МИНИМУМ	0 (0)	0 (0)	0 (0)
	МАКСИМУМ	1 (0)	0 (0)	1 (1)
INDEX = 2	МИНИМУМ	1 (1)	0 (0)	0 (0)
	МАКСИМУМ	2 (2)	1 (1)	1 (1)
INDEX = 3	МИНИМУМ	0 (0)	1 (1)	0 (0)
	МАКСИМУМ	1 (1)	2 (2)	1 (1)
INDEX = 4	МИНИМУМ	0 (0)	0 (0)	2 (2)
	МАКСИМУМ	1 (1)	0 (0)	3 (3)
INDEX = 5	МИНИМУМ	1 (1)	1 (1)	2 (2)
	МАКСИМУМ	1 (1)	2 (2)	3 (3)
INDEX = 6	МИНИМУМ	0 (0)	1 (1)	1 (1)
	МАКСИМУМ	0 (0)	2 (2)	3 (3)
INDEX = 7	МИНИМУМ	2 (2)	2 (2)	0 (0)
	МАКСИМУМ	2 (2)	2 (2)	2 (2)
INDEX = 8	МИНИМУМ	2 (2)	0 (0)	2 (2)
	МАКСИМУМ	2 (2)	1 (1)	3 (3)
INDEX = 9	МИНИМУМ	2	2	3
	МАКСИМУМ	2	2	3

Источник: Собственные расчеты.

Результаты данных симуляций можно, в общем, признать удовлетворительными. Каждому из индексов соответствуют или точные значения степени интенсивности факторов риска, или диапазоны двух ближайших значений (за исключением двух случаев – фактора риска затопления). В данном случае, мы имеем дело с диапазоном, охватывающим три степени интенсивности фактора риска. Однако, с другой стороны, мы имеем возможность точного определения шахты или пластов залегания угля, где отсутствует риск выброса газов и породы (смотреть INDEX = 6) и одновременно присутствует максимальный риск (смотреть INDEX = 7 и 8). С учетом вышеуказанного риска возникновения взрыва угольной пыли для INDEX = 1 и 6, мы можем однозначно определить отсутствие таких факторов риска, а для INDEX = 7 – максимальную степень указанного риска.

В таблице 5 приведены результаты вычислений для данных из Базиса-2, с учетом следующих вводных (Вводные 4): INDEX = 0 для C = 0, D = 0 и E = 0 (отсутствие факторов риска); INDEX = 9 для C = 2, D = 2 и E = 3 (максимальная степень интенсивности для всех факторов риска, а именно: риска выброса газов и породы, риска возникновения взрыва угольной пыли, и риска затопления); INDEX = 1 для C = 0, D = 0 и E = 1 (отсутствие риска выброса газов и породы, отсутствие риска возникновения взрыва угольной пыли, незначительный риск затопления); INDEX = 3 для C = 1, D = 0 и E = 0 (незначительный риск выброса газов и породы, отсутствие риска возникновения взрыва угольной пыли, отсутствие риска затопления). С учетом принятых вводных, для последующей симуляции в нашем распоряжении имеется только 5 цифр, что означает возможность, в процессе выполнения вычислений, разделения данного подмножества на 5 подмножеств с итоговыми результатами. В скобках приведены результаты расчетов для второго цикла выполнения программы.

Результаты данных симуляций после первого цикла выполнения программы можно признать не полностью удовлетворительными. Каждому из индексов соответствуют или точные значения степени интенсивности факторов риска, или диапазоны двух ближайших значений (за исключением двух случаев – фактора риска затопления). В данном случае, мы имеем дело с диапазоном, охватывающим три степени интенсивности фактора риска. Однако, с другой стороны, мы имеем возможность точного определения шахты или пластов залегания угля, где присутствует максимальный риск выброса газов и породы (смотреть INDEX = 6), а также отсутствия фактора риска затопления (смотреть INDEX = 4).

Просматривая результаты компьютерных симуляций, необходимо обратить внимание на специфику работы с автоматическими нейронными сетями. Выполнение повторяющихся вычислений с использованием одного и того же множества данных при каждом построении новых сетей, может иногда приводить к получению различных результатов. Также, разные результаты можно получить при изменении параметров обучения отдельной сети и внесении изменений в последовательность переменных в базе данных. Это свойство может быть использовано при поиске удовлетворяющего нашим потребностям способа присваивания кодов.

Таблица 5

ХАРАКТЕРНЫЕ СВОЙСТВА ОТДЕЛЬНЫХ ФАКТОРОВ РИСКА ДЛЯ ПРИСВОЕНИЯ ПОЗИЦИОННОГО КОДА – ПОДМНОЖЕСТВО БАЗИС-2 ВВОДНЫЕ 4

Код	Диапазон изменения степеней интенсивности фактора риска	C	D	E
INDEX = 0	МИНИМУМ	0	0	0
	МАКСИМУМ	0	0	0
INDEX = 1	МИНИМУМ	0	0	1
	МАКСИМУМ	0	0	1
INDEX = 2	МИНИМУМ	0	1	0
	МАКСИМУМ	0	1	0
INDEX = 3	МИНИМУМ	1	0	0
	МАКСИМУМ	1	0	0
INDEX = 4	МИНИМУМ	0 (2)	0 (0)	1 (0)
	МАКСИМУМ	1 (2)	0 (1)	3 (3)
INDEX = 5	МИНИМУМ	0 (0)	1 (1)	0 (0)
	МАКСИМУМ	1 (1)	2 (2)	1 (1)
INDEX = 6	МИНИМУМ	2 (0)	0 (0)	0 (1)
	МАКСИМУМ	2 (1)	1 (0)	3 (3)
INDEX = 7	МИНИМУМ	0 (2)	1 (1)	2 (0)
	МАКСИМУМ	2 (2)	2 (2)	3 (2)
INDEX = 8	МИНИМУМ	2 (0)	1 (1)	0 (2)
	МАКСИМУМ	2 (1)	2 (2)	2 (3)
INDEX = 9	МИНИМУМ	2	2	3
	МАКСИМУМ	2	2	3

Источник: Собственные расчеты

Заключение

При каждом определении типов рисков и степени их интенсивности существует необходимость их перечисления и указания категории угроз. Решение, приведенное в данной статье, устраняет указанное неудобство.

В форме одного числового, позиционного кода, с точностью, удовлетворяющей большинство будущих пользователей, можно отобразить все одновременно возникающие типы факторов риска в угледобывающей промышленности, а также степень их интенсивности. Свойства, обозначенные отдельными индексами в таблицах 2-5, необходимо трактовать исключительно в качестве предлагаемого, но не окончательного варианта. Представленное решение занимает свое место в значительно более широком спектре работ других научных работников в данной области, и является одним из предложений для дальнейшего интеллектуального изучения. Именно такой или похожий метод присваивания кодов факторам риска и степеням их интенсивности может найти применение в процессах компьютерной обработки большого объе-

ма горно-геологических данных, а также при проведении статистического анализа. Также нельзя очевидно исключить возможность его применения на практике и в теории в качестве одного из элементов профессионального языка. Процесс присваивания кодов более чем 700 комбинациям факторов риска и ступеням их интенсивности должен осуществляться с учетом принятых диапазонов изменения степени их интенсивности в пределах от и до. Желаемым условием при выполнении симуляций, является охват диапазоном двух ближайших степеней интенсивности фактора риска. При выполнении большинства операций в горнодобывающей промышленности, требование по выполнению данного условия является необходимым. Например, учитывая ограниченные возможности по проведению геолого-разведывательных работ, определение типов и степени интенсивности факторов риска для геологических залежей, предназначенных для будущей разработки, не всегда обеспечивает определение их точных характеристик.

Список литературы

1. Cichosz P. Systemy uczące się. – WNT. Warszawa, 2000.

2. Dokumentacja programu STATISTICA v. 9.0, 2010.

3. Everitt B.S., Landau S., Leese M. Cluster analysis. – Londyn, Arnold, New York, Oxford University Press, 2001.

4. Kabiesz J. Charakterystyka skojarzonych zagrożeń górniczych w aspekcie ich oceny oraz doboru metod prewencji. Katowice: Wydawnictwo GIG, 2002.

5. Krowiak A. Propozycja sposobu kodowania zagrożeń skojarzonych występujących w górnictwie węgla kamiennego // Materiały konferencji naukowo-technicznej «Aktualne problemy zwalczania zagrożeń górniczych». – Gliwice: Wydawca Politechnika Śląska w Gliwicach, 2011.

6. Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 14 czerwca 2002 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych (Dz. U z dnia 1 lipca 2002 r.)

7. Tadeusiewicz R. Sieci neuronowe. Warszawa: AOW RW, 1993.

УДК 622.8:622.817

© Н.В. Малеев, А.А. Мартынов

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ ПОДДЕРЖКА ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО НАДЗОРА ЗА ОХРАНОЙ ТРУДА И ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТЬЮ В УКРАИНЕ

Надано підсумки аналізу системи науково-технічної підтримки державного гірничого нагляду за охороною праці та промисловою безпекою в Україні.

Представлен результат анализа системы научно-технической поддержки государственного горного надзора за охраной труда и промышленной безопасностью в Украине.

The analysis of scientific technical supporting of the state mining supervision on labour protection and industry safety in Ukraine is presented.

В Украине основным угледобывающим регионом являются Донецкая, Луганская и Днепропетровская области. На шахты этого восточного района страны, разрабатывающих по горно-геологическим и горнотехническим условиям разработки подземным способом одни из самых сложных и опасных в мире угольные пласты, приходится до 80% добычи угля в Украине.

В Донецкой области в настоящий период работает 142 шахты (технические единицы), 63 шахты находится на различных стадиях ликвидации, 32% шахт – с негосударственной формой собственности.

Более 70% шахт в регионе являются сверхкатегорными и опасными по внезапным выбросам угля и газа. Абсолютное газовыделение в рудничную атмосферу на целом ряде шахт достигает 150-240 м^3/мин, а на такой высокопроизводительной шахте как «Красноармейская-Западная №1» превышает 300 м^3/мин. Многие шахты отрабатывают самовозгорающиеся пласты и относятся к категории опасных по взрывчатости угольной пыли. Более 20 шахт ведут горные работы на глубинах 1000-1380 м. Мощность разрабатываемых пластов на шахтах Донецкого региона составляет 0,6-1,8 м. Более половины шахт работают свыше 50 лет без реконструкции, имеют сложные протяженные вентиляционные сети и многоступенчатый подземный транспорт.

Уровень общего производственного травматизма и травматизма со смертельным исходом на угольных предприятиях Украины, при существующей позитивной тенденции в последние годы, снижается [1], но в настоящее время все еще остается высоким (рис. 1).

В 2006 году в шахтах Украины было травмировано со смертельным исходом 168 чел., в 2007 г. – 268 чел., 2008 г. – 174 чел., 2009 г. – 152 чел., 2010 г. – 131 чел. Каждый миллион добытого угля в Украине уносит жизнь 2-3 горняков.

Средний ежегодный уровень смертельного травматизма на угольных предприятиях Донецкой области за последние 10 лет (2001-2010 гг.) составил 133 несчастных случая (в 2001 г. – погибло 212 чел., 2009 г. – 98 чел., 2010 г. – 81 чел.).

Важнейшей составляющей в снижении уровня производственного травматизма на угольных предприятиях Украины является профессиональная и требовательная работа инспекторского состава государственного горного надзора.

Над совершенствованием надзорной деятельности, повышением ее эффективности постоянно работают Государственная Служба горного надзора и промышленной безопасности Украины, ее территориальные управления и горные округа в угледобывающих регионах страны.

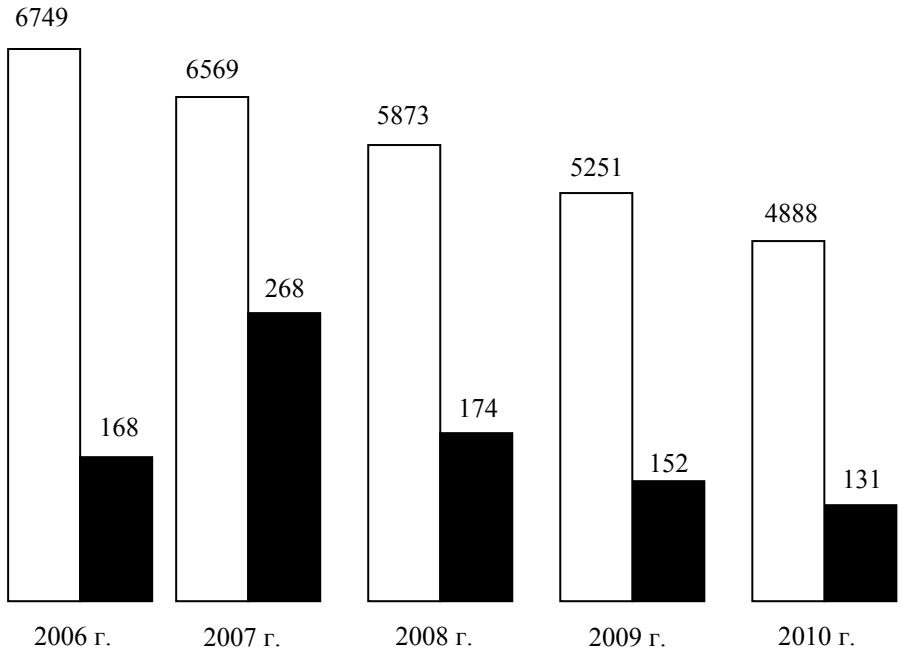


Рис. 1. Динамика общего и смертельного производственного травматизма в шахтах Украины: □ – количество случаев общего производственного травматизма; ■ – количество случаев производственного травматизма со смертельным исходом

В 2010 году государственными горнотехническими инспекторами проведено на угольных шахтах свыше 46 тыс. обследований. В случаях выявления грубых нару-

шений Правил безопасности в угольных шахтах [2, 3] работы и эксплуатация объектов на них останавливались 20,8 тыс. раз. На руководителей и работников угольных предприятий, допустивших нарушения, было наложено свыше 21 тыс. штрафов. По многим фактам выявленных грубых нарушений законодательных и нормативных документов по охране труда и промышленной безопасности на виновных лиц органами государственного горного надзора материалы были переданы в прокуратуру.

С целью усиления государственного горного надзора на шахтах, прежде всего, на наиболее опасных по газу метану и угольной пыли, отрабатывающих пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа, периодически в течение года вводится и осуществляется особый режим организации государственного надзора. Особый режим предусматривает усиленный инспекторский надзор на данных шахтах с включением в эту работу большого количества инженерно-технических работников угольных предприятий, ответственных работников ГВГСС и др.

Одним из действенных рычагов снижения аварийности и производственного травматизма является тщательное рассмотрение Центральными и территориальными органами государственного горного надзора ежегодных Программ развития горных работ по каждой шахте с акцентированием внимания руководителей угледобывающих предприятий на решение вопросов по безопасности работ, реконструкции и капитальному строительству. Таким образом, устанавливается целый ряд проблемных направлений, решение которых существенно влияет на улучшение состояния промышленной безопасности шахт.

В Украине и, прежде всего, в Донецкой области работает целый ряд академических и отраслевых научно-исследовательских институтов, связанных с повышением уровня безопасности работ на угольных шахтах Донбасса. Среди них такие институты, как МакНИИ, ДонУГИ, НИИГД «Респиратор», ИГМ им. Федорова, Институт физики горных процессов НАН Украины и другие. Их роль в различных ситуациях, возникающих на шахтах, бывает просто неоценимой. Поэтому и в дальнейшем шахтам необходимо тесно взаимодействовать с научно-исследовательскими институтами и организациями, решать совместно возникающие проблемные вопросы. В конечном итоге это позитивно отражается на повышении уровня безопасности работ и улучшении состояния охраны труда на шахтах.

Основную научно-техническую поддержку государственного горного надзора за охраной труда и промышленной безопасностью в Украине осуществляют в настоящее время государственные предприятия - экспертно-технические центры, находящиеся в системе управления Государственной службы горного надзора и промышленной безопасности Украины (Госгорпромнадзора). Деятельность такого вида экспертных предприятий, имеющихся в каждой угледобывающей области страны, направлена на систематизированное проведение экспертной оценки состояния промышленного производства, технологий, объектов, машин, механизмов и оборудования повышенной опасности на соответствие требованиям нормативно-правовых документов по охране труда и промышленной безопасности.

Экспертно-технические центры Госгорпромнадзора Украины в сфере деятельности предприятий горнодобывающей промышленности (угольной, рудной, нерудной) независимо от формы их собственности выполняют экспертизу и выдают соот-

ветствующие заключения по следующим направлениям:

– предприятий, субъектов хозяйственной деятельности, которые намерены выполнять (выполняют) работы повышенной опасности (очистные, подготовительные, ремонтные работы и др.) или эксплуатировать объекты, машины, механизмы, оборудование повышенной опасности;

– проектов строительства (реконструкции, технического переоснащения) горнодобывающих и перерабатывающих предприятий и рационального использования минерального сырья;

– проектов горных отводов, планов развития горных работ и проектов разработки месторождений твердых, жидкостных и газообразных полезных ископаемых;

– проектов на ликвидацию и консервацию горнодобывающих предприятий или их участков, нефтяных и газовых буровых скважин;

– образцов новых машин, механизмов, оборудования и других средств производства, в том числе приобретенных за границей, новых технологий перед получением разрешений органов государственного надзора за охраной труда и промышленной безопасностью на их изготовление и внедрение;

– машин, механизмов, оборудования, которые отработали нормативный срок эксплуатации, а также восстановленных после аварии, реконструкции на их пригодность к дальнейшему использованию;

– степени вредности и опасности условий труда и трудового процесса, определения уровня опасности технологических процессов, машин, механизмов, оборудования и других средств производства;

– проектов выполнения взрывных работ и изготовления средств их механизации;

– ведения огневых работ на угледобывающих предприятиях и карьерах;

– проектов оборудования шахт аппаратурой аэрогазового контроля;

– мероприятий по охране зданий и сооружений от вредного влияния горных работ;

– материалов на списание запасов полезных ископаемых и др.

В Донецкой области Украины, в которой в настоящее время осуществляют добычу полезных ископаемых подземным и открытым способом и их переработку несколько сотен горных предприятий, с 1995 года научно-техническую поддержку государственного горного надзора за охраной труда и промышленной безопасностью осуществляет ГП «Донецкий экспертно-технический центр Госгорпромнадзора Украины» (ДЭТЦ).

Сегодня ДЭТЦ – одно из самых крупных государственных экспертных предприятий в системе Государственной службы горного надзора и промышленной безопасности Украины.

Центром за 16 лет работы накоплен весьма значительный опыт по обеспечению научно-технической поддержки государственного надзора за промышленной безопасностью и охраной труда.

В настоящее время основными видами деятельности Центра, от выполнения которых прямо или косвенно зависит повышение уровня безопасности работ и состояние с охраной труда на горных предприятиях Донецкой области, являются:

– экспертиза предприятий, объектов, работ, технологий и оборудования повышенной опасности, проектов, рабочей документации на строительство и реконструкцию объектов на соответствие требованиям нормативно-правовых актов по охране труда и промышленной безопасности;

– обследование технического состояния зданий и сооружений, их паспортизация;

– технический осмотр и диагностика оборудования повышенной опасности;

– выполнение научных исследований; обучение по вопросам охраны труда;

– психофизиологическая экспертиза работников, выполняющих работы повышенной опасности;

– санитарно-гигиенические исследования факторов производственной среды и трудового процесса для аттестации рабочих мест по условиям труда.

Это далеко не полный перечень экспертных работ и услуг, которые выполняет сегодня ДЭТЦ для горнодобывающих предприятий Украины.

В структуре центра 16 производственных подразделений, в их числе 12 отделов и 3 лаборатории (неразрушающего контроля, подъемных сооружений, электрических измерений), научно-исследовательский отдел с входящим в него сектором сертификации и нормативного обеспечения.

Экспертными работами по горному направлению в Центре занято три отдела и два сектора.

Комплексные производственные отделы и сектора, филиалы ДЭТЦ работают в городах Мариуполе, Краматорске, Димитрове, Горловке и Макеевке.

Общая численность работников Донецкого ЭТЦ составляет 198 человек.

Экспертные работы в Центре выполняет опытный высококвалифицированный персонал, в том числе 86 аттестованных Госгорпромнадзором Украины технических экспертов по промышленной безопасности.

В настоящее время в Центре работают два доктора технических и медицинских наук, два профессора, семь кандидатов технических наук. Два сотрудника являются Лауреатами Государственной премии в области науки и техники, один сотрудник - Лауреат премии академика А.А. Скочинского.

Донецким экспертно-техническим центром ежегодно по заказам предприятий и организаций, в том числе зарубежных фирм и компаний, выполняется более 10 тысяч экспертных работ в области промышленной безопасности и охраны труда. В 2009-2011 гг. ряд экспертных работ выполнен по заказу фирм и компаний Канады, Чехии, России и Германии.

Многопрофильную научно-техническую поддержку государственного надзора, направленную на дальнейшее повышение уровня промышленной безопасности и улучшение состояния охраны труда, ДЭТЦ постоянно осуществляет, работая по заказам таких крупных горных предприятий как ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса», ПАО «Шахтоуправление «Покровское», ОАО «Павлоградуголь», ГП «Красноармейскуголь» и др.

В соответствии с действующим законодательством Украины экспертные заключения Центра являются основанием для выдачи разрешений Госгорпромнадзором Украины на выполнение работ повышенной опасности и эксплуатацию машин,

механизмов, оборудования повышенной опасности, которые необходимо иметь предприятиям и организациям любой формы собственности.

Увеличение количества экспертных работ и оказываемых услуг в сфере промышленной безопасности и охраны труда осуществляется ДЭТЦ за счет повышения качества выдаваемых экспертных заключений и внедрения современных компьютерных технологий в работе с предприятиями-заказчиками.

В ДЭТЦ действует Система менеджмента качества, которая соответствует Международному стандарту ISO 9001.

В начале 2011 года ДЭТЦ успешно прошел процедуры нотификации в качестве Органа Сертификации систем управления безопасностью и гигиеной труда (OHSAS 18001) и качеством (ISO 9001) в системе Независимой Международной сертификации «SIC».

ЭТЦ входит в число лидеров среди предприятий Украины в сфере деятельности «Технический контроль и анализ», награжден Почетным дипломом и медалью «Лидер отрасли».

При выполнении такого значительного количества экспертных работ и услуг в сфере промышленной безопасности и охраны труда, выполнении планов и задач по научно-технической поддержке государственного надзора, поставленных Госгорпромнадзором Украины, ДЭТЦ всегда по научно-техническим и методическим вопросам опирается на опыт работы Территориального управления Госгорпромнадзора по Донецкой области.

К основным направлениям в работе Центра наряду с осуществляемой экспертной деятельностью, которые позволяют из года в год укреплять авторитет Центра, как структуры Госгорпромнадзора Украины, относятся также следующие.

1. Участие специалистов Центра в разработке и совершенствовании нормативно-методических документов в области промышленной безопасности и охраны труда.

2. Участие технических экспертов по промышленной безопасности, специалистов Центра в расследовании резонансных аварий и несчастных случаев на производстве.

3. Самостоятельное или во взаимодействии с отраслевыми и академическими институтами при наличии в Центре большого числа научных работников высокой квалификации выполнение актуальных научно-технических исследований и разработок.

Развитие экспертной деятельности в области промышленной безопасности и охраны труда, осуществляемой Донецким ЭТЦ, основывается на:

– постоянном системном анализе состояния рынка экспертных работ и услуг в области промышленной безопасности и охраны труда;

– осуществляемой кадровой политике, направленной на привлечение к работе в Центре высококвалифицированного научного и инженерно-технического персонала, приеме высококвалифицированных специалистов на работу на постоянной основе;

– поддержании на высоком уровне внедренной в ДЭТЦ автоматизированной системы управления предприятием СР 2000 и системы менеджмента качества, соответствующей требованиям Международного стандарта ISO 9001.

– применении разработанных и совершенствующихся технологических карт

выполнения экспертных работ и оказываемых услуг;

– государственном подходе при расчетах стоимости экспертных работ и оказываемых услуг и др.

Что касается новых перспективных направлений в работе Донецкого ЭТЦ, или вернее расширения сферы его деятельности, следует отметить следующее.

В первую очередь, это касается дальнейшего развития и расширения экспертной деятельности и оказываемых услуг для предприятий угольной промышленности.

Новым для Центра с 2010 года направлением в работе стала сертификация продукции (на первоначальном этапе на добровольной основе – горно-шахтного и обогатительного оборудования). В августе 2010 года для этого был создан Орган Сертификации продукции ДЭТЦ.

В развитие данного направления в ДЭТЦ создан в марте 2011 года в составе научно-исследовательского отдела специализированный сектор сертификации и нормативного обеспечения. В настоящее время уже есть обнадеживающие результаты его работы. И поэтому одной из задач Центра на 2011 год является организация и проведение системной работы по выдаче предприятиям-заказчикам экспертных работ сертификатов соответствия на представленную продукцию.

Другим перспективным направлением в работе ДЭТЦ, на наш взгляд, является проведение под руководством Госгорпромнадзора Украины во взаимодействии с Национальным научно-исследовательским институтом промышленной безопасности и охраны труда, отраслевыми институтами научно-технических семинаров по приоритетным направлениям в повышении уровня промышленной безопасности и улучшения состояния охраны труда на наиболее аварийноопасных и травмоопасных предприятиях.

Проект такой Программы проведения научно-технических семинаров для угольной отрасли Донецким ЭТЦ разработан. Данный проект был рассмотрен базовыми отраслевыми институтами Украины (МакНИИ, ДонУГИ) и получил их одобрение.

ДЭТЦ считает, что проведение таких семинаров по инициативе государственного горного надзора будет способствовать повышению специальных знаний и ответственности участвовавших на них руководителей угольных предприятий по обеспечению безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах.

Более 10 лет в ДЭТЦ работает научно-исследовательский отдел, который был создан во исполнение приказа Госгорпромнадзора Украины. Научно-исследовательский отдел оказывает научно-техническую и методическую помощь всем другим отделам и секторам Центра при выполнении ими экспертных работ, а также осуществляет непосредственное самостоятельное выполнение научных исследований и разработок в области безопасности и охраны труда в угольной промышленности.

Одним из направлений работы научно-исследовательского отдела Центра в сфере научно-технической поддержки государственного надзора является постоянное участие во взаимодействии с другими производственными подразделениями Центра в разработке и совершенствовании нормативно-методических документов.

ДЭТЦ были подготовлены предложения и замечания по следующим разрабаты-

ваемым документам:

– на первую редакцию отраслевого стандарта СОУ-П «Правила пересечения горными выработками зон геологических нарушений на выбросоопасных пластах», разработанного МакНИИ совместно с УкрНИМИ и ДонНИИ;

– по проекту разработанного МакНИИ отраслевого стандарта «Правила определения эффективности опережающей защиты пластов, склонных к газодинамическим явлениям»;

– по разработанной МакНИИ редакции отраслевого стандарта СОУ-П «Правила прогноза выбросоопасности по сорбционным показателям угля»;

– на первую редакцию, разработанных ДонУГИ, «Технологических схем дегазации тупиковой части погашаемых вентиляционных выработок»;

– на проект СОУ «Гигиеническая регламентация синтетических и полимерных материалов, предназначенных для использования в угольной промышленности», разработанного ГП «Научно-исследовательский институт медико-экологических проблем Донбасса и угольной промышленности». Данный стандарт одобрен от 15.07.2010 г. на заседании проблемной комиссии «Гигиена труда и профзаболевания» Академии медицинских наук Украины;

– на проект СОУ «Автоматизированные средства и системы противоаварийной защиты. Функциональная безопасность. Общие требования и регламент оценки», разработанного МакНИИ;

По просьбе института МакНИИ специалисты Центра приняли участие в разработке и подготовили ряда предложений к проекту «Положения об экспертной комиссии по расследованию аварий на угольных шахтах».

ДЭТЦ совместно с институтом ДонУГИ разработан отраслевой научно-методический документ «Положение по составлению планов предупреждения аварий на угольных шахтах». Авторами данной разработки и утвержденного Минуглепромом Украины Положения от ДЭТЦ являются к.т.н. Малеев Н.В., к.т.н., проф. Захаров Е.П., инженер Мухин П.Е.

В 2010 году Центром выполнена научно-исследовательская работа, связанная с разработкой предложений в новую редакцию НПАОП «Вентиляция угольных шахт. Руководство по проектированию».

В текущем 2011 году ДЭТЦ был подготовлен целый ряд замечаний и предложений по проекту окончательной редакции НПАОП «Правила безопасности при обращении с взрывчатыми материалами промышленного назначения». Большинство замечаний и предложений ДЭТЦ при доработке данного документа учтено.

ДЭТЦ проводится работа по дальнейшему расширению и углублению научно-технического сотрудничества с академическими и отраслевыми НИИ, испытательными лабораториями, органами по сертификации машин, механизмов, различного другого оборудования, выполнению совместных разработок, направленных на обеспечение безопасных и здоровых условий труда на производстве. С этой целью экспертно-техническим центром были подписаны двусторонние договора о научно-техническом сотрудничестве с рядом организаций и предприятий, а именно: ГП «Донецкий научно-производственный центр стандартизации, метрологии и сертификации» («Донецкстандартметрология»); Государственным испытательным серти-

фикационным центром взрывозащищенного и рудничного электрооборудования (ГИСЦ ВЭ, Донецк); Научно-исследовательским институтом медико-экологических проблем Донбасса и угольной промышленности (НИИ МЭП, Донецк); АО «Научно-исследовательский угольный институт» (Острава-Радванице, Чешская республика); Национальным научным центром горного производства – ИГД им. А.А. Скочинского (г. Люберцы Московской области, Российская федерация), Донбасским региональным отделением Международной Академии Наук Экологии и Безопасности жизнедеятельности (г. Донецк).

С 01 января 2010 года Донецкий ЭТЦ входит в состав Международной академии наук экологии и безопасности жизнедеятельности в качестве Коллективного члена с целью более тесного взаимодействия и участия ученых, технических экспертов и специалистов в работе Донбасского регионального отделения МАНЭБ в области промышленной безопасности и охраны труда.

С 1 по 6 сентября 2010 года в г. Феодосия Международной академией наук экологии и безопасности жизнедеятельности во взаимодействии с Минуглепромом Украины был проведен научно-практический семинар по вопросам промышленной безопасности и охраны труда на аварийноопасных и травмоопасных производствах. В подготовке, организации и проведении данного семинара Донецкий ЭТЦ принял самое активное участие. Программа данного Семинара была разработана специалистами нашего Центра.

Научно-технические статьи специалистов ДЭТЦ по решению насущных проблем по безопасности работ в угольных шахтах, на предприятиях металлургического комплекса и других отраслей постоянно публикуются в журналах «Уголь Украины», «Технополис», в сборниках научных трудов ННИИПБОТ, МакНИИ, ДонНТУ и др.

В решении проблем горной безопасности, над которыми постоянно работают отраслевые и академические научно-исследовательские институты, требуется системный подход и в обязательном порядке бюджетное финансирование приоритетных научных программ, научное сопровождение за результатами их практического внедрения на шахтах.

Со стороны государственного горного надзора и ГП «Донецкий экспертно-технический центр Госгорпромнадзора Украины», созданного и функционирующего с целью научно-технической поддержки государственного горного надзора и надзора за промышленной безопасностью и охраной труда, вопросам совершенствования, разработки и внедрения новых безопасных эффективных технологий горного производства, обеспечения безопасности ведения горных работ в шахтах всегда будет уделяться самое пристальное внимание, а научно-исследовательским институтам и другим заинтересованным предприятиям и организациям в решении проблем горной безопасности, повышении уровня промышленной безопасности и улучшении состояния охраны труда в угольных шахтах оказываться всесторонняя поддержка.

ДЭТЦ готов к сотрудничеству со всеми предприятиями, организациями, физическими лицами, которых интересует тематика выполняемых нами экспертных работ и оказываемых услуг.

Список литературы

1. Малєєв М.В., Мартинов А.А., Здановский В.Г. Експертна оцінка стану виробничого травматизму та основні напрямки щодо підвищення рівня промислової безпеки багатогазових шахт // Інформаційний бюлетень з промислової безпеки. – К., 2010. – С. 45-55.

2. Правила безпеки у вугільних шахтах. НПАОП 10.0-1.01-10. – К., 2010.

3. Державні санітарні правила та норми. Підприємства вугільної промисловості. ДСП 3.3.1.095. – К., 2002.

УДК 622.261.27

© А.И. Волошин, О.В. Рябцев,
С.Ю. Процак, И.Ю. Аля-Брудзинский

БЕСЦЕЛИКОВАЯ ОХРАНА И ПОДДЕРЖАНИЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ

Наведено результати чисельного моделювання з дослідження закономірностей зрушень порід по контуру підготовчої виробки залежно від гірничо-геологічних та гірничотехнічних факторів та умов ведення гірничих робіт, а також практичні рекомендації, що спрямовані на охорону та підтримання виробки для повторного використання.

Приведены результаты численного моделирования по исследованию закономерностей смещений пород по контуру подготовительной выработки в зависимости от горно-геологических и горнотехнических факторов и условий ведения горных работ, а также практические рекомендации, направленные на охрану и поддержание выработки для повторного использования.

The results of numerical modeling study of the laws of rock displacements along a contour of advance working depending on the geological and mining factors and conditions of mining operations, and also practical recommendations to protect and maintain mine working for reuse are shown.

Обеспечение максимально возможного уровня добычи угля при сохранении безопасных условий ведения горных работ – одна из основных задач угольной отрасли. Месторождения угля, залегающие сравнительно неглубоко от поверхности, практически исчерпаны, и освоение километровых глубин на сегодняшний день является безальтернативной проблемой горной науки и инженерии. Ведение горных работ на больших глубинах чрезвычайно осложняется отсутствием достаточных знаний о структуре и свойствах пород, которые часто насыщены газом и нередко обводнены, тектонически нарушены и находятся в условиях высоких сжимающих напряжений, процессов сдвижений горных пород при ведении добычных работ. Достижение максимального уровня добычи в этих условиях сдерживается недостаточной степенью изученности геомеханических процессов, происходящих в массиве горных пород на больших глубинах, которые наряду с ухудшением горно-геологических условий, увеличением частоты и интенсивности различных газодинамических проявлений также сдерживают возможность своевременного принятия рациональных технологических параметров ведения горных работ и, соответственно, максимально эффективного использования новой высокопроизводительной добычной и проходческой техники.

Решение этих вопросов невозможно без знаний закономерностей протекания

геомеханических процессов в углепородном массиве в конкретных горно-геологических условиях ведения горных работ. Существующие нормативные документы и методики не учитывают влияние большого многообразия факторов и условий ведения горных работ на изменение геомеханического состояния углепородного массива, а значит не могут определить параметры, обеспечивающие безопасные условия добычи угля.

В результате многолетних исследований ученых Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова Национальной академии наук Украины и Украинского отделения Международного центра научной культуры «Всемирная лаборатория» - Научно-инженерного центра «Экология-Геос» разработана «Методология определения рациональных технологических параметров ведения горных работ на основе комплексного геомеханического прогноза состояния углепородного массива», которая основана на управлении напряженно-деформированным состоянием вмещающих пород технологическими параметрами ведения горных работ [1]. Методология базируется на гипотезах горного давления, основанных на общих положениях механики сплошной среды и механизма сдвижения слоистого разномодульного горного массива. Ее основное достоинство состоит в том, что впервые комплексно учитывается влияние горно-геологических, горнотехнических факторов и условий ведения работ, а также фактора времени на геомеханическое состояние пород, окружающих выработки – всего взаимоувязано 36 факторов. Методология реализована в виде программно-технологического комплекса «Технология стратегического планирования развития горных работ»© [2], посредством которого осуществляется численное моделирование особенностей геомеханического состояния углепородного массива в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях ведения горных работ. На этой основе производится выбор рациональных технологических параметров при решении конкретной горнотехнической задачи. В качестве примера будет рассмотрена задача по шахте «Красный партизан» ГП «Свердловантрацит».

Шахта «Красный партизан» является одним из лидеров отрасли по добыче антрацитов. В настоящее время отрабатываются пласты k_2^1 и k_5^1. Отработка данных пластов ведется в сложных горно-геологических условиях тяжелых кровель и на больших глубинах. В частности лава №42 пласта k_2^1 при средней вынимаемой мощности 1,7 м будет отрабатываться на глубине 1250-1300 м со всеми вытекающими последствиями – высокой температурой пород, превышающей 30 градусов и, как следствие, ужесточенными требованиями по проветриванию.

В силу того, что подготовка лавы №42 пласта k_2^1 для отработки по столбовой системе разработки требует большого объема подготовительных проходческих работ, которые займут большой промежуток времени, которым не располагает шахта для своевременного восполнения фронта добычных работ, лаву планируется готовить к отработке по сплошной системе разработки.

Используемая на шахтах ГП «Свердловантрацит» технология ведения горных работ при сплошной системе разработки предусматривает оставление для охраны конвейерного штрека ленточного целика вдоль выемочного столба лавы. Ширина целика выбирается, исходя из имеющегося на предприятии опыта, и составляет ве-

личину 50-100 м в зависимости от глубины разработки и мощности пласта. При этом достигается возможность повторного использования охраняемой выработки для любых нужд без дополнительных эксплуатационных затрат, в том числе и для отработки смежного выемочного столба. Принципиальная схема отработки выемочного столба лавы №42 пласта k_2^1 шахты «Красный партизан» по сплошной системе разработки с охраной конвейерного штрека целиком представлена на рис. 1.

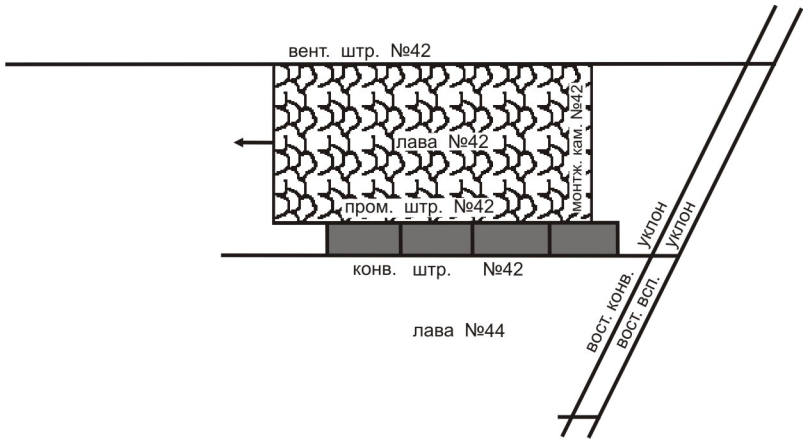


Рис. 1. Принципиальная схема отработки выемочного столба лавы №42 пласта k_2^1 по сплошной системе разработки с охраной конвейерного штрека целиком

Оставление ленточных целиков большой ширины гарантировано обеспечивает возможность повторного использования подготовительной выработки, но при этом имеет и несколько больших негативных моментов. Основные из них – это создание зоны повышенного горного давления от целиков, которая будет распространяться на смежные пласты, затруднять ведение горных работ на них и потери угля в целике. В денежном эквиваленте стоимость угля оставленного в целике шириной 100 м при длине выемочного столба лавы 2000 м и средней вынимаемой мощности пласта 1,7 м будет превышать 100 млн. грн и более чем в 4 раза стоимость проведения самой подготовительной выработки. Исходя из вышеизложенного для шахты «Красный партизан» возникла необходимость решения горнотехнической задачи по бесцеликовой отработке лавы №42 пласта k_2^1 по сплошной системе разработки с обеспечением условий для повторного использования конвейерного штрека для отработки смежного выемочного столба лавы №44 пласта k_2^1. Стоит отметить, что по условиям проветривания до сопряжения с лавой №44 пласта k_2^1 выработка должна иметь сечение не менее 9,0 м^2.

Данная задача была поставлена на основании имеющегося положительного опыта в решении сложных горнотехнических задач, направленных на охрану и поддержание подготовительных выработок на шахтах ГП «Свердловантрацит».

Для достижения поставленной цели при помощи Технологии [2] было выполнено численное моделирование изменения напряженно-деформированного состояния вмещающих пород во времени в окрестности конвейерного штрека №42. В результате выполнения комплекса исследований получены прогнозные значения нормальных нагрузок в породах непосредственной и основной кровли, определены величины опусканий пород кровли и поднятий пород почвы, а также закономерности их изменения по мере отхода лавы, на основании которых решены следующие задачи:

- установлены закономерности изменения геомеханического состояния массива горных пород в окрестности конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 в характерных условиях его эксплуатации и поддержания: по мере отхода лавы №42 пласта k_2^1 с учетом фактора времени, в зоне влияния лавы №44 пласта k_2^1 и по мере отхода лавы №44 пласта k_2^1 при проведении выработки по схеме «лава-штрек».
- На основании выполненных исследований определены значения параметров формирования опорной зоны в характерных условиях эксплуатации и поддержания выработки;
- На основании выполненных исследований определены значения конвергенции вмещающих пород по контуру выработки в характерных условиях ее эксплуатации и поддержания.

В ходе выполнения численного моделирования установлены закономерности изменения геомеханического состояния массива горных пород в окрестности конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 по мере отхода лавы №42 пласта k_2^1. Были получены особенности параметров распределения опорной зоны и ее влияния на подготовительную выработку. Максимальная ширина стационарной опорной зоны будет составлять 100,3 м, а минимальная – около 78 м.

В результате проведенных исследований были получены значения конвергенции пород. Опускания пород кровли при поддержании конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 в зоне выработанного пространства лавы №42 пласта k_2^1 с учетом охраны выработки жестким охранным сооружением составят 500-600 мм, при поднятиях пород почвы до 300 мм и сближении боков до 250 мм. Остаточная высота выработки при этом составит 2800-2900 мм или 2500-2600 мм по оси выработки, что при условии удовлетворительного состояния крепи позволит использовать ее в качестве вентиляционной при отработке лавы №44 пласта k_2^1.

В зоне влияния лавы №44 пласта k_2^1 конвергенция пород кровли и почвы изменится следующим образом: опускания пород кровли увеличатся на 260-340 мм и достигнут величины 810-910 мм, поднятия пород почвы увеличатся на 230-310 мм и достигнут 500-600 мм. Сближение боков выработки составит до 300 мм. Остаточная

высота составит 2200-2450 мм или 2000-2250 мм по оси выработки. Исходя из результатов исследований, в зоне влияния лавы №44 пласта k_2^1 сечение выработки будет превышать 9,0 м^2, что удовлетворяет условиям [3].

Согласно результатам расчетов максимальная ширина динамической опорной зоны при отработке лавы №44 пласта k_2^1 составит 50-60 м. Максимальные нормальные нагрузки в опорной зоне будут сосредоточены на расстоянии 10-20 м впереди забоя лавы, и будут достигать значений 8000 – 10000 тс (рис. 2).

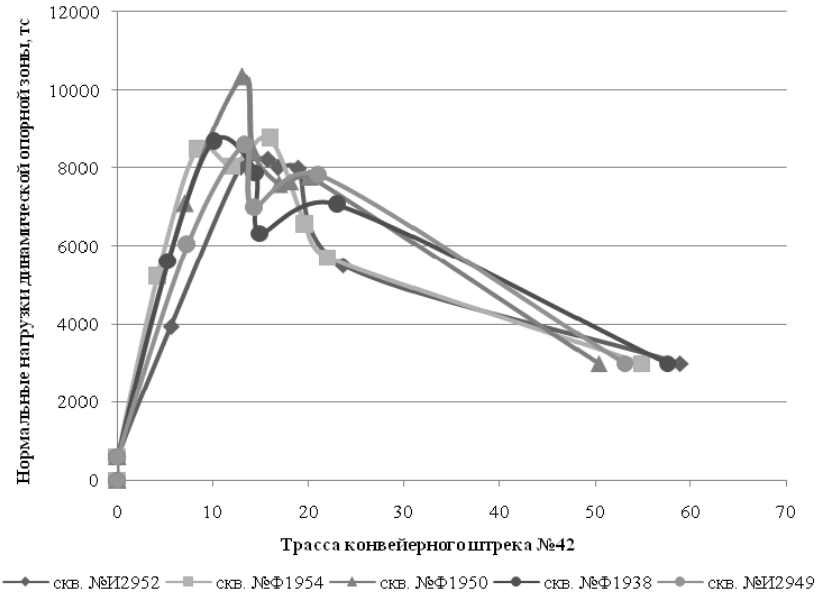


Рис. 2. Закономерности распределения нормальных нагрузок в динамической опорной зоне лавы №44 пласта k_2^1

На основании полученных результатов протяженность участка конвейерного штрека №42 пласта k_2^1, где будет наблюдаться наибольшее влияние лавы и на котором необходимо предусматривать мероприятия по усилению крепи, составит 40 м.

Проведенные исследования изменения напряженно-деформированного состояния вмещающих пород в окрестности конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 по мере отхода лавы №44 пласта k_2^1 показывают, что опускания пород кровли при охране выработки жестким охранным сооружением увеличатся на 500-550 мм при поднятиях пород почвы 250-280 мм и соразмерной с ними величиной сближения боков с

каждой стороны. Стоит отметить, что на сопряжении выработки с лавой №44 пласта k_2^1 опускания пород кровли увеличатся на 190-300 мм, при этом увеличение пучения на сопряжении не ожидается.

Исходя из результатов исследований, суммарные опускания пород кровли составят 1500-1700 мм при поднятиях пород почвы 760-860 мм. Остаточная высота выработки составит 1200-1400 мм при ширине 4000 мм. Как следствие конвейерный штрек №42 пласта k_2^1 потеряет до 75% своего сечения, которое составит к концу отработки лавы №44 пласта k_2^1 до 4,0 м^2. Кроме этого, при таких опусканиях произойдет деформация элементов крепи, и выработка будет нуждаться в проведении ремонтно-восстановительных работ. Это говорит о том, что без дополнительных специальных технологических мероприятий, направленных на усиление крепи, уменьшение сдвижений контура, эксплуатация данной выработки будет невозможной.

На рис. 3 представлена прогнозная конвергенция пород кровли и почвы конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 на момент окончания отработки лавы №44 пласта k_2^1 при охране выработки жестким охранным сооружением.

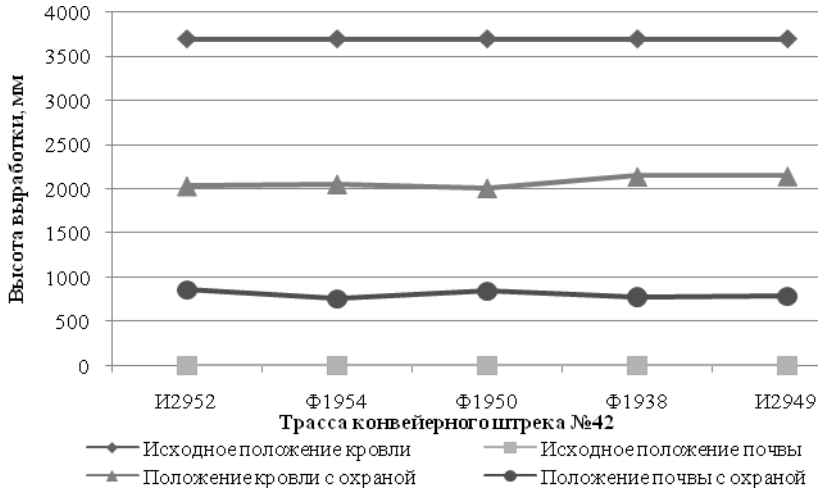


Рис. 3. Прогнозная конвергенция пород кровли и почвы конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 на момент окончания отработки лавы №44 пласта k_2^1

Для уменьшения величины опусканий пород кровли при эксплуатации конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 рекомендуется рассмотреть возможность установки анкерной крепи между рядами рамной крепи. При этом для достижения наибольшего положительного эффекта анкерную крепь необходимо устанавливать как можно ближе к обнажению кровли, т.е. в идеале при проведении выработки по схеме «лава-

штрек» анкера необходимо устанавливать еще в технологической нише. Для этого, с целью установки анкеров максимальной длины 2400 мм, необходимо после выемки угля в нише осуществить подрывку пород почвы при помощи БВР с таким расчетом, чтобы высота выработки, откуда будут устанавливаться анкера, составила 2900 мм. Количество анкеров должно быть не менее 6 и устанавливаться они должны с учетом того, чтобы по возможности обеспечить целостность пород кровли в месте возведения жесткого охранного сооружения, т. е. как минимум один анкер должен устанавливаться за пределами контура выработки с наклоном на выработанное пространство. Такой подход позволит уменьшить величину опусканий пород кровли на 40-60% и увеличить шаг установки рамной крепи до 0,8-1,0 м [4]. При этом соответственно уменьшится и величина поднятий пород почвы.

На рис.4 представлена прогнозная конвергенция пород кровли и почвы конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 на момент окончания отработки лавы №44 пласта k_2^1, с применением комбинированного типа крепи и охраной выработки жестким охранным сооружением.

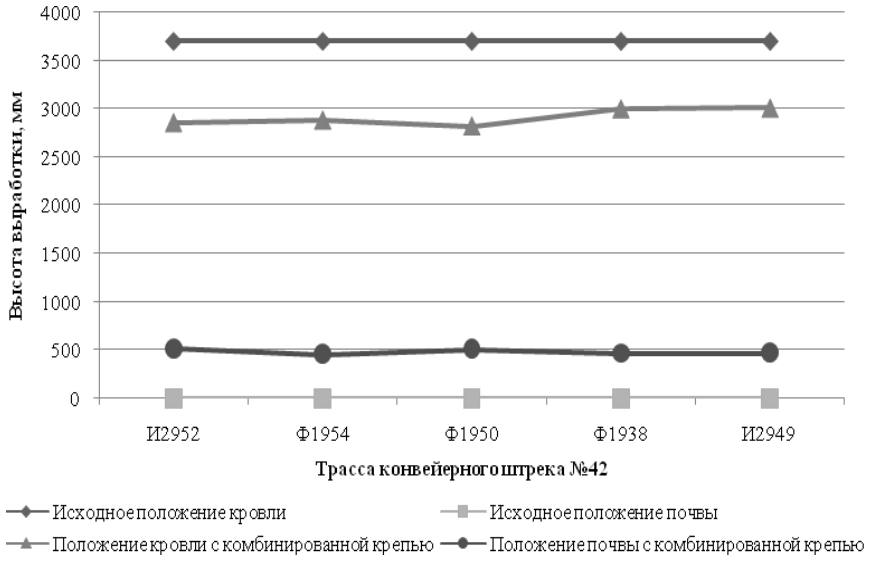


Рис. 4. Прогнозная конвергенция пород кровли и почвы конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 на момент окончания отработки лавы №44 пласта k_2^1

В качестве крепи для конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 было рассмотрено два варианта. Первый вариант – крепь КЦЛО-13,3, которая имеет следующие технические характеристики: высота в свету – 3200 мм, ширина по почве в свету – 4700 мм, рабочее сопротивление крепи – 240 кН/арку, предельная несущая способ-

ность – 620 кН/арку, масса профиля рамы (СВП-27) – 290 кг, податливость до 500 мм. Второй вариант – крепь типа КМП-Т5/12,0 с косонаклонным верхняком со следующими характеристиками: высота со стороны длинной стойки в свету 3700 мм, высота со стороны короткой стойки 3300 мм, ширина по почве в свету 4500 мм, рабочее сопротивление – 200 кН/раму, предельная несущая способность 400 кН/раму.

Предпочтение было отдано крепи типа КМП-Т5/12,0, поскольку она проста и дешева в изготовлении, имеет максимальное перекрытие кровли при проведении выработки только с подрывкой пород почвы, имеет конструктивную податливость равную практически половине длины короткой стойки и др.

Для того, чтобы обеспечить надежную работу рамной крепи были представлены следующие дополнительные рекомендации. Металлическая рамная должна быть оснащена замками АПЗ.030 со стабилизаторами амортизационного типа, что позволит компенсировать технологические несовершенства производителей крепи и метизов, а также обеспечит отсутствие перекосов замков в процессе податливости, плавное нарастание сопротивления и последующий сброс нагрузки.

Для избегания формирования складчатой структуры верхних элементов крепи необходимо предусматривать технические мероприятия по усилению конструкции крепи. Поэтому первые 50 м после отхода лавы, под верхние элементы рамной крепи должны устанавливаться гидравлические стойки типа ГВП. Для усиления всей конструкции и увеличения общей жесткости и величины рабочего сопротивления ГВП должны устанавливаться под металлический швеллер или прямолинейную балку из СВП установленную вдоль оси выработки и имеющую длину не менее 3,0 м. По мере отхода лавы ГВП должны заменяться на деревянные стойки диаметром не менее 200 мм на расстоянии 50 м от плоскости забоя лавы.

В качестве жесткого охранного сооружения для охраны конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 рекомендовано использовать литую полосу из твердеющих смесей. Ширина литой полосы в рассмотренных условиях должна приниматься 1,2 вынимаемой мощности пласта и отшиваться со стороны конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 двумя рядами органной крепи, а со стороны выработанного пространства лавы №42 пласта k_2^1 одним. При отработке лавы №44 пласта k_2^1 литая полоса той же ширины отшивается со стороны выработки и со стороны выработанного пространства лавы одним органным рядом.

Принципиальные технологические схемы охраны и поддержания конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 при отработки лав №42 и №44 пласта k_2^1 представлены на рис. 5 и рис. 6 соответственно.

Обозначения приведенные на рис. 5 и 6 следующие: 1 – конвейерный штрек №42; 2 – выработанное пространство лавы №42 пласта k_2^1; 3 – выемочный столб лавы №44 пласта k_2^1; 4 – гидростойка; 5 – подхват; 6 – анкерная крепь с длиной штанги 2,4 м; 7 – крепь КМП-Т5; 8 – органная крепь; 9 – литая полоса шириной равной 1,2 вынимаемой мощности ($m_в$); 10 – рудничные стойки; 11 – механизированная крепь; 12 – механизированная крепь с обратной консолью.

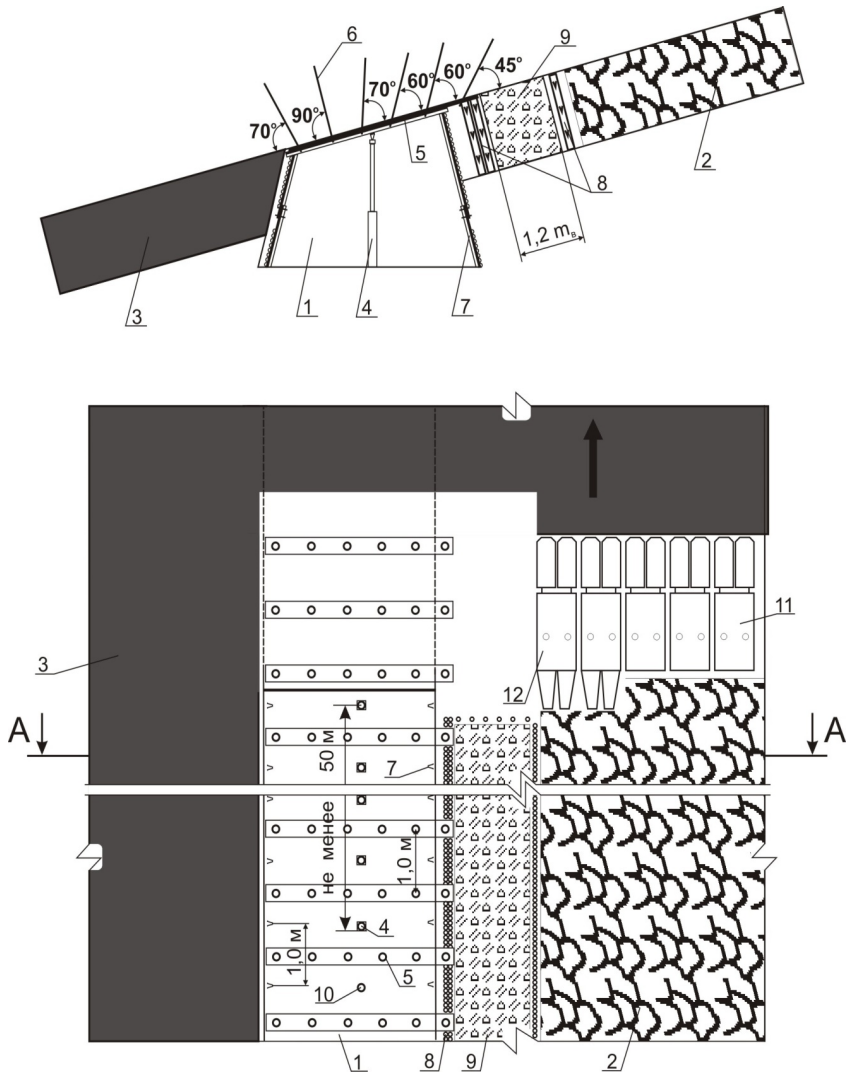


Рис. 5. Принципиальная схема охраны и поддержания конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 на основе анкерно-рамной крепи и литой полосы

Комплекс разработанных с использованием Технологии [2] научно обоснованных практических рекомендаций по креплению, охране и поддержанию конвейерного штрека №42 пласта k_2^1, который приведен выше, даст возможность обеспечить рабочее состояние рассматриваемой горной выработки на всем протяжении ее эксплуатации и использовать ее в качестве вентиляционной при отработке лавы №44

пласта k_2^1 без оставления угольного целика большой ширины и, соответственно, потерь угля. Кроме этого после отработки лавы №44 пласта k_2^1 останутся достаточно благоприятные условия для частичного извлечения металлокрепи при погашении выработки. Ожидаемый экономический эффект от использования рекомендаций с учетом добычи и реализации угля, который планировался к оставлению в целике, по предварительным расчетам составляет более 80 млн. грн.

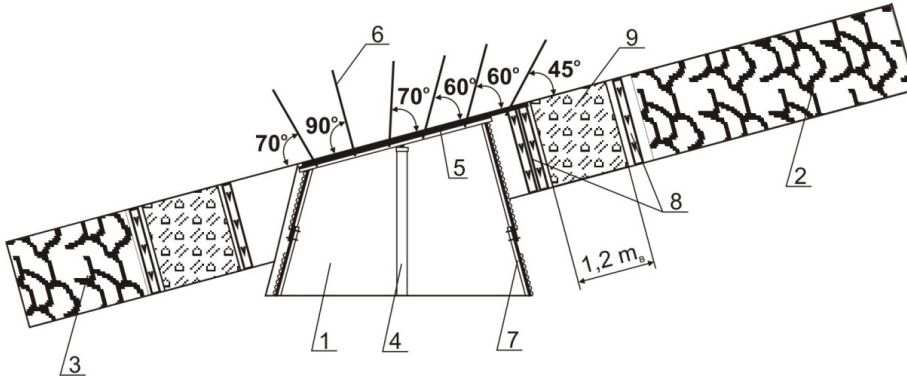


Рис. 6. Принципиальная схема охраны и поддержания конвейерного штрека №42 пласта k_2^1 на основе анкерно-рамной крепи и литой полосы (в выработанном пространстве лавы №44 пласта k_2^1)

Список литературы

1. Булат А.Ф. Методология определения рациональных технологических параметров ведения горных работ [Текст] / А.Ф. Булат, А.И. Волошин, О.В. Рябцев, А.В. Савостьянов // Уголь Украины. – 2004. – №10. – С. 15-18.

2. Булат А.Ф. Технология стратегического планирования развития горных работ [Текст] / А.Ф. Булат, А.И. Волошин, О.В. Рябцев, А.И. Коваль // Уголь. – 2011. – №2. – С. 22-25.

3. Нормативно-правовой акт по охране труда. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт: ДНАОТ 1.1.30-6.09-93. – [Действителен с 1993-12-20]. – К.: Государственный комитет Украины по промышленной безопасности, охране труда и горному надзору, 1994. – 315 с.

4. Булат А.Ф. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт [Текст] / А.Ф. Булат, В.В. Виноградов. – Днепропетровск: Институт геотехнической механики НАН Украины, 2002. – 372 с.

УДК 622.278

© Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський,
П.Б. Саїк, В. Г. Лозинський

ЕКОНОМІЧНА ДОЦІЛЬНІСТЬ СУМІСНОГО ВІДПРАЦЮВАННЯ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ СПОСОБОМ СВЕРДЛОВИННОЇ ПІДЗЕМНОЇ ГАЗИФІКАЦІЇ

В статті проведений історичний екскурс щодо відпрацювання запасів вугільних пластів на промислових станціях «Підземгаз» та тестових полігонах підземної газифікації. Запропонована технологічна схема сумісного відпрацювання свити тонких вугільних пластів. Встановлені напрямки наукового обґрунтування, розроблена модель газифікації свити вугільних пластів та проведена економічна оцінка запропонованих технологічних рішень.

В статье проведен исторический экскурс по технологиям отработки запасов угольных пластов на промышленных станциях «Подземгаз» и тестовых полигонах подземной газификации. Предложена технологическая схема совместной отработки свиты тонких угольных пластов. Установлены направления научных изысканий, разработана модель газификации свиты угольных пластов и проведена экономическая оценка предложенных технологических решений.

The historical digression of operation the industrial stations of «Podzemgaz» and test sets of underground gasification is conducted in the article. The flowsheet of the joint working off the thin coal seams is offered. Directions of scientific researches are set. The model of gasification of retinue of coal layers is developed. The economic evaluation of the offered technological solutions is conducted.

Вступ

Одним із напрямів радикального технологічного удосконалення збільшення повноти та підвищення обсягів видобування запасів з тонких та вельми тонких вугільних пластів є застосування свердловинної підземної газифікації вугілля (СПГВ). Розроблені сучасні технологічні схеми дають можливість здійснювати процес експлуатації також забалансових та покинутих ділянок шахтних полів на якісно новому рівні.

Суть процесу свердловинної підземної газифікації вугілля полягає в переводі вугілля з твердого стану в умовах природного залягання вугільного пласта в газоподібне паливо з наступним виводом його на земну поверхню по спеціально пробуреним і обладнаним свердловинам. Підземна газифікація виключає важку працю гірняків під землею і фактично не має обмежень для створення екологічно чистого підприємства.

Історичний екскурс [1-3]

Вперше горючий газ з вугілля отримав англієць Мердок в 1792 р., як попутний продукт при виробництві «світильного масла». У 1880 році Д.І. Мендєлєєв висунув ідею підземної газифікації вугілля. Дальше цю ідею почав розвивати англійський учений Вільям Рамсей, але розроблений ним проект не був втілений в життя. Пріоритетне і провідне місце розробці підземної газифікації вугілля належить ученим СССР. Практично роботи по ПГВ почались на початку 30-х років в трьох вугільних басейнах: Донбасі, Кузбасі і Мосбасі.

Перший проект станції «Підземгаз» був розроблений в 1928 році. Наукова ідея та її супровід належав відомому ученому О.М. Терпигорєву, а керівництво проектних робіт здійснював інженер І.П. Кириченко.

Перші дослідні роботи по ПГВ почали проводитись І. Е. Коробчанським, В.А. Матвеєвим, В.П. Скафою і Д.І. Філіповим в 1933 році в Московському басейні на Крутовському буровугільному родовищі, в Донбасі – з лисичанським кам'яним вугіллям і в м. Шахти – антрацитом. Перші опити полягали в проведені у підземних умовах газифікації вугілля в підземних шарових генераторах, які в той час широко застосовувались для отримання генераторного і водяного пару.

В кінці 40-х років відбулось будівництво і введення в експлуатацію перших дослідно-промислових станцій в містах Горловці, Лисичанську, Тулі з шахтною і напівшахтною підготовкою вугілля до газифікації. Внаслідок виявлення принципіальних недоліків в технології було прийнято рішення про розробку безшахтного способу підготовки газогенераторів і газифікації пласта вугілля. Першочергово конструктори і дослідники намагались перенести в підземні умови технологію засвоєну на практиці процесу газифікації в наземних газогенераторах. Вважали, що необхідно дробити вугілля під землею, так як в наземних газогенераторах процес газифікації проводився в шарі вугілля.

В Донбасі підземну газифікацію проводили на Лисичанській станції «Підземгаз». Станція одночасно розробляла 12 вугільних пластів. Газифікувались за кутом падіння (38-60^{o}) кам'яновугільні пласти потужністю 0,5-1,8 м на глибині 60-300 м. Вміщаючі вугільний пласт породи – глиняні сланці і пісковики кам'яновугільного періоду. Вугільний пласт водоносний з напорами до 200-300 м над горизонтом розпалювання. Типовою властивістю для цих ділянок являється мала водообільність. Покрівля і підошва вугільних пластів представлені водоопорними породами. В даних умовах попередньо знімали напір підземних вод в вугільному пласті і проводили водовідлив з вигазованного простору.

Оцінюючи показники процесу ПГВ на Лисичанській станції, потрібно враховувати, що це одна із станцій на якій освоювали технологію безшахтної підземної газифікації з роздробленням вугільного пласта, де було отримано біля 672 млн. м^3 газу з теплотою згоряння 3,3 МДж/м^3. Роздрібнення пласта проводилось при допомозі розривних зарядів, які розміщувались в свердловинах.

Характерною особливістю підземної газифікації на Лисичанській станції було застосування дуття, збагаченого киснем, необхідного із-за малої потужності пластів (до 1,2 м) і значної їх обводненості.

В 1935 році молоді інженери В.А. Матвеєв, П.В. Скафа і Д.І. Філіпов розробили новий метод газифікації, який отримав назву метод «потоку». При ПГВ методом «потоку» не передбачалась необхідність попереднього роздроблення вугілля в пласті, тобто газифікувався цілик вугілля. Свою назву метод «потоку» отримав тому, що нагнітаємо в один кінець горючого вугільного каналу повітря , проходячи по ньому, перетворювалось в горючий газ, який виходив з іншого кінця каналу. На основі цього методу проводились усі наступні роботи по ПГВ.

Із 1934 до 1941 рр. на Горлівській дослідній станції «Підземгаз» проводилися випробування потокового методу газифікації вугільних пластів з кутом падіння 70-75° і потужністю від 0,7 до 1,9 м. Уперше проводилися досліди з подачею в підземний газогенератор повітряного дуття збагаченого киснем O_2. У результаті експерименту підвищилася теплота згорання газу до 4,3 МДж/м^3, концентрація горючих газів метану (CH_4), монооксиду вуглецю (CO) і водню (H_2) зросли більш ніж на 45%, при цьому спостерігалося зниження виходу баластових газів азоту (N_2) і вуглекислого газу (CO_2).

Періодично станція перейшла на двохциклічний режим роботи. При цьому теплота згорання газу склала 4,55 -11,9 МДж/м^3, концентрація метану (CH_4), водню (H_2) і оксиду вуглецю (CO) – 71,3% у складі енергетичного газу.

Загальна кількість газу виробленого за період експлуатації станції 1934-1940 рр. становила 73,7 млн. м^3.

Дослідно-промислові показники роботи Горлівської станції «Підземгаз» довели можливість промислової реалізації технології підземної газифікації вугілля з отриманням більш якісного продукту із впровадженням елементів керованості матеріальним балансом процесу.

В Дніпровському басейні на Південно-Синельніковському родовищі газифікували буровугільний пласт потужністю 3,5-5,0 м на глибині 80 м. Вміщаючими породами були глини і піски палеогенового віку розрихленої структури. В підошві вугільного пласта розташовувався потужний (до 30 м) водоносний горизонт з величиною напору до 50 м. Потужність над вугільного водоносного горизонту складала біля 20 м. В підошві вугільного пласта проводили водопониження. Протягом експерименту був отриманий газ з теплотою згоряння 2,9-3,0 МДж/м^3.

При роботі експериментальних та промислових станцій підземної газифікації досить часто виникали питання щодо ув'язки робіт із газифікації на різних горизонтах при відпрацюванні свити вугільних пластів. Така проблема особливо гостро відзначалася на Лисичанській та Південно-Абінській станціях «Підземгаз». Досвід відпрацювання запасів на цих станціях показує, що основним фактором при розробці вугільних пластів свити є вибір раціонального порядку ведення робіт. Не відповідний порядок відпрацювання приводить до економічних втрат і екологічних аварій.

Особливість підземної газифікації свити вугільних пластів

Розміщення підземних газогенераторів при відпрацюванні свити вугільних пластів полягає в тому, щоб виключити взаємний вплив газогенераторів і вигазованих порожнин на суміжних пластах свити. Основний фактор, який необхідно враховувати при проектуванні підземних газогенераторів на свиті пластів – це деформації, котрі проходять в гірському масиві при утворенні вигазованих порожнин. Це приводить до виникнення процесів, котрі впливають на процес підземної газифікації: зміна водопроникності вміщаючих порід; деформація технологічних свердловин, яку необхідно уникнути, щоб не проводити буріння свердловин для кожного пласта свити окремо.

Одночасне відпрацювання запасів свити вугільних пластів можливе лише при розкритті шахтного поля за допомогою багатоярусних свердловин (рис. 1). При цьому виникає ряд проблемних питань, які необхідно вирішити. У першу чергу ускладнюється процес виконання бурових робіт, встановлення заокруглень свердловин і їх утримання, сам процес запалення та пуск газогенераторів, утримання вибоїв на відстані випередження, управління станом гірського масиву та ін. [4-6].

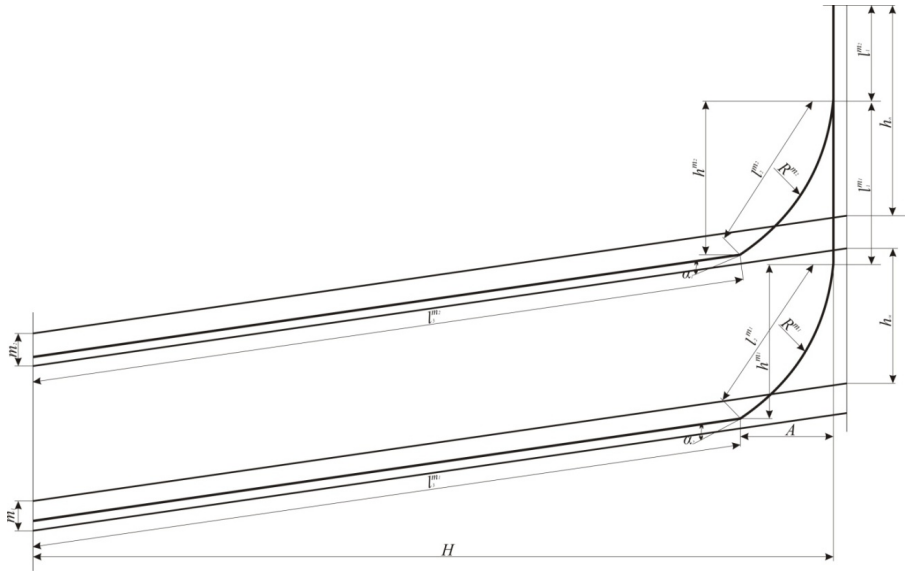


Рис. 1. Елементи багатоярусної свердловини при розкритті вугільних пластів

Конфігурація використання ствола багатоярусної свердловини повинна забезпечувати: високу якість свердловини, як експлуатаційного об’єкта; вільне проходження по стволу свердловини дуттєвих і газовідвідних труб; можливість застосування одночасної експлуатації на декількох горизонтах; мінімальні затрати на спо-

рудження свердловин. При багатоярусному бурінні профіль направлених свердловин повинен забезпечувати економічно раціональну кількість свердловин.

Проектування направленої свердловини для розкриття свит вугільних пластів з метою підземної газифікації корисної копалини полягає у виборі типу і виду профілю, і в визначенні необхідних параметрів:

- глибини і відхилення ствола від вертикалі;
- довжини похилої частини свердловини;
- значень максимальних радіусів кривизни, враховуючи кількість експлуатаційних труб.

Методика визначення довжин вертикально-похилих свердловин призначених для газифікації вугільних двох вугільних пластів представлена в табл. 1.

Таблиця 1

ВИЗНАЧЕННЯ ДОВЖИН БАГАТОЯРУСНИХ СВЕРДЛОВИН ДЛЯ ДОСЛІДНОЇ ДІЛЯНКИ СОЛЕНОВСЬКОГО РОДОВИЩА

Дільниця профілю	Довжина, м
Вертикальний для пласта нижнього пласта	$l_1^{m_2} = h_n + m_2 - 0,3m_2 - h^{m_2}$
Набір зенітного кута для нижнього пласта	$l_2^{m_2} = 0,0174R^{m_2}\alpha_1$
Прямий похилий для нижнього пласта	$l_3^{m_2} = (H - A)/\cos\alpha_1$
Вертикальний для верхнього пласта	$l_1^{m_1} = h_н + m_2 + h_м + m_1 - 0,3m_1 - h_2^{m_1}$
Набір зенітного кута для верхнього пласта	$l_2^{m_1} = 0,0174R^{m_1}\alpha_2$
Прямий похилий для верхнього пласта	$l_3^{m_1} = (H - A)/\cos\alpha_2$

де h_n – потужність наносів, м;

m_2, m_1 – потужності пластів, м;

α_1, α_2 – кути падіння пластів, град;

R – радіус викривлення свердловини, м;

$h_м$ – потужність порід міжпластя, м;

H – довжина ділянки призначеної для газифікації, м;

A – величина зміщення вибою від вертикалі, м.

Для перевірки запропонованої методики розглянемо можливість її застосування при розробці залишених запасів одного із родовищ Центрального району Донбасу. Для даної ділянки запропонований низхідний порядок з одночасним вигазовування двох вугільних пластів зі створенням штучного екрану по верхньому пласту. Цей екран дозволяє уникнути взаємного впливу газогенераторів один на одного. Відпові-

дно, таким чином забезпечується технологічність процесу газифікації та запобігання втрат дуттєвої суміші.

Така схема відпрацювання також має важливе значення для забезпечення відповідності гідрологічних умов процесу газифікації. Нижній пласт слугує для дренажу води та його відведення із зони геореактора. Це є особливо важливим при відпрацюванні обводнених вугільних запасів із притоками води у зону газифікації понад 5 $м^3/т$.

Випередження вогневого вибою дренажного генератора повинно становити 40-80 м у залежності від гірничо-геологічних умов вугільного родовища. Інтенсивність процесу вигазовування вугільного пласта ґрунтується на водонасиченності масиву.

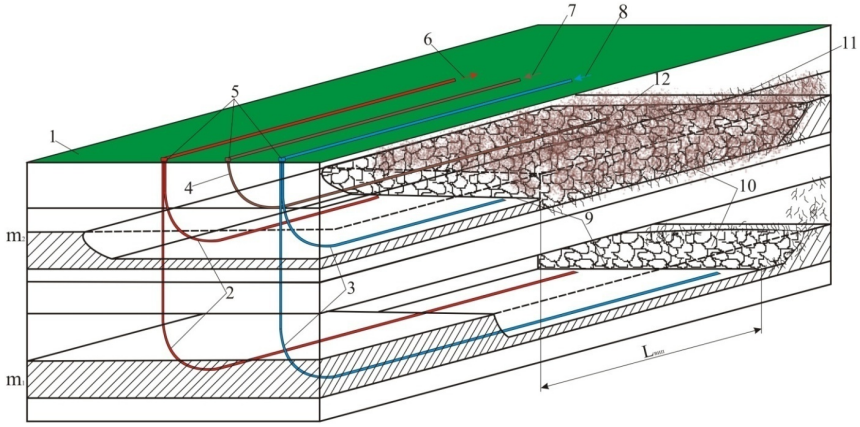


Рис. 2. Технологічна схема сумісного відпрацювання вугільних пластів: 1 – поверхня землі; 2 – газовідвідні свердловини; 3 – дуттєві свердловини; 4 – закладний трубопровід; 5 – головки експлуатаційних свердловин; 6 – напрямок руху продуктів СПГВ; 7 – напрямок руху закладного матеріалу; 8 – напрямок руху дуттєвої суміші; 9 – реакційний канал; 10 – вигазований простір; 11 – закладний матеріал; 12 – перфорована частина закладного трубопроводу

Економічна оцінка

Економічну оцінку прийнятих технологічних рішень проведемо шляхом порівняння необхідних затрат при підготовці, розкритті вугільних пластів при роздільному бурінні свердловин і при бурінні спільного вертикального профілю (рис. 3).

Розрахунок вартості проведення та підготовки панелі вугільного блока для процесу підземної газифікації паралельними вертикально-похилими свердловинами базується на основі даних компаній, які здійснюють направлене буріння.

Для здійснення підготовки панелі спершу слід провести підготовку ділянки до буріння, сейсморозвідку місцевості та постійний моніторинг за станом свердловин. Буріння здійснюється з поверхні вертикальними свердловинами по пустим породам,

після чого проводиться буріння похилих свердловин безпосередньо по вугільному пласту на відстані 30% вугільного пласта над основною підошвою.

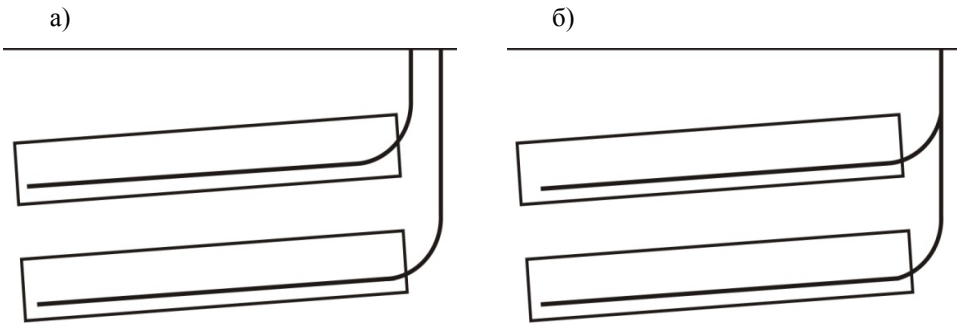


Рис. 3. Схема спорудження експлуатаційних свердловин:
1 – роздільне буріння; 2 – сумісне буріння

Таблиця 2

ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ РОЗРОБКИ ВУГІЛЬНОЇ ПАНЕЛІ ПРИ РОЗДІЛЬНОМУ ВІДПРАЦЮВАННІ ПЛАСТІВ

Стаття витрат	Один. вим.	Вартість од., грн	Кількість на верхньому пласті	Кількість на нижньому пласті	Загальна вартість на верхньому пласті	Загальна вартість на нижньому пласті	Загальна вартість, грн
Сейсморозвідка і моніторинг	$м^2$	30	420*30	560*30	378000	378000	756000
Дуттєва вертикально-похила свердловина	м	2700	495	560	120000	120000	240000
Газовідвідна вертикально-похила	м	2700	495	560	1136500	1512000	2648500
Підготовка ділянки до буріння	свна.	60000	2	2	1136500	151200	2648500
Проведення гідророзриву	м	600	5	5	3000	3000	6000
Обладнання свердловин	м	210	495	560	207900	235200	443100
Вартість послуг спеціалістів направленого буріння	чол.	240	4*495	4*560	950400	1075200	2025600
Непередбачувані витрати	%	–	15	15	593202	725310	1318512
Всього	-	-	-	-	4525502	2839110	10086212

Процес буріння вертикально-похилих свердловин включає наступні статті витрат:

- сейсморозвідка і моніторинг вугільної ділянки;
- підготовка ділянки до буріння;

- буріння дуттєвої вертикально-похилої свердловини;
- буріння газовідвідної вертикально-похилої свердловини;
- проведення гідророзриву;
- обладнання свердловин;
- послуги бригади спеціалістів направленого буріння;
- інші витрати.

Результати економічної оцінки при роздільній розробці вугільних панелей наведено у табл. 2, а при сумісній розробці панелей у табл. 3.

Таблиця 3

ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ РОЗРОБКИ ВУГІЛЬНОЇ ПАНЕЛІ ПРИ СУМІСНОМУ ВІДПРАЦЮВАННІ ПЛАСТІВ

Стаття витрат	Одн. вим.	Варт. од., грн.	Кількість на пласті	Загальна вартість, грн.
Сейсморозвідка і моніторинг	$м^2$	30	2*420*30	756000
Дуттєва вертикально-похила свердловина	м	2700	930	120000
Газовідвідна вертикально-похила	м	2700	930	2511000
Підготовка ділянки до буріння	св-на	60 000	2	2511000
Проведення гідророзриву	м	600	2*5	6000
Обладнання свердловин	м	210	2*930	390600
Вартість послуг спеціалістів направленого буріння	чол.	240	4*2*930	1785600
Непередбачувані витрати	%	–	15	1212030
Всього	–	–	–	9292230

Виходячи із проведеної економічної оцінки, ефект від впровадження технології сумісного відпрацювання запасів вугільних пластів складає біля одного мільйона гривень.

Висновки

У даній роботі автори зробили спробу провести вирішення актуальної науково-практичної задачі обґрунтування технологічних параметрів свердловинної підземної газифікації вугілля при відпрацюванні свити вугільних пластів. Було доведено, що існуючі критерії щодо розробки таких вугільних запасів із застосуванням технології підземної газифікації ґрунтуються на застарілих підходах. Запропоновані технологічні схеми сумісного розкриття, підготовки та відпрацювання газогенераторів дають можливість майже удвічі підвисити продуктивність роботи стації без додатково задіяних площ шахтних полів. Це значно розширює область застосування самої технології свердловинної підземної газифікації вугілля.

Виходячи із результатів розрахунків запропонована технологія відпрацювання свити тонких вугільних пластів є ефективно вигідною. Проведений аналіз та виконані обґрунтування показують економічну доцільність сумісного відпрацювання запасів двох пластів при порівнянні із окремою газифікацією кожного із них.

Такий підхід можливо застосувати також при відпрацюванні потужних вугільних пластів при пошаровому вигазовуванні запасів. У цьому випадку кожен шаг газифікації обґрунтовується згідно із критеріями та визначаються доцільні розміри випередження руху геореакторів.

Список літератури

1. Скафа П.В. Подземная газификация угля. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 169 с.

2. Лозинський В.Г., Саїк П.Б., Паваленко О.В., Кошка Д.О. Аналіз сучасного стану і перспективи промислового застосування свердловинної підземної газифікації вугілля в Україні // Матер. IV міжнар. наук.-практ. конф. «Школа підземної розробки». – Дніпропетровськ: ЛізуновПрес, 2010. – С. 279-287.

3. Фальштинський В.С.. Удосконалення технології свердловинної підземної газифікації вугілля (СПГВ) //Монографія. – Дніпропетровськ: НГУ, 2009. – 131 с.

4. Савостьянов О.В., Фальштинський В.С., Дичковський Р.О., Руських В.В. Механізм поведінки породної товщі при свердловинній підземній газифікації тонких вугільних пластів // Науковий вісник НГУ. – 2007. – №10. – С. 12-16.

5. Булатов А.И., Аветисов А.Г. Справочник инженера по бурению: В 4 т. – М.: Недра, 1993-1996. – Т.1-4.

6. Спосіб підземної газифікації потужних пластів твердого палива [Текст]: пат. 50753 UA Україна: МПК (2009) E21B 43/00/ Фальштинський В.С., Дичковський Р.О., Табаченко М.М., Медяник М.Ю., Кошка О.Г., Лозинський В.Г. – № u2009 12713; заявл. 07.12.09; опубл 25.06.10, Бюл. №12.

УДК 504.064.3

© А.И. Горовая, Л.Т. Крупская,
А.В. Павличенко, Т.А. Мацалак

ПРИНЦИПЫ ОРГАНИЗАЦИИ ЦИТОГЕНЕТИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ТЕРРИТОРИЙ РАЗМЕЩЕНИЯ ОТХОДОВ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Приведені результати цитогенетичної оцінки стану ґрунтів та атмосферного повітря на територіях розміщення відходів гірничо-добувних підприємств. Підтверджена ефективність використання гумінових речовин для покращення стану ґрунтів на територіях прилеглих до породних відвалів.

Приведены результаты цитогенетической оценки состояния почв и атмосферного воздуха на территориях размещения отходов горнодобывающих предприятий. Подтверждена эффективность применения гуминовых веществ для улучшения состояния почв на территориях прилегающих к породным отвалам.

The results of cytogenetic assessment of soil and atmospheric air condition on the territory of location of waste mining industry have been presented. The efficiency of use of humic substances for the improvement of soil condition on the territories adjacent to the dumps has been confirmed.

Высокие темпы освоения твердых полезных ископаемых приводят к масштабным изменениям состояния объектов окружающей среды, при этом в условиях горных предприятий отмечается высокая экологическая напряженность. В результате разработки месторождений происходит образование и накопление значительных объемов отходов, большинство из которых негативно влияет на состояние компонентов экосистем и обладает потенциальными токсическими и мутагенными свойствами [1].

Обобщение и систематизация литературных данных показывают, что в условиях горного производства проблема оценки его воздействия на окружающую среду и мониторинга изменения экосистем встает с особой остротой (Израэль, 1984; Певзнер и др., 1997; Перельман, Воробьев, 1996; Трубецкой, Галченко, 1998 и др.). Однако, существующие традиционные методы анализа экологической ситуации с учетом многочисленных факторов часто не дают должного эффекта или вызывают большие трудности при их реализации [2-5].

Отходы являются интенсивным источником загрязнения окружающей среды. Положение ухудшилось после развала СССР, когда многие горные предприятия не смогли справиться с экономическими трудностями переходного периода, были признаны банкротами и прекратили свое существование. Прекращение их деятельности

породило мощную экологическую проблему – не только загрязнение воздушного бассейна, но и других компонентов биосферы [6].

На территории горнодобывающих предприятий проводятся мониторинговые исследования, которые, к сожалению, не охватывают мест расположения токсичных отходов. В связи с этим возникает необходимость в разработке теоретических основ организации горно-экологического мониторинга в зоне размещения отходов. Для этого необходимо установить закономерности техногенного загрязнения объектов окружающей среды и разработки принципов формирования системы мониторинга и дополнения ее высокочувствительными биоиндикационными методами.

В связи с этим цель исследования состояла в разработке принципов формирования цитогенетического мониторинга в зоне влияния территорий размещения горнопромышленных отходов.

Экологическое состояние объектов окружающей среды по токсико-мутагенному фону рекомендуется оценивать цитогенетическими методами биоиндикации, которые, как известно, являются наиболее чувствительными, информативными и достаточны для адекватных оценок сочетанного действия на различные биосистемы экологических факторов окружающей среды [1, 7].

Объектом исследования служила территория города Селидово Донецкой области, на которой были выбраны 4 мониторинговые точки, охватывающие как территорию города, так и места размещения отходов угледобычи. На территории каждой мониторинговой точки были отобраны образцы почв и растений, находящихся в фазе цветения [7].

Состояние атмосферного воздуха определяется по уровню стерильности пыльцы индикаторных растений, произрастающих на исследуемой территории. Состояние грунтов оценивается по их мутагенности, которую отражают уровни мутаций в клетках биоиндикаторов, а токсический эффект – величина митотического индекса в меристематических тканях.

Все биоиндикационные показатели были приведены в единую безразмерную форму условных показателей повреждаемости. Для оценки уровня повреждения биоиндикаторов и экологической ситуации использовали универсальную шкалу [5].

Результаты тестирования токсичности атмосферного воздуха г. Селидово. Оценка токсичности воздушного бассейна проводилась с использованием теста «Стерильность пыльцы растений» представителей 20 видов высших цветковых растений. На каждой мониторинговой точке было исследовано состояние 9-13 видов растений и проанализировано от 10 до 30 тыс. пыльцевых зерен. Всего было проанализировано около 100 тыс. пыльцевых зерен.

Результаты оценки общей токсичности атмосферы на исследуемой территории по тесту «Стерильность пыльцы растений» приведены в табл. 1.

Анализ данных табл. 1 выявил, что уровень стерильности пыльцы изменяется от 2,2 до 35,4%. Наименьшие уровни стерильности пыльцы растений от 2,2 до 17,5%, отмечены на территории города Селидово (ул. Шевченко). На территории мониторинговых точек прилегающих к промплощадке шахты и отвалу уровень стерильности пыльцы изменяется от 3,0 до 35,4%. Такие уровни стерильности пыльцы указывают на наличие факторов обладающих токсичными свойствами.

Таблица 1

ОЦЕНКА ОБЩЕЙ ТОКСИЧНОСТИ АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА НА ТЕРРИТОРИИ Г. СЕЛИДОВО ПО ТЕСТУ «СТЕРИЛЬНОСТЬ ПЫЛЬЦЫ РАСТЕНИЙ»

Место отбора проб	Биоиндикатор	Стерильность пыльцы, %	УПП
ул. Шевченко, (управление экобезопасности)	Цикорий дикий	5,6±0,73	0,262
	Чистотел великий	9,2±0,91	0,446
	Тысячелистник мелкоцветковый	5,4±0,71	0,251
	Мыльнянка лекарственная	4,9±0,68	0,226
	Просвирник прямостоячий	7,5±0,83	0,359
	Синяк обыкновенный	10,1±0,95	0,492
	Пижма обыкновенная	7,4±0,83	0,354
	Мята полевая	2,2±0,46	0,087
	Донник лекарственный	11,3±1,00	0,355
	Клевер	17,0±1,19	0,552
	Клевер ползучий	17,5±1,20	0,416
Среднее			0,345
Возле городского совета	Тысячелистник мелкоцветковый	8,4±0,88	0,405
	Синяк обыкновенный	8,6±0,89	0,415
	Чистотел большой	15,4±1,14	0,764
	Сурепка обыкновенная	3,5±0,58	0,154
	Клевер луговой	18,3±1,22	0,597
	Подорожник ланцетолистный	16,8±1,18	0,545
	Лапчатка прямостоячая	22,4±1,32	0,738
	Донник лекарственный	8,9±0,90	0,272
	Резеда душистая	22,4±1,32	0,543
	Лядвенец рогатый	27,5±1,41	0,675
	Клевер ползучий	23,0±1,33	0,558
Среднее			0,515
Породный отвал ш. им. Д.С. Коротченко	Цикорий дикий	9,4±0,92	0,456
	Тысячелистник мелкоцветный	9,6±0,93	0,467
	Мята полевая	4,3±0,64	0,195
	Василек луговой	7,6±0,84	0,364
	Сурепка полевая	33,2±1,49	1,000
	Донник лекарственный	13,2±1,07	0,421
	Икотник серый	35,4±1,51	1,000
	Клевер ползучий	18,6±1,23	0,444
	Лядвенец рогатый	26,2±1,39	0,642
Среднее			0,554

Продолжение таблицы 1

Территория шахты им. Д.С. Коротченко	Льнянка обыкновенная	9,0±0,90	0,898
	Березка полевая	3,0±0,54	0,286
	Просвирник прямостоячий	11,25±1,0	0,551
	Мята полевая	4,4±0,65	0,200
	Донник белый	7,9±0,85	0,379
	Чина луговой	6,4±0,77	0,303
	Цикорий дикий	8,8±0,90	0,426
	Тысячелистник мелкоцветковый	11,2±1,00	0,549
	Донник лекарственный	31,0±1,46	1,000
	Люцерна посевная	16,1±1,16	0,521
	Люцерна хмелевидная	29,1±1,44	0,969
	Клевер ползучий	18,0±1,21	0,429
	Резеда душистая	29,6±1,44	0,730
Среднее			0,557
Среднее по городу			0,492

Результаты интегральной оценки экологического состояния атмосферного воздуха по тесту «Стерильность пыльцы растений» приведены в табл. 2.

Таблица 2

ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА НА ТЕРРИТОРИИ Г. СЕЛИДОВО

Место отбора проб	ИУПП	Состояние биосистем	Экологическая ситуация
ул. Шевченко	0,345	конфликтное	неудовлетворительная
Возле городского совета	0,515	угрожающее	неудовлетворительная
Породный отвал ш. им. Д.С. Коротченко	0,554	угрожающее	неудовлетворительная
Территория шахты им. Д.С. Коротченко	0,557	угрожающее	неудовлетворительная
Среднее	0,492	угрожающее	неудовлетворительная

Анализ данных табл. 2 выявил, что экологическое состояние исследуемой территории оценивается как «неудовлетворительное». В жилом районе по улице Шевченко отмечено «конфликтное» состояние биосистем, а на территории вблизи горсовета, состояние биосистем оценено как – «угрожающее».

На территории шахты и у породного отвала отмечается одинаковое «неудовлетворительное» экологическое состояние атмосферного воздуха, с «угрожающим» состоянием биосистем.

Результаты оценки экологического состояния почв. Биоиндикация токсико-мутагенной активности почв проводилась с использованием Allium-теста. На цитологических препаратах, приготовленных из кончиков корешков лука, выращенного на соответственных субстратах, одновременно определялись два показателя: митотический индекс (тест на токсичность) и аберрантность хромосом (тест на мутагенность). При этом для оценки мутагенности учитывалось как общее число меристематических клеток с патологическими (аберрантными) фигурами митоза, так и аберрантные ана- и телофазы митоза, что позволило полнее выявить закономерности мутагенеза, индуцированного комплексным действием загрязнителей, содержащихся в почвенных образцах [7]. Для оценки токсичности и мутагенности исследуемых почв было исследовано более 13 тыс. меристематических клеток и 800 ана-, телофаз митоза.

Результаты оценки токсичности почв приведены в табл. 3, мутагенности в табл. 4.

Таблица 3

ОЦЕНКА ТОКСИЧНОСТИ ПОЧВ НА ТЕРРИТОРИИ Г. СЕЛИДОВО И ШАХТЫ ИМ. Д.С. КОРОТЧЕНКО

Место отбора проб	Митотический индекс	
	‰	УПП
ул. Шевченко	107,2±9,2	0,364
Возле городского совета	91,±7,27	0,544
Породный отвал ш. им. Д.С. Коротченко	64,3±8,8	0,841
Территория ш. им. Д.С. Коротченко	59,6±8,5	0,893
Контроль	138,1±10,2	–

Таблица 4

ОЦЕНКА МУТАГЕННОСТИ ПОЧВ НА ТЕРРИТОРИИ Г. СЕЛИДОВО И ШАХТЫ ИМ. Д.С. КОРОТЧЕНКО

Место отбора проб	Аберрантность митоза		Аберрантность анна- ,телофазы		ИУПП
	%	УПП	%	УПП	
ул. Шевченко	10,1±1,8	0,448	9,7±2,7	0,427	0,437
Возле городского совета	14,2±2,3	0,679	10,7±3,6	0,481	0,580
Породный отвал ш. им. Д.С. Коротченко	14,0±2,5	0,666	16,5±4,2	0,803	0,735
Территория ш. им. Д.С. Коротченко	13,4±2,6	0,634	16,2±4,5	0,788	0,711
Контроль	1,9±0,2	–	1,7±0,2	–	–

Анализ данных табл. 4 выявил, что величина митотического индекса в меристематических тканях биоиндикаторов выращенных на исследуемых почвах изменя-

ется от 59,6 до 107,2‰. Это в свою очередь указывает на наличие в почвах токсикантов, угнетающих интенсивность клеточного деления до 57% от контроля. Наибольшие уровни токсичности почв выявлены на территориях шахты Д.С. Коротченко и породного отвала. Наименьший уровень токсичности почв наблюдается на ул. Шевченко г. Селидово.

Анализ результатов исследования приведенных в табл. 5 выявил, что частота хромосомных аберраций изменяется от 9,7 до 16,5%. мутагенности образцов исследуемых почв. При этом на территории шахты и отвала наблюдается увеличение частоты встречаемости хромосомных аберраций в 9,7 раз в сравнении с контролем. На почвах отобранных на территории г. Селидово частота встречаемости хромосомных аберраций выше в 5,7-9,7 раз в сравнении с контролем.

Результаты интегральной оценки токсико-мутагенной активности почв приведены в табл. 5.

Таблица 5

АНАЛИЗ ЭКОЛОГИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПОЧВ НА ТЕРРИТОРИИ Г. СЕЛИДОВО И ШАХТЫ ИМ. Д.С. КОРОТЧЕНКО ПО ИХ ОБЩЕЙ ТОКСИКО-МУТАГЕННОЙ АКТИВНОСТИ

Место отбора проб	ИУПП	Состояние биосистем	Экологическая ситуация
ул. Шевченко	0,413	конфликтное	неудовлетворительная
Возле городского совета	0,568	угрожающее	неудовлетворительная
Породный отвал ш. им. Д.С. Коротченко	0,770	опасное	катастрофическая
Территория шахты им. Д.С. Коротченко	0,772	опасное	катастрофическая

Анализ данных табл. 5 выявил, что на территории двух точек расположенных в г. Селидово, экологическое состояние почв оценивается как «неудовлетворительное». На территории шахты и породного отвала состояние почв оценивается как «катастрофическое».

Результаты биоиндикационной оценки состояния объектов окружающей среды на исследуемой территории приведены на рис. 1, анализ данных которого выявил, лучшее состояние атмосферного воздуха во всех исследованных мониторинговых точках. На территории ул. Шевченко и возле городского совета состояние атмосферного воздуха и почв оценивается как «неудовлетворительное». Что касается территории размещения шахты и породного отвала, то здесь состояние атмосферного воздуха оценено как «неудовлетворительное», а почв как «катастрофическое».

Учитывая весьма сложную экологическую ситуацию в угледобывающем регионе, чрезвычайно важным является паспортизация всех имеющихся отвалов и поиск возможности уменьшения негативного влияние техногенных объектов на состояние окружающей среды и здоровье человека.

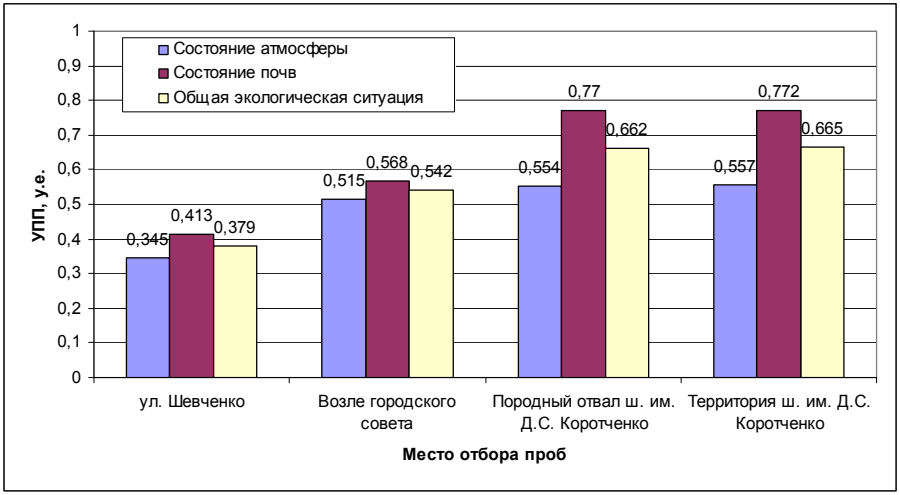


Рис. 1. Комплексная оценка экологического состояния объектов окружающей среды г. Селидово по токсико-мутагенному фону

Обоснование и внедрение мероприятий, направленных на снижение экологической опасности от комплексного влияния токсических и мутагенных веществ, на основе использования природных адаптогенов

Важной задачей является целенаправленное регулирование нарушенных равновесий в биосфере. Эта проблема включает изучение возможности детоксикации техногенных агентов и изыскание экологически чистых средств защиты экосистем от повреждающего действия загрязнителей биосферы.

К числу таких веществ относятся повсеместно распространенные в природе гуминовые соединения, которые представляют собой продукты трансформации органических веществ в процессе гумификации. Важнейшей функцией гумификации является поддержание экологических условий, необходимых для существования всех видов организмов и сообществ, которые сложились к настоящему времени на суше.

Гуминовые вещества играют чрезвычайно важную роль в биосфере. В почвах и других природных экосистемах они выполняют [8]:

- ✓ аккумулятивную функцию (накопление элементов питания и энергетического материала для растений, животных, микроорганизмов);
- ✓ регуляторную функцию (формирование практически всех важнейших свойств почв и ряда других природных экосистем);
- ✓ транспортные функции (перенос элементов и веществ в биогеохимических циклах);

✓ протекторные функции (защита от действия загрязняющих веществ и стрессовых ситуаций).

В настоящее время проведены глубокие исследования механизмов действия гуминовых препаратов на молекулярном, мембранном и клеточных уровнях. Изучены процессы локализации и превращения экзогенных гумусовых веществ в клетках различного происхождения [9].

Показано природоохранное значение гуминовых веществ, позволяющих сохранить равновесие в природных экосистемах или восстановить его при антропогенном нарушении, сохранить существующие генетические фонды, улучшить условия функционирования биосистем в неблагоприятных условиях [10].

Являясь компонентами экосистем, гуминовые вещества влияют на различные организмы. При этом они могут модифицировать действие повреждающих факторов и тем самым участвовать в регуляции нарушенных антропогенезом равновесий в экосистемах.

С учетом деградации гумуса почв и ухудшения его качества, особое значение приобретает, с одной стороны, проблема регуляции гумусного состояния, в естественной среде, с другой – применение экзогенных физиологически активных гуминовых препаратов, ископаемых каустобиолитов, биогумуса и др.

В наших исследованиях для уменьшения токсичности и мутагенности почв были использованы физиологически активные гуминовые препараты буроугольного происхождения – гуматы *Na* , полученные на основе углей Александрийского буроугольного бассейна.

Почвенные пробы обрабатывали 0,01% раствором гумата *Na* и после обработки исследовалась их мутагенность и токсичность цитогенетическими методами. Результаты исследований представлены в табл. 6 и 7.

Таблица 6

ВЛИЯНИЕ ГУМАТА *Na* НА СНИЖЕНИЕ ТОКСИЧНОСТИ ПОЧВ

Место отбора проб	Митотический индекс	
	‰	ИУПП
Породный отвал ш. им. Д.С. Коротченко	64,3±8,8	0,841
То же + гумат *Na*	101,0±9,3	0,366
Возле ш. им. Д.С. Коротченко	59,6±8,5	0,893
То же + гумат *Na*	105,5±9,5	0,329

Анализ данных табл. 6 и 7 выявил, что в вариантах с использованием гуминовых веществ наблюдается значительное возрастание значений митотического индекса и снижение частоты аберрантных клеток. Это указывает на активацию процессов клеточного деления и снижение ингибирующего действия экотоксикантов, содержащихся в почвах и породном отвале, а также на уменьшение их мутагенности. Это может быть обусловлено взаимодействием гуминовых веществ с подвижными формами тяжелых металлов, содержащихся в исследуемых образцах. В результате тако-

го взаимодействия тяжелые металлы в составе трудно растворимых солей гуминовых кислот (хелатов) утрачивают свою физиологическую активность и способность вызывать у биообъектов токсические и мутагенные эффекты.

Таблица 7

ВЛИЯНИЕ ГУМАТА *Na* НА СНИЖЕНИЕ МУТАГЕННОСТИ ПОЧВ

Место отбора проб	Аберрантные митозы		Аберрантные ана- и телофазы		ИУПП мут
	%	$УПУ_1$	%	$УПУ_2$	
Породный отвал шахты им. Д.С. Коротченко	14,0±2,5	0,666	16,5±4,2	0,803	0,735
То же + гумат *Na*	7,9±1,3	0,329	6,9±1,9	0,270	0,299
Возле шахты им. Д.С. Коротченко	13,4±2,6	0,636	16,2±4,5	0,778	0,711
То же + гумат *Na*	6,6±1,2	0,258	7,3±2,0	0,293	0,275

Результаты оценки состояние почв до и после использования гуминовых препаратов приведены в табл. 8.

Таблица 8

УЛУЧШЕНИЕ СОСТОЯНИЯ ПОЧВ
НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ГУМИНОВЫХ ВЕЩЕСТВ

Место отбора проб	ИУПП	Состояние биосистем	Экологическое состояние почв
Породный отвал шахты им. Д.С. Коротченко	0,780	опасное	катастрофическое
То же + гумат Na	0,325	конфликтное	неудовлетворительное
Возле шахты им. Д.С. Коротченко	0,784	опасное	катастрофическое
То же + гумат Na	0,297	настораживающее	удовлетворительное

Анализ данных табл. 8 выявил, что в результате обработки почв отобранных вблизи шахты и породного отвала, их токсико-мутагенная активность снижается. А именно до обработки гуминовыми веществами их состояние оценивалось как «катастрофическое», а после обработки образцы на территории размещения породного отвала получили «неудовлетворительную» оценку, а образцы почв, отобранные на территории шахты – «удовлетворительную».

Это указывает на перспективность применения гуминовых препаратов и содержащих их субстратов для рекультивации высокотоксичных и мутагенных почв, а также отходов угледобычи и обогащения.

В результате исследований в зоне влияния отходов горнодобывающих предприятий можно сделать следующие выводы:

- ✓ Созданы теоретические основы обследования и районирования территорий по степени влияния техногенных факторов на состояние объектов окружающей природной среды с использованием цитогенетических методов.
- ✓ Разработан перечень цитогенетических методов биондикации, пригодных для внедрения в горно-экологический мониторинг состояния природных систем, нарушенных деятельностью горнодобывающих предприятий.
- ✓ Выявлены закономерности изменения экологических свойств биоты от уровня экологической опасности горнопромышленных отходов.
- ✓ Выполнена классификация горнопромышленных территорий по уровням токсико-мутагенного фона.
- ✓ Обоснована возможность применения гуминовых препаратов для снижения токсико-мутагенной активности почв.

Список литературы

1. Горовая А.И. Методологические аспекты оценки мутагенного фона и генетического риска для биоты и человека от действия мутагенных экологических факторов / А.И. Горовая, Л.Ф. Бобырь, Т.В. Скворцова и др. // Цитология и генетика. – 1996. – №6 (30). – С. 78-86.

2. Израэль Ю.А. Экология и контроль состояния природной среды. М.: Гидрометеоиздат, 1984. – 560 с.

3. Певзнер М.Е., Малышев А.Д. Мельков. Горное дело и охрана окружающей среды. М.: МГГУ, 1997. – 298 с.

4. Перельман А.И., Воробьев А.Е. Геохимия ландшафта и горная наука // Горное производство и наука на рубеже веков. Вестник горно-металлургической секции (Отделение горных наук). – М.: РАЕН, 1996. – С. 47-55.

5. Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П. Устойчивость биологических сообществ и экологическая безопасность технологий освоения земных недр // Горный Вестник. – М., 1998. – №5. – С. 3-9.

6. Крупская Л.Т., Грехнев Н.И., Дербенцева А.М., Крупский А.В. Концептуальные принципы обеспечения экологической безопасности биоты в процессе освоения недр в условиях устойчивого развития экосистем горнодобывающих районов юга Дальнего Востока // Горный информационно-аналитический бюллетень. Отдельный выпуск: Дальний Восток. – 2007. – №ОВ 9. – С. 502-505.

7. МР 2.2.12–141–2007. Обстеження та районування території за ступенем впливу антропогенних чинників на стан об'єктів довкілля з використанням цитогенетичних методів / [С. А. Риженко, А. І. Горова, Т. В. Скворцова та ін.]. – К.: Головне базове видавництво МОЗ України ДП «Центр інформаційних технологій», 2007. – 35 с.

8. Горовая А.И., Орлов Д.С., Щербенко О.В. Гуминовые вещества. – К.: Наукова думка, 1995. – 304 с.

9. Горовая А.И. Цитогенетические механизмы действия физиологически активных гуминовых веществ в нормальных и экстремальных условиях / А.И. Горовая, Т.В. Скворцова, А.В. Павличенко // Гігієна населених місць: зб. наук. праць. – К., 2003. – № 42. – С. 491-503.

10. Спосіб зниження токсичності ґрунтів: пат. 5960 UA, МКИ В 09 С 01/00 / Горова А.І., Колесник В.Є., Лапицький В.М., Павличенко А.В., Борисовська О.О. Національний гірничий університет. – № u 200500900; заявл.01.02.05; опубл. 12.09.06. – 6 с.

УДК 622.833.5

© Є.В. Тимошенко

МОДЕЛЮВАННЯ СТАНУ ПОРІД ПРИ ВИСОКОШВИДКІСНОМУ ВИЙМАННІ ТОНКИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

В статті представлені результати моделювання стану порід при високій швидкості посування очисного вибою при вийманні тонких вугільних пластів в умовах ПАТ «Шахтоуправління «Покровське».

В статье представлены результаты моделирования состояния пород при высокой скорости подвигания очистного забоя при выемке тонких угольных пластов в условиях ПАО «Шахтоуправление «Покровское».

The results of rock state modeling during high rate longwall operation excavating thin coal seams in the PJSC “Shahtoupravlenie “Pokrovskoe” are described in an article.

Швидкість посування очисного вибою є одним з визначальних параметрів, які впливають на обсяги видобування вугілля за певний проміжок часу. Фактично, досить складно сьогодні досягти максимальних швидкостей, при яких релаксації гірського масиву перевищували б стійкість порід основної покрівлі та інших верхніх шарів жорсткості, що призводило б до миттєвих розвантажень накопичених напружень і динамічних переміщень зависаючих порід покрівлі. Відомі випадки, коли такі явища виникали на пластах з тяжкообвалювальними покрівлями. Вони супроводжувалися переміщеннями великих породних мас, повітряними ударами, посадками кріплення механізованих комплексів «на жорстко». Причому нерідко проходило деформування стійок секцій, і виникали нещасні випадки з обслуговуючим персоналом в лаві. Слід зазначити, що питання управління станом гірничого масиву при високих швидкостях посування очисного вибою є недостатньо вивченим, і вимагає уточнення.

Для виконання статистичної обробки даних роботи очисного вибою з метою визначення навантажень на секції механізованого комплексу при високій швидкості посування лави, за допомогою управляючих приладів РМС®-R в результаті проведених спостережень були отримані наступні показники:

R – радіус форми дуги лінії очисного вибою, град;

V_n – швидкість посування очисного вибою за зміну, м/зм;

$l_{в.л}$ – довжина відходу очисного вибою від монтажного хідника, м;

r_c – товщина стружки, мм;

V_c – швидкість подачі струга, м/хв.

З даних гірничо-геологічного прогнозу відпрацювання очисних вибоїв, що обладнані струговим комплексом BUCYRUS DBT:

m – виймальна потужність пласта, м (Дані щодо цього показника отримувались щодобово, впродовж проведення шахтних досліджень від фахівців відділу технічного контролю);

$h_{ш.б.п}$ – потужність шару порід безпосередньої покрівлі, м;

$\sigma_{ш.б.п}$ – межа міцності на стиск порід безпосередньої покрівлі, 105 МПа;

$h_{ш.о.п}$ – потужність шару порід основної покрівлі, м;

$\sigma_{ш.о.п}$ – межа міцності на стиск порід основної покрівлі, 105 МПа.

За допомогою програмного забезпечення для ПЕОМ, розробленого на базі методу групового обліку аргументів виконуємо розрахунок навантажень на секції механізованого комплексу.

Це необхідно для порівняння з реальними показниками навантажень на секції механізованого комплексу та визначення ступені збіжності отриманих результатів.

В результаті виконаних обчислень навантажень на секції механізованого комплексу визначено, що ступінь збіжності розрахованих показників з реальними складає $\varepsilon = 8{,}79\%$, причому залежність буде мати вигляд:

$$P = K_1 x_4 + K_2 x_5 x_6 - K_3 x_2 x_9 - K_4 x_3 x_4 , \qquad (1)$$

де K_1 – коефіцієнт просторового розташування очисного вибою;

K_2 – коефіцієнт геологічної будови;

K_3 – геомеханіко-технологічний коефіцієнт;

K_4 – технологічні коефіцієнти;

x_2 – радіус форми дуги лінії очисного вибою, град;

x_3 – швидкість посування очисного вибою за зміну, м/зм;

x_4 – довжина відходу очисного вибою від монтажного хідника, м;

x_5 – виймальна потужність пласта, м;

x_6 – потужність шару порід безпосередньої покрівлі, м;

x_9 – межа міцності на стиск порід основної покрівлі, 105 МПа.

Для умов досліджуваних ділянок в умовах ПАТ «Шахтоуправління «Покровське» значення коефіцієнтів K_1, K_2, K_3, K_4 будуть такими: $K_1 = 47{,}15$; $K_2 = 26{,}9$; $K_3 = 0{,}002$; $K_4 = 0{,}59$.

Враховуючи припущення наведені у роботі [1] було встановлено, що для досліджуваних гірничого-геологічних умов можна знехтувати наступними параметрами, котрі не приведуть до зниження достовірності моделювання: місце проведення вимірів, межа міцності на стискання порід безпосередньої покрівлі, потужність основної покрівлі.

З іншого боку визначальними будуть фактори, котрі визначають навантаження на привибійне кріплення.

Радіус дуги очисного вибою має максимально відповідати встановленим паспортним параметрам виймальної ділянки. Незначна варіація цього параметру приводить до адекватного збільшення навантаження з боку бічних порід. Причому спостерігаються не лише підвищені обвалення порід покрівлі, але значно збільшується піднесення підошви.

Окремо негативним наслідком є відхилення радіуса дуги лави у поєднанні із іншими визначальними параметрами. Особливо це відчувається при не стабільному посуванні очисного вибою. Доведено, що підвищення швидкості руху лави призводить до зависання порід покрівлі, і концентрування напружень масиву. З одного боку це приводить до зниження навантаження на секції механізованого кріплення стругового комплексу, проте не повна релаксація напружень приводить до їх накопичення, що може мати негативні наслідки. Динамічні розвантаження покрівлі у вигляді опускань плитами значної площі викликає не лише посадку секцій кріплення на «жорстко», але може мати негативні наслідки у вигляді повітряних ударів. Відомі випадки коли такі вивільнення енергії приводили до деформації гірничого обладнання та травматизму обслуговуючого персоналу.

Довжина відходу очисного вибою від монтажного хідника (розрізної печі), у нашому випадку має дуже важливе значення. Проведені заміри переконливо доказують на існування так званого «квадрату напружень» у струговому вибої. Чітко спостерігалися підвищенні переміщення бічних порід на межах кроку опускання безпосередньої та основної покрівлі. Причому, ці параметри були рознесені у часі. Так крок посадки безпосередньої складає 1-3 м. Крок посадки основної покрівлі – 10-15 м.

До 7-8 опускання основної покрівлі заміри показували поступове збільшення величини переміщень бічних порід. Особливо рух порід покрівлі спостерігався при поєднанні кроку посадки основної та безпосередньої покрівлі. Ці значення тричі співпадали на пікетах ПК 150+8,7; ПК 150+5,3 та ПК 150+2,4 і виливалися у максимальних переміщеннях порід покрівлі. На відстані 70-90 м. при відході від монтажного хідника були виявлені максимальні деформаційні характеристики порід. Відповідно автор вважає, що саме на цій ділянці були максимальні прояви за принципом «квадратом напружень». Відповідно у даних гірничо-геологічних умовах прояви гірського тиску значно відрізняються від класичної схеми «квадрату».

Автор дисертаційної роботи пояснює це тим, що дана зона також є границею розмиву і саме її вплив визначив максимальні переміщення покрівлі. Це зона характеризувалася зміною літологічної різниці порід покрівлі та підошви.

Наступним максимальними прояви гірського тиску визначалися на відстані 190,0-220,0 м відходу від розрізної печі. Після чого лава вийшла в зону стабільної напруженості з однаковими проявами деформацій масиву. Надалі відмінності у поводженні масиву спостерігалися у зонах зміни літологічної різниці порід (ПК 152+6 – ПК 152+6), плікативної та тектонічної порушеності (ПК 127-128).

Будова вугільного пласта в межах досліджуваних ділянок має просту будову. Середня потужність пласта по виймальному стовпу 0,95-1,17 м. Наявність зон тектонічних порушень, вугільного пласта по довжині виймального стовпа представлені

у вигляді стоншення, або заміщення пласта породами покрівлі або підошви. Перехід таких зон механізованим комплексом потребують спеціальних заходів, призводить до зниження швидкості посування вибою та в свою чергу – до зниження напружень, аж до повної релаксації масиву.

Безпосередня покрівля представлена, переважно алевролітом. В зонах гірничо-геологічних порушень відбувається заміщення алевроліту пісковиком міцністю 7-9 за шкалою проф. Протод'яконова. При проведені досліджень з ПК 160+3,0 по ПК 154+5,4 було виявлено порушення такого типу, що розповсюджувалося по довжині очисного вибою на 23 секції від сполуки з вентиляційним штреком (приблизно 40 м). В такому випадку при стабільному посуванні лінії вибою на даній дільниці спостерігалося зависання порід покрівлі. Якщо в нормальних умовах крок посадки безпосередньої покрівлі складав 1-3 м, то в даному випадку крок обвалення становив 4-6 м.

Відповідно можна зробити висновок, що безперебійна робота очисних вибоїв забезпечується при дотриманні наступної нерівності.

$$P \le \left(R_{м.к} + R_{д.е.к} \right) \eta \,, \tag{2}$$

де $R_{м.к}$ – реакція секцій механізованого кріплення;

$R_{д.е.к}$ – реакція додаткових елементів кріплення;

$\eta = 0{,}9 \div 0{,}94$ – коефіцієнт запасу стійкості системи.

Як показують аналітичні дослідження прояви гірського тиску варіюються від встановленої величини. При статистичній обробці результатів прояву гірського тиску у робочому просторі очисного вибою при неаварійних ситуаціях похибка не перевищує 10% від заданої величини. Автор роботи вважає за необхідне врахувати ці дані за допомогою згаданого коефіцієнту запасу стійкості системи.

Відповідно величина несучої здатності секцій механізованого кріплення складе:

$$R_{м.к} \ge \frac{P}{\eta} + R_{д.е.к} \,. \tag{3}$$

Швидка зміна технологічної ситуації у очисному вибої фактично унеможливлює вносити додаткові елементи кріплення в секції стругового комплексу. Виключенням є аварійні ситуації із вивалами порід із покрівлі і необхідності заповнення «куполів» викладанням дерев'яного клітєвого, та кострового кріплення. Слід зазначити, що вивалоутворення в робочий простір лави спостерігався зміни літології порід покрівлі.

Тому забезпечення стабільної роботи стругового очисного вибою за фактором кріплення забезпечується при дотриманні наступної нерівності.

$$R_{м.к} \ge \frac{P}{\eta} \,. \tag{4}$$

Відповідно

$$R_{м.к} \ge \frac{K_1 x_4 + K_2 x_5 x_6 - K_3 x_2 x_9 - K_4 x_3 x_4}{\eta} \,. \tag{5}$$

Необхідна реакція секцій механізованого кріплення в умовах порід покрівлі категорії А2 Б3 визначається критерієм впливу відхилення радіусу від заданої форми лінії очисного вибою та швидкості посування очисного вибою за зміну, що знаходиться у поліноміальній залежності четвертого порядку від навантаження на секції механізованого комплексу (рис. 1).

Це дає можливість визначати необхідну реакцію секцій механізованого кріплення що дозволяє ефективно провадити видобування тонкі вугільні пласти зі швидкостями понад 5 м/добу.

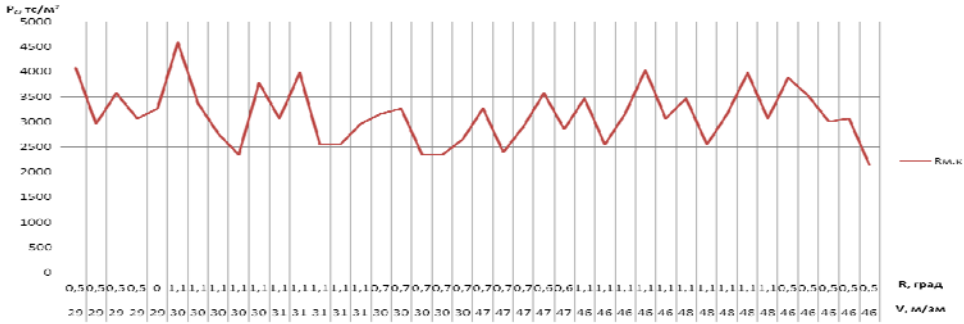


Рис. 1. Графік реакції секцій механізованого кріплення

Серед загального переліку факторів, що визначають навантаження на секції механізованого кріплення існують пріоритетні чинники. Вони суттєво переважають інші досліджувані параметри, що останніми можна знехтувати. У заданих гірничо-геологічних умовах до головуючих параметрів слід віднести: радіус форми дуги лінії очисного вибою, град; швидкість посування очисного вибою за зміну, м/зм; довжина відходу очисного вибою від монтажного хідника (розрізної печі), м; виймальна потужність пласта, м; потужність шару порід безпосередньої покрівлі, м; межа міцності на стиск порід основної покрівлі, 105 МПа.

За допомогою такого математичного механізму можна з високим ступенем достовірності визначати гірничотехнічну ситуацію та вносити необхідні корективи у процес управління гірським масивом при комплексно-механізованому струговому вийманні тонких вугільних пластів.

Список літератури

1. Дичковський Р.О., Руських В.В., Тимошенко Є.В. До питання визначення напружень при високошвидкісному вийманні тонких вугільних пластів // Збірник наукових праць НГУ. – Дніпропетровськ: НГУ, 2010. – №35. – Т.2. – С. 225-234.

БОНДАРЕНКО ВОЛОДИМИР ІЛЛІЧ
(до 60-річчя з дня народження)

Завідувач кафедри підземної розробки родовищ Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет», доктор технічних наук, професор, академік Академії інженерних наук України, Заслужений діяч науки і техніки, Лауреат державної премії України в галузі науки і техніки.

Народився 20 листопада 1951 року. Спочатку навчався у Бердянському машинобудівному технікумі за спеціальністю «Інструментальне виробництво» (1968-1971 рр.), а у 1971-1976 роках – у Дніпропетровському гірничому інституті, де здобув кваліфікацію гірничого інженера. Аспірант кафедри підземної розробки родовищ з 1976 року, 1980 року захистив кандидатську дисертацію. З 1981 року – асистент кафедри, заступник декана Гірничого факультету (1982-1984 рр.), у період 1993-2006 років обіймав посаду проректора з наукової роботи Національного гірничого університету. Кафедрою ПРР завідує з 1994 року.

В.І. Бондаренко – автор наукового відкриття у гірничий справі, що дозволило одержати нові фундаментальні знання, які описують штучний діагенез порід і їх вплив на стан гірського масиву навколо виробок.

Основна наукова діяльність спрямована на вирішення нагальних науково-технічних проблем при видобутку вугілля та залізної руди. Головні з них: наукове обґрунтування технології свердловинної підземної газифікації кам'яного та бурого вугілля; дослідження створення газогідратів в лабораторних умовах; аналіз передумов (тиску та температури) створення газогідратів в земній корі та формування гіпотези раптових викидів вугілля і газу, які базуються на ефекті Бріджмена; геомеханіка взаємодії елементів системи «породний масив-виїмкова виробка-охоронна конструкція», яка забезпечує вивчення впливу параметрів надвугільної товщі та глибини розробки на напружено-деформований стан дрібношаруватого породного масиву навколо пластової виробки; наукове обґрунтування технології розробки тонких і вельми тонких вугільних пластів на базі вивчення напружено-деформованого стану гірського масиву навколо очисних та підготовчих виробок; підвищення ефективності технології видобутку залізних руд з Білозірського родовища шляхом створення програмного забезпечення для здійснення основних технологічних процесів: руйнування гірських порід та рудного тіла, транспортування та розрахунок системи провітрювання виробок рудника.

Під його керівництвом захищено 20 кандидатських і 7 докторських дисертацій.

Науковець є автором більш 260 наукових праць, у тому числі 20 підручників, навчальних посібників і монографій, отримано 37 патентів на винахід, опубліковано 35 наукових статей у відомих виданнях Німеччини, Англії, США, Канади, Польщі, Росії.

Володимир Ілліч є головою Науково-методичної комісії Міністерства освіти і науки, молоді та спорту України з розробки Стандартів вищої освіти за фахом «Гірнича справа». Співавтор «Стратегії розвитку вугільної промисловості України до 2030 року в рамках єдиної «Стратегії енергетичного розвитку України до 2030 року», затвердженої Верховною Радою і Президентом України у 2004 році. Засновник постійнодіючої Міжнародної Школи підземної розробки. Член експертних рад ВАК і ДАК.

В.І. Бондаренко – Лауреат державної премії України в галузі науки і техніки (1998 р.), Заслужений діяч науки і техніки (1999 р.), нагороджений почесним званням Відмінник освіти України (2001 р.) та Почесною грамотою Міністерства освіти і науки України (2002 р.). Кавалер знаку «Шахтарська слава» трьох ступенів та знаку «Шахтарська доблесть» третього ступеню.

Учасники Школи підземної розробки, колеги, вдячні учні, інженерно-технічні робітники гірничодобувних підприємств щиро вітають Володимира Ілліча з ювілеєм та бажають йому подальших творчих успіхів на благо гірничої промисловості, міцного здоров'я і благополуччя, нових ідей і починань.

ПІЛОВ ПЕТРО ІВАНОВИЧ
(до 65-річчя з дня народження)

В жовтні виповнюється 65 років доктору технічних наук, професору, першому проректору Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» Пілову Петру Івановичу.

Народився Петро Іванович 16 жовтня 1946 р. Починаючи зі студентської лави, пройшов в Національному гірничому університеті всі етапи формування особистості, становлення вченого, викладача, керівника.

Після захисту в 1971 р. з відзнакою диплома зі спеціальності «Збагачення корисних копалин», успішно закінчив аспірантуру і захистив дисертацію на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук. Протягом п'яти років знаходився в закордонному відрядженні – читав лекції зі збагачення корисних копалин в Гвінеї-Бісау. Працює в ДВНЗ «Національний гірничий університет» з 1971 р.

У 1993 р. захистив докторську дисертацію, у 1995 р. йому присвоєно вчене звання професора.

З 1993 р. завідує кафедрою збагачення корисних копалин. За час керівництва кафедрою створив дружний колектив викладачів високого рівня кваліфікації, сприятливі умови для наукової діяльності співробітників.

З 1994 р. по 1995 р. – проректор з міжнародних зв'язків.

З 1995 р. – перший проректор.

Науковій громадськості Петро Іванович відомий як вчений і спеціаліст в галузі збагачення і переробки корисних копалин, автор понад 155 наукових робіт, наукових посібників і монографій. Його наукові досягнення відомі і визнані науково-технічною спільнотою і широко використовуються на гірничо-збагачувальних підприємствах.

Наукова діяльність присвячена проблемам технології і процесам збагачення корисних копалин, зокрема магнетитових кварцитів, вугілля та його шламів, гідравлічній класифікації, топології технологічних схем, науковим основам сепарації, масопереносу і механіки суспензій.

П.І. Пілов виконує величезний обсяг науково-організаційної та педагогічної роботи. Він є членом секції гірничої справи Комітету з Державних премій України, міжнародного наукового комітету зі збагачення корисних копалин, заступником голови спеціалізованої ради по захисту дисертацій, заступником голови методичної ради з гірничої справи Міністерства освіти і науки України, заступником голови експертної ради Державної акредитаційної комісії України. Також Петро Іванович – головний редактор науково-технічного збірника «Збагачення корисних копалин», заступник головного редактора «Наукового вісника Національного гірничого університету», член редколегії журналу «Металургійна та гірничодобувна промисловість».

При сприянні Петра Івановича Пілова отримали свій розвиток нові наукові напрямки в галузі збагачення корисних копалин: комп'ютерні методи прийняття технологічних рішень в управлінні гірничо-збагачувальним виробництвом, дослідження і впровадження гравітаційних і комбінованих методів сепарації тонкодисперсних мінеральних компонентів при зменшенні обсягу використання екологічно шкідливої флотації.

Є дійсним членом академії інженерних наук України. З 1999 р. – заслужений діяч науки і техніки України.

Представники і учасники Школи підземної розробки, колеги по роботі сердечно вітають ювіляра та бажають йому подальших творчих успіхів, нових перемог і звершень, міцного здоров'я.

БУЗИЛО ВОЛОДИМИР ІВАНОВИЧ
(до 65-річчя з дня народження)

В серпні виповнилося 65 років з дня народження декану гірничого факультету, доктору технічних наук, професору, Заслуженому працівнику освіти України Бузилі Володимиру Івановичу.

Володимир Іванович закінчив гірничий інститут ім. Артема в 1970 році за фахом «Технологія та комплексна механізація підземної розробки родовищ корисних копалин», а в 1973 році за фахом «Економіка та організація промисловості» заочно. У 1970-1972 рр. був призваний до збройних сил СРСР. З 1973 року працював на шахті «Ювілейна» ВО «Павлоградвугілля». З 1975 року – асистент кафедри ПРР, а після захисту кандидатської дисертації (1981 р.) – доцент кафедри ПРР. У 1997 році захистив докторську дисертацію.

З 2001 року В.І. Бузило обіймає посаду декана гірничого факультету Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет».

Наукова діяльність Володимира Івановича присвячена геомеханічному обґрунтуванню технологій проведених виробок великого перерізу, що забезпечують механізацію процесів відділення породи від масиву, кріплення покрівлі та вибою з використанням пневматичних кріплень при спорудженні станцій метрополітену в слабких породах.

За результатами виконаних досліджень опубліковано більше 140 наукових праць, серед яких 5 патентів на винахід.

В.І. Бузилу признано кращим деканом Державного ВНЗ «НГУ», як професійну, добру та мудру людину з величезним досвідом педагога.

Працюючи деканом гірничого факультету, Володимир Іванович крім навчального процесу проводить велику виховну роботу серед студентів. На факультеті регулярно проводяться урочисті збори, присвячені «Дню відмінника», де студентам вручають грамоти і коштовні подарунки. Спортивні і культурно-масові заходи завжди є численними та досить популярними у молодих людей. При особистій участі декана у гуртожитку № 2 ДВНЗ «НГУ» діє комп'ютерний клас і центр дозвілля, які обладнано на сучасному рівні.

Команда КВК гірничого факультету вважається однією із сильніших команд вузу. Багато разів вона ставала переможцем серед факультетів вузу. На вечорах відпочинку «Алло, ми шукаємо таланти» студенти показують неабиякий здібності в співі й танцях.

В.І. Бузило – співзасновник постійнодіючої Міжнародної школи підземної розробки.

Нагороджений Почесною Грамотою Кабінету Міністрів України (2004 р.), почесним званням Заслуженого працівника освіти України (2009 р.) та почесним званням Заслуженого професора Національного гірничого університету (2010 р.). Він є повним кавалером знаку «Шахтарська слава».

Представники та учасники Школи підземної розробки, друзі та колеги щиро вітають Володимира Івановича з ювілеєм та бажають йому міцного здоров’я та подальших творчих успіхів.

ЧЕРВАТЮК ВІКТОР ГРИГОРОВИЧ
(до 50-річчя з дня народження)

Виповнюється 50 років з дня народження директору виробничого структурного підрозділу «Шахта «Самарська» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», кандидату технічних наук, постійному учаснику Школи підземної розробки Черватюку Віктору Григоровичу.

Народився Віктор Григорович 01 січня 1962 року в с. Нових'язівське Юріївського району Дніпропетровської області.

Багаторічна виробнича діяльність В.Г. Черватюка нерозривно пов'язана с гірничодобувними підприємствами Дніпропетровської області.

Свій шахтарський шлях Віктор Григорович розпочав в якості дільничного маркшейдера шахти «Павлоградська» ВО «Павлоградвугілля» у серпні 1985 року.

Численні сходи трудової кар'єри В.Г. Черватюка включають в себе посади маркшейдера артілі «Північна» ВО «Єнісейзолото», гірничого майстра дільниці підготовчих робіт, заступника начальника дільниці підготовчих робіт, заступника головного інженера, головного інженера, виконуючого обов'язки директора шахти «Павлоградська» ДХК «Павлоградвугілля», директора шахти – голови правління ДВАТ «Шахта «Павлоградська» ДХК «Павлоградвугілля», директора з виробництва ДХК «Павлоградвугілля», технічного директора – головного інженера – першого заступника генерального директора ДХК «Павлоградвугілля», директора виробничого структурного підрозділу «Шахта «Дніпровська» ВАТ «Павлоградвугілля», заступника технічного директора ВАТ «Павлоградвугілля», директора дирекції з перспективного розвитку ВАТ «Павлоградвугілля», виконуючого обов'язки директора виробничого структурного підрозділу «Шахта «Самарська» ВАТ «Павлоградвугілля».

За особистий внесок у розвиток вугільної галузі України В.Г. Черватюк нагороджений знаками «Шахтарська слава» і «Шахтарська доблесть» трьох ступенів, а також золотим знаком «ДТЕК».

Віктор Григорович обирався депутатом Павлоградської районної ради народних депутатів. У теперішній час є депутатом Дніпропетровської обласної ради народних депутатів.

Представники і учасники Школи підземної розробки, колеги по роботі сердечно вітають ювіляра та бажають йому подальших творчих успіхів, нових перемог і звершень, міцного здоров'я.

КАРАВАЄВ ЛЕОНІД ВАСИЛЬОВИЧ
(до 55-річчя з дня народження)

У квітні цього року виповнилося 55 років з дня народження заступнику генерального директора зі стратегічного розвитку Державного Підприємства «Свердловантрацит» Караваєву Леоніду Васильовичу.

Л.В. Караваєв народився 06 квітня 1956 року у Вінницькій області.

Після закінчення Дніпропетровського гірничого інституту імені Артема за фахом «Технологія і комплексна механізація підземної розробки родовищ корисних копалин» в 1982 році почав трудову діяльність на шахті Західно-Донбаська №21-22 Виробничого Об'єднання з видобутку вугілля «Павлоградвугілля» гірником очисного вибою.

Працюючи на шахтах Західного Донбасу у період 1982-2009 рр. обіймав посади від гірничого майстра дільниці по видобутку вугілля до головного інженера шахти.

Нагороджений знаком «Шахтарська доблесть», є повним кавалером знака «Шахтарська слава».

Із квітня 2010 року працює заступником генерального директора по стратегічному розвитку Державного Підприємства «Свердловантрацит».

Леонід Васильович є дійсним представником і постійним учасником Міжнародної Школи підземної розробки.

Представники Школи підземної розробки, колеги по роботі щиро вітають ювіляра та бажають йому міцного здоров’я і подальших творчих успіхів.

МЕЛЬНИК ВОЛОДИМИР БОРИСОВИЧ
(до 50-річчя з дня народження)

В червні виповнилось 50 років з дня народження директора з виробництва ТОВ «ДТЕК – Добропіллявугілля» Володимира Борисовича Мельника.

Народився Володимир Борисович 20 червня 1961 року в м. Макіївка Донецької області.

Свою трудову діяльність В.Б. Мельник розпочав гірником шахти «Кіровська» ВО «Донецьквугілля».

За свою багаторічну кар'єру Володимир Борисович обіймав посади підземного електрослюсаря, майстра виробничого навчання групи підземних електрослюсарів, гірника з ремонту гірничих виробок, гірничого майстра, помічника начальника видобувної дільниці, заступника директора з виробництва, інженера ТОВ ТВК «Укрвуглемаш», заступника начальника відділу збуту ЗАТ НВК «Гірничі машини», головного спеціаліста відділу перспективного розвитку корпорації «ДТЕК», головного спеціаліста відділу видобутку вугілля корпорації «ДТЕК», головного спеціаліста відділу операційної діяльності і аналізу ТОВ «ДТЕК», головного спеціаліста департаменту з видобутку вугілля ТОВ «ДТЕК».

В.Б. Мельник є повним кавалером знака «Шахтарська слава», а також нагороджений знаком «Шахтарська доблесть» 3-го ступеню.

Представники Школи підземної розробки, колеги по роботі щиро вітають ювіляра та бажають йому міцного здоров'я і подальших творчих успіхів.

Державний вищий навчальний заклад
«Національний гірничий університет»

КАФЕДРА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ

Кафедра підземної розробки родовищ була заснована в 1900 р. для підготовки фахівців у гірничій промисловості.

Сьогодні на кафедрі працюють 46 чоловік, серед них 9 професорів, 18 доцентів і 9 асистентів.

Кафедра веде підготовку майбутніх фахівців з таких напрямків та спеціальностей:

Напрям підготовки: 0503 Розробка корисних копалин

Спеціальність: 7.05030101, 8.05030101
Розробка родовищ та видобування
корисних копалин (за способом видобування)

Спеціалізації:

- підземна розробка пластових родовищ;
- підземна розробка рудних родовищ;
- проектування шахт та підземних споруд;
- підземна розробка родовищ з поглибленим вивченням інформаційних технологій;
- розробка родовищ корисних копалин з поглибленим вивченням професійної англійської мови;
- розробка родовищ корисних копалин з поглибленим вивченням менеджменту у виробничій сфері.

Адреса:

49005, Україна, м. Дніпропетровськ
проспект Карла Маркса, 19
Державний ВНЗ «Національний
гірничий університет»
Кафедра підземної розробки родовищ

Тел.: +38 (0562) 47-23-26, 47-14-72

E-mail: olga.malova@yahoo.com
vvlapko@mail.ru

Многопрофильное производственно-внедренческое акционерное общество закрытого типа “ПОИСК, А.С.”
17 лет на рынке горношахтного оборудования

Качество и надежность,
проверенные временем и эксплуатацией
в экстремальных подземных условиях
на шахтах опасных по газу и пыли

Передвижные дегазационные установки ПДУ-50М на базе водокольцевых вакуумных насосов успешно эксплуатируются на 28 шахтах России и Украины

– передвижные дегазационные установки ПДУ-50М-1(2) для дегазации угольных пластов, вмещающих пород и выработанного пространства в подземных условиях и с поверхности

– мобильные дегазационные комплексы из двух (100 м3/мин) и трех (150 м3/мин) установок ПДУ-50М-1 в помещениях для дегазационных работ с поверхности в полевых условиях

– пневматические забойные насосы НПВМ-1 для откачивания загрязненных шахтных вод с содержанием примесей до 20% в шахтах опасных по газу и пыли, а также для подкачки воды в ПДУ

– бетоноукладочный комплекс БУК-3М для механизированной укладки бетонной смеси за опалубку при креплении горизонтальных горных выработок монолитным бетоном

Предприятие-изготовитель:
Многопрофильное производственно-внедренческое акционерное общество закрытого типа “ПОИСК, А.С.”
94611, Украина, г. Антрацит
Луганской обл., ул. Коммунальная, 1.
Тел. 38 (06431) 3-82-23, 3-82-35, факс: 3-63-59
E-mail: poisk@an.lg.ua

Официальный представитель в России:

ООО “ПРОМТЭК”
620075, Россия, г. Екатеринбург,
ул. Гоголя, д.36 офис 806
Тел.: (343) 342-02-53, 342-02-54, 342-02-55
E-mail: promtek@mail.ru

Реквізити в гривнях:

НДІ гірничих проблем АІН України, код ОКПО 20202852
Адреса: 49050, м. Дніпропетровськ, пр. Гагаріна, 105/44
Поточний рахунок: 26005000079130
в ПАТ «Укрсоцбанк» м. Києва,
МФО 300023, ОКПО 00039019

Реквизиты в рублях:

БАНК КОРРЕСПОНДЕНТ: БИК 044525225. 30101810400000000225
ОАО «СБЕРБАНК РОССИИ» Г.МОСКВА
ИНН 7707083893 ОКПО 00032537
КОД ОКОНХ - 96130
БАНК ПЕРЕВОДОПОЛУЧАТЕЛЯ:
КОР. СЧ. 30111810300000000230
ПАО «УКРСОЦБАНК», УКРАИНА, КИЕВ
ПЕРЕВОДОПОЛУЧАТЕЛЬ:
НОМЕР СЧЕТА: 26003000082787
НИИ горных проблем АИН Украины
49050, г. Днепропетровск, пр. Гагарина, 105/44
ПАО УКРСОЦБАНК
МФО 300023 ОКПО 00039019
Днепропетровское отд.
ул. Мечникова, 11

Requisites in EURO:

CORRESPONDENT BANK: SWIFT: DEUTDEFF
DEUTSCHE BANK
FRANKFURT \ DEUTDEFF, EUR
BENEFICIARIES BANK: K/acc 10094986271000
PJSC UKRSOTSBANK
STREET KOVPAKA 29, KIEV
UKRAINE SWIFT: UKRSUAUX
BENEFICIARY: №26009000082587
Science research Institute of mining
problems AES of Ukraine
49050, DNEPROPETROVSK , GAGARIN av, 105/44
UKRSOTSBANK
DNEPROPETROVSK, MECHNIKOVA, 11
CODE BANK 300023 OKPO 00039019

Приглашаем Вас принять участие в VI Международной научно-практической конференции «ШКОЛА ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ - 2012», которая состоится 23-29 сентября 2012 года

Адрес организационного комитета:

Кафедра подземной разработки месторождений,
Государственный ВУЗ
«Национальный горный университет»,
проспект им. К. Маркса,19,
Днепропетровск, Украина, 49005
Тел./факс +38 (056) 374-21-84
+38 (0562) 47-14-72
+38 (0562) 46-90-47

E-mail: olga.malova@yahoo.com
vvlapko@mail.ru

http://www.msu.org.ua

ПАМ’ЯТІ ВСЕСВІТНЬОВІДОМОГО ГІРНИЧОГО ІНЖЕНЕРА

Володимир Федорович Бизов
(17.08.1937 – 24.04.2011)

На 74 році пішов з життя великий учений в галузі гірничої справи, президент Академії гірничих наук України, Лауреат Державної премії України в галузі науки і техніки, Заслужений діяч науки і техніки, доктор технічних наук, професор Володимир Федорович Бизов.

Володимир Федорович Бизов народився 17 серпня 1937 р. в с. Пушкіно Омської області. Після закінчення школи в 1954 р. навчався у Криворізькому гірничорудному інституті, після закінчення якого, працював гірничим майстром, начальником дільниці РУ ім. XX партз'їзду Мінчормету СРСР. З 1965 р. молодший науковий співробітник, старший інженер науково-дослідного сектора, аспірант.

У квітні 1966 р. Володимир Федорович захистив кандидатську дисертацію на тему: «Дослідження і вибір параметрів буровибухових робіт при відкритій розробці родовищ». З 1966 р. – старший викладач, доцент, завідувач кафедри вищої математики.

В 1980 році після захисту докторської дисертації на тему: «Дослідження параметрів систем усереднення якості залізних руд на кар'єрах», призначається проректором з навчальної роботи, а в 1985 р. – ректором Криворізького гірничорудного інституту та обирається завідувачем кафедри відкритої розробки родовищ корисних копалин. На посаді ректора Криворізького гірничорудного інституту Володимир Федорович Бизов працював майже 18 років.

Свою наукову діяльність він присвячував створенню теоретичних основ розробки родовищ корисних копалин. Викладена в монографіях і підручниках теорія керування якістю корисних копалин привертає постійну увагу вчених, проектувальників і працівників гірничої промисловості. Розроблений ним новий метод наближення скалярних функцій якості корисних копалин і топоповерхонь білінійними сплайнами та кратними рядами Фур'є дозволяє значно підвищити точність планування гірничих робіт, підвищити ефективність використання ЕОМ, значно скоротити обсяг ручної праці, підвищити оперативність і вірогідність інформації.

Протягом усієї своєї науково-інженерної діяльності професор В.Ф. Бизов підтримував тісні та плідні зв'язки з підприємствами гірничої промисловості, надавав їм допомогу як своїми науковими працями, так і особистою участю у вирішенні практичних завдань з розробки і переробки корисних копалин.

Основні результати наукових досліджень, педагогічної діяльності викладені в 213 наукових працях, з них 19 монографій і 30 авторських свідоцтв. Разом із провідними професорами України видана перша у світі серія підручників за назвою «Бібліотека гірничого інженера», яка складається з 14 томів і охоплює практично всі сторони діяльності гірників. Відмітною рисою наукової діяльності Володимира Федоровича є широка апробація створених теоретичних положень, яка підтверджує практичну цінність результатів досліджень.

У лютому 1991 року на з'їзді гірників України була створена Академія гірничих наук, президентом якої одноголосно був обраний В.Ф. Бизов, який очолював її до 2011 р.

Володимира Федоровича відзначено почесним званням Заслужений діяч науки й техніки, Лауреат державної премії України в галузі науки і техніки в 1999 р.

Професор В.Ф. Бизов вів активну наукову й суспільну діяльність. Він був членом оргкомітету Міжнародного гірничого конгресу, Всесвітньої асоціації гірничих професорів і Нью-Йоркської академії наук, дійсний член Російської Академії природничих наук.

Володимира Федоровича нагороджено орденом «Знак Пошани», медаллю «Ветеран Праці», медаллю «За доблесну працю», медаллю ім. академіка Г.М. Малахова.

Велика наукова справа, якій присвятив своє життя професор Бизов, продовжується в його науковій школі, його учнях, колегах, вчених-гірниках.

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Аля-Брудзинский Илья Юрьевич	ведущий инженер отдела вибропневмотранспортных систем и комплексов Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины (г. Днепропетровск)
Ангеловский Александр Анатольевич	технический директор ПАО «Краснодонуголь»
Анисимова Виктория Николаевна	студентка горного факультета НГУ
Бедарев Николай Тимофеевич	кандидат технических наук, доцент филиала Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева (г. Прокопьевск, Россия)
Билецкий Владимир Стефанович	доктор технических наук, профессор Донецкого национального технического университета
Бондаренко Владимир Ильич	заведующий кафедрой подземной разработки месторождений Национального горного университета (НГУ), доктор технических наук, профессор, Заслуженный деятель науки и техники Украины (г. Днепропетровск)
Борщевский Сергей Васильевич	доктор технических наук, профессор кафедры строительства шахт и подземных сооружений Донецкого национального технического университета
Бруй Анна Валерьевна	кандидат технических наук, доцент кафедры маркшейдерии НГУ
Бузило Владимир Иванович	декан горного факультета НГУ, доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Валентек Анджей	ассистент лаборатории выбора крепи для очистных горных выработок Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Вивчаренко Александр Васильевич	директор Департамента угольной промышленности Министерства энергетики и угольной промышленности Украины (г. Киев)

Винник Александр Михайлович	ассистент кафедры маркшейдерии НГУ
Владыко Александр Борисович	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Волошин Алексей Иванович	член-корреспондент НАН Украины, заведующий отделом вибропневмотранспортных систем и комплексов Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины,
Врана Александр	ассистент лаборатории выбора крепи для очистных горных выработок Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Гайдай Александр Анатольевич	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Ганушевич Константин Анатольевич	ассистент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Горовая Алла Ивановна	заведующая кафедрой экологии НГУ, доктор биологических наук, профессор
Горпинич Александр Владимирович	доцент кафедры прикладной экономики
Гребенюк Сергей Дмитриевич	заместитель директора по производству ПАО «Донецксталь-металлургический завод»
Давиденко Александр Николаевич	заведующий кафедрой техники разведки месторождений полезных ископаемых НГУ, доктор технических наук
Дычковский Роман Емельянович	заместитель проректора по научной работе НГУ, кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений
Демидов Максим Сергеевич	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Должиков Петр Николаевич	заведующий кафедрой строительных конструкций Донбасского государственного технического университета, доктор технических наук (г. Алчевск)
Доценко Владимир Иванович	старший преподаватель кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Дяченко Андрей Павлович	заместитель генерального директора по производственным вопросам ГП «Львовуголь»

Жанчив Билэгсайхан	директор департамента по горному делу и геологии «MON-ATOM» LLC (Монголия)
Заболотная Юлия Александровна	аспирант кафедры маркшейдерии НГУ
Зберовский Василий Владиславович	кандидат технических наук, старший научный сотрудник отдела проблем разрушения горных пород Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины (г. Днепропетровск)
Зубко Сергей Андреевич	начальник участка горнопроходческих работ №4 шахты «Эксплуатационная» ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»
Ильяшов Михаил Александрович	первый заместитель генерального директора ПАО «Донецксталь-металлургический завод», доктор технических наук, профессор (г. Донецк)
Кириченко Владимир Яковлевич	директор Западно-Донбасского научно-производственного центра «Геомеханика», кандидат технических наук, Лауреат Государственной премии в области науки и техники
Кириченко Анна Владимировна	кандидат экономических наук, доцент кафедры прикладной экономики НГУ
Ковалевская Ирина Анатольевна	доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Коваленко Анастасия Анатольевна	младший научный сотрудник кафедры экологии НГУ
Коваль Александр Иванович	генеральный директор ГП «Свердловантрацит», кандидат технических наук
Козаченко Андрей Васильевич	директор ПСП «Шахта Юбилейная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»
Козлов Алексей Анатольевич	директор ООО «Краснолиманское»
Коптовец Александр Николаевич	кандидат технических наук, доцент кафедры транспортных систем и технологий НГУ
Коровяка Евгений Анатольевич	кандидат технических наук, доцент кафедры транспортных систем и технологий НГУ

Костюк Светлана Георгиевна	директор филиала Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, кандидат технических наук (г. Прокопьевск, Россия)
Кошка Александр Григорьевич	заведующий отделом аспирантуры и докторантуры НГУ, кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Кровяк Анджей	доктор экономических наук, академик АЭН Украины, профессор, Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Круковская Виктория Викторовна	кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины (г. Днепропетровск)
Крупская Людмила Тимофеевна	заведующая лабораторией Института горного дела Дальневосточного отделения РАН, доктор биологических наук, профессор
Кузьменко Александр Михайлович	доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Кузьменко Александр Александрович	инженер-экономист Днепропетровских городских электросетей
Кулина Светлана Львовна	соискатель кафедры экологии НГУ
Кунта Юрий Степанович	заместитель директора по производству по перспективному развитию ГП «Львовуголь»
Кучерявенко Иван Андреевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых Криворожского технического университета
Лагута Андрей Викторович	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Лапко Виктор Викторович	ассистент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Лебедев Яков Яковлевич	кандидат технических наук, доцент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ
Левит Виктор Владимирович	заместитель директора ШСК «Донецкшахтопроходка», доктор технических наук

Лозинский Василий Григорьевич	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Лысенко Р.С.	студент горного факультета НГУ
Любимов Олег Владиславович	старший преподаватель филиала Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева (г. Прокопьевск, Россия)
Малеев Николай Владимирович	начальник ГП «Донецкий экспертно-технический центр Госпромнадзора Украины», кандидат технических наук
Мамайкин Александр Рюрикович	ассистент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Мартовицкий Артур Владимирович	генеральный директор ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», кандидат технических наук
Мацалак Татьяна Анатольевна	магистр НГУ
Медяник Владимир Юрьевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Мерзликин Артем Владимирович	кандидат технических наук, доцент кафедры логистики Донецкого национального технического университета
Мартынов Авинер Анатольевич	начальник научно-исследовательского отдела промышленной безопасности и охраны труда ГП «Донецкий экспертно-технический центр Госпромнадзора Украины», кандидат технических наук
Назимко Виктор Викторович	доктор технических наук, профессор кафедры маркшейдерского дела Донецкого национального технического университета
Назимко Иван Викторович	кандидат технических наук, научный сотрудник Украинского научно-исследовательского и проектно-конструкторского института горной геологии, геомеханики и маркшейдерского дела (УкрНИМИ)
Наливайко Ярослав Михайлович	директор шахты №10 «Нововолынская» ГП «Волыньуголь», кандидат технических наук
Новикова Елена Александровна	аспирант кафедры аэрологии и охраны труда НГУ

Павличенко Артем Владимирович	кандидат биологических наук, доцент кафедры экологии НГУ
Палейчук Николай Николаевич	аспирант кафедры строительной геотехнологии и горных сооружений Донбасского государственного технического университета, доктор технических наук (г. Алчевск)
Пантелеева Людмила Петровна	старший преподаватель филиала Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева (г. Прокопьевск, Россия)
Петлеваный Михаил Владимирович	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Пилюгин Виталий Иванович	главный специалист службы операционного улучшения Дирекции по перспективному развитию ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», доктор технических наук
Плахотник Валентина Васильевна	кандидат технических наук, доцент кафедры строительной, теоретической и прикладной механики НГУ
Полищук Павел Петрович	аспирант кафедры техники разведки месторождений полезных ископаемых НГУ
Потапенко Александр Алексеевич	генеральный директор ПАО «Краснодонуголь»
Прокопенко Василий Иванович	заведующий кафедрой прикладной экономики НГУ, доктор технических наук, профессор
Процак Сергей Юрьевич	младший научный сотрудник отдела вибропневмотранспортных систем и комплексов Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины
Прусек Станислав	доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой технологий эксплуатации и поддержания горных крепей Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Пудов Евгений Юрьевич	преподаватель филиала Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева (г. Прокопьевск, Россия)

Райва Сильвестр	доктор технических наук, заведующий лабораторией выбора крепи для очистных горных выработок Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Рябичев Виктор Дронович	генеральный директор ГП «Луганскуглереструктуризация» (г. Стаханов), декан факультета горного дела и транспорта Восточноукраинского национального университета им. В. Даля, доктор технических наук, профессор (г. Антрацит)
Рябцев Олег Викторович	кандидат технических наук, старший научный сотрудник отдела вибропневмотранспортных систем и комплексов Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины
Рудаков Дмитрий Викторович	доктор технических наук, профессор кафедры гидрогеологии и инженерной геологии НГУ
Русских Владислав Васильевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Савельева Тамара Степановна	кандидат технических наук, доцент кафедры основ конструирования механизмов и машин НГУ
Сай Екатерина Сергеевна	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Саик Павел Богданович	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Салли Сергей Владимирович	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Свистун Руслан Николаевич	директор ООО «Мокрянский каменный карьер №3» (г. Запорожье)
Светкина Елена Юрьевна	кандидат химических наук, доцент кафедры химии НГУ
Семенцов Вячеслав Владимирович	лаборант филиала Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева (г. Прокопьевск, Россия)

Сергеев Павел Всеволодович	доктор технических наук, профессор Донецкого национального технического университета
Сердюк Владимир Петрович	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Симанович Геннадий Анатольевич	доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Ситников Геннадий Анисимович	кандидат технических наук, доцент филиала Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева (г. Прокопьевск, Россия)
Скипочка Сергей Иванович	доктор технических наук, заведующий отделом Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины (г. Днепропетровск)
Скитенко Артем Игоревич	студент горного факультета НГУ
Ступник Николай Иванович	проректор по научно-педагогической, учебной работе и международным связям Криворожского технического университета, профессор кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых, кандидат технических наук
Табаченко Николай Михайлович	профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Тимошенко Евгений Викторович	аспирант кафедры ПРМ
Усатый Владимир Юрьевич	директор по производству ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»
Усатый Владислав Владимирович	инженер ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»
Фальштынский Владимир Сергеевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Филатьев Михаил Владимирович	аспирант кафедры охраны труда Донбасского государственного технического университета (г. Алчевск)
Фомичев Вадим Владимирович	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ

Халимендик Юрий Михайлович	заведующий кафедрой маркшейдерии НГУ, доктор технических наук, профессор
Хандрига Валерий Анатольевич	главный инженер ПСП «Шахта Юбилейная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»
Харченко Владимир Васильевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Хейло Александр Валерьевич	заместитель директора ООО «Краснолиманское»
Хоменко Олег Евгеньевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Хорешок Алексей Алексеевич	заведующий кафедрой горных машин и комплексов Государственного образовательного учреждения высшего профессионального образования «Кузбасский государственный технический университет», доктор технических наук, профессор (г. Кемерово, Россия)
Ценджав Лхагва	сотрудник института горной инженерии Монгольского государственного университета науки и технологии (Монголия)
Чигиринский Валерий Викторович	доктор технических наук, профессор кафедры строительной, теоретической и прикладной механики НГУ
Шкреметко Ольга Львовна	кандидат юридических наук, доцент Петербургского энергетического института повышения квалификации
Яворский Василий Николаевич	технический инспектор Днепропетровского территориального профсоюза работников угольной промышленности (г. Павлоград), кандидат технических наук
Яворский Андрей Васильевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Яворская Елена Александровна	доцент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ
Яворская Виктория Викторовна	инженер-программист кафедры транспортных систем и технологий НГУ

ЗМІСТ

Вивчаренко А.В. Стратегия развития угольной отрасли Украины 3

Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В. Влияние характеристик неоднородности тонкослоистого горного массива на результаты вычислительного эксперимента по устойчивости выемочных выработок 10

Мартовицкий А.В., Пилюгин В.И. Актуальные особенности практической реализации концепции повторного использования участковых подготовительных выработок высоконагруженных очистных забоев 19

Коваль А.И. Решение стратегических горнотехнических задач с помощью технологии стратегического планирования развития горных работ 26

Кузьменко А.М., Рябичев ВД., Кузьменко А.А. О значении высоких нагрузок на очистной забой в зависимости от вынимаемой мощности угольных пластов 33

Бузило В.И., Сердюк В.П., Кошка А.Г., Яворский В.Н., Яворский А.В. Анкерно-пневматическая крепь подготовительных забоев выработок большого сечения 38

Ильяшов М.А., Назимко В.В., Мерзликин А.В. Оценка устойчивости работы очистных забоев по параметрам распределения добычи 52

Левит В.В., Борщевский С.В., Назимко И.В. Особенности перераспределения напряжений и необратимых деформаций в забое вертикального ствола при разнокомпонентном напряженном состоянии массива горных работ 64

Кириченко В.Я., Бондаренко В.И. Тенденции развития средств крепления подготовительных выработок на угольных шахтах Украины 75

Скипочка С.И., Круковская В.В., Гребенюк С.Д. Модель фильтрации жидкости в системе «нарушенная бетонная оболочка-грунтовый массив» шахтного водосброса 81

Білецький В.С., Сергєєв П.В. Дослідження стану і характеристик мінеральних тонкодисперсних систем «тверде-рідина» 89

Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Демидов М.С., Вивчаренко А.В. Исследование и расчет перемещений крепи горных выработок 95

Харченко В.В. Аспекты добычи сероводородного сырья на Украине 103

Давиденко А.Н., Полищук П.П. Технология бурения скважин с поверхности, обеспечивающих дегазацию и добычу угля из некондиционных угольных пластов 108

Табаченко М.М., Медяник В.Ю. Спосіб закріплення підготовчих виробок з забутуванням порожнин за контуром арочного кріплення еластичними оболонками 116

Жанчив Б., Хоменко О.Е., Ценджав Л. Современное состояние и тенденции развития урановой отрасли Монголии 122

Кузьменко А.М., Усатый В.Ю., Усатый В.В. Влияние формы высокой очистной камеры на распределение напряжений в массиве при системах разработки с закладкой 126

Кровяк А. Перспективы развития угледобывающей отрасли в Польше до 2020 года 131

Коптовец А.Н., Коровяка Е.А., Яворская В.В. Математическая модель и вычислительный алгоритм моделирования тяги и движения шахтных поездов 141

Ковалевская И.А., Козаченко А.В., Хандрига В.А., Свистун Р.Н. Исследование НДС горного массива при разной форме породного контура пластовой выработки 153

Чигиринский В.В., Плахотник В.В. Особенности решения плоской задачи теории упругости в полярных координатах с использованием гармонических функций 159

Должиков П.Н., Палейчук Н.Н. Обоснование необходимости изменения геометрических параметров выработок в зонах интенсивной трещиноватости 167
Кириченко В.Я. Оценка потребительских свойств крепей горных выработок с использованием нового профиля 177
Владыко А.Б., Рудаков Д.В., Анисимова В.М. Моделирование водопритока в подземную выработку через противофильтрационную завесу 184
Ганушевич К.А., Сай Е.С. Термодинамические особенности газовых гидратов 190
Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Лагута А.В. К выбору параметров упрочнения беззамковыми анкерами слабых приконтурных пород подготовительных выработок 196
Филатьев М.В. Период восстановления природного состояния земной поверхности и пород после их подработки очистными работами 203
Костюк С.Г., Бедарев Н.Т., Любимов О.В., Ситников Г.А. Визуальный систематический контроль работы податливых анкеров 208
Ступнік М.І., Кучерявенко І.А. Визначення параметрів зони зсуву земної поверхні при підземній розробці крутоспадних пластоподібних рудних покладів значного простягання 212
Гайдай А.А., Кунта Ю.С., Лысенко Р.С. К вопросу добычи и качества каменного угля из тонких и некондиционных пластов в условиях шахт Западного Донбасса 219
Бузило В.И., Кошка А.Г., Наливайко Я.М., Дяченко А.П., Савельева Т.С. Особенности отработки оставшихся запасов шахт ГП «Львовуголь» 227
Русских В.В., Зубко С.А., Доценко В.И. Принятие новых технических решений при отработке рудных залежей в сложных горно-геологических условиях Южно-Белозерского месторождения 237
Костюк С.Г., Бедарев Н.Т., Любимов О.В., Семенцов В.В. Имитация отработки мощных крутопадающих пластов на моделях из эквивалентных материалов 243
Лебедев Я.Я., Новикова Е.А., Яворская Е.А. Исследования интенсивности накопления мелких фракций угля в пространстве под конвейером 251
Кузьменко А.М., Козлов А.А., Хейло А.В. Формирование нагрузок в зоне сопряжения подготовительных горных выработок в выемочном поле при приближении очистных работ 257
Прокопенко В.І., Кириченко В.Я., Кириченко А.В. Оцінка надійності експлуатації інноваційного кріплення гірничих виробок у вугільних шахтах 262
Петлеваный М.В. Физико-химическое исследование компонентов и структуры шлако-доломитной закладки при подземной добыче железных руд 271
Ситников Г.А., Пантелеева Л.П., Пудов Е.Ю. Разработка конструкции расширителя бурового инструмента для бурения скважин в неоднородных горных породах 280
Зберовский В.В., Потапенко А.А., Ангеловский А.А. Совершенствование способа и средств гидрорыхления выбросоопасных угольных пластов 284
Горова А.І., Павличенко А.В., Коваленко А.А. Біоіндикаційна оцінка екологічного стану територій розміщення відходів вуглевидобутку 296
Лапко В.В., Фомичев В.В., Скитенко А.И. Обоснование целесообразности применения анкерного крепления для поддержания горных выработок 305
Пудов Е.Ю., Хорешок А.А.. Влияние параметра β – угла отклонения от соосности элементов адаптерного узла на распределение нагрузок и надежность ковша 310

Салли С.В., Мамайкин А.Р. Методические основы синтезирования топологических сетей угольных шахт 319

Горова А.І., Павличенко А.В., Кулина С.Л., Шкреметко О.Л. Аналіз впливу вугледобувних підприємств Червоноградського гірничопромислового регіону на стан об'єктів навколишнього середовища 328

Горпинич А.В. Формирование проектов добычи и использования шахтного газа метана .. 340

Светкина Е.Ю. Стабилизация водоугольных суспензий 349

Prusek S., Rajwa S., Wrana A., Walentek A. Nowoczesny przyrząd do pomiaru skrawalności węgla i skał w warunkach dołowych 357

Халимендик Ю.М., Бруй А.В., Винник А.М., Заболотная Ю.А. К обоснованию полной выемки запасов при отработке пологих пластов глубоких шахт 366

Кровяк А. Применение позиционного кода для описания сопутствующих факторов риска, возникающих в процессе добычи каменного угля 372

Малеев Н.В., Мартынов А.А. Научно-техническая поддержка государственного горного надзора за охраной труда и промышленной безопасностью в Украине 383

Волошин А.И., Рябцев О.В., Процак С.Ю., Аля-Брудзинский И.Ю. Бесцеликовая охрана и поддержание подготовительной выработки в сложных горно-геологических условиях при отработке пластов средней мощности 393

Дичковський Р.О., Фальштинський В.С., Саїк П.Б., Лозинський В.Г. Економічна доцільність сумісного відпрацювання вугільних пластів способом свердловинної підземної газифікації 403

Горовая А.И., Крупская Л.Т., Павличенко А.В., Мацалак Т.А. Принципы организации цитогенетического мониторинга территорий размещения отходов горнодобывающих предприятий 412

Тимошенко Є.В. Моделювання стану порід при високошвидкісному вийманні тонких вугільних пластів 423

Відомості про авторів 428

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

V Міжнародна науково-практична конференція

Збірник наукових праць

Підписано до друку 26.08.11. Формат 70x100 1/16.
Папір офсет. Друк офсетний. Ум. друк. арк. 31,81.
Обл.-вид. арк. 36,02. Тираж 300 прим. Замовлення №260811.

Підготовлено до друку в Національному гірничому університеті.
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру: ДК №1842.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19