

Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України
ДВНЗ «Національний гірничий університет»
ДВНЗ «Криворізький національний університет»
ДВНЗ «Донбаський державний технічний університет»
ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»
Департамент вугільної промисловості України
ПрАТ «Донецьксталь – металургійний завод»
Компанія «ДТЕК»
НВК «Гірничі машини»

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

Матеріали
VI міжнародної науково-практичної конференції
(24-28 вересня 2012 року)



Дніпропетровськ
2012

УДК 622 (06)
ББК 33.22 я73
Ш 67

Редакційна колегія:

Бондаренко В.І.

д-р техн. наук, професор, зав. кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ «НГУ».

Півняк Г.Г.

д-р техн. наук, професор, зав. кафедри систем електропостачання, ректор ДВНЗ «НГУ».

Вівчаренко О.В.

канд. техн. наук, директор Департаменту вугільної промисловості Міністерства енергетики та вугільної промисловості України.

Мартовицький А.В.

канд. техн. наук, генеральний директор ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Чердниченко Ю.Я.

радник виконавчого директора «ДТЕК».

Черватюк В.Г.

керівник департаменту з виробництва Дирекції з видобутку вугілля «ДТЕК», канд. техн. наук.

Коваль О.І.

канд. техн. наук, генеральний директор ТОВ «ДТЕК Свердловантрацит».

Ромашин Є.В.

генеральний директор НВК «Гірничі машини».

Салєєв І.А.

директор зі стратегії та інвестицій НВК «Гірничі машини».

Антощенко М.І.

д-р техн. наук, професор, ректор ДВНЗ «ДонДТУ».

Окаєлов В.М.

д-р техн. наук, професор, проректор з навчальної роботи ДВНЗ «ДонДТУ».

Ілляшов М.О.

д-р техн. наук, професор, перший заступник директора ПрАТ «Донецьксталь».

Башков Є.О.

д-р техн. наук, професор, проректор з наукової роботи ДонНТУ.

Ступнік М.І.

канд. техн. наук, професор, в.о. ректора ДВНЗ «КТУ».

Рябічев В.Д.

д-р техн. наук, професор, декан факультету гірничої справи й транспорту Східноукраїнського національного університету ім. В. Даля.

Дичковський Р.О.

канд. техн. наук, доцент, заступник проректора з наукової роботи ДВНЗ «НГУ».

Кузьменко О.М.

д-р техн. наук, професор, заступник першого проректора ДВНЗ «НГУ».

Фомичов В.В.

канд. техн. наук, доцент кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ «НГУ».

Єжи Кіцьки

д-р техн. наук, професор Краківської гірничо-металургійної академії.

Станіслав Прусек

д-р техн. наук, професор Головного інституту гірництва (Польща).

Януш Новак

керівник відділу енергетичних технологій KGHM SUPRUM Ltd.

Малова О.К.

науковий співробітник кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ «НГУ».

Ганушевич К.А.

асистент кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ «НГУ».

Лапко В.В.

асистент кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ «НГУ».

Демченко Ю.І.

канд. техн. наук, доцент кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ «НГУ».

Науковий редактор:

Ковалєвська І.А.

д-р техн. наук, професор кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ «НГУ».

Школа підземної розробки [Текст]: матеріали VI міжнар. наук.-практ. конф., Ш 67 24-28 вересня 2012 р. / редкол.: В.І. Бондаренко [та ін.] – Д.: Національний гірничий університет, 2012. – 364 с.

ISBN 978-966-350-360-8

Подано статті, які містять науково-технічні досягнення і передовий вітчизняний та закордонний досвід застосування нових технологій і геоінформаційних систем в гірничому виробництві України, Росії, ПАР, Польщі, Німеччини та ін.

Матеріали публікуються в редакційній обробці авторів.

УДК 622 (06)

ББК 33.22 я73

ISBN 978-966-350-360-8

© ДВНЗ «НГУ», 2012

Шановні колеги!

Обмін інноваційними розробками і проектами, 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 започаткована у 2007 році, і в цьому році вже вшосте зустрічає своїх гостей. Конференція проводиться за ініціативою однойменної кафедри Державного ВНЗ «Національний гірничий університет» при підтримці провідних політехнічних ВНЗ України гірничого профілю та підприємств гірничовидобувної галузі.

Світове визнання «Школи...» підтверджується щорічним опублікуванням наукових праць конференції в одному з визнаних видань CRC Press Taylor & Francis Group Boca Raton London New York Leiden.

Бажаю учасникам конференції творчих успіхів в науково-технічній діяльності, а вугільним і гірничорудним галузям усіх країн, що приймають участь у цій конференції, розвитку і процвітання.

Виражаю впевненість у подальшому 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!

Маємо за велику честь привітати Вас на VI Міжнародній науково-практичній конференції «Школа підземної розробки – 2012», яка традиційно проводиться на початку осені в живописному місті України – Ялті.

Щороку зростає кількість і поширюється географія учасників «Школи». Це говорить про безпомилкові мету і пріоритети, які направлені на надбання й використання нових, інноваційних технологій підземної розробки родовищ.

На теперішній час загальна інформація Школи про інновації в гірництві та науково-технічні досягнення надрукована в щорічних матеріалах конференцій у 450 статтях, загальною кількістю – 3300 сторінок у IX томах.

Продовжується видання англomовних матеріалів конференції всесвітньовідомим видавництвом CRC Press Taylor & Francis Group A BALKEMA BOOK, London, UK – цього року під назвою «Geomechanical Processes During Underground Mining». Наукові праці конференції розіслані по всіх континентах і розміщені в мережі Internet.

В цьому році будуть заслухані та подані до обговорення доповіді, що стосуються підвищення ефективності та безпеки ведення підземних гірничих робіт на шахтах і рудниках України, Росії, Польщі, Казахстану, Південно-Африканської Республіки та ін.

Ми переконані, що змістовні доповіді, засідання круглих столів, 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

До 30-річчя діяльності академіка НАН України Г.Г. Півняка на посаді ректора Національного гірничого університету



У вересні 2012 року відбудеться знакова для історії Національного гірничого університету подія – виповнюється 30 років відтоді, як колектив одного з провідних технічних вищих навчальних закладів країни очолив на той час наймолодший у колишньому Радянському Союзі ректор. Ним став Геннадій Григорович Півняк, сьогодні – талановитий організатор, визнаний учений, академік НАН України. Його життєвий і науковий шлях – унікальне явище не тільки в Україні, а й за кордоном.

Протягом останніх трьох десятиліть НГУ отримав потужний розвиток й якісні зміни в усіх сферах діяльності.

Національний гірничий університет – один з найстаріших державних вищих технічних навчальних закладів України, заснований у 1899 році. Динамічний розвиток університету сприяв становленню інженерної освіти. Створені у минулому в гірничому університеті всесвітньо визнані наукові школи – гірничої справи, геології, геомеханіки, електроенергетики, геофізики, збагачення корисних копалин, – отримали подальший розвиток. Це дозволяє сьогодні одержувати нові важливі наукові й практичні

результати, необхідні для інноваційного розвитку економіки України.

Історія діяльності вузу відображає економічну ситуацію в державі та регіоні, рівень науково-технічного прогресу, суспільно-політичного й культурного життя. Саме гірничий університет став базою для створення 20 вищих навчальних закладів і дев'яти науково-дослідних інститутів Національної академії наук України.

На всіх етапах свого існування гірничий невпинно розвивається, а масштаби й обсяги його наукових здобутків постійно розширюються. Це сучасний науково-освітній центр, самоврядний (автономний) дослідницький національний університет країни, для якого характерні фундаментальність і системність знань, комплексне поєднання освіти, науки й інновацій, багатогранність міжнародного співробітництва. За оцінкою ЮНЕСКО НГУ входить до трійки провідних технічних університетів України. Відповідність Часу – визначальний пріоритет його діяльності.

Біографія Геннадія Григоровича Півняка нерозривно пов'язана з життям Національного гірничого університету.

Г.Г. Півняк народився 23 жовтня 1940 р. в місті Олександрія Кіровоградської області в родині педагогів. У 1958 році став студентом, а в 1963-му закінчив з червоним дипломом Дніпропетровський гірничий інститут. Отримав кваліфікацію гірничого інженера-електромеханіка і назавжди пов'язав свою долю з рідною альма-матер.

Визначальне місце в житті Г.Г. Півняка посідає педагогічна діяльність. Він керує кафедрою систем електропостачання, читає лекції, веде курсове й дипломне проектування, захоплює студентів науковою роботою. У 2005 р. вже другою для нього Державною премією України в галузі науки і техніки відзначено підручник "Перехідні процеси в системах електропостачання", що вийшов за редакцією академіка Г.Г. Півняка українською, російською та англійською мовами. Премія засвідчила високий рівень педагогічної майстерності Геннадія



Григоровича. Він автор багатьох підручників і монографій з проблем гірничо-металургійної електроенергетики, систем електропостачання підприємств, електропривода, електробезпеки, автоматизованих систем керування. Деякі з них видані за кордоном і стали необхідними для фахівців та студентів різних країн.

Академік НАН України Г.Г. Півняк – засновник наукової школи гірничої та металургійної електроенергетики. Він збагатив сучасну науку дослідженнями, що мають першочергове значення для розвитку енергетики, створення сучасних електротехнологічних комплексів та устаткування. Наукову діяльність Г.Г. Півняка присвячено вирішенню фізико-технічних проблем перетворення й регулювання параметрів електромагнітної енергії, розробці наукових основ створення нових технологій, устаткування та засобів керування, що забезпечують ефективність і безпеку гірничо-металургійного виробництва.

У наукових дослідженнях академіка Г.Г. Півняка та його учнів запропоновано розробку новітніх систем автоматизації сучасних електроенергетичних комплексів та ефективного енергозабезпечення електромеханічних систем складної структури, автоматизованого електропривода технологічних пристроїв.

Він автор трьох наукових відкриттів, понад 500 наукових публікацій, у тому числі 37 монографій, 13 підручників і 22 навчальних посібників, 107 винаходів і патентів. Упродовж останніх 35 років успішно розвиває і примножує традиції дніпропетровської школи електроенергетиків. Під його керівництвом підготовлено й захищено 18 докторських і 29 кандидатських дисертацій. Відомий учений, генератор неординарних ідей, організатор масштабних й актуальних наукових досліджень, талановитий педагог, академік Г.Г. Півняк передає знання і досвід колегам. Поряд з ним - завжди студенти, аспіранти, докторанти. Вони - й учні, й однокласники водночас. Головне кредо їхнього вчителя й наставника: освіта і наука мають слугувати національним інтересам держави.

Наукові дослідження Г.Г. Півняка спрямовано на утвердження інноваційної моделі розвитку ключових секторів економіки України. За розробки у сфері керування енергомісткими технологічними процесами на підприємствах гірничо-металургійного комплексу в 1996 р. Г.Г. Півняку присуджено Премію НАН України імені С.О. Лебедева, а в 1998 р. за створення та впровадження способів і технологій збереження геологічного середовища при забезпеченні повноти ефективного енергозбережного видобутку вугілля він отримав першу Державну премію України в галузі науки і техніки. Ця премія дозволила Г.Г. Півняку заснувати благодійний фонд підтримки наукової молоді, який і сьогодні активно діє в університеті.

Г.Г. Півняк має нагороди: ордени Знак Пошани (1981), Трудового Червоного Прапора (1986), Князя Ярослава Мудрого V (1999) і IV (2004) ступенів, Почесну грамоту Кабінету Міністрів України (1999), Почесну грамоту Верховної Ради України (2003), медаль "За успіхи в навчанні і вихованні молоді" (1998, Польща), знак МОН України "За наукові досягнення" (2007), відзнаку НАН України "За наукові досягнення" (2009).

Багаторічні зарубіжні контакти ректора Г.Г. Півняка (Німеччина, Австрія, Польща, Великобританія, США, Канада, Росія, Молдова, Швейцарія, Франція, Іспанія, Китай, Японія) дозволили йому набути великого досвіду здійснення міжнародних наукових проектів, розвитку інтеграційних зв'язків науки, освіти й інновацій. Це створює необхідні умови для успішного виконання ним місії експерта Комітету зі стійкої енергетики ЄЕК ООН, що свідчить про визнання академіка Г.Г. Півняка як ученого зі світовим ім'ям.

Почесний доктор технічних університетів "Краківська гірничо-металургійна академія", "Фрайберзька гірничо академія" і Московського державного гірничого університету; заслужений діяч науки і техніки України (1990), заслужений працівник нафтової і газової промисловості Польщі (1994), заслужений професор НГУ, лауреат премії НГУ в галузі освіти і науки (2002) – ось неповний перелік звань ученого, що підтверджують його високий авторитет в Україні та за її межами.

Саме цей період – 30 років – ознаменувався подіями, що активізували діяльність НГУ в усіх сферах, утвердили його міжнародне визнання, вплинули на подальший розвиток вищого навчального закладу, визначили його місце в освіті, науці, економіці України.

РАЗВИТИЕ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ УКРАИНЫ В КОНТЕКСТЕ СОВРЕМЕННЫХ ВЫЗОВОВ

Детально проаналізовані прийняті в Євросоюзі шляхи рішення проблем енергетичної безпеки. Проведено порівняльний аналіз підходів до оптимізації рішень в Україні й інших країнах. Виділено заходи, що є потужною протидією сучасним зовнішнім і внутрішнім викликам і загрозам енергетичної безпеки країни. Обґрунтовано міри, що необхідні для нарощування обсягів видобутку вугілля й підвищення ефективності функціонування галузі.

Детально проанализированы принятые в Евросоюзе пути решения проблем энергетической безопасности. Проведен сравнительный анализ подходов к оптимизации решений в Украине и других странах. Выделены мероприятия, являющиеся мощным противодействием современным внешним и внутренним вызовам и угрозам энергетической безопасности страны. Обоснованы меры, необходимые для наращивания объемов добычи угля и повышения эффективности функционирования отрасли.

Having analyzed accepted in the Euro Union ways of energy safety problems solving, comparative analysis of approaches to optimization of solution in Ukraine and other countries has been conducted. Measures that are powerful counterforce to modern external and internal challenges and threats of the country's energy safety are marked out. Measures necessary for coal extraction volumes increase and the industry functioning efficiency increase are substantiated.

Угольная промышленность – одна из важнейших и неотъемлемых составляющих топливно-энергетического комплекса (ТЭК) и экономики Украины, которая играет значительную роль в обеспечении энергетической безопасности государства. Вместе с этим энергетическая безопасность уже два десятилетия была и остается одним из наиболее слабых звеньев экономической и национальной безопасности Украины.

Современные внешние вызовы, которые встали перед Украиной в энергетической сфере и которые являются общими для большинства стран, заключаются в необходимости преодоления угроз, связанных с неустойчивостью и непредсказуемостью ситуации на мировых энергетических рынках, ростом цен на все виды энергоносителей одновременно. При таких условиях обеспечение потребностей экономики Украины в топливно-энергетических ресурсах (ТЭР) по приемлемым для потребителей ценам сопряжено с огромными трудностями.

Острота внешних вызовов объясняется высоким уровнем энергетической зависимости Украины от импорта энергоносителей (около 55% от общего потребления ТЭР с учетом условно-первичной ядерной энергии). Близким к такому является уровень энергозависимости большинства европейских стран: Германии – 61,4%, Франции – 50%, Австрии – 64,7%. Однако, в отличие от стран ЕС, где импорт энергоресурсов диверсифицирован, энергозависимость Украины имеет монопольный характер: от импорта нефти и нефтепродуктов экономика Украины зависит от России на 65%, природного газа – на 72%, ядерного топлива – на 100%, что является критическим.

Для Украины действенным ответом на внешние вызовы в ближайшие годы могли бы стать меры по активизации энергосбережения, максимального использования всех возможных и доступных в настоящее время видов собственных энергоресурсов и замещение ими природного газа (где это технологически возможно и экономически целесообразно), ускорение модернизации добывающих отраслей ТЭК для наращивания объемов добычи топлива, а также модернизации энергоемких отраслей с внедрением энергосберегающих технологий и оптимизации топливообеспечения, осуществления структурных изменений в экономике.

Внутренним вызовом для Украины стала необходимость проведения системной, последовательной, прозрачной и подотчетной государственной политики, направленной на обеспечение энергетической безопасности, которая за 20 лет независимости так и не сформирована. Основной причиной усиления в последние годы угроз энергетической безопасности, обусловленных конфликтами и жесткими условиями поставок российского природного газа, является именно отсутствие такой политики, несмотря на то, что в Украине существуют все объективные предпосылки (достаточная собственная сырьевая база топлива) для ее осуществления.

В Украине структура потребления первичных топливно-энергетических ресурсов сформировалась еще во времена бывшего Советского Союза и ориентирована преимущественно на российские энергоносители. В общих объемах потребления ТЭР слишком большой остается удельный вес природного газа, который преимущественно импортируется (41% против среднемировой – 24%), и недостаточный удельный вес собственных энергоносителей, прежде всего, угля (26% против 29%). Такая структура не соответствует современным мировым тенденциям и интересам нашего государства, поскольку не учитывает особенности собственной сырьевой базы топлива и огромный потенциал отраслей ТЭК.

Если в мировой структуре геологических запасов топлива существуют значительные преимущества в пользу угля (65,2%) по сравнению с другими энергоносителями – нефтью (16,8%), газом (13,5% вместе с метаном угольных месторождений), ураном (4,5%), то в Украине такие преимущества еще более значимые в пользу угля (85,2%) и урана (9,8%) при ограниченных запасах нефти (0,9%) и природного газа (4,1%).

Страны и регионы мира проблему энергетической безопасности решают по-разному в зависимости от обеспеченности сырьевой и ресурсной базой топлива и энергии, географического расположения, валютной эффективности экономики.

Для стран и регионов с низким (менее 30%) уровнем самообеспечения топливно-энергетическими ресурсами важным является надежность и гарантированность

внешних поставок энергоресурсов. Успешно решают эту проблему страны с развитой экспортно-ориентированной экономикой путем диверсификации поставок энергоносителей – Япония (уровень самообеспечения составляет около 7%), Италия (18%), большинство стран Европейского Союза.

Для стран со средним уровнем самообеспечения (30-70%) основной задачей энергетической политики является обеспечение энергетической безопасности в части возможности обойтись собственными ресурсами при потере или уменьшении внешних поставок (Украина, Германия, Швеция).

Для стран хорошо обеспеченных собственными энергоресурсами (уровень самообеспечения более 70%) основной задачей является развитие ТЭК, способного не только удовлетворить внутренние потребности страны в качественных и экономически доступных энергоресурсах, но и осуществлять экономически оправданный экспорт (США, Россия, Норвегия, Австралия).

В мире наработаны следующие пути усиления энергетической безопасности:

- сокращение спроса на энергоресурсы за счет повышения эффективности их потребления и энергосбережения;
- повышение уровня самообеспечения энергоресурсами;
- диверсификация видов энергии с увеличением использования конкурентоспособных местных и возобновляемых видов топлива и энергии;
- диверсификация источников и путей поставок импортированных энергоносителей и тому подобное.

К сожалению, ни по одному из указанных направлений Украина не достигла ощутимых положительных результатов. Отсутствие стимулов и заинтересованности во внедрении новых ресурсосберегающих технологий и инновационному динамичному развитию обусловили крайне низкую энергетическую, экономическую и экологическую эффективность всех отраслей экономики, в том числе и отраслей ТЭК.

На сегодня энергоемкость ВВП Украины в 2,6 раза превышает средний уровень энергоемкости ВВП развитых стран. Причиной этого является отсутствие механизма стимулирования энергоэффективности, достаточного количества рыночных и других инструментов стимулирования, включая налогообложение. Однако именно энергоэффективность является наиболее действенным способом усиления энергетической безопасности и конкурентоспособности, минимизации негативного воздействия на окружающую среду и сокращение выбросов парниковых газов. При формировании политики в сфере энергосбережения необходимо учитывать, что критерии энергоэффективности должны распространяться на все сферы экономического и социального развития, в том числе на перераспределение государственных средств.

Одним из основных документов нормативно-правовой базы развития ТЭК является Энергетическая стратегия Украины на период до 2030 года, которая была принята в 2006 году. Положительным является то, что она опирается на опыт обеспечения энергетической безопасности разными странами мира и содержит конкретные количественные нормы и меры по ее обеспечению. В частности, уменьшение уровня энергетической зависимости страны предполагалось достичь в основном путем максимального привлечения потенциала энергосбережения, увеличения добычи (производства) и потребления собственных энергоносителей и диверсификации

внешних и внутренних источников энергоснабжения. Причем диверсификация внешних поставок энергоресурсов (газ, нефть, ядерное топливо) должна осуществляться с обеспечением европейской нормы – не менее трех источников по каждому виду энергоресурсов с 25-30% обеспечением от общего объема.

Однако, подавляющее большинство мероприятий, которые необходимо было осуществить в первом пятилетии реализации Стратегии, не выполнены в силу объективных причин (наступления финансово-экономического кризиса, предусмотреть на момент ее разработки было невозможно), и субъективные (отсутствие увязки практических действий с определенными базовыми целями, приоритетами, задачами, а также ответственности и государственного контроля над их соблюдением).

В настоящее время осуществляется корректировка Стратегии, в проекте которой, согласно выводам специалистов Института экономики и прогнозирования НАН Украины, заложены определенные угрозы для энергетической безопасности Украины.

1. К 2030 году по базовому сценарию валовой внутренний продукт (ВВП) Украины должен вырасти с 913 млрд. грн. (2009 г.) до 2563 млрд. грн в 2030 г. (в ценах 2009 г.), т.е. в 2,7 раза от уровня 2010 года. Согласно ВВП на душу населения с учетом паритета покупательной способности (ППС) увеличится в 2,88 раза (по прогнозным оценкам численность населения Украины в 2030 году может составить 42,8 млн. чел.). То есть, в Украине в 2030 году ВВП на душу населения должен будет таким, как сегодня в Эстонии, Латвии, Польши, Венгрии, тем самым закрепляется в Украине достаточно низкий уровень жизни, что неприемлемо.

Для справки

В настоящее время ВВП на душу населения в Словакии больше, чем в Украине в 3,4 раза; в Словении – в 4,3; в Греции – в 4,6; в Германии – в 5,6; в Австрии – в 6,0; в Швейцарии – в 6,4; в Норвегии – в 8,3; в Люксембурге – в 12 раз.

Указанные макроэкономические показатели являются основными входными данными, на которые опираются прогнозы энергообеспечения и развития отраслей ТЭК. Соответственно, если основа неприемлема, то можно было бы и не анализировать предложенные решения, потому что они тоже являются неприемлемыми. Однако рассмотрим некоторые из них, которые в перспективе будут усиливать угрозы энергетической безопасности Украины, увеличивать зависимость от импорта энергоносителей.

2. Установленный спрос на электроэнергию существенно занижен: в 2030 г. – 272 млрд. кВт.час, (против 395 млрд. кВт.час по базовому сценарию Стратегии-2006), включая потери в электросетях, собственное потребление ТЭС, экспорт (т.е. по сути это объемы производства). Он является заниженным не только из-за заложенных низких темпов роста ВВП, но и из-за неучета необходимого замещения топлива (прежде всего природного газа) электроэнергией и другими видами энергоносителей (в металлургии, бытовом секторе и т.д.).

Потребление электроэнергии промышленностью в 2030 году составит 133 млрд. кВт.час, отметим, что в докризисном 2007 году оно составляло 106 млрд. кВт.час, т.е. возрастет лишь на 25%.

Население, которое сейчас потребляет 35 млрд. кВт.час при очень низком уровне

не оснащення бытовой техникой, будет потреблять лишь 54 млрд. кВт.час (на 59% больше), что также свидетельствует о заложенном низком уровне жизни в Украине через 20 лет.

Практически не предусматривается развитие и использование экспортного потенциала электроэнергетики, что было бы выгодно для Украины, поскольку тариф на электроэнергию, например, в европейских странах в 3-5 раз выше, чем в Украине. В 2030 году экспорт электроэнергии составит всего 6 млрд. кВт.час (против 25 млрд. кВт.час в соответствии со Стратегией-2006), в то время как в докризисном 2007 году он составлял 13 млрд. кВт.час.

3. Кроме заниженного спроса на электроэнергию дополнительные риски в стабильном и достаточном обеспечении потребностей экономики несет предложенная структура производства электроэнергии – только 33% электроэнергии планируется производить на угольных тепловых электростанциях, которые могут быть надежно обеспечены собственным топливом; 49% – на АЭС со всеми рисками относительно возобновляемых природных и техногенных катастроф, нерешенностью многих вопросов по производству топлива для АЭС и обращения с отходами; 7% – на газовых ТЭС и ТЭЦ, 5% – на нетрадиционных и возобновляемых источниках энергии. Такая электроэнергия сегодня очень дорога и неконкурентоспособна, рост ее доли приведет к значительному росту тарифа на электроэнергию, что может привести к ее экономической недоступности для многих категорий потребителей, потере их конкурентоспособности.

Для справки

В мире основным направлением потребления угля является производство электрической и тепловой энергии, которая используется около 65% его добычи. За последние 18 лет наблюдалась устойчивая тенденция увеличения доли производства электроэнергии с использованием угля с 37% до 40%, а в ведущих угледобывающих странах она достигла: в Польше – 97%, ЮАР – 93%, Австралии – 82%, Китае – 80%, Индии – 75%, США – 57%. В Украине она составляет 27%.

Сейчас строится много новых угольных электростанций: в Германии (которая имеет собственные запасы угля) суммарной мощностью около 12 ГВт; в Бельгии – 0,8; Индии – 1,25; Вьетнаме – 7,0; Тайване – 0,8; Индонезии – 2,63; Австралии – 0,75 ГВт. Самое большое количество проектов в США – 77 электростанций.

По прогнозным оценкам в период до 2025 года производство электроэнергии с использованием угля будет расти в США – в среднем на 1,5% в год, Китае – 4,5%, Южной Кореи – на 2,5%, Индии – на 2,3%. После аварии на японской АЭС «Фукусима-1» аргументы в пользу более безопасного производства электроэнергии на угле усилились, в том числе и для европейских угледобывающих стран.

4. Газ – это единственный энергоресурс, спрос на который оставлен таким, как в Стратегии-2006 (49,5 млрд. м³ в 2030 году), хотя сейчас совершенно очевидно, что его необходимо сокращать и заменять другими видами энергоносителей. Объемы собственной добычи газа предполагается увеличить к 2030 году в 1,5-2 раза от текущего уровня – до 40 млрд. м³ газа в год, которые будут состоять из примерно 24-26 млрд. м³ газа на имеющихся и новых традиционных месторождениях, включая месторождения

на мелководном шельфе Черного моря, а также с 6-14 млрд. м³, которые будут добываться на глубоководном шельфе Черного моря и нетрадиционных месторождениях (метан угольных месторождений, сланцевый газ, газ плотных коллекторов центрально-бассейнового типа). Следует отметить, что объемы 6-14 млрд. м³ рискованные, очень велика вероятность их не получить, потому в настоящее время отсутствуют даже необходимые более-менее достоверные геологические данные по нетрадиционным месторождениям и глубоководном шельфе, не проведено оценки запасов, научные исследования возможности и целесообразности его добычи.

Относительно сланцевого газа, следует отметить, что технологии его добычи экологически опасные, особенно для водных ресурсов. Поэтому необходимо предварительное проведение глубоких комплексных научных исследований по оценке влияния горных работ на водные и земельные ресурсы и экономической целесообразности осуществления добычи сланцевого газа по сравнению с другими альтернативами – как энергообеспечение, так и экономической специализации регионов.

5. Уголь, к сожалению, не признан за энергоресурс, который может не только гарантированно поддерживать определенный уровень энергетической безопасности, но и в современных условиях роста мировых цен на все виды энергоресурсов несколько сдерживать ценовое давление на украинских потребителей благодаря умеренному уровню цен на отечественный уголь и электроэнергию, которая производится с его использованием. Спрос на товарный энергетический уголь уменьшен до 54 млн. т (их можно получить с 75 млн. т добычи) против 89 млн. т, предусмотренных Стратегией-2006. Такое уменьшение спроса обусловлено пониженным спросом на электроэнергию и предложенной структурой производства электроэнергии, смещенной в пользу атомной энергии и нетрадиционных и возобновляемых источников энергии, а также неучетом замещения природного газа энергетическим углем в металлургии и других секторах экономики.

Таким образом, можно утверждать, что предложения по обновлению Энергетической стратегии Украины на период до 2030 года в области электроэнергетики, не приведут к усилению энергетической безопасности, а наоборот, снизят надежность поставок энергоресурсов, отвлекут колоссальные инвестиционные ресурсы на второстепенные для Украины источники энергии, увеличат риски усиления зависимости от импорта энергоносителей, тем самым создадут предпосылки для формирования новых очень жестких вызовов для экономики Украины в вопросах энергообеспечения.

Для поиска действенных ответов на современные вызовы и угрозы энергетической безопасности целесообразно учитывать мировой опыт решения этой проблемы и определять особенности энергообеспечения Украины с учетом мировых тенденций.

Энергетическая политика Евросоюза формируется ввиду отсутствия мощной собственной сырьевой базы топлива и направлена на решение комплексной проблемы – обеспечение конкурентоспособной экологически более чистой энергией на фоне изменений климата, роста мирового спроса и цен на энергоресурсы, а также неопределенностей относительно их поставок в будущем. Для решения этой проблемы Евросоюзом с 2006 года начато внедрение новой энергетической политики, целью которой является создание эффективной нормативной базы в сферах снабжения и потребления энергоресурсов, усиления конкурентоспособности и консолидации

енергетического сектора ЕС на принципах либерализации рынков и минимизации влияния на изменения климата.

В 2008 году Европейская Комиссия предложила «План ЕС по энергетической безопасности и солидарных действий», который предусматривает пять направлений обеспечения энергетической безопасности:

- повышение энергетической эффективности;
- диверсификация поставок энергоресурсов;
- максимальное использование собственных ресурсов;
- создание запасов нефти (нефтепродуктов) и газа;
- улучшение внешних энергетических связей;
- создание механизмов разрешения кризисов.

Стратегический подход к решению проблем энергетической безопасности включает новая амбициозная стратегия ЕС до 2020 года (Стратегия «20-20-20»), которая предусматривает до 2020 года, в частности, сокращение энергопотребления на 20%, уменьшение выбросов парниковых газов на 20%, доведение доли возобновляемых источников энергии в энергетическом балансе ЕС до 20%.

В целом для Украины принятые в Евросоюзе пути решения проблем энергетической безопасности являются приемлемыми. Однако выполненный для Украины и ЕС сравнительный анализ состояния сырьевой базы топлива показывает, что в отличие от ЕС, Украина имеет более мощную собственную сырьевую базу топлива (4,1% мировых запасов угля при населении 46 млн. человек и ВВП 196 млрд. долларов. США по ППС; ЕС-27 соответственно 3,6%; 492 млн. чел.; 13,3 трлн. дол. США; составляющие ядерного топлива – уран и цирконий). Для Украины не пользоваться такими преимуществами, как это делают все страны мира, значит не решить проблем надежного энергообеспечения и уменьшения зависимости от импорта энергоносителей.

Таким образом, учитывая вышеуказанные особенности сырьевой базы топлива, а также монопольную зависимость от импорта энергоносителей, низкую валютную эффективность экономики (что исключает импорт энергоносителей в достаточных объемах), ограниченные возможности диверсификации импорта энергоресурсов из-за отсутствия необходимой инфраструктуры и нехватка инвестиционных ресурсов для ее создания, можно утверждать, что в ближайшие годы наиболее действенной противодействием современным внешним и внутренним вызовам и угрозам энергетической безопасности страны являются следующие мероприятия:

- активизация энергосбережения и эффективная энергосберегающая государственная политика во всех сферах;
- наращивание производства и потребления собственных энергоресурсов и замещение ими природного газа;
- ускорение модернизации угледобывающих предприятий и увеличение объемов добычи угля;
- модернизация энергоемких отраслей экономики с внедрением энергосберегающих технологий.

В настоящее время наибольшим потенциалом наращивания объемов собственной добычи энергоресурсов обладает угольная промышленность. Результатом ре-

лизации этого потенциала на действующих шахтах можно ожидать практически полную ликвидацию убыточности шахт и достижения финансовой несбалансированности отрасли – основного аргумента при непризнании угля как приоритетного энергоносителя в обеспечении энергетической безопасности государства и при принятии управленческих решений о досрочном закрытии так называемых «неперспективных» шахт.

В 2011 году рентабельно работали почти все приватизированные шахты (24 шахты) и только каждая десятая государственная шахта. Средняя цена угля составляла 551 грн/т, полная себестоимость – 843 грн/т. Если в 2000 году себестоимость покрывалась доходом от реализации угольной продукции на 91,3%, в 2005 году – на 80,8%, то в 2010 году – на 65,3%. Убытки государственных шахт в 2011 году составили 7,2 млрд. грн., частично (на 80,7%) были компенсированы средствами государственной поддержки.

Однако, как показывает анализ убыточности шахт, формируется она под одновременным воздействием многих факторов как объективного характера (сложность горно-геологических условий, низкое качество запасов угля и др.) так и субъективного (физический износ и моральная устарелость основных фондов, низкий уровень использования производственных мощностей, низкий уровень обогащения угля, установления заниженных относительно мировых цен на отечественный энергетический уголь для ТЭС, ценовые диспропорции, неэффективное управление). Причем степень влияния последних факторов, которые можно устранить, является определяющим.

В настоящее время 90 шахт (77%) работают без реконструкции более 30 лет, на 49 шахтах (47%) производственные мощности используются менее чем на 50%, 15 шахт реализуют уголь в рядовом виде без обогащения по низким ценам (доля рядового угля в товарной продукции составляет более 70%).

Вместе с тем подавляющее большинство действующих шахт имеет мощный ресурсный, производственный и экономический потенциал, который можно задействовать в результате увеличения уровня использования производственных мощностей, модернизации производства (реконструкции, технического переоснащения), улучшение качества угольной продукции, оптимизации затрат на ее производство, постепенного перехода на мировые цены. Практическое использование этого потенциала может обеспечить работу 85% шахт на рентабельном уровне или близком к нему. Доказательством этого является нынешняя рентабельная работа приватизированных шахт, которые имеют такую же сложность горно-геологических условий, но в свое время была проведена модернизация и осуществлены мероприятия по повышению эффективности функционирования.

Потенциал повышения эффективности работы шахт оценивается следующим образом:

– увеличение объемов добычи угля за счет более интенсивного использования производственных мощностей и модернизации производства, как результат – рост производительности труда, существенное (на 25-30%) уменьшение себестоимости угольной продукции (такой результат объясняется большой долей условно-постоянных затрат в структуре себестоимости – до 70-75%);

- оптимизация численности персонала после проведения модернизации с установкой современного высокопроизводительного оборудования и уменьшением доли ручного труда (себестоимость может сократиться на 10-15%);

- улучшение качества угольной продукции, как результат – увеличение цены на уголь и доходов от его реализации.

Одна из причин формирования убыточности шахт связана с применением заниженных цен на отечественный энергетический уголь для ТЭС. В 2007-2010 годах они составляли 55,0-85,0% по сравнению с мировыми ценами и ценами на импортируемый в Украину уголь аналогичного качества. Результатом этого стал недополученный доход от реализации угольной продукции в объемах, близких к объемам государственной поддержки на частичную компенсацию расходов по себестоимости. Это свидетельствует о том, что в условиях действия свободных рыночных цен при открытости внутреннего рынка угля (а именно этого требуют нормы ВТО) большинство шахт не имели бы убытки.

Относительно возможных объемов добычи угля, то потенциал действующих шахт, которые обеспечены запасами на 20 и более лет, который можно задействовать после их модернизации, составляет 120 млн. т (в 2011 году добыча составила 82,2 млн. т). Сейчас в незавершенном строительстве находятся пять шахт суммарной мощностью 6,9 млн. т, три из них имеют высокую (более 70%) степень готовности. Кроме того, по состоянию сырьевой базы нет ограничений для строительства новых шахт.

Для наращивания объемов добычи угля и повышение эффективности функционирования отрасли первоочередными должны стать следующие меры:

- активизация действий по привлечению инвестиций из различных источников (госбюджет, частных инвесторов, в том числе через приватизацию шахт) для технического перевооружения и реконструкции шахт;

- увеличение коэффициента использования современной горной техники нового технического уровня, которая эксплуатируется действующими шахтами;

- проведение модернизации шахт и тепловых электростанций с одновременным решением вопросов минимизации негативного влияния добычи и потребления угля на окружающую среду: оснащение энергогенерирующих объектов пылегазоочистным оборудованием для доведения выбросов парниковых газов и других загрязняющих веществ до европейских норм, внедрение экологически более чистых технологий сжигания угля; улучшения качества угольной продукции;

- переход на комплексное освоение угольных месторождений (утилизация шахтного метана, использование тепловой энергии шахтных вод, пород отвалов шахт и обогатительных фабрик), что позволит перенести часть расходов по добыче угля на побочную продукцию, получить дополнительный доход от ее реализации и положительный экологический результат;

- совершенствование контроля за эффективностью использования государственных средств в угольной отрасли, разработка нового порядка распределения государственной поддержки между шахтами по различным направлениям ее использования с учетом требований ВТО и ЕС, который усиливал бы стимулы к сокращению издержек производства;

- совершенствование ценообразования на уголь с учетом требований ВТО и ЕС.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОНЫ ШАРНИРНО-БЛОКОВОГО СДВИЖЕНИЯ НАДУГОЛЬНОЙ ТОЛЩИ В ОКРЕСТНОСТИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Наведено дані шарнірно-блокового зрушення породних шарів надвугільної товщі навколо очисного вибою і виявлені тенденції зміни їх геометричних параметрів залежно від глибини розробки й модулів деформації породних шарів.

Приведены данные шарнирно-блокового сдвижения породных слоев надугольной толщи в окрестности очистного забоя и выявлены тенденции изменения их геометрических параметров в зависимости от глубины разработки и модулей деформации породных слоев.

Data of articulated-block movement of over-coal massif rock layers in working face place are given. Tendencies of changing its geometric parameters, depending on mining depth and rock layer deformation moduluses are brought.

Анализ напряженно-деформированного состояния (НДС) породных слоев надугольной толщи с использованием метода конечных элементов выполнен по эпюрам горизонтальных напряжений σ_x , полученных при 30 вариантах расчета с изменением модуля деформации породных слоев в 10 раз (с $0,2 \cdot 10^4$ до $2 \cdot 10^4$ МПа) и различной их комбинации, из которых следует ряд общих черт деформирования слоев надугольной толщи.

Во-первых, эпюры σ_x в каждом слое пород надугольной толщи наглядно иллюстрируют процесс их изгиба с образованием максимумов сжимающих и растягивающих напряжений на поверхностях каждого слоя в двух характерных зонах: опорного давления впереди очистного забоя и над выработанным пространством, где опускание породных слоев достигает максимума, что определяет границу зоны полных сдвижений.

Во-вторых, максимумы сжимающих и, особенно, растягивающих горизонтальных напряжений σ_x указывают на координаты появления, в первую очередь, вертикальных трещин разрыва в породном слое, а затем и образования квазипластических шарниров, формирующих зону шарнирно-блокового сдвижения. В этой связи общими чертами являются:

– в зоне опорного давления максимумы σ_x располагаются в районе действия

максимумов σ_y и смещаются в сторону очистного забоя по мере движения к дневной поверхности;

– над очистным забоем четко выражена линия изменения знака кривизны изгиба породных слоев, являющаяся границей зоны опорного давления и имеющая наклон в сторону выработанного пространства;

– в выработанном пространстве линия расположения максимумов σ_x имеет некоторый наклон в сторону очистного забоя, что свидетельствует об уменьшении длины пролета породных блоков и ширины полостей между слоями по мере движения к дневной поверхности.

В-третьих, общая тенденция такова, что максимумы растягивающих и сжимающих горизонтальных напряжений σ_x гораздо выше по абсолютной величине в более жестких породных слоях вне зависимости от их расположения по отношению к угольному пласту.

В-четвертых, породные слои непосредственной кровли и угольный пласт впереди очистного забоя весьма чувствительны к колебаниям жесткости слоев углевмещающей толщи и ее строению по этому фактору, что выражается не только в существенном количественном изменении компоненты σ_x , но и в качественной эпюре ее распределения.

Установленные общие закономерности распределения горизонтальных напряжений σ_x предполагают и существенные отличия, обусловленные разной структурой (по фактору жесткости) углевмещающего породного массива. В первую очередь отмечено, что максимумы растягивающих напряжений σ_x составляют в среднем 50-100 МПа с интервалом изменения от 21 до 317 МПа. Вполне очевидно, что при таком уровне растягивающих напряжений σ_x в породных слоях обязательно произойдет образование трещин разрыва, которые ориентированы перпендикулярно к плоскости напластования.

Максимумы сжимающих напряжений σ_x располагаются на противоположной поверхности породного слоя и, как правило, несколько смещены (относительно максимума растягивающих напряжений σ_x), отражая общие тенденции линий наклона максимумов σ_x в зоне опорного давления и в выработанном пространстве. Величина максимума сжимающих напряжений σ_x изменяется от 64 до 299 МПа и является, как правило, разрушающей для пород слабых и средней крепости, которые преимущественно представляют углевмещающую толщу Донбасса. Таким образом, в области действия сжимающих напряжений также наиболее вероятно образование квазипластического шарнира. В целом, уровень растягивающих и сжимающих максимумов компоненты σ_x не оставляет сомнений в образовании квазипластических шарниров, разделяющих породные слои на отдельные блоки в зоне шарнирно-блокового сдвижения. Поэтому по линиям расположения максимумов σ_x можно судить о закономерностях изменения длины блоков по высоте указанной зоны.

Кроме отмеченных фактов шахтными и лабораторными исследованиями уста-

новлено явление зависания породных консолей над выработанным пространством ступенчатой формы. Линия наклона этих консолей в сторону выработанного пространства однозначно связывается исследователями с геометрическим местом точек изменения знака кривизны изгиба породных слоев, которая также приурочивается к границе зоны повышенного давления над выработанным пространством. Таким образом, в модели по координате X образуются две группы породных блоков:

- над выработанным пространством от координат максимумов σ_x до координат изменения знака кривизны изгиба породных слоев (группа А);
- в зоне опорного давления от координат изменения знака кривизны изгиба породных слоев до координат максимумов σ_x (группа Б).

Если расширять модель в сторону выработанного пространства, то там будут располагаться, примерно, одинаковой длины породные блоки зоны шарнирно-блокового сдвижения, которые не оказывают существенного влияния на НДС в окрестности очистного забоя.

Далее проанализированы размеры породных блоков данной зоны в зависимости от соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи, что необходимо при последующем моделировании зоны шарнирно-блокового сдвижения. Угол наклона ψ линии изменения знака кривизны изгиба породных слоев над очистным забоем и выработанным пространством большинство исследователей оценивают $\psi = 70...74^\circ$ на пологих пластах вне зависимости от структуры и крепости пород на дуговой толщине. На исследованных эпюрах горизонтальных напряжений σ_x геометрическое место точек изменения знака кривизны можно четко установить по координатам X изменения знака горизонтальных напряжений по одной и той же поверхности произвольного породного слоя зоны. Установлено, что угол ψ характеризуется достаточным постоянством: вне зависимости от соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи величина ψ изменяется в узком диапазоне от 72 до 76° . Таким образом, с достаточной точностью можно принять угол расположения зависающих породных консолей над выработанным пространством постоянным и равным 74° .

С другой стороны, большинство исследователей утверждают, что процесс послойного образования зоны шарнирно-блокового сдвижения во многом определяет формирование нагрузки на крепь очистного забоя. Поэтому представляется чрезвычайно важным оценить размеры блоков в зоне и закономерности их связи с соотношением модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи.

Анализ общих черт эпюр распределения горизонтальных напряжений σ_x позволил сформировать схему (рис. 1) к расчету длины a_i первой группы блоков А над выработанным пространством (длина блока первого породного слоя a_i) и длины b_i второй группы Б блоков в зоне опорного давления вблизи очистного забоя (длина блока первого породного слоя b_i). Размеры всех блоков в зоне шарнирно-блокового сдвижения будут известны, если будут установлены длины a_i и b_i блоков в первом

породном слое m_1^I и углы ψ_1 и ψ_2 , ограничивающие размеры блоков при движении к дневной поверхности.

Таким образом, поставлена задача выявления закономерностей изменения перечисленных параметров от соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи, что является обязательным этапом для обоснованного моделирования процессов деформирования зоны шарнирно-блокового сдвижения.

Анализ размеров блоков зоны выполнен, начиная с угла ψ_1 (см. рис. 1), являющегося их границей со стороны выработанного пространства. Очевидно, чем больше угол ψ_1 , тем меньше длина блоков первой группы А (над выработанным пространством).

Увеличение угла ψ_1 объясняется более близким расположением к очистному забою максимумов σ_x , что связано с более интенсивным изгибом слоев m_2^I и m_3^I , когда одновременно оба породных слоя в непосредственной кровле ($\psi_1 = 103^\circ$) или также в первом слое основной кровли ($\psi_1 = 105^\circ$) имеют пониженную жесткость.

Тогда верхние m_2^I и m_3^I более жесткие слои при своем деформировании в выработанное пространство имеют меньшую реакцию отпора со стороны нижних (m_1^I , m_2^{II} , m_3^{II}) податливых слоев, нагрузка на жесткие слои увеличивается, они изгибаются более интенсивно, что перемещает максимум изгибающего момента ближе к месту заземления жесткого породного слоя.

Варианты однородного (по величине модуля деформации) сложения породных слоев надугольной толщи имеют угол ψ_1 , практически перпендикулярный к плоскости напластования. Для некоторых вариантов расчета характерен угол ψ_1 , несколько превышающий 90° , что связано, на наш взгляд, с расположением в непосредственной кровле второго слоя m_2^{II} пониженной жесткости. Это уменьшает сопротивление изгибу вышележащих слоев основной кровли и максимум σ_x перемещается в сторону очистного забоя. Когда в непосредственной кровле залегает второй породный слой повышенной жесткости, он с большей реакцией воздействует на слои основной кровли, снижая интенсивность их изгиба, и максимум σ_x перемещается в сторону выработанного пространства. Когда в непосредственной кровле располагаются ис-

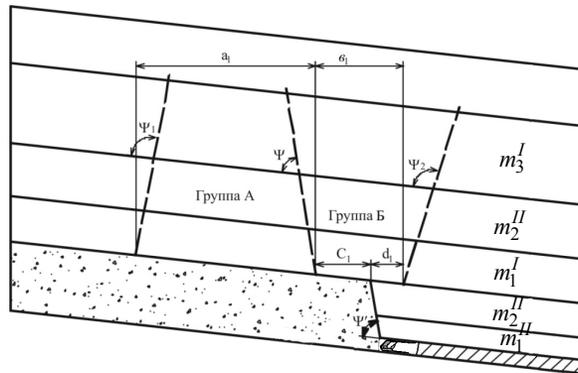


Рис. 1. Схема к определению длины блоков в зоне шарнирно-блокового сдвижения пород надугольной толщи вблизи очистного забоя

ключительно жесткие слои, их повышенная реакция на слои основной кровли еще более повышает сопротивляемость изгибу последних и максимумы σ_x продолжают смещаться в сторону выработанного пространства ($\psi_1 = 80..81^\circ$). Что касается угла ψ , то, как отмечалось ранее, его с достаточной точностью можно принять постоянным и равным $\psi = 74^\circ$.

Последующие исследования на разных глубинах разработки угольного пласта также показали практически постоянные значения ψ . Угол ψ_2 характеризует месторасположение максимумов σ_x по высоте надугольной толщи в зоне опорного давления. Он не имеет сколь-нибудь значительной связи с соотношением модулей деформации породных слоев, слагающих надугольную толщу. Так, для просчитанных 30 вариантов при $H = 400$ м угол ψ_2 имеет достаточно узкий диапазон колебания от 98 до 104° без наличия какой-либо устойчивой тенденции его изменения при вариации параметров $E_i^{I,II}$. Очевидно, это связано с общеизвестными факторами стабильного перемещения максимумов опорного давления в сторону нетронутого угольного пласта по мере движения к дневной поверхности. Поэтому принято постоянство угла ψ_2 вне зависимости от структуры пород надугольной толщи со средним значением $\psi_2 = 101^\circ$.

Закономерности влияния соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи на величину a_1/m_y пролета породного блока первой группы А в первом породном слое основной кровли следующие (см. рис. 1). Анализ эпюр σ_x показал, что основное влияние здесь оказывает соотношение жесткостей породных слоев основной кровли. При повышенной жесткости двух вышележащих слоев (m_2^I и m_3^I) по сравнению с первым слоем m_1^I основной кровли первые воспринимают на себя повышенную нагрузку и защищают слой m_1^I , который, находясь в частично разгруженном состоянии, менее подвержен изгибающим усилиям. Поэтому максимум σ_x в первом податливом слое m_1^I отодвигается в сторону выработанного пространства и длина a_1/m_y блока в первом породном слое увеличивается до $a_1/m_y = 19,1$. При пониженной жесткости слоев m_2^I и m_3^I они, интенсивно изгибаясь, опираются на более жесткий слой m_1^I , который воспринимает на себя основную часть нагрузки. Поэтому наблюдается более интенсивный изгиб первого слоя основной кровли и максимум σ_x перемещается в сторону очистного забоя: длина a_1/m_y уменьшается до $13,7$.

Длина a_1/m_y блока второй группы Б первого породного слоя состоит из двух частей (см. рис. 1): длины C_1/m_y консоли, зависающей над очистным забоем, и длины d_1/m_y участка от точки защемления консоли до точки расположения макси-

мума σ_x в зоне опорного давления.

Что касается численных значений длины консоли C_1 / m_y , то установлено, что она практически не зависит от соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи: среднее значение C_1 / m_y составляет 4,36 с диапазоном колебаний от 3,92 (-10,1%) до 4,67 (+10,7%). Это связано со стабильностью угла ψ изменения знака кривизны изгиба породных слоев, который (при последующем образовании квазипластических шарниров) характеризует угол зависания породных консолей основной кровли вблизи очистного забоя.

Таким образом, обосновано постоянство длины C_1 / m_y консоли первого породного слоя основной кровли вне зависимости от деформационных характеристик слоев углевмещающей толщи, которая изменяется в интервале $C_1 / m_y = 4...4,5$.

Как отмечалось ранее, длина a_1 / m_y блока второй группы Б в первом породном слое основной кровли включает также участок d_1 / m_y от точки защемления консолей C_1 / m_y до точки максимума σ_x в зоне опорного давления (см. рис. 1).

В ходе анализа установлено определенное влияние на параметр d_1 / m_y соотношения деформационных характеристик породных слоев надугольной толщи. Максимальная величина $d_1 / m_y = 3,9$ наблюдается для варианта, когда в непосредственной кровле залегают только податливые слои, а в основной – только жесткие. Это объясняется, на наш взгляд, низким отпором податливых слоев, способствующих более интенсивному изгибу жестких слоев основной кровли в глубине угольного пласта, куда перемещается максимум σ_x .

В прямо противоположном варианте залегания в непосредственной кровле только жестких слоев, а в основной – только податливых, максимум σ_x стремится к точке защемления консолей, а иногда и проходит ее $d_1 / m_y = -0,3$. По результатам этих исследований получены уравнения регрессии:

– угол расположения трещин в системе породных блоков группы А не зависит от глубины разработки и определяется по формуле

$$\psi_1 = 90^\circ + \left(0,36 E_1^I + 0,31 E_2^I + 0,23 E_3^I + 0,10 E_4^I - 0,34 E_1^{II} - 0,66 E_2^{II} \right) \cdot 8,6 \cdot 10^{-4}, \text{ град}; \quad (1)$$

– относительная длина нижнего породного блока группы А

$$\frac{a_1}{m_y} = 12,6 + 0,75 \cdot 10^{-4} \cdot \left(E_2^I + E_3^I - E_1^I \right); \quad (2)$$

– относительная длина нижней породной консоли породных блоков группы Б

$$\frac{C_1}{m_y} = 4,5; \quad (3)$$

– относительная длина нежесткого защемления нижнего породного блока группы Б

$$\begin{aligned} \frac{d_1}{m_y} = & 1,5 + \left[1,1E_1^I + 0,82E_2^I + 0,68E_3^I - 1,01E_1^{II} - 1,58E_2^{II} + \right. \\ & \left. + 0,39 \left(1,5E_1^{II} + 1,5E_2^{II} - E_1^I - E_2^I - E_3^I \right) \sqrt{\frac{H}{200}} \right] \cdot 10^{-4}; \quad (4) \end{aligned}$$

– угол полных сдвижений пород постоянен при различных соотношениях геомеханических параметров системы и равен $\psi = 74^\circ$;

– угол расположения трещин в системе породных блоков группы Б постоянен при различных соотношениях геомеханических параметров и равен $\psi_2 = 101^\circ$.

Таким образом, анализ общих черт эпюр распределения компонент поля напряжений позволил обосновать схему строения зоны шарнирно-блокового сдвижения породных слоев надугольной толщи в окрестности очистного забоя, которая отличается разделением на различные группы в соответствии с распределением опорного давления. Выделены две группы блоков: над выработанным пространством и в зоне опорного давления. Выявлены тенденции изменения геометрических параметров этих групп породных блоков в зависимости от глубины разработки и соотношения модулей деформации породных слоев углевлещающей толщи.

О ПРОБЛЕМАХ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ДИНАМИКИ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ ИЗ СБЛИЖЕННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Проведено дослідження впливу підробки та надробки на зміну абсолютної газовості виїмкових діляниць вугільних шахт та розподілу частки газовиділення між зближеними пластами.

Проведено исследование влияния подрботки и надработки на изменение абсолютной газообильности выемочных участков угольных шахт и распределения доли газовыделения между сближенными пластами.

Impact analysis of undermining and overmining for changing the absolute gas flooding of excavating worksites in coal mines and share distribution of gas release between close layers was made.

Современная вычислительная техника позволяет производить инженерные расчеты практически любой сложности, в том числе при прогнозировании уровня метановыделения в горные выработки при отработке газоносных угольных пластов. Для повышения безопасности работ в подземных условиях, учитывая потребности производства, ставится задача создания методики прогноза динамики газовыделения на весь период ведения очистных работ в шахтном поле. Для ее решения необходимы достоверные знания уровня газовыделения из каждого источника и его зависимость от влияющих факторов. В настоящее время наиболее неизученным остается прогноз доли газовыделения из вмещающих пород, подрабатываемых и надрабатываемых пластов. Трудности заключаются в сложном влиянии подрботки и надработки на состояние пород и процессы десорбции газа из угольных пластов, а также недоступность указанных источников для непосредственного измерения необходимых параметров. Известные методики [1, 2] определения среднего уровня газовыделения только для отдельного выемочного участка базируются на недостаточно научно обоснованных подходах. Например, вначале определяется относительное газовыделение из каждой тонны угля i -го сближенного пласта, попадающего в зону влияния очистных работ. Затем при переходе к абсолютному газовыделению этот параметр умножается на добычу угля из разрабатываемого пласта, а не на его количество в сближенном пласте, находящемся в области возможной десорбции газа. При указанном подходе теряется логика расчетов возможного газовыделения не только при отработке всего шахтного поля, но и отдельного выемочного участка.

Такая ситуация затрудняет решение актуальной для угольной промышленности задачи прогноза динамики газовыделения с использованием возможностей современной вычислительной техники.

Целью работы является оценить степень соответствия известных методов прогноза [1-4] экспериментальным данным и обосновать необходимость применения новых научно обоснованных подходов при разработке методики прогноза динамики газовыделения из сближенных пластов.

Идея работы состоит на основании опыта отработки нескольких пластов в одном шахтном поле и газового опробования угля сближенных пластов установить влияние подработки и надработки на изменение абсолютной газообильности выемочных участков и распределение доли газовыделения между сближенными пластами. Наиболее подходящим объектом для таких исследований являются условия шахты им. газеты «Известия» производственного объединения «Донбассантрацит», где последовательно были отработаны три сближенных пласта l_2^B , l_3 , и l_2^H . Кроме того имеются участки шахтного поля, надработанные пластом l_4 шахтой «Краснокутская».

К анализу привлечены данные о газовыделении при первоочередной отработке пласта l_2^B , затем при выемке угля соответственно на подработанном l_3 и надработанном l_2^H пластах шахтой им. газеты «Известия». Приняты также к рассмотрению результаты наблюдений за изменением динамики газовыделения при ведении очистных работ по пласту l_2^B в ненадработанных и надработанных пластом l_4 шахты «Краснокутская» зонах [5]. По пластам l_3 и l_5 были отобраны пробы угля для определения остаточной газоносности [6].

Наличие такого комплекса экспериментальных данных в одних горно-геологических условиях позволяют оценить фактическое изменение газовыделения как из подработанных, так и надработанных пластов, а также сравнить эти данные с прогнозными согласно известным методикам [1-4].

Общие подходы к определению доли газовыделения из сближенных пластов и степени их дегазации согласно [1-4], принципиально не отличаются между собой. Предполагается, что на некотором предельном расстоянии от разрабатываемого пласта H_p и более, газовыделение из сближенных пластов не происходит, а следовательно и степень их дегазации равна нулю. Отличия методов между собой заключаются в разном значении H_p , а также в предполагаемом виде зависимости степени дегазации с удалением от разрабатываемого пласта.

Приняв за основу методики [1-4], рассчитали возможную долю газовыделения из сближенных пластов при первоочередной отработке пластов l_2^B , l_3 , и l_2^H . Затем, учитывая подработку пласта l_3 пластом l_2^B (рис. 1) и надработку пласта l_2^B пластом l_4 (рис. 2), определили возможную долю снижения газовыделения при ведении очистных работ по пластам l_2^B и l_3 соответственно в надработанной и подработанных зонах.

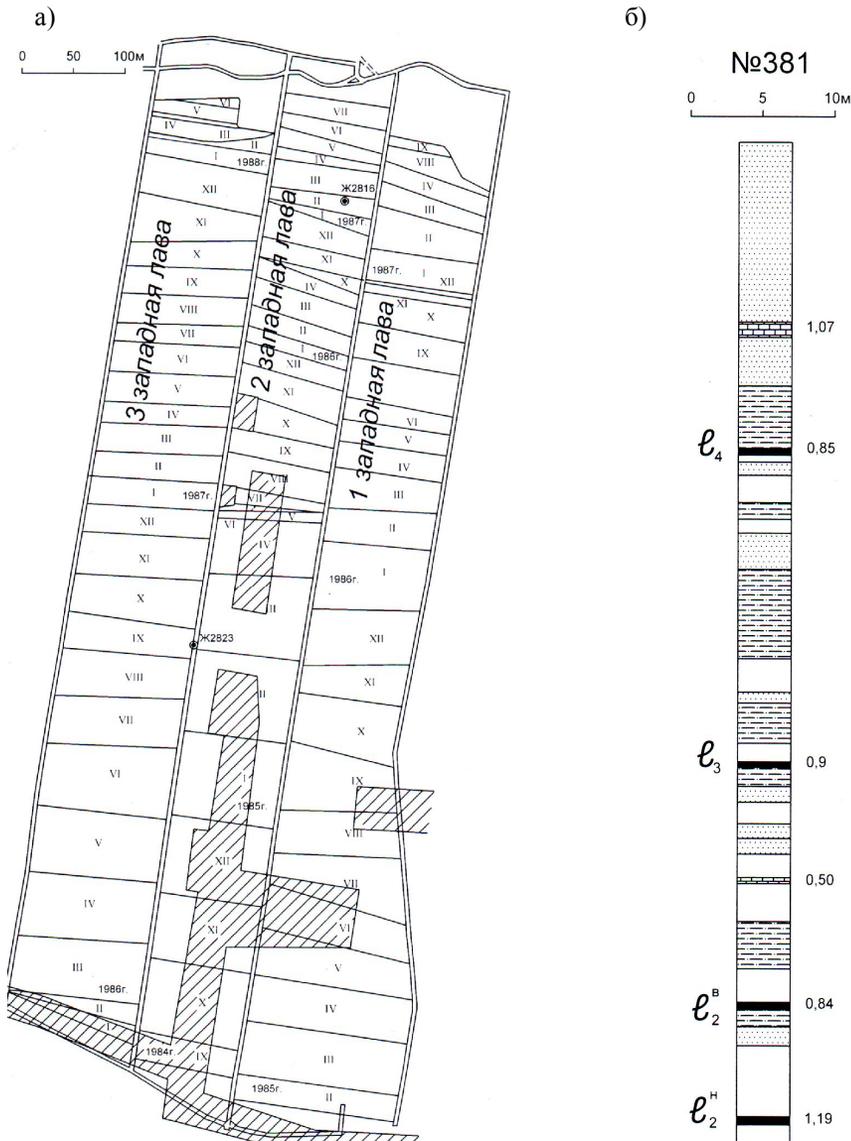


Рис. 1. Выкопировка с плана горных работ по пласту I_3 шахты им. газеты «Известия» (а) и геологический разрез (б): 1 – целики угля, оставленные на пласте I_2^B ; 2 – дегазационная скважина, проведенная в кровлю пласта I_3

$\frac{\sum m_i k_0^i}{\sum m_i}$. Отношение первого параметра ко второму характеризует долю газовыделения

из i -го пласта по отношению к общему газовыделению, принятому за единицу.

Долю газовыделения из каждого i -го сближенного пласта при ведении очистных работ в подработанной или надработанной зоне $D_{n(n)}^i$ рассчитали, исходя из прогнозируемой доли влияния последовательной отработки пластов:

$$D_{n(n)}^i = (1 - D_1^i) D_2^i, \quad (1)$$

где D_1^i – доля возможного газовыделения из i -го сближенного пласта при его первичной подработке или надработке;

D_2^i – доля возможного газовыделения из i -го сближенного пласта при его вторичной подработке или надработке.

По всем методикам, кроме Силезского политехнического института, при ведении очистных работ по пласту l_3 в подработанных пластом l_2^B зонах ожидалось снижение газовыделения от 28 до 43%. Согласно методике Силезского политехнического института ожидалось снижение газовыделения почти в 2,5 раза.

Среднее газовыделение в выработки участка при отработке 2-й западной лавы пласта l_3 в зонах влияния целиков угля, оставленных на пласте l_2^B находились в диапазоне 13,8-17,1 м³/мин. Вне зоны влияния целиков оно составляло 3,9-7,4 м³/мин. На участке 1-й западной лавы пласта l_3 при ведении работ вне зоны влияния целиков среднее газовыделение находилось в пределах 6,2-7,4 м³/мин (табл. 1).

Экспериментальные данные свидетельствуют, что даже незначительные размеры целиков угля, существенно влияют на увеличение газовыделения при отработке подработанного пласта. Исходя из соотношения размеров целиков угля и обрабатываемых лав, газовыделение в полностью неподработанных зонах должно составлять не менее 40 м³/мин. По этой причине можно считать, что фактическое снижение газовыделения при отработке пласта l_3 в подработанных зонах произошло более чем в пять раз, при этом расстояние между пластами l_3 и l_2^B составляло 32 м. Аналогичное снижение газовыделения прогнозировалось до отработки пласта l_3 на основании результатов газового опробования угля, выполненного в подготовительных выработках по пласту l_3 после его подработки [6]. Предполагалось, что газовыделение в выработки пласта l_3 не будет превышать 10-20% общего количества метана, выделенного на этой же площади при отработке пласта l_2^B . Среднее газовыделение при первоочередной отработке пласта l_2^B составляло 40-50 м³/мин, т.е. на основании остаточной газоносности угля при отработке пласта l_3 в подработанных зонах прогнозировалось 4-10 м³/мин, что практически соответствует условиям эксплуатации выемочных участков.

Таблиця 1

СВЕДЕНИЯ О ГАЗОВЫДЕЛЕНИИ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ ПРИ ВЕДЕНИИ
ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА ПЛАСТЕ l_3 ПОСЛЕ ЕГО ПОДРАБОТКИ ПЛАСТОМ l_2^B

| Лава, пласт | Характерные периоды эксплуатации выемочного участка | Природ- ная газонас- ность угля, м ³ /т | Средне- суточная добыча угля, т | Газовыделение в выработки участка, м ³ /мин | | |
|-----------------------------|---|---|--|--|-----------|----------|
| | | | | I_{max} | I_{min} | I_{cp} |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| 2-я запад- ная, l_3 | 08.10.1984 -12.11.1984 Начальный период эксплуатации. Лава над целиком угля шириной 15 м на пласте l_2^B | 25 | 885 | 9,9 | 3,0 | 7,5 |
| | 03.12.1984 – 29.12.1984 Лава над целиком угля на пласте l_2^B разме- ром 85 × 90 м | 25 | 1057 | 20,7 | 13,8 | 17,1 |
| | 02.01.1985 – 30.01.1985 Лава над ленточным целиком угля шириной 10 м на пласте l_2^B | 25 | 1203 | 15,4 | 13,3 | 13,8 |
| | 01.02.1985 – 27.02.1985 Лава над фигурными целиками угля на пла- сте l_2^B | 25 | 1181 | 30,5 | 11,8 | 16,1 |
| | 02.06.1985 – 17.02.1986 Вне зоны влияния целиков угля по пласту l_2^B | 25 | 266 | 7,2 | 2,3 | 3,9 |
| | 24.02.1986 – 13.06.1986 Вне зоны влияния целиков угля по пласту l_2^B общая исходящая с 3-й западной лавой. | 25 | 1214 | 12,5 | 4,5 | 7,4 |
| 1-я запад- ная, l_3 | 12.02.1985 – 04.03.1985 Начало работы лавы, достижение макси- мального газовыделения. | 20 | 767 | 9,1 | 2,3 | 4,5 |
| | 06.03.1985 – 29.04.1985 Лава вне зоны влияния целиков угля на пласте l_2^B . Дополнительно газ поступал из скважины ** | 20 | 1203 | 9,1 | 4,5 | 7,4 |
| | 30.04.1985 – 04.07.1985 Лава в зоне влияния целика угля на пласте l_2^B размером 70 × 110 м | 20 | 915 | 15,7 | 4,5 | 9,4 |
| | 09.07.1985 – 30.06.1985 Вне зоны влияния целиков угля | 20 | 469 | 8,7 | 2,8 | 6,2 |

Продолжение таблицы 1

| Лава, пласт | Характерные периоды эксплуатации выемочного участка | Газовыделение за пределами участка при активизации сдвижения пород, м ³ /мин | | | Общее газовыделение, вызванное работой лавы, м ³ /мин | | |
|---------------------|--|---|-----------|----------|--|-----------|----------|
| | | I_{max} | I_{min} | I_{cp} | I_{max} | I_{min} | I_{cp} |
| 1 | 2 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 |
| 2-я западная, l_3 | 08.10.1984 -12.11.1984 Начальный период эксплуатации. Лава над целиком угля шириной 15 м на пласте l_2^B | 18,0 | 10,5 | 13,8 | 27,0 | 19,8 | 21,3 |
| | 03.12.1984 – 29.12.1984 Лава над целиком угля на пласте l_2^B размером 85 × 90 м | 16,5 | 11,4 | 13,1 | 34,5 | 27,2 | 30,2 |
| | 02.01.1985 – 30.01.1985 Лава над ленточным целиком угля шириной 10 м на пласте l_2^B | 13,2 | 10,8 | 11,8 | 27,4 | 22,1 | 25,6 |
| | 01.02.1985 – 27.02.1985 Лава над фигурными целиками угля на пласте l_2^B | 16,5 | 9,8 | 13,6 | 43,4 | 26,9 | 29,7 |
| | 02.06.1985 – 17.02.1986 Вне зоны влияния целиков угля по пласту l_2^B | 20,4 | 0,1 | 11,4 | 27,5 | 2,6 | 15,3 |
| | 24.02.1986 – 13.06.1986 Вне зоны влияния целиков угля по пласту l_2^B общая исходящая с 3-й западной лавой. | 21,4 | 7,3 | 15,3 | 28,0 | 18,6 | 22,7 |
| 1-я западная, l_3 | 12.02.1985 – 04.03.1985 Начало работы лавы, достижение максимального газовыделения. | -* | - | - | 9,1 | 2,3 | 4,5 |
| | 06.03.1985 – 29.04.1985 Лава вне зоны влияния целиков угля на пласте l_2^B . Дополнительно газ поступал из скважины** | - | - | - | 9,1 | 4,5 | 7,4 |
| | 30.04.1985 – 04.07.1985 Лава в зоне влияния целика угля на пласте l_2^B размером 70 × 110 м | - | - | - | 15,7 | 4,5 | 9,4 |
| | 09.07.1985 – 30.06.1985 Вне зоны влияния целиков угля | - | - | - | 8,7 | 2,8 | 6,2 |

* – исходящая вентиляционная струя воздуха выемочного участка являлась исходящей крыла шахтного поля;

** – скважина пробурена из участковой выработки в кровлю пласта l_3 .

Некоторая близость снижения доли газовыделения после подработки пласта l_3 согласно методике Силезского политехнического института с экспериментальными данными свидетельствует не о надежности метода, а о случайном совпадении. Подтверждением этому является прогнозирование около 40% газовыделения в выработки пласта l_3 из более удаленных надрабатываемых пластов при отработанном и расположенном ближе пласте l_2^B . После отработки пласта l_2^B очистные работы велись также и по надработанному им пласту l_2^H шахтой им. газеты «Известия». В надработанной зоне газовыделение практически не происходило. Это подтверждает невозможность поступления газа из почвы при отработке пласта l_3 .

Методикой Силезского политехнического института предусматривалось также газовыделение из пласта l_3 после его подработки. Анализ результатов газового опробования угля пласта l_3 показал высокую степень его дегазации [6]. Остаточная метаносность угля составляла от 0,17 до 3,62 м³/т.г.б.м., что соответствует зоне газового выветривания и указывает на невозможность газовыделения из этого пласта при его выемке. Это подтвердилось и проведением поперечных газовых съемок во 2-й западной лаве пласта l_3 вне зоны влияния целиков угля, оставленных на пласте l_2^B .

Сравнивая результаты газового опробования угля [6] с рекомендуемыми [1, 2] значениями 7-8 м³/т остаточной газосодержимости для антрацитов с выходом летучих 5-8%, можно сделать вывод о недостаточной изученности этого вопроса. Его знание является крайне важным для прогнозирования динамики газовыделения.

При отработке пласта l_2^B в надработанных пластом l_4 зонах прогнозировалось снижение газовыделения [1-4] на 12-34%. Фактическое максимальное и среднее газовыделение при эксплуатации 6-й, 7-й и 8-й западных лав в надработанных пластом l_4 зонах снизилось в два раза (табл. 2). Более существенное снижение наблюдалось при эксплуатации 9-й западной лавы, что, очевидно, связано с уменьшением добычи угля в надработанной зоне в два раза.

Такое уменьшение уровня газовыделения не предусматривается ни одной из рассмотренных методик [1-4]. Изменение в расчетах предельного расстояния для подрабатываемых пластов в диапазоне 100-512 м и в интервале 20-70 м для надрабатываемых не приводило к существенному изменению общих результатов расчетов. Во всех случаях получен, по сути, одинаковый результат снижения газовыделения из сближенных пластов в надработанной пластом l_4 зоне.

Вторым существенным недостатком почти всех рассмотренных методик является прогнозирование завышенной доли газовыделения более 40% из надрабатываемых пластов.

Для уточнения возможной доли газовыделения из надрабатываемых пластов предположили [7], что с помощью дегазации отводится весь метан из кровли, то газовыделение в дегазационные скважины будет характеризовать его долю метановыделения из подрабатываемых пластов и пород. Несмотря на условность такого допущения, экспериментальные данные свидетельствуют о довольно высоком значе-

нии газовыделения из подрабатываемых пластов и пород, которое колебалось от 67 до 82%. Из выработанного пространства оно составляло 84-95%, а на долю надрабатываемых пластов и пород приходилось от 13 до 26%.

Надрработка пласта l_2^B пластом l_4 привела к снижению газовыделения как в выработки, так и в дегазационные скважины примерно в два раза. Это свидетельствует о значительной роли пласта l_4 , расположенным на удалении 75 м, в формировании газового баланса выемочных участков пласта l_2^B .

Проведенные исследования показали, что метановыделение за пределами выемочных участков при активизации сдвижения пород может существенно превышать уровень газовыделения в участковые выработки (см. табл. 1 и 2). От расположения лав в шахтном поле и схем их проветривания зависят места поступления метана в горные выработки. Возможное проявление газовыделения при активизации сдвижения пород не учитывается ни одной из известных методик [1-4].

Таблица 2

**СВЕДЕНИЯ О ГАЗОВЫДЕЛЕНИИ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ И
ДЕГАЗАЦИОННЫЕ СКВАЖИНЫ ПРИ ВЫЕМКЕ ПЛАСТА l_2^B В
НЕНАДРАБОТАННОЙ И НАДРАБОТАННОЙ ПЛАСТОМ l_4 ЗОНАХ**

| Лава, пласт | Характерные периоды эксплуатации выемочного участка | Природная газоносность угля, м ³ /т | Среднесуточная добыча угля, т | Газовыделение в выработки и скважины участка, м ³ /мин | | |
|-----------------------|---|--|-------------------------------|---|-----------|----------|
| | | | | I_{max} | I_{min} | I_{cp} |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| 6-я западная, l_2^B | 20.09.1983 – 09.02.1984 Вне зоны надрработки | 30-20 | 937 | 63,3 | 30,0 | 42,1 |
| | 24.02.1984 – 04.05.1984 Зона влияния частичной надрработки | 30-20 | 1037 | 34,6 | 7,9 | 21,2 |
| 7-я западная, l_2^B | 12.09.1983 – 21.09.1983 Вне зоны влияния частичной надрработки | 30 | 1368 | 41,0 | 28,2 | 35,8 |
| | 27.09.1983 – 09.01.1984 В зоне влияния частичной надрработки | 30-25 | 1050 | 30,9 | 6,5 | 18,2 |
| | 13.01.1984 – 16.04.1984 В зоне полной надрработки | 30-25 | 840 | 20,9 | 5,0 | 14,1 |
| 8-я западная, l_2^B | 27.08.1984 – 24.09.1984 Вне зоны влияния надрработки | 30 | 1310 | 43,5 | 25,2 | 33,0 |
| | 15.10.1984 – 24.11.1984 В зоне полной надрработки | 30 | 1024 | 31,9 | 9,7 | 17,5 |
| 9-я западная, l_2^B | 01.07.1985 – 23.08.1985 Вне зоны влияния надрработки | 30 | 817 | 22,9 | 11,0 | 14,0 |
| | 02.09.1985 – 25.09.1985 В зоне влияния частичной надрработки | 30 | 455 | 13,1 | 8,4 | 10,7 |

| Лава, пласт | Характерные периоды эксплуатации выемочного участка | Газовыделение за пределами участка при активизации сдвижения пород, м ³ /мин | | | Общее газовыделе- ние, вызванное работой лавы, м ³ /мин | | |
|-------------------------------|--|---|-----------|----------|---|-----------|----------|
| | | I_{max} | I_{min} | I_{cp} | I_{max} | I_{min} | I_{cp} |
| 1 | 2 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 |
| 6-я запад- ная, l_2^B | 20.09.1983 – 09.02.1984 Вне зоны надработки | - | - | - | 63,3 | 30,0 | 42,1 |
| | 24.02.1984 – 04.05.1984 Зона влияния частичной надработки | - | - | - | 34,6 | 7,9 | 21,2 |
| 7-я запад- ная, l_2^B | 12.09.1983 – 21.09.1983 Вне зоны влияния частичной надработки | - | - | - | 41,0 | 28,2 | 35,8 |
| | 27.09.1983 – 09.01.1984 В зоне влияния частичной надработки | - | - | - | 30,9 | 6,5 | 18,2 |
| | 13.01.1984 – 16.04.1984 В зоне полной надработки | - | - | - | 20,9 | 5,0 | 14,1 |
| 8-я запад- ная, l_2^B | 27.08.1984 – 24.09.1984 Вне зоны влияния надработки | 69,0* | 25,3* | 41,0* | 69,0 | 25,3 | 41,0 |
| | 15.10.1984 – 24.11.1984 В зоне полной надработки | 7,6 | 4,4 | 5,9 | 36,4 | 14,8 | 23,4 |
| 9-я запад- ная, l_2^B | 01.07.1985 – 23.08.1985 Вне зоны влияния надработки | 38,9 | 25,4 | 32,6 | 53,8 | 40,9 | 46,6 |
| | 02.09.1985 – 25.09.1985 В зоне влияния частичной надработки | 9,1 | 5,5 | 7,6 | 20,1 | 16,1 | 18,3 |

* – газовыделение в общую вентиляционную струю крыла шахты

Расчеты прогнозируемого газовыделения из сближенных пластов согласно [1-4] и сравнение их результатов с экспериментальными данными свидетельствуют о завышении известными методиками газовыделения в несколько раз при отработке лав в подработанных или надработанных зонах. Ни одна из методик не дала положительных результатов распределения доли газовыделения между сближенными пластами, несмотря на варьирование параметрами H_p в широком диапазоне. Это свидетельствует о несоответствии научных положений, заложенных в основу существующих методик, практике отработки угольных пластов. На расстоянии H_p от разрабатываемого пласта при подработке образуются, как минимум несколько зон, отличающихся между собой разной техногенной трещиноватостью. Она определяет интенсивность десорбции газа из сближенных пластов. Следует ожидать максимальное газовыделение из сближенных пластов, попадающих в зоны беспорядочного обрушения и вертикально ориентированных трещин. В каждой из зон сдвижения подработанных пород изменение степени дегазации пластов должно описываться характерной только для этой зоны зависимостью. При подработке также необходимо учитывать геомеханические процессы, определяющие интенсивность десорбции газа из угля.

Проведенные исследования позволили выявить проблемы, которые необходимо решить для разработки методики прогноза динамики газовыделения при отработке

пластов в пределах всего шахтного поля. Они заключаются в следующем:

- установить распределение газовыделения между подрабатываемыми и надрабатываемыми пластами во времени и пространстве с учетом геомеханических процессов, происходящих во вмещающих породах и связанных с ними процессов десорбции газа из сближенных угольных пластов;
- разработать методику определения влияния на уровень газовыделения размеров и конфигурации целиков угля, оставленных на сближенных пластах;
- разработать методику прогноза газовыделения при активизации сдвижения пород;
- изучить зависимость остаточной газоносности угля сближенных пластов от влияющих факторов.

Список литературы

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт [Текст] / редкол.: А.М. Карпов (под ред.) и др. – М.: Недра, 1975. – 238 с.
2. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт [Текст] / редкол.: С.В. Янко (под ред.) и др. – К.: Основа, 1994. – 311 с.
3. Козловский, Б. Прогнозирование метановой опасности в угольных шахтах [Текст] / Б. Козловский: пер. с польского. – М.: Недра, 1975. – 152 с.
4. Карпов, Е.Ф. Природные опасности в шахтах, способы их контроля и предотвращения [Текст] / Е.Ф. Карпов, Ф.С. Клебанов, Б. Фирчанек и др. – М.: Недра. – 1981. – 471 с.
5. Антощенко, Н.И. Влияние целиков угля на газовыделение при отработке сближенных пластов [Текст] / Н.И. Антощенко, Н.В. Павлив // Уголь. – 1988. – №3. – С. 14-17.
6. Брижанев, А.М. Применение дегазации для снижения метановыделений в горные выработки шахты им. газеты «Известия» [Текст] / А.М. Брижанев, Р.А. Галазов, В.И. Ващаев и др. // Отечественный опыт. Добыча и переработка угля. Вып. 10. – М.: ЦНИЭИ уголь, 1984. – С. 1-4.
7. Драбик, А.С. О прогнозе газовыделения из сближенных пластов [Текст] / А.С. Драбик, Н.И. Антощенко // Безопасность труда в промышленности. – 1986. – №2. – С. 49-50.

УПРАВЛЕНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННЫМ СОСТОЯНИЕМ ГОРНОГО МАССИВА С ПОМОЩЬЮ НЕВЗРЫВЧАТЫХ РАЗРУШАЮЩИХ МАТЕРИАЛОВ

Запропоновано нове вирішення проблеми забезпечення стійкості підготовчих виробок: до підходу лави – за рахунок штучної зміни полів напруг шляхом стиснення порід приконтурної зони при саморозширенні невибухових руйнуючих матеріалів, після проходження лави – за рахунок примусового обвалення зависаючої породної консолі.

Предложено новое решение проблемы обеспечения устойчивости подготовительных выработок: до подхода лавы – за счет искусственного изменения полей напряжений путем сжатия пород приконтурной зоны при саморасширении невзрывчатых разрушающих материалов, после прохода лавы – за счет принудительного обрушения зависающей породной консоли.

A new solution to the problem of ensuring the stability of development workings to the approach of the longwall: by artificially changing stress fields by compressing the marginal zone rocks in the non-explosive selfbroadening materials, after the passage of longwall – through forced breeding collapse hangs the console.

Одним из условий эффективной и безопасной работы шахт Украины является обеспечение их эксплуатационного состояния при минимальном расходе материалов. Мировой опыт поддержания горных выработок показывает, что их устойчивость определяется напряженно-деформированным состоянием окружающего породного массива. Разработанные на сегодня способы охраны выработок, основанные на активном и пассивном действии на массив путем его разгрузки или укрепления, исходя из учета горно-геологической ситуации на момент проведения выработки.

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

Исследование НДС вмещающего выработку массива показало, что данные вопросы изучены достаточно глубоко. Вместе с тем, в научно-технической литературе практически отсутствуют как результаты исследований степени влияния разных естественных и технологических факторов на устойчивость поддерживаемых выработок.

ток во времени, так и попытки выделить наиболее важные факторы, которые подвергаются регулированию. Вследствие этого традиционные конструкции крепления и способы охраны, реализуются, как правило, на стадии сооружения выработки, которая не позволяет учитывать изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) вмещающего выработку массива во времени. Кроме этого, параметры данных способов поддержания выбираются без учета изменения степени влияния отдельных естественных и технологических факторов во времени на устойчивость выработки.

Наибольшие смещения происходят в выработках обслуживающих очистной забой и процессы, происходящие вокруг этих выработок, наиболее сложные. В горной практике выделяют несколько характерных этапов существования подготовительных выработки связанных, как правило, с попаданием ее в ту или иную зону влияния очистного забоя.

Отдельные группы ученых изучали закономерности проявлений горного давления в различных его зонах. Выделяют следующие зоны горного давления: 1) вне зоны влияния очистных работ и выработанного пространства; 2) в зоне влияния очистных работ впереди лавы; 3) в зоне влияния очистных работ позади лавы при первичном использовании выработки; 4) в зоне влияния очистных работ впереди лавы при повторном использовании выработки.

Изучением закономерностей проявлений горного давления вне зоны влияния очистных работ занимались И.Ю. Бурчаков [1], Ю.А. Векслер [2, 3], В.Т. Глушко [4-6], Ю.З. Заславский [7-9], А.Н. Зорин [10, 11], Г.А. Крупенников, Ю.М. Либерман [12], Г.Л. Фисенко [13,14], И.Л. Черняк [15, 16] и др.

Наибольшее влияние на деформирование массива пород в этой зоне оказывают крепь и технология ее возведения. На образование ЗНД влияют размеры и форма выработки, ее габариты, геомеханический критерий, способ проведения выработки. Разрушение пород происходит при превышении возникающими напряжениями предела прочности породы.

Анализ литературы позволяет сделать вывод, что на этом этапе обеспечение устойчивости выработки во многом зависит от сохранения естественной прочности горных пород, для сохранения которой целесообразно отказаться от динамической составляющей разрушения при проведении выработки, обеспечить надежный контакт рамы крепи с приконтурными породами, противодействовать возможному расслоению пород в зоне растягивающих напряжений.

Приобретенные на этой стадии деформации оказывают существенное влияние на дальнейшее деформирование пород в зоне опорного давления впереди очистного забоя.

Закономерности проявлений горного давления в этой зоне изучалось многими учеными. Основным методом исследований были шахтные инструментальные наблюдения. В работах И.Л. Черняка [15-17], Ю.И. Бурчакова [1,15], А.Б. Юсова [18], Б.М. Усан-Подгорного [19], Д.В. Бермана [20], А.Л. Селезня, М.А. Комиссарова, И.П. Бажина [21-23], К.А. Ардашева [21,24] и др. исследовались закономерности деформирования пород. Взаимодействие крепей с породами кровли изучались И.Л. Черняком, Е.М. Серебренником [25,26], Б.М. Усан-Подгорновым [27-29] и др.

Анализ исследований показывает, что деформирование массива пород кровли впереди лавы происходит при нарастающих напряжениях. А.А. Борисовым установлено, что коэффициент концентрации напряжений изменяется от 1 до 5 в зависимости от структуры и состава пород кровли [30]. Как показывают наблюдения, с увеличением прочности пород кровли смещения уменьшаются, а размеры зоны опорного давления возрастают. При залегании в кровле мелкослоистых глинистых и песчаных сланцев основная доля смещений проявляется в 15-20 м вблизи очистного забоя. Доля смещений на этом участке может достигать 80 % от смещений на сопряжении с лавой.

На интенсивность развитие ЗНД на этом этапе поддержания влияют размеры и форма выработки, ее габариты, геомеханический критерий, а также величина опорного давления, которая зависит от мощности пласта, слоистости пород, мощности пород основной кровли, скорости подвигания очистного забоя. Максимальное сохранение естественной прочности и монолитности пород приконтурной зоны в этот период позволяет сохранить выработку.

Изучением проявлений горного давления позади очистного забоя занимались институты ВНИМИ, МГИ, ДонУГИ, КузНИУИ, УНИУИ, ПечорНИУИ, ДПИ, ДГИ и др. Исследования показали, что характер и величины смещений пород кровли и почвы в значительной степени зависят от способов охраны подготовительных выработок и состава пород кровли. По существующим представлениям позади очистного забоя выделяются зоны интенсивных смещений и стационарного опорного давления. Установлено, что размер зоны интенсивных смещений зависит от состава пород кровли. Чем прочнее породы, тем больше размер зоны интенсивных смещений, и наоборот. Формирование зоны разрушенных пород происходит на небольшом расстоянии от очистного забоя (до 100 м). На этом участке наблюдается максимальный прирост коэффициента расширения пород, который достигает в отдельных случаях 1,15-1,20.

На интенсивность и величину смещений на этом этапе влияют прочностные свойства вмещающих пород, мощность и слоистость пород основной кровли, тип охранного сооружения возводимого за лавой и его геометрические размеры.

Определению параметров горного давления в этой зоне посвящены работы Ш.А. Балгожина и Ф.И. Клиновицкого [31]. Они рассматривают формирование опорного давления при работе очистного забоя от разрезной печи. На основании инструментальных наблюдений исследователи выделяют две зоны пород в кровле пласта, оказывающие влияние на величину опорного давления. Разработанный авторами механизм формирования опорного давления показывает, что оно является следствием:

- действия зависающих консолей в зоне расслоения пород;
- влияния массива пород до поверхности, опускающихся связно.

Таким образом, резерв повышения устойчивости выработки на этом этапе поддержания заключается в оптимальном режиме работы охранного сооружения в конкретных горно-геологических условиях, предотвращении зависания консолей основной кровли со стороны выработки, предотвращении выдавливания пород почвы в полость выработки.

Традиційно можна виділити два крупних підходи к забезпеченню устойчивости вироботок – это підвищення спротивлення крепи и улучшение режима ее роботи, и управління напружено-деформованим состоянием вмещающего вироботку масива (укреплення пород, разгрузка). На наш взгляд более перспективним является второй підхід, поскольку он позволяет использовать свойства породного масива и позволяет влиять на причину смещений, а не бороться с последствиями.

Таким образом, актуальной научно-технической задачей является разработка геотехнологий управления НДС масива горных пород, вмещающего вироботку, на основе корректирования влияния горно-геологических и горнотехнических факторов, которые поддаются управлению на разных этапах ее существования.

В общем случае проведенный выше анализ исследований позволяет сделать вывод, что при поддержании вироботки на участке до подхода лавы основной резерв обеспечения устойчивости заключается в максимальном сохранении естественной прочности и несущей способности пород приконтурной зоны, а при поддержании вироботки после прохода лавы – в уменьшении влияния породной консоли, зависающей со стороны вироботанного пространства. Исходя из этих позиций авторами предлагаются геотехнологии активного управления НДС масива, вмещающего вироботку.

При поддержании вироботок на участке до подхода лавы предлагается концепция управления НДС масива горных пород основанная на искусственном изменении компонент напряжений в окрестности проводимой горной вироботки, и приближении поля напряжений приконтурных пород к исходному природному полю напряжений, что позволит повысить устойчивость вироботки.

Предложенная идея основана на известном факте, что вмещающие вироботку породы находятся в условиях неравнокомпонентного объемного поля сжимающих напряжений. Причем соотношение компонент напряжений различно для разных точек масива, и изменяется во времени, что значительно усложняет возможность их учета при анализе напружено-деформованного состояния пород. В настоящее время экспериментальными работами однозначно доказано, что, при увеличении промежуточного напряжения пород происходит рост их прочно-

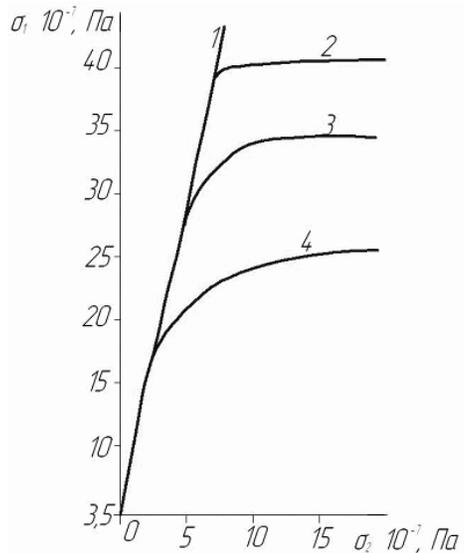


Рис. 1. Зависимость прочности аргиллитов в объемном напруженом состоянии от промежуточного напряжения: 1 – $\sigma_1 \neq \sigma_2 = \sigma_3$,

2-4 – $\sigma_1 \neq \sigma_2 \neq \sigma_3$; (при $\sigma_3 = 7 \cdot 10^7$ (2),

$\sigma_3 = 5 \cdot 10^7$ (3), $\sigma_3 = 3 \cdot 10^7$ Па (4))

сти [32, 33]. Согласно исследованиям [33], при промежуточном напряжении, равном $5 \cdot 10^6 - 10^7$ Па прочность их повышается в 1,5-2 раза. Зависимость прочности аргиллитов в объемном напряженном состоянии от промежуточного напряжения приведенная в работе [33] представлена на рис. 1.

Исследования, представленные в работе [34], показали, что увеличение бокового давления оказывает также существенное влияние на несущую способность нарушенных горных пород. При испытаниях пород типа аргиллит было установлено, что увеличение бокового давления на 4% прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж}^0$ приводит к сохранению несущей способности материала на уровне 33% $\sigma_{сж}^0$, а боковое давление 11% $\sigma_{сж}^0$ обеспечивает несущую способность, равную 81% $\sigma_{сж}^0$ [34].

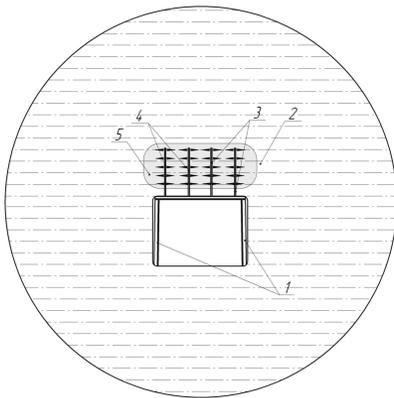


Рис. 2. Способ обеспечения устойчивости горной выработки, основанный на искусственном изменении компонент напряжений в ее окрестности

Техническая реализация предложенной идеи [35] осуществляется следующим образом (рис. 2): на этапе проведения выработки после установки рам основного крепления 1 в приконтурные породы 2 бурят шпурсы 3, в которые помещают твердеющий, саморасширяющийся в процессе гидратации, состав 4 в качестве которого может применяться невзрывчатый разрушающий материал (НРМ). Саморасширение материала приводит к повышению давления на стенки шпура, и на породный массив соответственно. Это приводит к искусственному изменению поля напряжений, в частности добавлению горизонтальной промежуточной компоненты σ_3 , в пределах зоны влияния 5 НРМ, что приближает напряженное состояние пород к исходному природному полю напряжений, повышает несущую способность пород и приводит к сдерживанию образования и развития вокруг выработки зоны разрушенных пород. При этом

НРМ целесообразно помещать в шпур не по всей длине шпура, а только в его донную часть, с оставлением приконтурной части шпура незаполненной на величину не менее зоны условно-мгновенного разрушения пород. Таким образом, рамы основной крепи воспринимают нагрузку от разуплотнения пород в несжатой зоне и создают отпор смещениям пород в полость выработки.

Принципиальная возможность изложенного подхода подтверждается проведенным численным моделированием методом конечных элементов [36].

При поддержании выработки после прохода лавы предлагается обрезать зависающую со стороны выработанного пространства породную консоль над охранным сооружением. Это приведет к снижению нагрузки на охранный сооружение и крепь выработки, предотвращению их деформирования и разрушения, что позволит повысить устойчивость охраняемой горной выработки.

Технически предлагаемая идея может быть реализована, например, в способе охраны подготовительных выработок (рис. 3), который включает возведение охранного сооружения вслед за лавой, бурение скважин из подготовительной выработки, таким образом, чтобы ось скважины проходила через точку образованную пересечением нейтральной оси зависающего слоя основной кровли и нормали к напластованию проведенной из центра масс охранного сооружения, а длину скважины определяют из формулы

$$l_{скк} = \left(h_{нк} + \frac{h_{ок}}{2} \right) \sin \alpha + \frac{h_{ок}}{2} \sin \alpha, \quad (1)$$

где $h_{нк}$ – мощность пород непосредственной кровли пересекаемой скважиной, м;

$h_{ок}$ – мощность пород основной кровли, м;

α – угол наклона скважины к плоскости пласта, град;

при этом донную часть скважины заполняют НРМ на величину

$$l_{скк} = \left(h_{нк} + \frac{h_{ок}}{2} \right) \sin \alpha, \quad (2)$$

и устьевую ее часть герметизируют.

Разрушение зависающих со стороны выработанного пространства пород с помощью НРМ не вызывает значительного повышения температуры, динамического воздействия на породы и может применяться в условиях пластов высокой газоносности и выбороопасности.

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

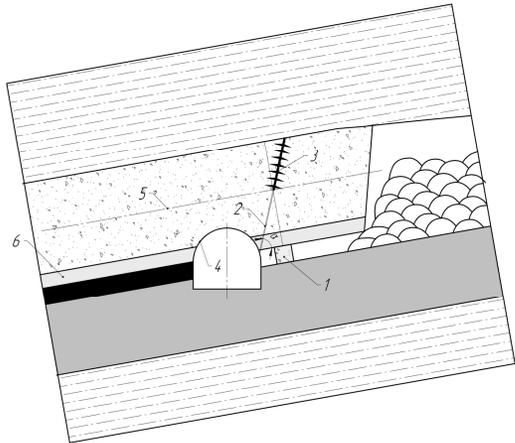


Рис. 3. Способ охраны подготовительных выработок пройденных по пласту: 1 – охранный сооружение, 2 – разгрузочная скважина, 3 – заряд НРМ, 4 – подготовительная выработка, 5 – основная кровля, 6 – непосредственная кровля

зом, создать разгрузку охраняемой выработки от повышенных напряжений и повысить ее устойчивость.

Длина скважины, рассчитанная по формуле (1), учитывает строение пород основной и непосредственной кровли, что позволяет максимально эффективно создать условия для принудительного обрушения зависающей консоли основной кровли в конкретных горно-геологических условиях.

Герметизация устьевого части скважины способствует предотвращению непроизвольного выброса НРС в процессе его гидратации, что повышает надежность способа.

При этом донную часть скважины заполняют НРМ на величину, определяемую из формулы (2).

Результаты проведенных исследований показывают на реальную возможность значительного повышения устойчивости выемочных выработок за счет применения невзрывчатых разрушающих веществ. При этом до подхода лавы это достигается повышением несущей способности пород путем искусственного изменения поля напряжений в окрестности выработки, а после ее прохода последнее условие обеспечивается за счет существенного снижения влияния дополнительного опорного давления от зависающей породной консоли.

Список литературы

1. Бурчаков, Ю.И. Исследование напряженно-деформированного состояния пород с учетом их реологических свойств вокруг горизонтальных капитальных выработок глубоких шахт Донбасса [Текст]: дис. ... канд. техн. наук / Ю.И. Бурчаков. – М.: МИРГЭМ, 1966. – 186 с.
2. Векслер, Ю.А. Исследование смещений пород, окружающих горизонтальные горные выработки, применительно к глубоким горизонтам шахт Донбасса [Текст]: дис. ... канд. техн. наук / Ю.А. Векслер. – М.: МИРГЭМ, 1964. – 169 с.
3. Векслер, Ю.А. Исследования больших деформаций ползучести и разрушения горных пород вокруг горизонтальных выработок [Текст]: автореф. дис. ... д-ра техн. наук / Ю.А. Векслер. – Новосибирск, 1971.
4. Глушко, В.Т. Определение механических характеристик горных пород в лабораторных условиях [Текст] / В.Т. Глушко // Уголь Украины. – 1975. – № 5. – С. 23-26.
5. Глушко, В.Т. Охрана выработок глубоких шахт [Текст] / В.Т. Глушко, Т.М. Цай, И.И. Баганов. – М.: Недра, 1975. – 200 с.
6. Глушко, В.Т. Механика горных пород и охрана выработок [Текст] / В.Т. Глушко, А.З. Широков. – К.: Наукова думка, 1967. – 153 с.
7. Заславский, Ю.З. Расчеты параметров крепи выработок глубоких шахт [Текст] / Ю.З. Заславский, А.Н. Зорин, И.Л. Черняк. – К.: Техника, 1972. – 156 с.
8. Заславский, Ю.З. Исследование проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донецкого бассейна [Текст] / Ю.З. Заславский – М.: Недра, 1966. – 180 с.
9. Заславский, И.Ю. О бесцеликковой охране выемочных выработок [Текст] / И.Ю. Заславский // Уголь Украины. – 1984. – № 2. – С. 17-18.

10/ Зорин, А.Н. Природа влияния слабых возмущений на состояние горного массива [Текст] / А.Н. Зорин, В.В. Виноградов, А.Ф. Булат // Уголь Украины, 1985. – № 1. – С. 15-16.

11. Зорин, А.Н. Комплексный подход к решению вопроса крепления и охраны горных выработок [Текст] / А.Н. Зорин, В.М. Усаченко // Уголь. –1979.– № 3. – С. 55-56.

12. Либерман, Ю.М. Давление на крепь капитальных выработок [Текст] / Ю.М. Либерман. – М.: Наука, 1969. – 119 с.

13. Фисенко, Г.Л. Методы количественной оценки структурных ослаблений массива горных пород в связи с анализом их устойчивости: в кн.: Современные проблемы механики горных пород [Текст] / Г.Л. Фисенко. – Л.: Наука, 1972. – С. 21-29.

14. Фисенко, Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок [Текст] / Г.Л. Фисенко – М.: Недра, 1976. – 272 с.

15. Черняк, И.Л. Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт [Текст] / И.Л. Черняк, Ю.И. Бурчаков. – М.: Недра, 1984. – 304 с.

16. Черняк, И.Л. Предотвращение пучения почвы горных выработок [Текст] / И.Л. Черняк – М.: Недра, 1978. – 237 с.

17. Черняк, И.Л. Теоретические и экспериментальные исследования устойчивости капитальных и подготовительных горизонтальных выработок [Текст]: дис. ... д-ра. техн. наук / И.Л. Черняк. – М.: МГИ, 1968. – 243 с.

18. Юсов, А.Б. Выбор рациональных технологических схем и разработка способа поддержания сопряжения лав с подготовительными выработками [Текст]: дис. ... канд. техн. наук / А.Б. Юсов. – М.: МГИ, 1980. – 181 с.

19. Усан-Подгорнов, Б.М. Влияние на трудоемкость поддержания горных выработок упрочнения пород с глубиной разработки [Текст] / Б.М. Усан-Подгорнов, М.М. Ямпольский // Добыча угля подземным способом. – 1978. – № 2. – С. 31-32.

20. Берман, Д.В. Обоснование и выбор способов охраны и поддержания подготовительных выработок при различном литологическом составе пород кровли [Текст]: дис. ... канд. техн. наук / Д.В. Берман. – М.: МГИ, 1981.

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

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

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

24. Ардашев, К.А. Поддержание выработок при бесцементной разработке пластов [Текст] / К.А. Ардашев // Уголь. –1983. – № 9. – С. 2-29.

25. Серебренник, Е.М. Обоснование параметров крепи подготовительных выработок глубоких шахт в зоне опорного давления [Текст]: дис. ... канд. техн. наук / Е.М. Серебренник. – М.: МГИ, 1983. – 184 с.

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

27. Усан-Подгорнов, Б.М. Прогнозирование проявления горного давления в выработках, проводимых без подрывки боковых пород: экспресс-информация [Текст] / Б.М. Усан-Подгорнов, Э.Е. Баранецкий. – М.: ЦНИЭИуголь, 1979. – 21 с.

28. Усан-Подгорнов, Б.М. Смещения боковых пород штреков, закрепленных податливой крепью [Текст] / Б.М. Усан-Подгорнов, В.Я. Манинберг // Технология добычи угля подземным способом. –1972. – № 2. – С. 19-20.

29. Усан-Подгорнов, Б.М. Влияние формы штрека на их устойчивость в зоне опорного давления при слабых вмещающих породах: в кн.: Совершенствование подземной добычи угля [Текст] / Б.М. Усан-Подгорнов, Е.А. Филипчук – М., 1975. – С. 122-130.

30. Борисов, А.А. Механика горных пород и массивов [Текст] / А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.

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

32. Чирков, С.Е. Прочность горных пород при трехосном неравнокомпонентном сжатию [Текст] / С.Е. Чирков // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1976. – № 1. – С. 11-17.

33. Алексеев, А.Д. Предельное состояние горных пород [Текст] / А.Д. Алексеев, Н.В. Недодаев. – К.: Наук. Думка, 1982. – 200 с.

34. Виноградов, В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок [Текст] / В.В. Виноградов. – К.: Наукова думка, 1989. – 192 с.

35. Спосіб кріплення гірничих виробок [Текст]: пат. 96816 Україна: МПК(2011.01) E21D 11/00, E21D 21/00, E21D 11/00. / Касьян М.М., Сахно І.Г.; заявл. 25.01.10; опубл. 12.12.11, Бюл. № 23. – 8 с.: ил.

36. Касьян, Н.Н. Новый концептуальный подход к обеспечению устойчивости горных выработок [Текст] / Н.Н. Касьян, И.Г. Сахно // Науковий вісник НГУ. – 2011. – № 5 (125). – С. 70-75.

КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД В РЕШЕНИИ ПРОБЛЕМЫ ВЫСОКИХ ТЕМПЕРАТУР ВОЗДУХА В ВЫРАБОТКАХ ГЛУБОКИХ ШАХТ

Обґрунтовано комплексний підхід щодо вирішення проблеми регулювання температури рудничної атмосфери в глибоких шахтах. Виконано аналіз застосовуваних і перспективних способів і засобів з поліпшення мікроклімату в гірничих виробках.

Обоснован комплексный подход в решении проблемы регулирования температуры рудничной атмосферы в глубоких шахтах. Выполнен анализ применяемых и перспективных способов и средств по улучшению микроклимата в горных выработках.

A comprehensive approach in solving the problem of temperature control in the mine atmosphere of deep mines is justified. Used and promising methods and tools that improve the microclimate in mine excavations are analyzed.

В Донецком бассейне в настоящий период добыча угля на многих шахтах производится на глубинах более 1000 м. На целом ряде шахт («Шахтерская-Глубокая», им. А.А. Скочинского, им. А.Ф. Засядько, «Красный партизан» и др.) разработка угольных пластов осуществляется на горизонтах 1200-1400 м. При значениях геотермического градиента для шахтных полей, в большинстве случаев, 0,029-0,032 °С/м температура горного массива на указанных выше глубинах составляет 40-52°С. В таких сложных горнотехнических и геотермических условиях ведения горных работ одной из проблем, которая требует самого пристального внимания и принятия своевременных действенных мер, является формирование крайне «жесткого» теплового режима горных выработок. Температура воздуха в выработках глубоких горизонтов шахт, где постоянно в течение рабочей смены работают люди, без реализации эффективных мер по ее снижению может достигать 32 °С и более. Указанные значения температур воздуха в выработках недопустимы действующими в угольной промышленности Украины нормативно-правовыми документами [1, 2]. Очевидно, что от своевременного решения данной проблемы зависит обеспечение безопасных и здоровых условий труда в выработках глубоких шахт.

На основании выполненных в последние два десятилетия аналитических и экспериментальных исследований, полученных научных и практических результатов [3, 4] установлено, что вопросы регулирования температурных условий в глубоких угольных шахтах Донбасса могут позитивно решаться (полностью или частично в зависи-

мости от глубины разработки пластов и геотермических характеристик шахтных полей) только при реализации комплексного подхода в регулировании микроклимата в очистных и подготовительных тупиковых выработках глубоких горизонтов.

Комплексный подход в регулировании теплового режима глубоких шахт заключается в совокупном взаимоувязанном между собой (дополняющих друг друга) применении на практике рациональных по тепловому фактору горнопланировочных решений по вскрытию и подготовке глубоких горизонтов, рациональных по тепловому фактору технологических схем и параметров отработки выемочных полей с обеспечением интенсивного проветривания очистных забоев и применении эффективных систем и средств искусственного охлаждения воздуха.

Как известно, для улучшения тепловых условий в горных выработках шахтами должны выполняться, в первую очередь, горнотехнические мероприятия по снижению нагрева воздуха, поступающего на проветривание лав и тупиковых подготовительных выработок.

Целесообразными горнотехническими решениями по регулированию теплового режима выемочных участков глубоких угольных шахт являются: вскрытие глубоких горизонтов дополнительными отнесенными по падению пластов вертикальными воздухоподающими стволами или скважинами большого диаметра [3]; бурение в отдельных конкретных случаях фланговых вентиляционных скважин большого диаметра для вывода исходящей струи воздуха; подготовка шахтных полей с обеспечением обособленного проветривания общешахтных и групповых транспортных выработок с конвейерной доставкой угля; применение рациональных по тепловому фактору технологических схем и параметров разработки угольных пластов [3, 4]; применение рациональных по тепловому фактору схем и параметров проветривания глубоких горизонтов шахт, крыльев шахт, блоков, выемочных участков (с обеспечением максимально допустимой скорости воздуха в лавах); исключение последовательного проветривания подготовительных тупиковых выработок и выемочных участков; снижение величины утечек воздуха через выработанное пространство лав и соответственно уменьшение поступления тепла в выработки выемочных участков из зоны выработанного пространства; осушение воздухоподающих выработок, особенно в пределах выемочных участков, где сопряженные процессы тепломассообмена рудничного воздуха с горным массивом протекают наиболее интенсивно; применение теплоизоляции поверхности горного массива в горных выработках [3, 4].

Осуществление на действующих глубоких шахтах только отдельных из перечисленных выше горнотехнических решений или специальных мер, в том числе и искусственного охлаждения воздуха, в условиях разработки пластов с высокой температурой вмещающих горных пород, как показывает практика, не обеспечивает поддержание температурных условий в выработках выемочных участков в пределах допустимых норм.

Данный вывод подтверждают результаты многочисленных шахтных наблюдений, научных исследований, разработок и внедрения средств искусственного охлаждения воздуха в глубоких шахтах Донбасса [4].

Последнее объясняется весьма высокими значениями необходимой холодопотребности для нормализации тепловых условий в лавах и выработках выемочных

участков глубоких горизонтов шахт. Холодопотребность только одной лавы на шахтах глубиной 1000-1300 м составляет 700-1000 кВт и более. Нормализация температурных условий в таких лавах возможна только на основе реализации комплексного метода регулирования с обязательным применением искусственного охлаждения воздуха.

Пройденные на ряде шахт новые вертикальные воздухоподающие стволы непосредственно на глубокие горизонты позволили несколько улучшить климатические параметры воздуха в очистных и подготовительных тупиковых выработках, однако проблема повышенных температур воздуха в шахтах осталась не решенной.

Поставленные в последние несколько лет на ряд глубоких шахт Украины (им. А.А. Скочинского, им. В.М. Бажанова, «Шахтерская-Глубокая» и др.) подземные холодильные установки с водоохлаждающими холодильными машинами типа МХРВ [4] и передвижные кондиционеры типа КПШ (табл. 1) так же не сняли остро-ту проблемы высоких температур воздуха в выработках этих глубоких шахт. Зарубежные аналоги указанным выше шахтным холодильным средствам приведены в таблице 1.

Таблица 1

**ОСНОВНЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ХОЛОДИЛЬНЫХ
МАШИН, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ПРИ КОНДИЦИОНИРОВАНИИ ВОЗДУХА
В ГЛУБОКИХ ШАХТАХ**

| Тип холодильной машины | Холодильная мощность, кВт | Основная область применения холодильной машины | Страна изготовитель |
|--|---------------------------|--|---------------------|
| Водоохлаждающие машины | | | |
| МХРВ-1 | 1000 | Охлаждение воды, используемой в системах кондиционирования воздуха на выемочных участках глубоких шахт | Украина |
| КМ 1000 | 1030 | | Германия |
| КМ 2000 | 2040 | | Польша |
| GMC 1000 | 1108 | | |
| GMC 2000 | 2000 | | |
| Машины непосредственного охлаждения воздуха | | | |
| КПШ 130-2-0 | 130 | Охлаждение воздуха в тупиковых выработках глубоких шахт | Украина |
| КПШ 300 | 300 | | Германия |
| DV 150 | 155 | | |
| DV 200 | 225 | | |
| DV 250 | 300 | | |
| DV 350 | 350 | | |
| DV 400 | 450 | | |
| GMC 350 | 395 | | Польша |

Это еще раз подтверждает необходимость комплексного решения сложнейшей в настоящее время проблемы борьбы с высокими температурами воздуха в выработках

глубоких шахт. В связи с этим, требуются наряду с внедрением известных способов и средств регулирования микроклимата в выработках новые научно-технические разработки, внедрение которых позволит действующим глубоким шахтам Донбасса продлить свой срок эксплуатации и добывать уголь с глубины 1400-1500 м.

Исследованиями установлено, что вариант реализации пространственно-планировочного решения с центрально-отнесенной по падению пластов воздухоподающей скважиной, принципиальная схема которого показана на рис. 1, позволяет существенно влиять на формирование микроклимата в горных выработках глубоких горизонтов. В сравнении с базовым вариантом – блоковой отработкой пластов с панельной подготовкой без скважин данное пространственно-планировочное решение со скважинами в сходных горнотехнических условиях позволяет в 1,6-3,4 раза уменьшить нагрев свежего воздуха, подаваемого на проветривание лав. Максимальный эффект в улучшении теплового режима выработок глубоких горизонтов шахт при внедрении данных горнопланировочных решений со скважинами большого диаметра может быть достигнут при условии рационального по тепловому фактору построения схем и выбора параметров сетей основных горных выработок и выработок выемочных участков.

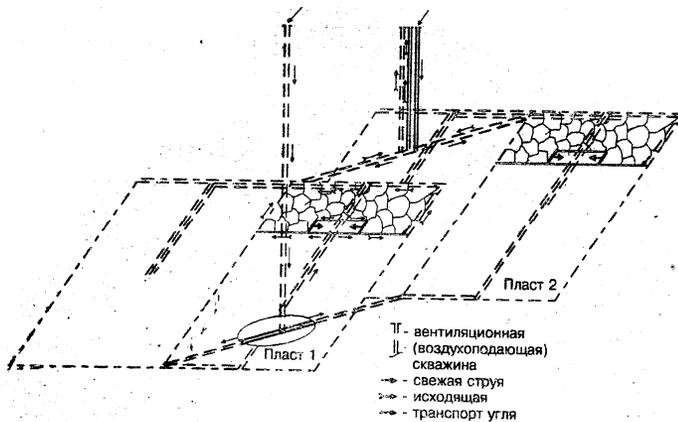


Рис. 1. Принципиальная схема планировки горных работ с центрально отнесенной воздухоподающей скважиной

Указанный выше вариант схемы подготовки выемочных полей со скважинами большого диаметра в сложных геотермических условиях является эффективной альтернативой существующим способам развития действующих глубоких шахт.

В результате выполненных исследований установлено, что технически целесообразным способом нормализации тепловых условий в комплексномеханизированных лавах глубоких шахт при применении на выемочных участках искусственного охлаждения воздуха может являться использование, в качестве воздухоохлаждающих устройств, элементов забойного оборудования [5]. Реализация указанного технического решения позволяет обеспечить развитую поверхность теплообмена, минимальное загромождение призабойного рабочего пространства лавы, простоту эксплуатации воздухоохлаждающих устройств. В лабораторных условиях,

к настоящему времени, экспериментально подтверждена целесообразность использования теплообменных устройств на перекрытиях механизированной крепи для локализации тепловыделений горного массива в призабойных зонах лав. Локализация тепловыделений от работы выемочного комбайна при этом обеспечивается хладоносителем, циркулирующим между водоохлаждающей машиной и теплообменными устройствами на выемочном комбайне, а вода, подаваемая на пылеподавление, охлаждается в теплообменнике, подсоединенном к системе хладоносителя.

На основе реализации комплексного способа, включающего охлаждение воздуха на входе в лаву в штрековых воздухоохладителях, рассредоточенное охлаждение воздуха с помощью теплообменных устройств на перекрытиях механизированной крепи вдоль очистного забоя, отвод теплоты от работы электродвигателя выемочного комбайна хладоносителем и локализацию тепловыделений разрушаемого угля охлажденной водой, подаваемой на пылеподавление, тепловые условия в лавах глубоких шахт могут быть существенно улучшены. Последнее позволит шахтам Донбасса добывать уголь на глубоких горизонтах 1400-1500 м.

Выполненными исследованиями установлено, что перспективным способом холодоснабжения лав может являться способ, основанный на подаче в лаву охлажденного воздуха с низким влагосодержанием. Охлажденный воздух с низкой температурой, осушенный предварительно до влагосодержания 2-3 г/кг, подается в рабочее пространство. Воздух с такими параметрами обладает высокой теплоаккумулирующей способностью. Однако, технология и средства охлаждения для реализации данного способа в настоящее время не разработаны.

Исследованиями установлено, что в условиях высокотемпературного горного массива неотъемлемой частью при комплексном регулировании шахтного микроклимата, в том числе и при применении искусственного охлаждения воздуха на выемочных участках, должно являться внедрение эффективных способов и средств уменьшения теплоотдачи горного массива и потерь выработанного холода в выработках, в которых установлены воздухоохлаждающие установки для нормализации тепловых условий в очистных забоях. На рис. 2 приведена принципиальная схема теплоизоляции стенок горной выработки, закрепленной арочной металлической крепью с использованием в качестве затяжки металлической сетки. Теплоизоляция горного массива (зона **A**) выполнена путем заполнения «пустого» пространства на всем протяжении горной выработки за металлической сеткой-затяжкой вспенивающимся материалом с образованием легкой пористой пены с низким коэффициентом теплопроводности. В зоне **B**, дополнительно к уже имеющейся теплоизоляции, между рамами арочной металлической крепи устанавливаются и закрепляются эластичные емкости, наполняемые сжатым воздухом, а в последующем, при необходимости, вспенивающимся внутри материалом с образованием легкой пористой пены с низким коэффициентом теплопроводности, без загромождения поперечного сечения горной выработки [4, 6].

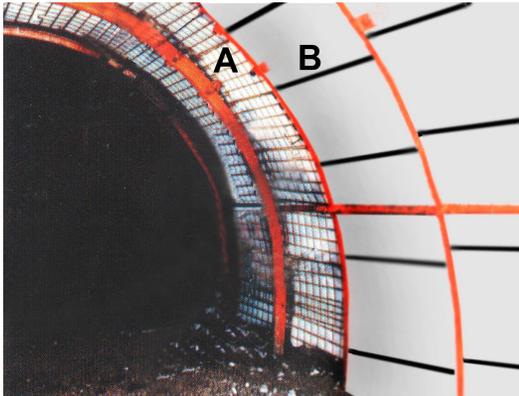


Рис. 2. Принципиальная схема теплоизоляции горного массива по длине участковой воздухоподающей выработки: А – вспенившийся легкий пористый и заполнивший пустоты за металлической сеткой-затяжкой материал; В – эластичные емкости, размещаемые в пространстве между рамами арочного металлического крепления без загромождения поперечного сечения горной выработки, наполняемые сжатым воздухом, а в последующем вспенивающимся внутри материалом с образованием легкой пористой пены с низким коэффициентом теплопроводности

В решении сложнейшей проблемы нормализации тепловых условий в лавах глубоких шахт заслуживает внимания вопрос совершенствования известных и разработки новых локальных и индивидуальных систем защиты горнорабочих от перегрева, как дополнительной составляющей при наличии кондиционирования шахтного воздуха.

Одним из направлений при разработке систем защиты от перегрева является создание локальных зон кондиционирования воздуха на рабочих местах, в местах отдыха, в пунктах оказания медицинской помощи в горных выработках с помощью средств, работающих на пневмоэнергии. Такие средства просты в эксплуатации, имеют малые габаритные размеры и малый вес, высокую надежность и безопасность в работе. Основным элементом таких устройств является неадиабатная вихревая труба и пневматический эжектор. На устройство локального охлаждения шахтного воздуха получен патент Украины [7].

Для профилактики тепловых поражений горнорабочих, работающих в выработках с повышенными температурами воздуха, предложены защищенные патентами устройства, обеспечивающие возможность регулирования параметров микроклимата в климатических камерах [8]. В результате пребывания горнорабочих в камерах с комфортным микроклиматом происходит отбор тепловой энергии от организма, восстановление его нормального состояния. Последнее служит профилактическим средством предупреждения тепловых поражений горнорабочих, работающих в выработках с нагревающим микроклиматом.

Перспективным направлением, заслуживающим самого пристального внимания со стороны научных организаций, занимающихся вопросами низких температур, является выполнение научных исследований по созданию и внедрению в глубоких шахтах принципиально новых средств индивидуальной противотепловой защиты для работающих в условиях нагревающего шахтного микроклимата.

Для выполнения многовариантных тепловых расчетов выработок выемочных

участков и установления (разработки) с учетом полученных результатов комплекса мер по улучшению тепловых условий в выработках разработана специальная компьютерная технология [9]. Выполнение указанных тепловых расчетов необходимо при разработке проектов отработки новых глубоких горизонтов шахт, планировании ввода в эксплуатацию новых выемочных участков, разработке практических мер по улучшению теплового состояния шахтной атмосферы.

Современный вид и содержание разработанной программы прогнозирования температурных условий в выработках выемочных участков на основании действующих нормативных документов представлены в среде Delphi v. 7.0. Область применения разработанной программы тепловых расчетов горных выработок на ПЭВМ распространяется на шахты, разрабатывающие пологие и наклонные угольные пласты.

При выполнении расчетов по конкретному выемочному участку сначала производится выбор модуля, соответствующего применяемой системе разработки угольного пласта и схеме проветривания выработок выемочного участка.

После ввода данных для выемочного участка производится последовательно расчет участковой воздухоподающей выработки, лавы и вентиляционной выработки с исходящей струей воздуха.

Процедура теплового расчета воздухоподающей выработки позволяет редактировать и сохранять на диске исходные данные, а также отображать результаты теплового расчета.

Расчет лавы позволяет определить температуру воздуха в лаве и температуру утечек воздуха через выработанное пространство.

Процедуры определения холодопотребности лавы и мощности воздухоохлаждающего устройства позволяют определить необходимую температуру в начале лавы для того, чтобы обеспечить заданную температуру воздуха в конце лавы. После этого задается удаление воздухоохладителя от лавы и расход воздуха через него. На основании этих данных, а также результатов расчета воздухоподающей выработки, определяется необходимая мощность воздухоохладителя и температура воздуха на входе и выходе из воздухоохладителя. Панель результатов теплового расчета выемочного участка показана на рисунке 3.

Разработанная компьютерная технология позволяет с достаточной степенью точности решить следующие задачи: выполнить прогноз температуры воздуха в выработках выемочного участка при естественном режиме формирования климатических условий и применении искусственного охлаждения; определить холодопотребность лавы; рассчитать необходимую холодильную мощность оборудования для нормализации теплового режима в выработках в соответствии с требованиями ПБ. Возможно также определить температуру притока воздуха из выработанного пространства лавы при наличии утечек воздуха, рассчитать величины поступления тепла из него непосредственно в лаву и на вентиляционный штрек.

Внедрение компьютерной технологии прогноза температурных условий в выработках выемочных участков обеспечивает возможность оперативной оценки по тепловому фактору следующих горнотехнических решений и параметров разработки угольных пластов на глубоких горизонтах: системы разработки; направления перемещения очистного забоя; способа управления горным давлением; схем проветрива-

ния выемочного участка и лавы; способа и средств охраны участковых выработок; расхода воздуха на выемочном участке; механизации очистных работ; длины выемочного поля, лавы; нагрузки на очистной забой и др.

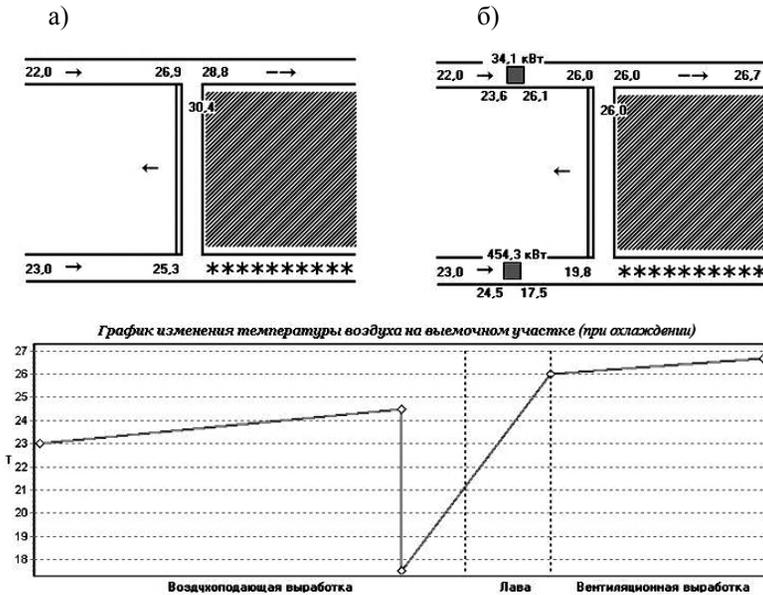


Рис. 3. Результаты теплового расчета выемочного участка с использованием компьютерной программы: а) при естественном режиме формирования температуры воздуха в горных выработках; б) при применении искусственного охлаждения воздуха

Разработанная компьютерная технология достаточно широко апробирована на глубоких шахтах Донецкого бассейна.

Результаты практического использования компьютерной технологии на ряде шахт, с глубиной разработки угольных пластов более 1000 м, показали ее надежную работоспособность, точность и достоверность выполняемых прогнозных тепловых расчетов, преимущества оптимизации параметров разработки пластов по тепловому фактору. Обоснованный выбор рациональных с учетом теплового фактора технологических схем разработки пластов обеспечивает минимальные холодопотребности очистных забоев и затраты на кондиционирование воздуха.

Положительные результаты использования компьютерной программы позволяют рекомендовать ее для широкого применения работниками угольной промышленности, занимающихся решением проблемы борьбы с высокими температурами воздуха в шахтах.

Выводы

1. Решение проблемы регулирования теплового режима на выемочных участках глубоких шахт может быть осуществлено только на основе комплексного горнотехнологического подхода с искусственным охлаждением рудничного воздуха в выработках разрабатываемых горизонтов.

2. В условиях разработки глубоких горизонтов с естественной температурой горного массива 45-50 °С и более неотъемлемой частью реализации комплексного регулирования микроклимата в горных выработках должно являться внедрение технологий теплоизоляции горного массива в выработках, применение других специальных способов и средств, технических решений по регулированию температуры воздуха в горных выработках.

3. Для разработки и обоснования, рациональных по тепловому фактору горнотехнических, технологических и специальных мер по регулированию теплового состояния рудничной атмосферы в очистных забоях при планировании ведения горных работ на больших глубинах, разработана и рекомендуется для практического использования специальная компьютерная технология.

Список литературы

1. Правила безпеки у вугільних шахтах [Текст]: НПАОП 10.0-1.01-10. – К., 2010.
2. Державні санітарні правила та норми. Підприємства вугільної промисловості [Текст]: ДСП 3.3.1.095-2002. – К., 2003.
3. Мартынов, А.А. Горнотехнологические основы комплексного регулирования теплового режима глубоких шахт с теплоизоляцией горного массива в выработках [Текст] / А.А. Мартынов // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: «Гірничо-геологічна». Випуск 72 / редкол.: Є.О. Башков (голова) та ін. – Донецьк: ДонНТУ, 2004. – С. 121-128.
4. Мартынов, А.А. Способы и направления улучшения температурных условий в глубоких шахтах [Текст] / А.А. Мартынов, Н.В. Малеев, А.К. Яковенко, В.А. Орищак // Уголь Украины. – 2010. – № 5. – С. 20-26.
5. Яковенко, А.К. Кондиционирование воздуха в лавах и подготовительных выработках глубоких шахт [Текст] / А.К. Яковенко. – Уголь Украины. – 2005. – № 5. – С. 39-42.
6. Устройство для теплоизоляции и герметизации выработок [Текст]: пат. 60721А Украина. Е21F3/00, 15.03.2004.
7. Система для локального охолодження повітря в лаві [Текст]: пат. № 24662 Україна. – Бюл. № 10, 2007.
8. Пристрій для профілактики теплових уражень гірників [Текст]: пат. № 27730 Україна. – Бюл. № 2, 2008.
9. Мартынов, А.А. Программное обеспечение расчета температуры воздуха на выемочных участках глубоких шахт [Текст] / А.А. Мартынов, Н.В. Малеев, А.К. Яковенко. – Уголь Украины. – 2011. – № 3. – С. 34-36.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ОТРАБОТКИ ВЕСЬМА ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

В статті розглядаються шляхи підвищення якості вугілля та покращення екології гірничого виробництва при розробці тонких і вельми тонких пластів в умовах шахт Західного Донбасу.

В статье рассматриваются пути повышения качества угля и улучшения экологии горного производства при разработке тонких и весьма тонких пластов в условиях шахт Западного Донбасса.

The article discusses ways to improve coal quality and environmental improvements in the development of mining thin and very thin seams in the mines of the Western Donbas.

Деятельность угледобывающих предприятий неизбежно вызывает изменения в окружающей среде. Они характеризуются:

- подработкой земной поверхности в результате ведения очистных работ;
- отсыпкой породных отвалов и устройством хвостохранилищ для отходов обогащения;
- отчуждением земельных участков и пр.

Сегодня особую актуальность приобретает решение проблем рационального использования недр и земельных площадей, внедрение в производство безотходных и ресурсосберегающих технологий, повышение рентабельности действующих горных предприятий. Решение этих проблем неразрывно связано с необходимостью обеспечения минимального воздействия горных работ на окружающую среду. Исторически сложившаяся технология разработки угольных пластов подземным способом сопряжена с полным обрушением пород кровли, а попутно получаемая при ведении горных работ порода выдается на земную поверхность и складывается в отвалах и терриконах, ухудшающих биосферу.

К настоящему времени из угольных шахт Украины выдано более 2 млрд. т породы, которая размещена в 1270 породных отвалах. При этом из хозяйственного оборота изъято более 30 тыс. га земли. В Донбассе находится около 300 горящих породных отвалов, из которых в атмосферу выбрасывается до 500 тыс. т газообразных вредных веществ. Ежегодно увеличение нарушенной поверхности, вызванное горными работами, составляет более 500 га. Только в Западном Донбассе в результате подработки

оказалось затоплено и заболочено более 6000 га плодородных земель [1].

Все шире в отработку вовлекаются тонкие и весьма тонкие пласты, доля которых составляет 70% от общих. Использование для их выемки старой техники и технологии сопровождается существенной присечкой боковых пород кровли или почвы, что приводит к значительному засорению угля пустой породой. Так, при средней мощности пласта 0,7м, вынимаемая мощность составляет 0,85-1,0м и более, а зольность добываемой «горной массы» достигает 50-60%. Если условно перераспределить добычу между шахтами, то получится, что из 10 шахт ПАО «ДТЕК Павлоград-уголь» 7 шахт добывают уголь, а 3 – породу.

Предприятия несут существенные затраты на транспортирование, подъем, обогащение и складирование в шламонакопители миллионов тонн пустых пород, что приводит к значительным дополнительным затратам. Это к тому же затрудняет работу подземного транспорта и подъема шахт, ухудшает экологическую обстановку в угледобывающих регионах.

Все сказанное выше говорит о необходимости оставления отходов горного производства в шахте, т.е. современная технология ведения очистных работ на тонких угольных пластах должна быть увязана с полной или частичной закладкой выработанного пространства. Такая технология позволяет не только решать проблему захоронения отходов горнопромышленного производства, но и в существенной мере эффективно управлять горным давлением, уменьшить газовыделение и водопритоки в горные выработки, повысить полноту извлечения полезного ископаемого и снизить его разубоживание, улучшить условия труда горнорабочих и повысить уровень безопасности.

Однако, для того чтобы оставить породу от присечек в шахте ее необходимо отделить от угля уже в процессе добычи. Это возможно при внедрении в очистных забоях, обрабатывающих тонкие и весьма тонкие пласты, раздельной выемки угля и присекаемых пород.

Данная технология может быть реализована с помощью следующих технологических схем [2]:

- выемка пласта и пород за два прохода комбайна ($m_y = 0,7...0,9$ м; $m_{np} = 0,2...0,4$ м).

Первая схема (рис. 1) предусматривает предварительную выемку угольного пласта по всей лаве с последующей отбойкой присекаемых пород почвы. Прямым ходом комбайн производит выемку угля, обратным – породного уступа в почве. Крепление кровли производят вслед за выемкой угля. Передвижка конвейера – после выемки породного уступа. Размеры исполнительного органа комбайна должны быть меньше или соответствовать мощности угольного пласта. Механизированная крепь должна работать по «заряженной» схеме и иметь не менее 2-х проходов для людей.

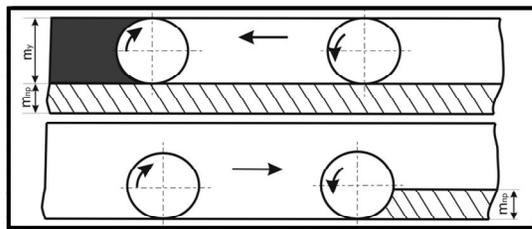


Рис. 1. Раздельная выемка за два прохода комбайна

- выемка пласта и пород почвы за один проход комбайна ($m_y \geq 0,7...0,9$ м; $m_{np} = 0,2...0,4$ м).

Вторая схема (рис. 2) предусматривает одновременную выемку угля и пород почвы с опережающей выемкой угольного пласта. Для обеспечения одновременной выемки используют комбайн с разнесенными исполнительными органами. Размер опережающего исполнительного органа должен соответствовать мощности угольного пласта. Вслед за проходом комбайна производится передвижка крепи. Отбитая

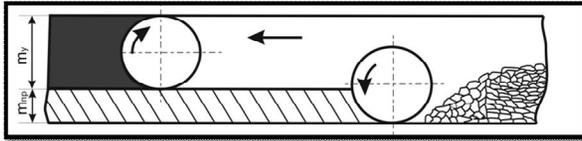


Рис. 2. Раздельная выемка за один проход комбайна с магазинированием присекаемых пород почвы

порода находится на почве пласта между конвейером и забоем. Погрузка породы производится после выемки угольного пласта при передвижке конвейера на новую дорогу без перегона комбайна. Для этого конвейер должен быть оборудован зачистными

лемежками. То есть данная схема обеспечивает возможность раздельной выемки угольного пласта и присекаемых пород почвы за один проход комбайна.

- выемка пласта и пород почвы за один проход комбайна ($m_y \leq 0,7$ м; $m_{np} = 0,7...0,8$ м).

Третья схема (рис. 3) предусматривает одновременную выемку угля и пород почвы с опережающей выемкой присекаемой породы. Как и в предыдущем случае, используются комбайны с разнесенными исполнительными органами. Величина присечки определяется размерами применяемых исполнительных органов. Рекомендуется при крепком угле и мягких породах почвы. Обеспечивает увеличение выхода

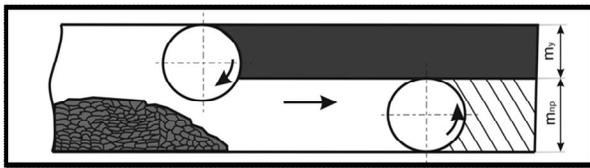


Рис. 3. Раздельная выемка за один проход комбайна с магазинированием угля

угля крупных классов, снижение материальных и энергетических затрат при отбойке крепких углей. Передвижку крепи производят вслед за проходом комбайна, передвижку конвейера – после выемки угля и присекаемых пород по всей длине лавы.

- выемка пласта и пород кровли за один проход комбайна ($m_y = 0,7...0,9$ м; $m_{np} = 0,2...0,4$ м).

Четвертая схема (рис. 4) предусматривает одновременную выемку угля и пород кровли с опережающей выемкой угольного пласта. Она обеспечивает возможность раздельной выемки угля и породы за один проход комбайна. Рекомендуется при слабой крепости угля и крепких вмещающих породах. Последовательность крепления очистного забоя, погрузки и транспортировки отбитой породы аналогична

роботам по схеме 2.

Приведенные схемы выемки пластов с присечкой боковых пород почвы или кровли были апробированы на шахтах Западного Донбасса и Львовско-Волынского угольного бассейна. Выполненные при этом исследования подтвердили возможность и экономическую целесообразность разделения угля и породы уже в процессе их выемки – в очистном забое [2].

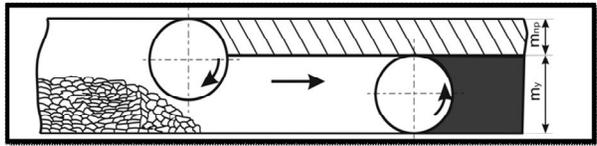


Рис. 4. Раздельная выемка за один проход комбайна с присечкой и магазинированием пород кровли

Возможность пневматической закладки присекаемых пород была подтверждена сотрудниками НГУ (ранее ДГИ) при выполнении соответствующих исследований в Западном Донбассе на шахте Благодатная [3]. Исследования подтвердили то, что использование присекаемых пород в качестве закладочного материала при полной или частичной закладке выработанного пространства позволяет снизить нагрузку на подземный транспорт и подъем, исключить необходимость обогащения, устранить или значительно уменьшить оседания надугольной толщи.

Были апробированы варианты со столбовой и комбинированной системами разработки (рис. 5).

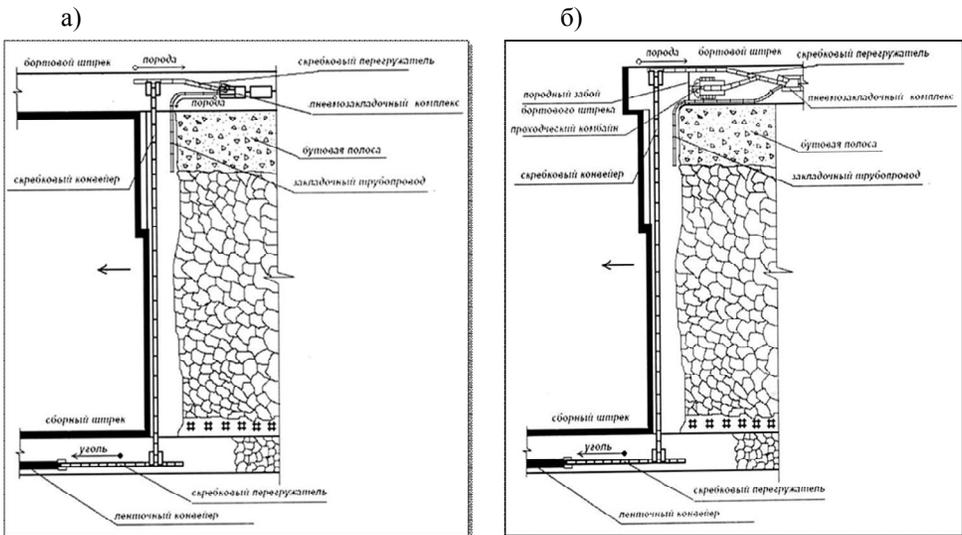


Рис. 5. Системы разработки с закладкой породы в выработанное пространство лавы: а) столбовая система разработки с закладкой пород присекаемых в лаве; б) комбинированная система разработки с закладкой пород от проведения шпрека и присекаемых в лаве

Предлагаемая технология селективной отработки тонких и весьма тонких угольных пластов с закладкой выработанного пространства позволяет устранить три негативные тенденции в работе горнодобывающей промышленности, а именно: повысить качество добываемой продукции, эргономичность и экологичность горного производства. К тому же, она дает возможность вовлечь в отработку весьма тонкие угольные пласты, отнесенные к забалансовым запасам, что продолжит срок службы ряда шахт. Так в ходе исследований проведенных на кафедре Подземной разработки месторождений (НГУ) установлено, что:

- ввод в эксплуатацию весьма тонких пластов увеличит срок службы шахт (ПАО «ДТЕК Павлоградуголь») в среднем на 25 лет, причем некоторых шахт – на 60 и 65 лет;

- введутся в отработку запасы, отнесенные к забалансовым, а это дополнительно 341 млн. т угля;

- себестоимость добычи снизится на 10-13%;

- добываемый уголь будет иметь зольность не выше 18%, что на 7% ниже, чем при обогащении горной массы.

Список литературы

1. Колоколов, О.В. Технология закладки выработанного пространства в шахтах и рудниках [Текст] / О.В. Колоколов. – Днепропетровск: «Січ», 1997. – 132 с.

2. Кошка, А.Г. Обоснование основных параметров и области применения технологии селективной отработки тонких угольных пластов [Текст]: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.02 / А.Г. Кошка; [ДГИ]. – Днепропетровск, 1988. – 17 с.

3. Сулаев, В.И. Обоснование параметров технологии отработки тонких пластов с закладкой присекаемых пород в выработанное пространство [Текст]: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.02 / В.И. Сулаев; [ГГА Украины]. – Днепропетровск, 1995. – 16 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ИЗМЕНЕНИЯ СКОРОСТИ ЗВУКА В ВОСХОДЯЩИХ МНОГОФАЗНЫХ ПОТОКАХ

На базі розробленої багатшвидкісної роздільної моделі вперше отримана залежність для визначення швидкості звуку в трифазній суміші, що узагальнює усе раніше відомі визначення в рамках «гомогенних» моделей. З використанням цієї залежності встановлені закономірності поширення хвиль тиску в гетерогенних сумішах при різних структурах плинуну.

На базе разработанной многоскоростной раздельной модели впервые получена зависимость для определения скорости звука в трехфазной смеси, обобщающая все ранее известные выражения в рамках «гомогенных» моделей. С использованием этой зависимости установлены закономерности распространения волн давления в гетерогенных смесях при различных структурах течения.

On the basis of the developed multihigh-speed separated model of dependence for determination of speed of a sound in the three-phase mix, generalizing all earlier known expressions within "homogeneous" models for the first time is received. With the use of this dependence consistent patterns of distribution of waves of pressure in heterogeneous mixes are determined at various structures of a current.

В связи с интенсификацией производственных процессов во всех областях народного хозяйства в начале XXI века остро ставится проблема пополнения минерально-сырьевой базы. В этом плане освоение месторождений полезных ископаемых Мирового океана, в частности залежей полиметаллических конкреций, кобальто-марганцевых корок и полиметаллических сульфидов не имеет альтернативы. Поэтому разработки по созданию уникального горно-морского оборудования приобретают особую актуальность.

Одной из основных технологических операций горно-морского предприятия является транспортирование добытых полезных ископаемых на поверхность. Среди известных способов, базирующихся на гидравлическом принципе транспортирования твердых материалов, специалисты выделяют эрлифтный гидроподъем, благодаря высоким показателям надежности в сложных условиях больших глубин [1]. Для обеспечения режимов эксплуатации глубоководных эрлифтных гидроподъемов (ГЭГ) с высокими технико-экономическими показателями требуются эффективные способы управления установками, разработка которых сдерживается в первую оче-

редь отсутствием на сегодняшний день результатов исследований нестационарных режимов и динамических процессов в элементах ГЭГ, закономерностей распространения волн давления и управляющих воздействий.

Поэтому **целью** данной статьи является установление закономерностей распространения звуковых волн в восходящем гетерогенном потоке, с учетом специфики транспортирования твердого материала в составе двух- и трехфазных смесей.

В [2] разработана многоскоростная континуальная модель нестационарного течения движения трехфазной смеси (жидкость, твердый материал, воздух) при следующих основных допущениях: движение одномерное, силы непосредственного трения частиц о стенки трубопровода, а также взаимовлияния твердых и газообразных частиц – отсутствуют, собственные скорости фаз малы по сравнению со скоростью звука.

При сделанных допущениях математическая модель течения трехфазной гидросмеси представлена следующей системой дифференциальных уравнений неразрывности (1)-(3) и движения (4)-(6), записанных соответственно для жидкой, твердой и газообразной фаз:

$$(1 - C_1 - C_2) \frac{\partial p}{\partial t} - \rho_0 a_0^2 \frac{\partial C_1}{\partial t} - \rho_0 a_0^2 \frac{\partial C_2}{\partial t} + \rho_0 a_0^2 (1 - C_1 - C_2) \frac{\partial V_0}{\partial x} = 0, \quad (1)$$

$$C_1 \frac{\partial p}{\partial t} + \rho_1 a_1^2 \frac{\partial C_1}{\partial t} + \rho_1 a_1^2 C_1 \frac{\partial V_1}{\partial x} = 0, \quad (2)$$

$$C_2 \frac{\partial p}{\partial t} + \rho_2 a_2^2 \frac{\partial C_2}{\partial t} + \rho_2 a_2^2 C_2 \frac{\partial V_2}{\partial x} = 0, \quad (3)$$

$$\left(1 + \frac{C_1 k_1 + C_2 k_2}{2}\right) \frac{\partial V_0}{\partial t} - \frac{C_1 k_1}{2} \frac{\partial V_1}{\partial t} - \frac{C_2 k_2}{2} \frac{\partial V_2}{\partial t} + \frac{(1 - C_1 - C_2)}{\rho_0} \frac{\partial p}{\partial x} = \phi_0, \quad (4)$$

$$\left(\frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2}\right) \frac{\partial V_1}{\partial t} - \left(1 + \frac{k_1}{2}\right) \frac{\partial V_0}{\partial t} + \frac{1}{\rho_0} \frac{\partial p}{\partial x} = \phi_1, \quad (5)$$

$$\left(\frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2}\right) \frac{\partial V_2}{\partial t} - \left(1 + \frac{k_2}{2}\right) \frac{\partial V_0}{\partial t} + \frac{1}{\rho_0} \frac{\partial p}{\partial x} = \phi_2, \quad (6)$$

где

$$\begin{aligned} \phi_0 = & -(1 - C_1 - C_2)g \sin \alpha - \frac{\lambda}{2D} \frac{\rho_{cm}}{\rho_0} |V_{cm}| V_{cm} - \\ & - \frac{3}{8} \left[\frac{C_1 C_{xm}}{R_1} |V_0 - V_1| (V_0 - V_1) + \frac{C_2 C_{xg}}{R_2} |V_0 - V_2| (V_0 - V_2) \right] \end{aligned}$$

$$\phi_1 = -\frac{\rho_1}{\rho_0} g \sin \alpha + \frac{3}{8} \frac{C_{xm}}{R_1} |V_0 - V_1|(V_0 - V_1), \quad \phi_2 = -\frac{\rho_2}{\rho_0} g \sin \alpha + \frac{3}{8} \frac{C_{xв}}{R_2} |V_0 - V_2|(V_0 - V_2),$$

$$\frac{1}{a_1^2} = \frac{\rho_1}{K_1} + \frac{\rho_1}{F} \left(\frac{\partial F}{\partial p} \right), \quad \frac{1}{a_2^2} = \frac{\rho_2}{K_2} + \frac{\rho_2}{F} \left(\frac{\partial F}{\partial p} \right), \quad \frac{1}{a_0^2} = \frac{1}{a_{жс}^2} + \frac{\rho_0}{F} \left(\frac{\partial F}{\partial p} \right), \quad a_{жс}^2 = \frac{K_{жс}}{\rho_0},$$

$$K_1 = \frac{E_1}{3(1-2\nu_1)}, \quad \frac{1}{K_2} = \frac{1}{\rho_2} \left(\frac{\partial \rho_2}{\partial p} \right), \quad V_{см} = \frac{1}{\rho_{см}} (\rho_0^* V_0 + \rho_1^* V_1 + \rho_2^* V_2),$$

$$\rho_{см} = \rho_0^* + \rho_1^* + \rho_2^* = (1 - C_1 - C_2) \rho_0 + C_1 \rho_1 + C_2 \rho_2,$$

K_1, E_1, ν_1 – модуль об'ємного сжаття, модуль Юнга и коэффициент Пуассона твердых частиц;

K_2 – модуль об'ємного сжаття газовых пузырей;

$K_{жс}$ – об'ємный модуль упругости жидкости;

$a_{жс}$ – скорость звука в чистой неограниченной жидкости;

R_1, R_2 – эквивалентные радиусы твердых частиц и газовых пузырей;

k_1, k_2 – коэффициенты, учитывающие влияния несферичности а также концентрации твердых частиц и пузырей воздуха на присоединенные массы;

g – ускорение силы тяжести;

a – угол наклона трубопровода к горизонту;

D – диаметр трубопровода;

λ – коэффициент Дарси; t – время;

$C_{xm}, C_{xв}$ – коэффициенты сопротивления твердых частиц и пузырей воздуха;

C_i – об'ємная концентрация фазы;

p – давление;

ρ_i – истинная плотность фазы;

ρ_i^* – приведенная плотность фазы;

V_i – скорость фазы;

x – продольная координата; индексы обозначают: «0» – вода; «1» – твердые частицы; «2» – пузыри газа; «см» – смесь;

F – площадь живого сечения трубопровода.

Система уравнений (1) – (6) является замкнутой относительно неизвестных p, V_0, V_1, V_2, C_1 и C_2 .

Если рассматривается смесь жидкости с твердыми частицами (течение в подводящей трубе), то из системы (1)-(6) нужно изъять уравнения (3) и (6), а в остальных положить $C_2 \equiv 0$. Точно так же для смеси жидкости с газовыми пузырями (такой тип течения реализуется при переходных режимах в подъемной трубе ГЭГ) из об-

щей системы нужно изъять уравнения (2) и (5), а в оставшихся положить $C_1 \equiv 0$.

С использованием системы уравнений (1)-(6) получена формула для определения скорости звука (скорость распространения волны давления) для трехфазной смеси [3], обобщающая ранее полученные в рамках гомогенных односкоростных континуальных моделей формулы, и отличающиеся наиболее корректным учетом инерционных составляющих сил межфазного взаимодействия, которые существенно проявляются при быстротекущих нестационарных процессах:

$$D_0 = \frac{1}{\sqrt{\rho_y \left(\frac{(1-C_1-C_2)}{K_0} + \frac{C_1}{K_1} + \frac{C_2}{K_2} + \frac{1}{F} \frac{\partial F}{\partial p} \right)}}, \quad (7)$$

где $\frac{1}{F} \frac{\partial F}{\partial p} = \frac{D_{mp}}{E \cdot \delta}$;

D_{mp} , E , δ – соответственно внутренний диаметр, модуль упругости и толщина стенки трубопровода $\rho_y = \mu \cdot \rho_0$, $\mu = \frac{A}{B}$, μ – коэффициент «ударной» плотности;

$$\begin{aligned} A = & \left(\frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2} \right) \left(\frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right) \left(1 + \frac{C_1 k_1 + C_2 k_2}{2} \right) - \\ & - \frac{C_1 k_1}{2} \left(1 + \frac{k_1}{2} \right) \left(\frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right) - \frac{C_2 k_2}{2} \left(1 + \frac{k_2}{2} \right) \left(\frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2} \right); \\ B = & \left(\frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2} \right) \left(\frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right) (1 - C_1 - C_2)^2 + C_1 \left(\frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right) \times \\ & \times \left[(1 + k_1)(1 - C_1 - C_2) + 1 + \frac{C_1 k_1}{2} + \frac{C_2 k_2}{2} \right] + C_2 \left(\frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2} \right) \times \\ & \times \left[(1 + k_2)(1 - C_1 - C_2) + 1 + \frac{C_1 k_1}{2} + \frac{C_2 k_2}{2} \right] - \frac{1}{4} C_1 C_2 (k_1 - k_2)^2. \end{aligned}$$

Величина $\rho_y = \mu \cdot \rho_0$ играет роль «ударной» плотности смеси, которая учитывает инерционные свойства частиц в потоке. Эта величина, вообще говоря, отличается от средней плотности смеси $\rho_{см}$, так как при нестационарных процессах смесь ведет себя как среда с «ударной» плотностью ρ_y , отличной от средней плотности смеси $\rho_{см}$. Это связано с тем, что жидкость, твердые и газообразные частицы обладают разной инерцией и по-разному реагируют на изменение скорости.

Для иллюстрации указанных особенностей введем также «смесевой» коэффициент «ударной» плотности $\chi = \frac{\rho_y}{\rho_{см}} = \mu \frac{\rho_0}{\rho_{см}}$.

На рис. 1 приведены зависимости коэффициента «ударной» плотности для двухфазной гидросмеси (пульпы), рассчитанные с использованием (7) при $C_2 = 0$ и по формуле А.М. Лурье [4].

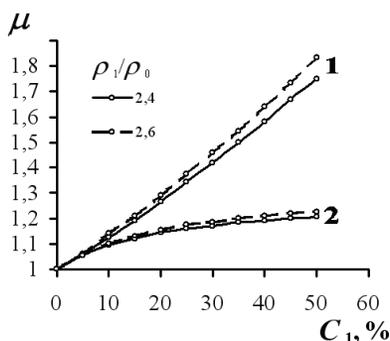


Рис. 1. Зависимости коэффициента «ударной» плотности от концентрации твердых частиц

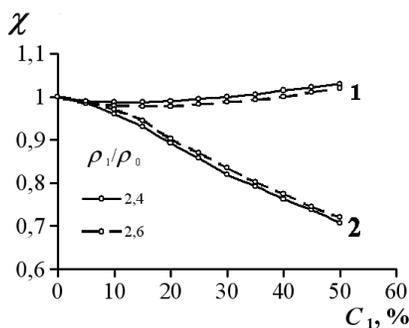


Рис. 2. Зависимости «смесевое» коэффициента «ударной» плотности от концентрации твердых частиц

Как следует из рисунка, значение коэффициента μ , рассчитанного с использованием (7) увеличивается прямо пропорционально росту концентрации твердого (рис. 1, кривые 1), в то время как согласно А.Н. Лурье (рис. 1, кривые 2) величина μ на основном участке остается практически постоянной.

Следует отметить, что значение «ударной» плотности ρ_y , рассчитанное с использованием (7), почти не отличается от плотности смеси $\rho_{см}$ так как во всем диапазоне концентраций $0 \leq C_1 \leq 0,5$ (рис. 2, кривые 1) значение коэффициента χ находится в диапазоне $0,97 \leq \chi \leq 1,033$. В то же время, по А.М. Лурье значение «ударной» плотности сильно отличается от плотности смеси ввиду существенного уменьшения χ с ростом концентрации (рис. 2, кривые 2). Особенно неправдоподобным выглядит тот факт, что по формуле А.М. Лурье «ударная» плотность гораздо меньше, чем плотность смеси $\rho_{см}$, и это при том, что твердые частицы значительно плотнее жидкости. На наш взгляд, подобный результат связан с тем, что формула А.М. Лурье получена из недостаточно полных, а поэтому и не совсем корректных уравнений движения смеси.

Проверка адекватности полученной нами формулы (7) (и ее модификаций) была осуществлена с использованием экспериментальных данных Н.А. Картвелишвили.

В таблице 1 приведены экспериментальные и расчетные результаты для одинаковых исходных данных. Из анализа приведенных результатов следует, что максимальное расхождение между экспериментальными и расчетными данными не превосходит 6...8% для однородной жидкости и 9...11% для пульпы.

Для исследования изменения скорости звука в восходящих двух- и трехфазном потоках необходимо располагать надежными зависимостями для распределения давлений и газосодержаний по высоте транспортного трубопровода, полученных в результате расчета стационарных режимов работы ГЭГ [1]. Очевидно, что точность этих параметров существенно влияет на величину скорости звука. Поэтому для расчета стационарных рабочих режимов ГЭГ использовался усовершенствованный метод Хазитеодороу, являющийся по нашему мнению наиболее точным на сегодняшний день, что подтверждается данными, приведенными в таблице 2.

Таблица 1

**СРАВНЕНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ РАСЧЕТА СКОРОСТЕЙ ЗВУКА С
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫМИ ДАННЫМИ Н.А. КАРТВЕЛИШВИЛИ**

| Внутренний диаметр трубопровода D , мм | Толщина стенки трубопровода δ , мм | Скорость распространения волны гидравлического удара в стальных трубопроводах, м/с | | | | | |
|--|---|--|--------------|--------------|--|--------------|--------------|
| | | При транспортировании чистой воды | | | При транспортировании тонко- и мелкодисперсных частиц ($0 < d_{cp} < 3$ мм) | | |
| | | Эксп. | Расч. (3,41) | δ , % | Эксп. | Расч. (3,41) | δ , % |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| 50 | 4 | 1370 | 1416,58 | -3,4 | 1350 | 1244.97 | 7,78 |
| 75 | 4 | 1352,5 | 1315,85 | 2,71 | 1320 | 1408.04 | -6,67 |
| 104 | 5 | 1307,5 | 1379,94 | -5,54 | 1290 | 1388.56 | -7,64 |
| 123 | 5 | 1275 | 1341,43 | -5,21 | 1265 | 1187.71 | 6,11 |
| 153 | 6 | 1252,5 | 1209,16 | 3,46 | 1262.5 | 1357.95 | -7,56 |
| 178 | 8 | 1225 | 1276,82 | -4,23 | 1235 | 1335.41 | -8,13 |
| 203 | 8 | 1205 | 1298,03 | -7,72 | 1200 | 1118.16 | 6,82 |
| 257 | 8 | 1190 | 1112,17 | 6,54 | 1190 | 1278.54 | -7,44 |
| 309 | 8 | 1170 | 1256,81 | -7,42 | 1105 | 1199.15 | -8,52 |
| 335 | 8 | 1135 | 1216,83 | -7,21 | 1060 | 993.11 | 6,31 |
| 357 | 10 | 1110 | 1175,38 | -5,89 | 1040 | 958.98 | 7,79 |
| 406 | 10 | 1135 | 1080,75 | 4,78 | 965 | 1041.04 | -7,88 |
| 458 | 10 | 1100 | 1183,16 | -7,56 | 1037.5 | 949.73 | 8,46 |
| 509 | 10 | 1095 | 1174,06 | -7,22 | 945 | 995.27 | -5,32 |
| 606 | 12 | 1055 | 1032,00 | 2,18 | 885 | 947.66 | -7,08 |
| 696 | 12 | 1030 | 1084,80 | -5,32 | 820 | 759.16 | 7,42 |
| 796 | 12 | 1000 | 945,60 | 5,44 | 765 | 799.73 | -4,54 |
| 890 | 15 | 965 | 1039,40 | -7,71 | 730 | 781.90 | -7,11 |

Продолжение таблицы 1

| Внутренний диаметр трубопровода D , мм | Толщина стенки трубопровода δ , мм | Скорость распространения волны гидравлического удара в стальных трубопроводах, м/с | | |
|--|---|--|--------------|--------------|
| | | При транспортировании крупнодисперсных частиц ($d_{cp} > 3$ мм) | | |
| | | Эксп. | Расч. (3,39) | δ , % |
| 1 | 2 | 9 | 10 | 11 |
| 50 | 4 | - | - | - |
| 75 | 4 | - | - | - |
| 104 | 5 | - | - | - |
| 123 | 5 | - | - | - |
| 153 | 6 | - | - | - |
| 178 | 8 | - | - | - |
| 203 | 8 | - | - | - |
| 257 | 8 | 1135 | 1230,68 | -8,43 |
| 309 | 8 | 1050 | 1160,36 | -10,51 |
| 335 | 8 | 1035 | 938,23 | 9,35 |
| 357 | 10 | 1010 | 1098,48 | -8,76 |
| 406 | 10 | 975 | 881,69 | 9,57 |
| 458 | 10 | 950 | 1049,56 | -10,48 |
| 509 | 10 | 895 | 978,68 | -9,35 |
| 606 | 12 | 830 | 905,03 | -9,04 |
| 696 | 12 | 770 | 704,94 | 8,45 |
| 796 | 12 | 710 | 777,45 | -9,5 |
| 890 | 15 | 660 | 593,01 | 10,15 |

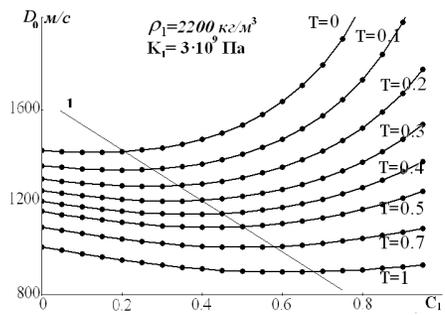
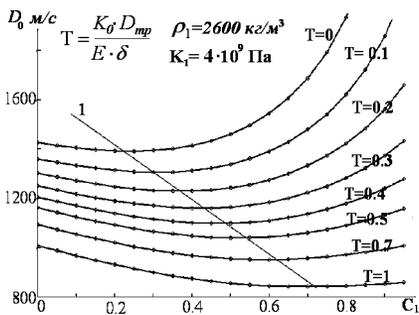


Рис. 3. Зависимости скорости звука в пульсе от концентрации твердого материала, при различных параметрах трубопровода

Таблица 2

СРАВНЕНИЕ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ И РАСЧЕТНЫХ ДАННЫХ

| Поднимаемая среда | Конструктивные размеры | | | |
|---|------------------------|-------|-------|--------------------------|
| | h | L_n | H | $\alpha = \frac{h}{h+H}$ |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| Гравий $\rho_T = 2575 \text{ кг/м}^3$ $d_k = 5 \text{ мм}$ | 171 | 101 | 7 | 0,96 |
| | 174 | 101 | 7 | 0,961 |
| | 177 | 101 | 7 | 0,962 |
| | 180 | 101 | 7 | 0,962 |
| | 186 | 101 | 7 | 0,964 |
| | 216 | 101 | 7 | 0,969 |
| | 218 | 101 | 6,9 | 0,969 |
| | 222 | 101 | 6,9 | 0,97 |
| Песок $\rho_T = 2610 \text{ кг/м}^3$ $d_k = 0,6 \text{ мм}$ | 69 | 290 | 6,6 | 0,912 |
| | 111 | 290 | 6,6 | 0,944 |
| | 152 | 290 | 7,7 | 0,952 |
| | 104 | 341 | 6,3 | 0,943 |
| | 246 | 197 | 6,8 | 0,973 |
| | 246 | 197 | 7,3 | 0,971 |
| | 42 | 6,2 | 7,2 | 0,853 |
| | 42 | 6,2 | 7,2 | 0,853 |
| | 42 | 6,2 | 7,2 | 0,853 |
| | 245 | 197 | 7,4 | 0,97 |
| | 246 | 4,9 | 6,4 | 0,971 |
| | 248 | 4,9 | 8,4 | 0,97 |
| | 248 | 4,9 | 8,4 | 0,97 |
| | 148 | 101 | 8,4 | 0,946 |
| | 148 | 101 | 8,9 | 0,946 |
| 148 | 101 | 8,4 | 0,946 | |
| Бурый уголь $\rho_T = 1143 \text{ кг/м}^3$ $d_k = 50 \text{ м}$ | 103 | 341 | 7 | 0,936 |
| | 103 | 341 | 7 | 0,936 |
| | 103 | 341 | 7 | 0,936 |
| | 153 | 290 | 6,8 | 0,957 |
| | 146 | 296 | 7,3 | 0,956 |
| | 245 | 197 | 7,4 | 0,97 |
| | 245 | 197 | 7,3 | 0,97 |
| | 245 | 197 | 7,3 | 0,97 |

Продолжение таблицы 2

| Поднимаемая среда | Расходные параметры | | | | | |
|---|--------------------------------|---|---|--|--------------------------------|--------------|
| | $Q_{вз},$ м ³ /с | Объемная концентра- ция $C_T, \%$ | Подача по твердому $Q_T, \text{м}^3/\text{с}$ | Подача воды $Q_{ж},$ м ³ /с | $Q_{вп},$ м ³ /с | $\delta, \%$ |
| 1 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 |
| Гравий $\rho_T = 2575 \text{ кг/м}^3$ $d_k = 5 \text{ мм}$ | 0,187 | 1,13 | 0,002 | 0,177 | 0,168 | 10,2 |
| | 0,256 | 2,29 | 0,0045 | 0,191 | 0,214 | 16,4 |
| | 0,384 | 3,39 | 0,0057 | 0,162 | 0,313 | 18,6 |
| | 0,405 | 3,95 | 0,0095 | 0,232 | 0,335 | 17,3 |
| | 0,260 | 1,89 | 0,0038 | 0,195 | 0,230 | 11,5 |
| | 0,249 | 2,17 | 0,0039 | 0,175 | 0,205 | 17,6 |
| | 0,397 | 4,06 | 0,0083 | 0,197 | 0,332 | 16,4 |
| | 0,329 | 3,7 | 0,0077 | 0,201 | 0,288 | 12,6 |
| | 0,240 | 2,51 | 0,0041 | 0,160 | 0,194 | 19,3 |
| Песок $\rho_T = 2610 \text{ кг/м}^3$ $d_k = 0,6 \text{ мм}$ | 0,570 | 2,06 | 0,004 | 0,191 | 0,490 | 14,0 |
| | 0,374 | 4,13 | 0,0056 | 0,124 | 0,306 | 18,1 |
| | 0,262 | 1,49 | 0,0026 | 0,169 | 0,211 | 19,3 |
| | 0,544 | 3,22 | 0,0053 | 0,158 | 0,475 | 12,6 |
| | 0,510 | 4,46 | 0,00935 | 0,200 | 0,439 | 13,9 |
| | 0,367 | 2,58 | 0,0054 | 0,205 | 0,306 | 16,7 |
| | 0,575 | 4,74 | 0,0127 | 0,255 | 0,470 | 18,2 |
| | 0,390 | 2,67 | 0,0068 | 0,248 | 0,324 | 17,0 |
| | 0,233 | 2,69 | 0,00535 | 0,193 | 0,201 | 13,8 |
| | 0,484 | 3,86 | 0,0075 | 0,186 | 0,432 | 10,7 |
| | 0,252 | 2,64 | 0,0055 | 0,203 | 0,223 | 11,5 |
| | 0,390 | 7,1 | 0,127 | 0,166 | 0,354 | 9,3 |
| | 0,456 | 6,4 | 0,0121 | 0,178 | 0,401 | 12,1 |
| | 0,488 | 5,89 | 0,0107 | 0,172 | 0,455 | 6,7 |
| 0,220 | 3,25 | 0,0052 | 0,154 | 0,200 | 9,1 | |
| 0,355 | 6,01 | 0,0113 | 0,176 | 0,327 | 8,0 | |
| Бурий уголь $\rho_T = 1143 \text{ кг/м}^3$ $d_k = 50 \text{ м}$ | 0,584 | 6 | 0,0169 | 0,263 | 0,488 | 16,4 |
| | 0,713 | 7,5 | 0,0201 | 0,249 | 0,581 | 18,5 |
| | 0,412 | 4,8 | 0,0116 | 0,232 | 0,328 | 20,3 |
| | 0,691 | 8,6 | 0,0254 | 0,270 | 0,535 | 22,6 |
| | 0,527 | 7,8 | 0,0211 | 0,251 | 0,408 | 22,5 |
| | 0,505 | 5,4 | 0,0157 | 0,274 | 0,389 | 23,0 |
| | 0,497 | 4,7 | 0,0147 | 0,300 | 0,383 | 22,9 |
| 0,388 | 4,7 | 0,0127 | 0,259 | 0,296 | 23,8 | |

С использованием установленных зависимостей давлений и газосодержаний, а также формулы (7) были выполнены систематические исследования влияния различных параметров на величину скорости звука. Ниже выборочно приведены некоторые характерные результаты для подводящей и подъемной труб ГЭГ.

На рис. 3 и 4 приведены зависимости изменения скорости звука в пульпе для базового варианта ГЭГ, транспортирующего 100000 т/год сухих железомарганцевых конкреций (ЖМК) с глубины 6000 м.

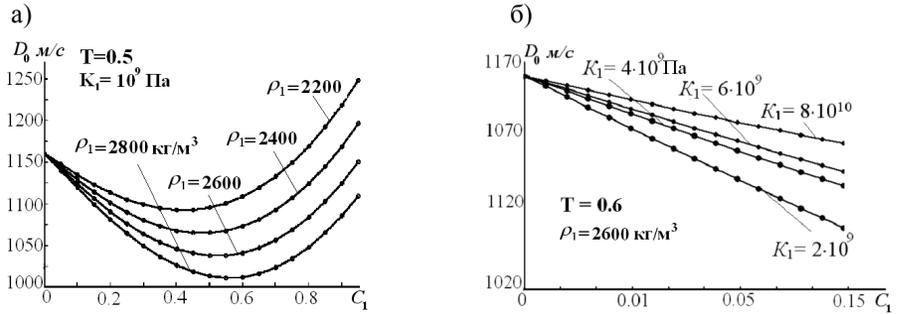


Рис. 4. Зависимости скорости звука в пульпе от концентрации твердого материала: а) при различных плотностях, б) при различных модулях упругости твердого материала

Из приведенных графиков следует, что в двухфазной величина скорости звука определяется как характеристиками пульпы, так и параметрами трубопровода, а в зависимости от концентрации твердого имеет экстремальный характер, при этом местоположение минимальных значений скорости звука для реального диапазона изменений характеристик железомарганцевых конкреций удовлетворительно описывается линейной зависимостью $D = -2124,7C_1 + 1630$ (рис. 3, линии 1).

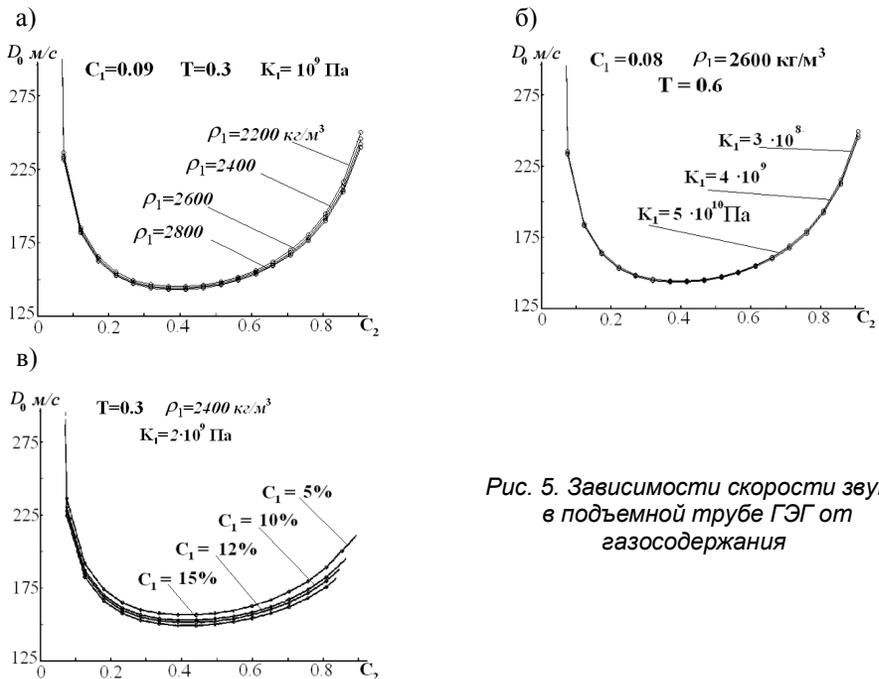
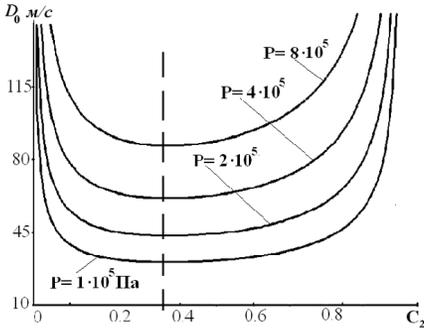


Рис. 5. Зависимости скорости звука в подъемной трубе ГЭГ от газосодержания

На рис. 5 приведенные графики скорости звука в подъемной трубе ГЭГ для различных характеристик твердого: а) при различных плотностях ЖМК; б) при различных модулях упругости ЖМК; в) при различных концентрациях ЖМК. Как видно из графиков (рис. 5) характеристики твердого материала и параметры трубопровода практически не оказывают влияния на скорость звука.

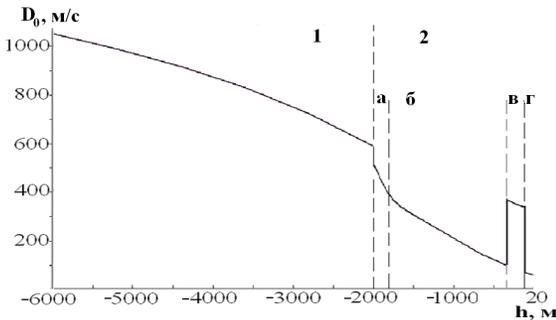
Определяющее влияние на скорость звука в подъемной трубе оказывают давление и концентрация воздуха (рис. 6), при этом минимумы кривых для любых давлений лежат на одной вертикальной прямой.



$C_1 = 0,08$
 $\rho_1 = 2600 \text{ кг/м}^3$
 $K_1 = 2 \cdot 10^9 \text{ Па}$
 $T = 0,5$

Рис. 6. Зависимости скорости звука в подъемной трубе ГЭГ от газосодержания при различных давлениях

Из приведенных на рисунке 6 результатов следует, что в подъемной трубе ГЭГ скорость звука в трехфазной смеси изменяется прямо пропорционально величине давления, а в зависимости от газосодержания имеет экстремальный характер с минимумом при $C_2 = 0,37$ независимо от давления; при этом снижение скорости звука по мере расширения воздуха обусловлено отрицательным градиентом давления и ростом газосодержания при $C_2 < 0,37$, а при $C_2 > 0,37$ – доминирующим влиянием падения давления, несмотря на рост газосодержания.



1 – подводящая труба
 2 – подъемная труба
структуры течения:
 а – пузырьковая
 б – снарядная
 в – кольцевая
 г – дисперсная

Рис. 7. Распространение малых возмущений по всей длине транспортного трубопровода

На рисунке 7 изображена зависимость скорости распространения возмущений по всей длине транспортного трубопровода, с учетом различных структур течения смеси в подъемной трубе.

С использованием полученной зависимости может быть установлено время отклика системы на управляющие воздействия, которое является ключевым параметром разрабатываемых АСУТП глубоководных добычных комплексов.

Численные расчеты показали, что скорость звука в трехфазной смеси в выходном сечении подъемной трубы ГЭГ может снижаться до нескольких десятков м/с и стать соизмеримой со скоростью потока. Данное обстоятельство создает объективные предпосылки для возникновения явления «запирания» подъемной трубы, связанного с наступлением критического расхода смеси, ограничивающего производительность установок. Поэтому для повышения эффективности ГЭГ необходимо предусмотреть реализацию мероприятий, направленных на предотвращения эффекта «запирания». Данные мероприятия являются предметом многочисленных авторских разработок на уровне изобретений.

Выводы

1. С использованием наиболее полного выражения для определения скорости звука в потоке несущей жидкости с твердой и газообразной дисперсными фазами, полученного на основе анализа характеристических свойств системы динамических уравнений, описывающих движение гетерогенной смеси, установлены закономерности изменения скорости распространения возмущений в восходящем трехфазном потоке с учетом смены структур течения смеси.

2. Установлено, что при дисперсной структуре течения скорость звука уменьшается в направлении движения потока из-за снижения давления, несмотря на рост газосодержания.

3. Разработаны мероприятия по предотвращению возможности возникновения эффекта «запирания» подъемной трубы, ограничивающего эффективность ГЭГ.

Список литературы

1. Кириченко, Е.А. Научное обоснование параметров трубных систем для гидроподъема полезных ископаемых [Текст]: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.05.06 / Е.А. Кириченко. – Днепропетровск, 2001. – 36 с.

2. Гоман О.Г. Разработка многофункциональной динамической модели многофазной среды применительно к эрлифтному гидроподъему [Текст] / О.Г. Гоман, Е.А. Кириченко, В.Е. Кириченко, А.В. Романюков // Науковий вісник НГУ.– Дніпропетровськ, 2008. – № 8. – С. 89-93.

3. Гоман О.Г. Определение скорости распространения волн давления в элементах глубоководного эрлифтного гидроподъема гидроподъему [Текст] / О.Г. Гоман, Е.А. Кириченко, В.Е. Кириченко, А.В. Романюков // Науковий вісник НГУ. – Дніпропетровськ, 2008. – № 9. – С. 77-81.

4. Лурье А.М. Распространение волн давления во взвесенесущем потоке жидкости в трубопроводе [Текст] / А.М. Лурье // Сб. научных трудов «Вопросы технологических параметров линейной части гидротранспортных систем». – М.: НПО «Гидротрубопровод», 1989. – С. 122-128.

ПРИМЕНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ STACK SIZER™ КОМПАНИИ DERRICK CORPORATION ДЛЯ УМЕНЬШЕНИЯ ЗОЛЬНОСТИ УГЛЯ В ЦИКЛЕ ОБОГАЩЕНИЯ СО СПИРАЛЬНЫМИ КЛАССИФИКАТОРАМИ

У даній статті розглядається успішне впровадження компанією Derrick Corp. технології Stack Sizer у процес збагачення вугілля. Наведено дані випробувань, що дозволяють стверджувати, що п'ятидечний грохот Stack Sizer™ компанії Derrick Corp. здатний забезпечити ефективне розсіювання мокрого вугілля на тонкі фракції зі значним зниженням зольності.

В данной статье рассматривается успешное внедрение компанией Derrick Corp. технологии Stack Sizer в процесс обогащения угля. Приведены данные испытаний, позволяющие утверждать, что пятидечный грохот Stack Sizer™ компании Derrick Corp. способен обеспечить эффективное рассеивание мокрого угля на тонкие фракции со значительным снижением зольности.

This article describes the successful implementation of technology Stack Sizer by Derrick Corp in the process of coal. Conducted these tests allows to suggest that screen Stack Sizer™ by Derrick Corp company is able to provide an effective dispersion of wet coal into fine fractions with a significant reduction in ash content.

В данной статье рассматривается успешное внедрение компанией Derrick Corp. технологии Stack Sizer в процесс обогащения угля. Stack Sizer™ – это многодечный, высокочастотный виброгрохот, способный разделять частицы размером до 75 мкм и более, на полиуретановых панелях, запатентованных фирмой Derrick Corp. В прошлом году James River Coal Co. использовала Stack Sizer™ для отделения фракции минус 100 мкм высокозольных глинистых фракций от обогащенного угля, в цикле с винтовыми шлюзами, на фабриках McCoy-Elkhorn Bevins Branch Preparation Plant и Blue Diamond Leatherwood Preparation Plant.

До установки Stack Sizer™, компания использовала дуговые сита, которые отделяли фракции высокозольной глины от обогащенного угля при помощи шлюзов. Дуговые сита обычно давали на выходе обогащенный уголь с зольностью 15-17%, что превышало требуемую норму, равную 10% и менее.

Полномасштабные испытания, продолжавшиеся 10 месяцев, подтвердили, что грохот Stack Sizer™ с полиуретановыми панелями 100 мкм дает на выходе фракцию обогащенного угля с зольностью 8-10%. В настоящее время, каждый 5-дечный гро-

хот Stack Sizer™, работающий на фабриках Bevins Branch Plant и Leatherwood Preparation Plant, имеет производительность 30 т/ч по обогащенному углю, с зольностью примерно 9%. Таким образом, доля извлечения обогащенного угля достигает почти 75%, снижение зольности до 11% от питания.

Введение

На протяжении 30 лет высокочастотные грохоты Derrick® Corp., используются в угольной промышленности, как для сухого, так и для тонкого мокрого грохочения. Грохот MultiFeed™ (мультипитания), производил разделение частиц размером до 100 мкм, уменьшая высокозольную фракцию в обогащенном угле. Технология «мультипитания» была представлена в 70-х гг. как наиболее высокопроизводительный грохот для мокрого грохочения. Он состоит из трех независимых секций длиной 76 см, установленных на одной раме – фактически три небольших грохота в одной установке. Проволочные панели типа сэндвич, были устанавливаются на грохоте для различных областей применения при обогащении угля. На грохоте используется вибромотор Derrick® мощностью 1.5 л.с., 3600 об/мин.

С течением времени угольным заводам потребовалась большая производительность грохотов с еще более долговечными панелями. Derrick Corp. первым отреагировала на потребность угольной промышленности в долговечных ситах, и разработала полиуретановые панели с большими значениями «живого сечения». Производительность полиуретановых панелей сопоставима с металлическими проволочными панелями, однако по продолжительности срока службы они в 20-30 раз превышают металлическое проволочное сито. Помимо долговечности, ценность полиуретановых панелей состоит в том, что они не забиваются, т.к. ячейки панелей имеют форму расширяющихся книзу трапеций. После того, как на ряде грохотов проволочные сита были заменены полиуретановыми панелями, срок службы оборудования от нескольких недель увеличился до более чем 12 месяцев, при сохранении объемов производства.

В конце 90-х гг. компания Derrick Corp. начала разработку принципиально нового высокопроизводительного грохота для мокрого грохочения – грохота Stack Sizer™. Его конструкция основана на следующих принципах:

- для прохождения тонких частиц через ситовые панели необходимо достаточное количество воды и высокочастотная вибрация. При прохождении жидкого сквозь сито классификация заканчивается, и грохот превращается в виброподаватель;

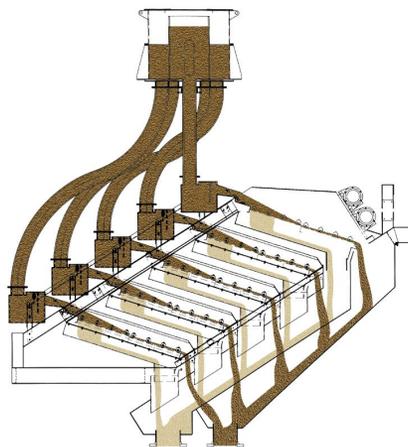


Рис. 1. Принцип действия грохота Stack Sizer™ (пятидечная модель 2SG48-60R-5STK)

- пульпа должна подаваться на грохот равномерно, тонким слоем;
- надрешетный продукт должен быстро удаляться с ситовых панелей, чтобы эффективная область грохочения оставалась свободной;
- ширина ситовой панели – наиболее важный фактор, определяющий производительность и эффективность мокрого грохочения.

На рисунке 1 показан принцип действия 5-дечного грохота Stack Sizer™, спроектированного для применения в угольной промышленности.

Чтобы обеспечить единую вибрацию по всей длине каждой деки, а также каждой из пяти связанных дек, инженеры использовали принцип линейной вибрации. Вибрация создается двумя вибромоторами, мощностью 2,5 л.с., вращающимися в противоположных направлениях. Высокочастотная линейная вибрация создает достаточную мощность для распределения поступающей пульпы тонким слоем по всей длине ситовой панели. Это увеличивает эффективную зону псевдооживления, где и происходит эффективная классификация. Линейная вибрация, также, способствует перемещению крупных надрешетных частиц по ситовой панели и увеличивает эффективную область грохочения. Высокая производительность достигается применением пяти дек длиной 122 см работающих параллельно и установленных на общей ситовой раме. Грохот Stack Sizer™ – это фактически пять параллельных грохотов в одном. Грохот Stack Sizer™ имеет эффективную суммарную ширину грохочения 6,1 м при установочной ширине всего в 122 см – как обычный грохот.

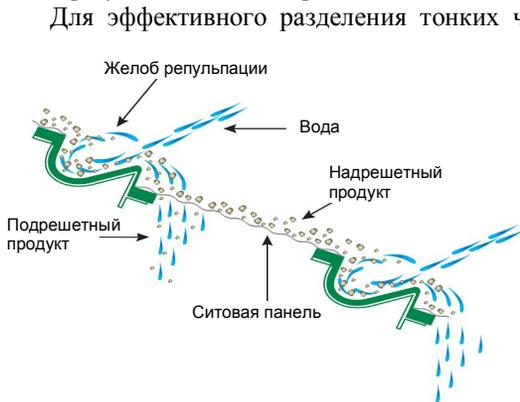


Рис. 2. Принцип действия желоба репульсации Derrick®

Для эффективного разделения тонких частиц по технологии одновременной подачи распульповывающей воды и высокочастотной вибрации, на каждой деке грохота были установлены брызгалка и желоба репульсации – между верхней и нижней секциями сит. Каждая дека грохота Stack Sizer™ состоит из двух секций 122 см и 76 см длиной, разделенных желобом репульсации. Подача чистой воды на грохочение подрешетного продукта препятствует блокированию ячеек сит тонкими частицами. Вода на грохочение подается на желоба репульсации. Чистая вода подается противотоком питанию грохота, что создает завихрения потока в желобах репульсации и способствует разделению тонких и грубых частиц, позволяя, тем самым, тонким частицам покидать грохот на второй секции ситовой панели. На рисунке 2 изображен принцип действия желобов репульсации.

После успешного внедрения грохота Stack Sizer™ в железорудной промышленности, в производстве фосфатов и классификации песка, компания Derrick Corp. сосредоточилась на угольной промышленности и существующей модели грохота «мультипитания». В 2002 году начались полномасштабные испытания на угольной

пульпе, на существующем грохоте «мультипитания». Как показали результаты, один грохот Stack Sizer™, с ситовыми панелями 180 мкм, обладает производительностью около 75 т/ч по пульпе с 23% содержанием частиц минус 150 мкм; производительность по обогащенному углю составляет около 57 т/ч с 7% содержанием частиц минус 150 мкм. В тех же условиях производительность грохота «мультипитания» была равна всего 18 т/ч по пульпе, а по обогащенному углю 15,5 т/ч с 11% содержанием частиц минус 150 мкм.

Дополнительные испытания подтвердили увеличение производительности грохота Stack Sizer™ и уменьшение частиц фракции минус 150 мкм, при установленных ситовых панелях 180, 150 и 100 мкм. В таблице 1 приведены результаты мокрого грохочения угольной пульпы на грохоте Stack Sizer™.

Таблица 1

**МОКРОЕ ГРОХОЧЕНИЕ УГЛЯ НА ГРОХОТЕ STACK SIZER™
(ДАННЫЕ ДЛЯ ОДНОЙ ДЕКИ 122×152 CM)**

| Ситовая панель | Питание | | | Надрешетное | | Подрешетное | |
|----------------|--------------|--------------|------------------------|--------------|-----------------------|--------------|------------------------|
| | Расход (т/ч) | Вода (л/мин) | Кум. вес, % (+150 мкм) | Расход (т/ч) | Кум. вес % (+150 мкм) | Расход (т/ч) | Кум. вес, % (+150 мкм) |
| ТН×0,18MT | 10,8 | 190 | 61,43 | 6,0 | 95,51 | 4,8 | 21,03 |
| ТН×0,15MT | 10,0 | 190 | 61,43 | 6,3 | 93,87 | 3,7 | 6,23 |

В 2005 году James River Coal Co. отправила Derrick Corp. образцы угольной пульпы для тестирования грохота Stack Sizer™, на предмет уменьшения зольности обогащенного угля после винтового шлюза. Результаты испытания оказались схожи с результатами предыдущих тестов на других угольных пульпах. Для дополнительного анализа угля на зольность была произведена повторная выборка надрешетного и подрешетного продуктов. Как показал анализ, зольность обогащенного угля снизилась с 20% до 7%, при установленных полиуретановых панелях с размером ячейки 180 мкм. Анализ также определил, что зольность уменьшилась до 9% при установленных панелях с размером ячейки 150 мкм. Таким образом, тестирование показало, что обогащенный уголь после грохота Stack Sizer™ аналогичен углю в цикле обогащения с тяжелосредними гидроциклонами. Полученные результаты убедили James River Coal Company в эффективности грохота Stack Sizer™. Впоследствии грохота Derrick Corp. были установлены на фабриках по обогащению углей Bevins Branch Plant и Leatherwood Preparation Plant.

Фабрика по обогащению углей McKoy-Elkhorn Bevins Branch Preparation Plant, практический анализ

В июле 2005 года в лаборатории Derrick Corp. в Буффало, Нью-Йорк, были проведены полномасштабные испытания мокрого грохочения на примере обогащения угля. Как показали результаты, один пятидечный грохот Stack Sizer™ с полиуретановыми панелями с ячейкой 150 мкм способен обработать до 50 т/ч пульпы с 39% содержанием частиц минус 150 мкм и плотностью пульпы 25-30% твердого по массе. Расход воды на каждую деку составляет приблизительно 190 л/ч. Обогащенный уголь на разгрузке грохота Stack Sizer™ был получен с производительностью 35 т/ч и только 7% фракции минус 150 мкм. Основываясь на этих дан-



Рис. 3. Грохот Stack Sizer™ на Bevins Branch

ных, можно сделать вывод, что на данном предприятии в цикле обогащения угля с винтовыми шлюзами требуется только один пятидечный грохот Stack Sizer™.

Один пятидечный грохот Stack Sizer™ модель 2SG48-60R-5STK с системой репульсации был установлен в период с декабря 2005 по январь 2006 года. Рисунок 3 показывает грохот Stack Sizer™ на фабрике Bevins Branch Plant.

Запуск в эксплуатацию состоялся в феврале 2006 года. Как показали эксплуатационные данные по простоям нескольких недель, качество работы оборудования соответствовало результатам лабораторных тестов. Это позволило предположить, что при более тонкой очистке на выходе можно получить уголь более высокого качества. Для проведения эксплуатационных испытаний полиуретановые панели в 150 мкм заменили такими же панелями, только с размером ячейки 100 мкм. Результаты показали, что выход обогащенного угля отличался лишь незначительным увеличением зольности. В таблице 2 приведены данные эксплуатационных испытаний.

Таблица 2

ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЯ НА ГРОХОТЕ STACK SIZER™, С ПОЛИУРЕТАНОВЫМИ ПАНЕЛЯМИ 100 МКМ, НА BEVINS BRANCH PREPARATION PLANT

| Питание | | Надрешетное | | Подрешетное | |
|------------|--------------|-------------|--------------|-------------|--------------|
| % твердого | Зольность, % | % твердого | Зольность, % | % твердого | Зольность, % |
| 37,05 | 12,82 | 49,30 | 9,86 | 2,96 | 40,11 |

Основываясь, на приведенных выше данных, на грохотах продолжили использование полиуретановых панелей с размером ячейки 100 мкм. Панели этого типа могут находиться в эксплуатации на протяжении до 20 месяцев без какого-либо ощутимого снижения производительности.

Грохот Stack Sizer™, установленный на Bevins Branch, в настоящее время обрабатывает около 40 т/ч угля после винтового шлюза, с зольностью 20%. Выход обогащенного угля составляет около 30 т/ч с зольностью менее 10%. Далее материал подается на обезвоживающую центрифугу для дальнейшей подготовки.

Фабрика по обогащению углей Blue Diamond Coal Leatherwood Preparation Plant, практический анализ

Результаты испытаний показали, что для грохочения 73 тонн пульпы в час требуется два 5-ти дечных грохота Stack Sizer™, а максимальная эффективность грохочения достигается, когда содержание твердого в питании составляет 25-30% по массе.

Два грохота Stack Sizer™, модель 2SG48-60R-5STK, были установлены в период с января по март 2006 года. На рисунке 4 показаны грохоты Stack Sizer на фабрике Leatherwood.

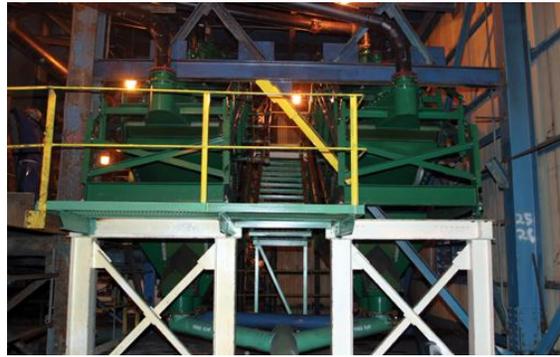


Рис. 4. Грохоты Stack Sizer™ на Leatherwood

Опираясь на положительный опыт Bevins Branch, на оба грохота были установлены 100 мкм полиуретановые панели. Для разбавления питания грохота Stack Sizer™ до необходимой плотности в 30% твердого по массе, требуется небольшое количество воды. Вода подавалась непосредственно в пульподелитель грохота.

Через несколько недель после ввода грохота в эксплуатацию, был проведен анализ подрешетного и надрешетного продуктов, с целью подтвердить эффективность функционирования грохотов. В таблице 3 приведены результаты одного из испытаний.

Таблица 3

ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЯ НА ГРОХОТЕ STACK SIZER™, С ПОЛИУРЕТАНОВЫМИ ПАНЕЛЯМИ 100 МКМ НА ФАБРИКЕ LEATHERWOOD PREPARATION PLANT

| Питание | | Надрешетное | | Подрешетное | |
|------------|--------------|-------------|--------------|-------------|--------------|
| % твердого | Зольность, % | % твердого | Зольность, % | % твердого | Зольность, % |
| 22,31 | 21,23 | 34,65 | 9,67 | 7,71 | 61,75 |

Каждый грохот Stack Sizer™ на Leatherwood, в настоящее время обрабатывает около 40 т/ч угля, с зольностью, примерно, 20%. Выход обогащенного угля после грохотов составляет около 30 т/ч, с зольностью менее 10%. Далее материал подается на обезвоживающую центрифугу. Оригинальные полиуретановые панели, с размером ячейки 100 мкм, установленные на грохоты, используются и не показывают снижения производительности до настоящего времени.

Другое применение в обогащении углей

После успешного внедрения грохота Stack Sizer™ в цикл обогащения угля с винтовыми шлюзами, специалисты Derrick® Corp. начали испытания других вариантов применения своего оборудования в угольной промышленности. На данный момент, Stack Sizer™ проходит полномасштабное тестирование на предмет определения его эффективности при снижении зольности песков 150 мм гидроциклонов, а также извлечения товарного угля из осадка хвостохранилищ.

Как показали последние испытания, проведенные на образцах, предоставленных угольно-промышленной компанией из западной Вирджинии, Stack Sizer™ с полиуретановыми панелями с размером ячейки 75 мкм, эффективно снижает зольность песков 150 мм гидроциклона. Один пятидечный Stack Sizer™ способен обрабатывать в час около 20-ти тонн питания с плотностью около 20% твердого по массе. Stack Sizer™ снижает уровень зольности обогащенного угля от 37% в питании до 8% в надрешетном продукте.

Другие тесты, проведенные на образцах угольной компании из Кентукки, определили, что Stack Sizer™ с полиуретановыми панелями с размером ячейки 75 мкм способен эффективно перерабатывать в час около 20 тонн пульпы (с содержанием твердого по массе 25-30%), отобранной из осадков хвостохранилищ. Результаты показали снижение зольности с фракцией минус 75 микрон от 58% в питании и до 7% в надрешетном продукте.

Заключение

Таким образом, основываясь на данных испытаний, можно утверждать, что пятидечный грохот Stack Sizer™ компании Derrick Corp. способен обеспечить эффективное рассеивание мокрого угля на тонкие фракции со значительным снижением зольности. Запатентованные полиуретановые панели, разработанные по собственной технологии Derrick Corp., также продемонстрировали высокий запас прочности, как в лабораторных условиях, так и при непосредственной эксплуатации: грохота с панелями с размером ячейки в 100 мкм способны обеспечить более 10-ти месяцев беспрерывной работы.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИНФОРМАЦИИ О ДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРАХ ВОЗДУШНОГО ПОТОКА В СИСТЕМАХ ВЗРЫВОЗАЩИТЫ

Наведено результати досліджень, спрямованих на підвищення ефективності систем вибухозахисту шляхом використання в них малоінерційних датчиків швидкості. Обґрунтовано параметри датчиків, що дозволяють на ранній стадії виявити розвиток аварійних ситуацій, обумовлених раптовими викидами вугілля, породи і газу.

Приведены результаты исследований, направленных на повышение эффективности систем взрывозащиты путем использования в них малоинерционных датчиков скорости. Обоснованы параметры датчиков, позволяющие на ранней стадии обнаружить развитие аварийных ситуаций, вызванных внезапными выбросами угля, породы и газа.

The results of researches, directed on the increase efficiency the systems protecting from explosions at the use little inertia sensors speed are resulted. The parameters of sensors which allow on the early stage to find out development of emergency situations are grounded, caused the sudden troop landings of coal, breed and gas.

Одной из наиболее актуальных проблем для угольной промышленности является борьба со взрывами метана и угольной пыли. Среди мероприятий, направленных на профилактику взрывов, важная роль отводится контролю взрывоопасности горных выработок угольных шахт. Особенно важно своевременно обнаружить и принять меры по предупреждению взрывов на шахтах, опасных по газодинамическим явлениям, в том числе таким, как внезапные выбросы. При внезапных выбросах содержание метана в месте выброса за короткий промежуток времени может достигать 100%. Скорость нарастания содержания метана в выработке при этом достигает 5%/с [1].

В существующих системах взрывозащиты в основном используются стационарные анализаторы метана, основанные на термокаталитическом методе измерения [2, 3]. В условиях шахт, разрабатывающих пласты опасные по внезапным газодинамическим явлениям, анализаторы метана, предназначенные для использования в качестве средств газового контроля и отключения электроэнергии согласно [4] должны обеспечивать время срабатывания защиты по объемной доле метана не более 0,8 секунд. Кроме того, для таких анализаторов дополнительно вводится требование ко времени срабатывания по скорости нарастания объемной доли метана, которое при

скорості 0,5 %/с не должно превышать 2 с [4].

С учетом требований [4] на основе термokatалитического метода была разработана аппаратура для быстродействующей защиты АТБ [5]. Однако, из-за низкой помехоустойчивости и частых ложных срабатываний при отсутствии газодинамических явлений, применение такой аппаратуры приводило к необоснованным простоям и существенным экономическим потерям, что ограничило возможность ее применения. В настоящее время вопрос обеспечения требуемого быстродействия средств защиты в полной мере не решен.

Целью настоящей публикации является поиск решений, направленных на повышение эффективности систем взрывозащиты, путем использования в них малоинерционных датчиков скорости. Для достижения поставленной цели необходимо обосновать признаки, которые можно получить с помощью малоинерционных датчиков скорости и использовать в системах взрывозащиты для повышения их быстродействия при выбросах.

Существует ряд информационных признаков, которые позволяют выявить опасность загазирования горных выработок вследствие газодинамических явлений и нарушений проветривания горных выработок. К таким признакам можно отнести изменения скорости и направления воздушных потоков, изменения давления, изменения уровня звукового давления, спектральных характеристик шума и др.

Из указанных признаков в первую очередь рассмотрим возможность использования группы признаков, характеризующих изменения параметров воздушных потоков. В настоящее время для контроля скорости и направления движения воздуха на угольных шахтах применяются стационарные измерители ИСНВ.1, а кроме того, для контроля и управления проветриванием в тупиковых выработках применяется аппаратура контроля работы вентиляторов местного проветривания АПТВ. В указанной аппаратуре контроль скорости движения воздуха осуществляется тахометрическими датчиками, которые являются относительно инерционными, а при значительной скорости воздуха способны разрушаться. Учитывая то, что при газодинамических явлениях процесс загазирования может протекать весьма быстро, при использовании группы признаков, характеризующих изменения параметров воздушных потоков, следует ориентироваться на применение малоинерционных датчиков скорости, основанных на ультразвуковом методе измерения [6, 7].

Как правило, внезапные выбросы сопровождаются выносом значительного количества угля и газа в выработку. Скорость газа и летящего угля при выбросах может превышать 20 м/с, что может привести к повреждению электрооборудования, кабельной сети и датчика установленного вблизи забоя. Высокая скорость нарастания концентрации метана в месте установки этого датчика, а также указанные повреждения могут привести к отказу или несвоевременному срабатыванию средств взрывозащиты.

Распределение концентрации метана в тупиковой выработке после выброса газа в различные промежутки времени зависит от параметров выработки и режима проветривания выработки. Выполненное в работе [1] моделирование загазирования проветриваемой тупиковой выработки показывает, что при своевременном срабатывании защиты и отключении вентилятора местного проветривания (ВМП) взрыво-

опасная концентрация метана на исходящей из тупиковой выработки вентиляционной струи наблюдается по истечении длительного промежутка времени. Кривая, характеризующая изменение концентрации метана по длине выработки в этом случае имеет малую крутизну, что создает условия для безопасного проведения работ по разгазированию тупиковой выработки.

При несрабатывании защиты и работающем ВМП взрывоопасная концентрация метана на исходящей появляется значительно раньше, а кривая характеризующая изменение концентрации метана по длине выработки в этом случае имеет на порядок большую крутизну, что усложняет процесс разгазирования, и создает опасную ситуацию в месте сопряжения выработок.

Характер протекания процесса загазирования в очистных выработках зависит от параметров выработок, места выброса и метановыделения при выбросе. Известны случаи, когда метановыделение при выбросах было настолько интенсивным, что приводило к опрокидыванию вентиляционной струи [8]. Моделирование процесса загазирования, выполненное авторами работы [9], показывает, что при опрокидывании вентиляционной струи до стопроцентной концентрации метана может быть загазирована лава, часть вентиляционной и конвейерной выработок и даже квершлаг, ходок и ствол вплоть до поверхности. В течение короткого промежутка времени взрывоопасная концентрация метана наблюдается в значительной части вентиляционной выработки, кривые характеризующие изменение концентрации метана по длине выработки имеет большую крутизну, что повышает опасность взрыва. Эта опасность существенно возрастает при отказе датчика метана, установленного на исходящей из очистной выработки, вследствие высокой скорости нарастания концентрации метана в месте установки, а также повреждение датчика и кабельной сети продуктами выброса.

При исследованиях газодинамических явлений, связанных с внезапным выделением метана [1], принято выделять следующие их типы:

- внезапные выбросы угля, породы и газа;
- выбросы угля, породы и газа при дистанционном управлении горными машинами;
- выбросы, вызванные взрывными работами в режиме сотрясательного взрывания.

Внезапные выбросы возникают относительно редко, однако объемы выброшенного газа в этом случае существенно больше и находятся в пределах от 2 тыс. м³ до 1,5 млн. м³. Выбросы при дистанционном управлении горными машинами и при сотрясательном взрывании составляют более 90% от всех выбросов и, как правило, являются прогнозируемыми явлениями. Объемы выброшенного газа в этом случае составляют от нескольких десятков до нескольких тысяч кубических метров. При газовыделении, составляющем десятки и сотни кубических метров, выбросы обычно не приводят к взрывам и травмированию рабочих. Однако, при значительном непрогнозируемом газовыделении они часто приводят к катастрофическим последствиям, о чем свидетельствует статистика смертельного травматизма, вызванного этими выбросами [1]. С другой стороны, именно при значительных объемах газовыделения наблюдаются случаи несрабатывания средств защиты и взрывы метана [1].

Матеріали розслідування аварій, пов'язаних з раптовими вибухами [10], показують, що одним із уражаючих факторів, який призводить до травмування робітників на значительній відстані від місця вибуху, є повітряна хвиля. Крім того, при великих вибухах динамічний вплив повітряної хвилі настільки значительний, що здатний руйнувати виробки і знаходящеся в них обладнання, а повітряна хвиля, проявляючись у вигляді раптового тимчасового змінювання швидкості повітряного потоку, спостерігається не тільки в виробках, розташованих поблизу місця вибуху, але і в магістральних виробках, стволі аж до поверхні. При всмоктуєму способі провітрювання в даному випадку в виробках з вихідною струєю вибуху призводить до раптового тимчасового збільшення швидкості. В виробках з свіжою струєю швидкість повітряного потоку тимчасово зменшується, а часто виділений метан призводить до опорокідання свіжих струй аж до поверхні.

Ураховуючи вищеизложенное, інформаційними ознаками вибуху може служити різке збільшення швидкості повітряних потоків в виробку з вихідною вентиляційною струєю, а також різке зменшення швидкості або реверсування потоку повітря в виробках з свіжою струєю. Для ефективного використання цих ознак в системах захисту від вибуху необхідно обґрунтувати найбільш раціональне місце установки малоінерційного датчика швидкості і поріг спрацювання захисту за величиною змінювання швидкості вентиляційних потоків.

Місце установки датчика швидкості в тупикових виробках слід вибирати так, щоб з однієї сторони виключити його пошкодження продуктами вибуху, а з іншої – забезпечувати як можна раніше спрацювання захисту при виникненні вибуху. Слід ураховувати також те, що крім використання в системі захисту даний датчик повинен забезпечити виконання основної своєї функції – контроль швидкості вентиляційного потоку в підготовчій виробку. З позиції забезпечення швидкого реагування захисту датчик швидкості необхідно максимально наближати до груді забою. Однак в даному випадку можливо його пошкодження продуктами вибуху, а крім того при такому розташуванні датчика, з огляду наявності обладнання, загромождаючого сечення виробки, несформованості і нестаціонарності потоку, неможливо отримати достовірної інформації про параметри провітрювання підготовчої виробки. Згідно з [11] датчик витрати повітря повинен встановлюватися на прямолінійних незагроможджених ділянках з кріпленням, щільно прилягаючим до стінок виробки. Крім того, для отримання достовірних даних при вимірюванні швидкості датчик слід встановлювати на відстані від місцевих опорувань, в 12-15 разів перевищуєм діаметр виробки, а прямолінійний незагроможджений ділянку виробки за датчиком повинен в 3 рази перевищувати вказаний параметр.

З урахуванням викладеного, відстань від груді забою до місця установки датчика в тупикових виробках слід вибирати не менше 40-50 м. При такому відстані виключається його пошкодження на початковій стадії вибуху шматками вугілля і породи, а час спрацювання захисту при швидкості повітряної хвилі в призабойному просторі, досягає 300 м/с, з урахуванням можливої інерційності вимірювача швидкості, не перевищить 0,5 с.

На выемочном участке место установки следует выбирать так, чтобы исключить его повреждение продуктами выброса, обеспечить высокое быстродействие защиты и получение достоверной информации о скорости вентиляционных потоков. Учитывая относительно большую протяженность очистных выработок для обеспечения высокого быстродействия, целесообразно устанавливать два датчика скорости: первый – в вентиляционном штреке на расстоянии до 30-40 м от места сопряжения с лавой, а второй – в конвейерном штреке на расстоянии до 10 м от места сопряжения штрека с лавой. Необходимость установки датчика в конвейерном штреке обусловлена тем, что при выбросе породы и угля в больших объемах резко уменьшается сечение лавы и увеличивается ее аэродинамическое сопротивление. Мгновенно выделившийся метан может в этом случае привести не к появлению воздушной волны в вентиляционной выработке, а к опрокидыванию свежих струй и загазированию конвейерной выработки.

При выборе порога срабатывания защиты по величине изменения скорости вентиляционных потоков необходимо исходить из того, что для повышения чувствительности защиты и уменьшения выдержки времени порог срабатывания защиты по величине ускорения потока необходимо выбирать по возможности меньшим. С другой стороны, этот порог должен быть таким, чтобы не происходило ложное срабатывание защиты вследствие возмущения воздушных потоков работающими машинами и оборудованием, возмущений, вызванных изменением положения вентиляционных сооружений и вследствие турбулентных пульсаций в потоке.

При описании развитого турбулентного движения воздуха, которое является характерным для горных выработок, скорости потока в данной точке представляют как [12]

$$u = \bar{u} + u', \quad v = \bar{v} + v', \quad \omega = \bar{\omega} + \omega',$$

где u, v, ω – мгновенные скорости, м/с;

$\bar{u}, \bar{v}, \bar{\omega}$ – осредненные во времени скорости, м/с;

u', v', ω' – отклонение действительных скоростей от осредненных (пульсационная скорость), м/с.

Обобщающей величиной, характеризующей такие потоки, является степень турбулентности, которая определяется как

$$\varepsilon = \sqrt{(\varepsilon_x^2 + \varepsilon_y^2 + \varepsilon_z^2)} / 3,$$

где $\varepsilon_x = \sqrt{u'^2} / \bar{u}$, $\varepsilon_y = \sqrt{v'^2} / \bar{v}$, $\varepsilon_z = \sqrt{\omega'^2} / \bar{\omega}$ – интенсивности турбулентности по направлениях.

Степень турбулентности в атмосфере и гладких трубах обычно составляет $\varepsilon = 0,01-0,02$ [13], а в сильно шероховатых трубах может достигать до 0,1.

Величина ускорения потоков при турбулентном движении воздуха в свою очередь зависит от величины пульсационной скорости и частотных характеристик пульсаций. Упрощенно, при исследованиях турбулентных потоков [13] считают, что

пульсационная скорость изменяется по гармоническому закону и определяется в этом случае как

$$u' = u'_a \cos 2\pi ft, \quad (1)$$

где u'_a – амплитуда пульсационной скорости, м/с;

f – частота колебаний, с⁻¹.

При обтекании воздушным потоком различных тел частота колебаний зависит от скорости потока, его вязкости и геометрических размеров тел [12], например, затяжек, корпусов измерительных приборов и др. При обтекании тела цилиндрической формы с диаметром d эта связь выражается через число Струхала

$$Sh = fd / u.$$

Учитывая то, что при больших числах Рейнольдса число Струхала стремится к $Sh = 0,2$ [12], частота колебаний при обтекании такого тела составит

$$f = 0,2u / d. \quad (2)$$

При величине пульсационной скорости равной $0,1u$ ее амплитуда составит $0,144u$. В таком случае, исходя из (1) и (2), ускорение потока будет равно

$$a = \frac{du'}{dt} = 0,0576 \frac{\pi u^2}{d} \sin \frac{0,4\pi ut}{d}. \quad (3)$$

С использованием (3) можно рассчитать амплитудное значение величины ускорения потока, вызванного турбулентными пульсациями при $d = 0,2$ м в случае установки датчика скорости в выработках.

Так, при скоростях потока $u = 0,25$ м/с и $u = 4$ м/с, которые характерны для тупиковых и подготовительных выработок, ускорения соответственно составят $0,06$ и $14,5$ м/с² при частоте колебаний $0,25$ с⁻¹ и 4 с⁻¹.

Из изложенного видно, что при большой скорости потоков амплитудное значение ускорения, вызванного турбулентными пульсациями, достигает десятков м/с², что сопоставимо с ускорением потока при внезапном выбросе. В то же время направление и величина ускорения, вызванного турбулентными пульсациями, непостоянные во времени. Поэтому при осреднении этого ускорения за промежуток времени, сопоставимый с периодом колебаний, его среднее значение стремится к нулю. Поэтому для исключения ложных срабатываний в качестве диагностического признака газодинамических явлений следует выбрать изменение скорости потока за заданный промежуток времени Δt (среднее значение величины ускорения за время Δt).

Учитывая требования к быстрдействию средств защитного отключения, среднее значение величины ускорения и время усреднения целесообразно выбрать равными: $\Delta t = 0,5$ с, $\bar{a} = 10$ м/с², при этом приращение скорости за $0,5$ с составит $\Delta u = 5$ м/с.

В таком случае, исходя из выражения (3), среднее значение величины ускоре-

ния вызванного турбулентными пульсациями составит

$$\bar{a} = 0,0576 \frac{\pi u^2}{d} \int_0^{0,5} \sin \frac{0,4\pi u t}{d} dt,$$

а изменение скорости в результате турбулентных пульсаций за выбранный промежуток времени по величине не превышает амплитудного значения пульсационной скорости и составляет $\Delta u \leq 0,144u$. При регламентированной [11] максимальной скорости движения воздуха в подготовительных выработках $u = 6$ м/с, изменение скорости потока, вызванное турбулентными пульсациями, не превысит $\Delta u = 0,9$ м/с, что существенно ниже выбранного порога срабатывания защиты по изменению скорости потока за выбранный промежуток времени. Учитывая то, что в зависимости от места установки малоинерционного датчика изменение скорости потока, вызванное турбулентными пульсациями, может значительно отличаться, для повышения надежности защиты целесообразно корректировать порог срабатывания в зависимости от условий эксплуатации. Наиболее целесообразным при этом является выбор порога срабатывания защиты в зависимости от величины пульсационной скорости в месте установки датчика. С этой целью кроме традиционных для измерителей скорости измеряемых параметров (скорости и направления потока) целесообразно осуществлять контроль такого параметра как величина пульсационной скорости или степень турбулентности потока. В таком случае уставку срабатывания защиты по приращению скорости потока за выбранный интервал времени $\Delta t = 0,5$ с, целесообразно выбирать исходя из результатов измерения пульсационной скорости с коэффициентом запаса не менее пяти.

Выводы

1. При значительных объемах выбросов использование в системах взрывозащиты только информации о содержании метана, поступающей от аппаратуры газового контроля, недостаточно. Для повышения надежности работы систем взрывозащиты в этих случаях целесообразно использовать признаки, которые можно получить с помощью малоинерционных датчиков скорости - изменение скорости за выбранный промежуток времени (ускорение потока) и изменение направления воздушных потоков.

2. Выбор порога срабатывания защиты по изменению скорости целесообразно осуществлять исходя из величины пульсационной скорости в месте установки датчика или степени турбулентности потока. Учитывая это с целью использования в системах взрывозащиты, малоинерционные измерители скорости кроме традиционного контроля скорости и направления потока должны осуществлять измерение изменения скорости за выбранный промежуток времени и степени турбулентности потока.

Список литературы

1. Брюханов, А.М. Закономерности формирования взрывоопасной среды при внезапных выбросах породы, угля и газа в тупиковых выработках шахт [Текст] / А.М. Брюханов // Пожежна безпека: зб. наук. пр. ЛДУБЖД. – Львів, 2007. – № 10. – С. 121-125.
2. Карпов, Е.Ф. Автоматическая газовая защита и контроль рудничной атмосферы [Текст] / Е.Ф. Карпов, И.Э. Биренберг, Б.И. Басовский. – М.: Недра, 1984. – 285 с.
3. Голинько, В.И. Контроль взрывоопасности горных выработок шахт [Текст] / В.И. Голинько, А.К. Котляров, В.В. Белоножко. – Днепропетровск: Наука и образование, 2004. – 207 с.
4. ГОСТ-24032-80. Приборы шахтные газоаналитические. Общие технические требования, методы испытания [Текст]. – М.: Госстандарт, 1980. – 34 с.
5. Айруни, А.Т. Аппаратура для регистрации быстропотекающих процессов изменения концентрации метана [Текст] / А.Т. Айруни, М.Г. Гусев, В.Н. Медведев // Безопасность труда в промышленности. – 1984. – № 7. – С. 35-37.
6. Романов, В.К. Акустическая анемометрия шахтных вентиляционных потоков [Текст] / В.К. Романов // Вопросы совершенствования разработки и обогащения твердых полезных ископаемых при комплексном освоении недр. – М.: ИПКОН, 1979. – С. 141-142.
7. Шкундин, С.З. К теории акустического анемометра для горных выработок [Текст] / С.З. Шкундин // Научные сообщения института горного дела им. А.А. Скочинского, 1980. – № 187. – С. 40-45.
8. Брюханов, А.М. Научно-технические основы расследования и предотвращения аварий на угольных шахтах [Текст] / А.М. Брюханов. – Донецк: Норд-пресс, 2004. – 347 с.
9. Брюханов, А.М. Математическое моделирование закономерностей формирования взрывоопасной среды при внезапных выбросах угля и газа в очистных выработках [Текст] / А.М. Брюханов // Геотехническая механика: межвед. сб. науч. тр. ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск, 2007. – Вып. 69. – С. 121-128.
10. Брюханов, А.М. Расследование и предотвращение аварий на угольных шахтах [Текст] / А.М. Брюханов, А.Г. Мнухин, В.П. Колосюк и др. – Донецк: Норд-пресс, 2004. – Ч. I. – 548 с.
11. НПАОП 10.0-1.01-10. Правила безпеки у вугільних шахтах [Текст]. – К.: Держгірпромнагляд, 2010. – 430 с.
12. Лойцянский, Л.Г. Механика жидкости и газа [Текст] / Л.Г. Лойцянский. – М.: Наука, 1970. – 904 с.
13. Краснов, Н.Ф. Аэродинамика [Текст] / Н.Ф. Краснов. – М.: Высшая школа, 1980. – 495 с.
14. Бобров, А.И. Борьба с местными скоплениями метана в угольных шахтах [Текст] / А.И. Бобров. – М.: Недра, 1988. – 148 с.

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК В ИНТЕНСИВНО ТРЕЩИНОВАТЫХ ПОРОДАХ ГЛУБОКИХ ШАХТ

Розроблено методику розрахунку параметрів підвищення стійкості горизонтальних пластових виробок, що дозволяє проектувати параметри їх перекріплення в умовах глибоких шахт Східного Донбасу з урахуванням напряму дії домінуючого навантаження на кріплення зі сторони інтенсивно тріщинуватих порід покрівлі. Наведено дані щодо практичного застосування методики в умовах шахти «Партизанська» ДП «Антрацит».

Разработана методика расчета параметров повышения устойчивости горизонтальных пластовых выработок, которая позволяет проектировать параметры их перекрепления в условиях глубоких шахт Восточного Донбасса с учетом направления преобладающей нагрузки на крепь со стороны интенсивно трещиноватых пород кровли. Приведены данные о практическом применении методики в условиях шахты «Партизанская» ГП «Антрацит».

Calculation methodology of stability parameters of horizontal seam workings, which lets design resupport parameters of their of Eastern Donbass deep mines in view of the prevailing stress on shoring of the intensely fractured rock roof. Provides information on the practical application of the methodology in the mine «Partizanskaya» SE «Antracite».

Введение

При ведении горных работ на глубоких горизонтах шахт Восточного Донбасса наблюдается значительный рост количества перекрепленных подготовительных выработок. Так, на шахте «Комсомольская» ГП «Антрацит» перекрепляется до 70% подготовительных выработок, на шахте «Партизанская» – до 65%, на шахте им. В.В. Вахрушева ГП «Ровенькиантрацит» – до 70%. Значительное количество выработок требует повторного перекрепления. При ведении горных работ на пластах h_8 и h_{10} , где кровли представлены алевролитами, песчаниками и аргиллитами, наблюдается интенсивное трещинообразование. К естественной трещиноватости добавляется и искусственная, которая образуется в приконтурной области породного массива вследствие протекания геомеханических процессов, что приводит к изменению эксплуатационных характеристик выработок и, зачастую, к аварийному состоянию последних. Смещения пород кровли на пологих пластах имеют асимметричное на-

правление, в связи с чем срок эксплуатации рамных крепей сокращается, что вызывает дополнительные материальные затраты на поддержание выработок.

1 Исследование трещинообразования

В качестве объекта исследований были выбраны горизонтальные подготовительные 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 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 $\alpha = 2 \div 19^\circ$ при диапазоне глубин $H = 694 \div 1115$ м.

В связи с тем, что длина выработок составляла 400-3000 м 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 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 – приращение количества трещин на 1 м длины выработки со временем на различных участках. При переходе участков выработок из зон одного в зоны другого типа рассчитывались интенсивности трещинообразования и изменения показателя устойчивости выработок ω_N .

При помощи регрессионного анализа было установлено, что зависимость изменения показателя устойчивости выработок ω_N от интенсивности трещинообразования I_λ с наибольшим значением показателя достоверности аппроксимации описывается логарифмическим уравнением вида:

$$I_{\omega_N} = -a \cdot \ln I_\lambda - b, \quad (1)$$

где I_{ω_N} – интенсивность изменения показателя устойчивости выработок ω_N , мес⁻¹;

I_{λ} – интенсивность трещинообразования, (тр./м)·мес⁻¹;

a и b – эмпирические коэффициенты, учитывающие литотип пород, которые составляют соответственно 0,051, 0,090 в условиях пласта h_{10} (сланцы глинистые, песчаные и песчано-глинистые) и 0,043, 0,110 – в условиях пласта h_8 (сланцы песчаные и песчаники).

Полученная закономерность позволяет обосновать необходимость повышения устойчивости соответствующего участка выработки и прогнозировать вероятность вывалообразования [1].

2 Разработка алгоритма определения направления превалирующей нагрузки на крепь

Шахтные исследования [1, 2] показывают, что направление максимальной компоненты смещений пород кровли находится в прямой зависимости от значения угла напластования пород вне зон влияния очистных работ и геологических нарушений. Однако, в условиях шахт Боково-Хрустальского и Должано-Ровенецкого геолого-промышленных районов, в зонах I-го и II-го типов направление превалирующей нагрузки на крепь на 60% участков горизонтальных пластовых выработок не является нормальным к плоскости напластования пород вследствие воздействия ряда факторов: различия деформационно-прочностных параметров, мощности слоев пород, наличия и направления водопритока и др.

Для определения направления максимальной компоненты смещений пород разработан алгоритм, учитывающий их характеристики в обоих направлениях от нормали к плоскости их напластования. При расчете угла отклонения от нормали к плоскости напластования пород максимальной компоненты их смещений необходимо соотнести расчетные размеры ЗНД в направлениях к линиям $A-A'$ и $B-B'$ (рис. 1), подставив наибольшее из величин ЗНД в знаменатель:

$$\varphi = \arccos\left(\frac{r_{L\min}}{r_{L\max}}\right), \quad (2)$$

где φ – угол отклонения превали-

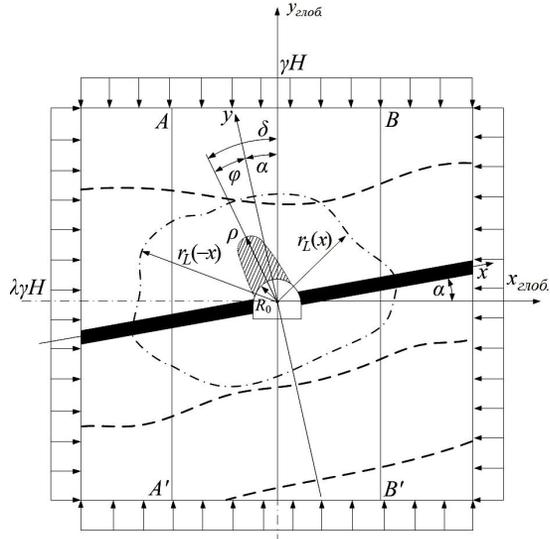


Рис. 1. Схема к определению прогнозного направления превалирующей нагрузки на крепь в результате интенсивного развития трещиноватости

рующей нагрузки на крепь от нормали к плоскости напластования пород, град.;

r_{Lmin} и r_{Lmax} – соответственно наименьшая и наибольшая величина ЗНД.

Радиус зоны неупругих деформаций рассчитывается по общей формуле проф. Шашенко А.Н. [3]

$$r_L = \left(\exp \left[\sqrt{\frac{\gamma H}{2 \cdot R_c}} - 0,5 \right] \right) \cdot a + b, \quad (3)$$

где γ – средневзвешенный удельный вес пород над выработкой, МН/м³;

H – глубина заложения выработки, м;

R_c – средневзвешенная прочность на сжатие пород кровли, МПа;

a и b – эмпирические коэффициенты, учитывающие литотип пород, которые составляют соответственно 0,79, 1,55 в условиях пласта h_{10} и 0,36, 0,70 – в условиях пласта h_8 .

Угол отклонения от вертикали превалирующей нагрузки на крепь со стороны пород кровли вследствие интенсивного трещинообразования, при расположении координатных осей как показано на рис. 1, может принимать следующие значения:

$$\delta = \begin{cases} \varphi + \alpha, & \text{если } |r_L(-x)| > r_L(x), \quad \varphi > \alpha, \\ \alpha - \varphi, & \text{если } |r_L(-x)| < r_L(x), \quad \varphi < \alpha, \\ \varphi - \alpha, & \text{если } |r_L(-x)| < r_L(x), \quad \varphi > \alpha, \end{cases} \quad (4)$$

где α – угол напластования пород, град.

Градиент интенсивного трещинообразования определится следующим образом:

$$grad\rho = \frac{\partial\rho}{\partial x} \vec{i} + \frac{\partial\rho}{\partial y} \vec{j} \approx [(|r_{Lmax}| \cdot R_0) \cdot \sin \delta] \vec{i} + [(|r_{Lmax}| \cdot R_0) \cdot \cos \delta] \vec{j}, \quad (5)$$

где ρ – расстояние от центра выработки до наиболее удаленной точки развития интенсивной технологической трещиноватости, м;

R_0 – радиус выработки, м.

Для проверки точности разработанного алгоритма в условиях шахты «Партизанская» ГП «Антрацит» были выполнены натурные измерения величин δ и ρ , которые показали, что отклонение расчетных значений данных параметров от фактических составляет 7-15%.

3 Проведение численного эксперимента

Проверка адекватности вышеприведенного алгоритма и обоснование параметров поперечного сечения выработки в условиях асимметричной превалирующей нагрузки на крепь выполнялась при помощи метода конечных элементов. При форми-

ровани КЭ-сетки учитывались колебания мощности боковых пород в пределах исследуемой области. С этой целью на схеме расчетной области выбрано пять точек, в которых с точностью до $\pm 0,02$ м известно значение мощности (рис. 3). Размеры расчетной области составляют: длина (по горизонтальной оси) – 50 м; высота (по вертикальной оси) – 35 м. Количество конечных элементов модели – 7 250, количество узлов – 7 893. К верхней границе расчетной области прикладывалась нагрузка в виде веса вышележащих пород $\sigma_z = \gamma H = 21,1$ МПа, а на боковых границах задавалась нагрузка $\sigma_x = \lambda \gamma H = 10,5$ МПа, где $\lambda = 0,5$ – коэффициент бокового распора. Для численного эксперимента было рассмотрено три варианта формы поперечного сечения: арочная исходная, полуэллиптическая с отношением полупролета к высоте равным коэффициенту бокового распора и полуэллиптическая с отклонением максимального радиуса от вертикали на величину угла δ . Распределение изополей главных напряжений σ_3 , по которым проанализировано НДС пород вокруг выработки представлены на рис. 2. При использовании арочной формы выработки максимальные сжимающие главные напряжения σ_3 (46,3-55,6 МПа) наблюдаются в угольном пласте, вследствие большего, чем у породных слоев значения коэффициента Пуассона ($\nu = 0,3$). В боках и на большей части контура поперечного сечения арочной формы в кровле действуют сжимающие напряжения $\sigma_3 = 0,2 - 18,5$ МПа, но в крайней верхней точке контура и в почве выработки наблюдаются растягивающие усилия $\sigma_3 = 5,1 - 20,4$ МПа. В полуэллиптической выработке на большей части ее контура действуют сжимающие главные напряжения $\sigma_3 = 0,2 - 12,0$ МПа, а в почве – растягивающие (0,2-23,1 МПа). Максимальные сжимающие усилия σ_3 (30,1-36,1 МПа) наблюдаются в угольном пласте и в слое аргиллита на расстоянии от контура выработки соответственно 0,6-1,1 и 2,8 м, что обусловлено ее формой. При асимметричной полуэллиптической форме выработки максимальными являются сжимающие главные напряжения σ_3 (0,2-12,0 МПа) в почве угольного пласта.

Растягивающие главные напряжения σ_3 в почве выработки составляют 0,1-11,5 МПа, а на большей части контура наблюдаются сжимающие усилия σ_3 , которые имеют значения 4,9-5,3 МПа, что позволяет отнести данную форму выработки к наиболее оптимальной из рассмотренных. К такой форме выработки наиболее адаптирована металлическая податливая крепь производства Западно-Донбасского научно- производственного центра «Геомеханика» КМП-А3-Р2 (А4-Р2 и А5-Р2), которая рекомендуется в качестве средства повышения устойчивости в интенсивно трещиноватых породах глубоких угольных шахт Донбасса. Численным экспериментом также подтверждается адекватность разработанного алгоритма определения направления преобладающей нагрузки на крепь.

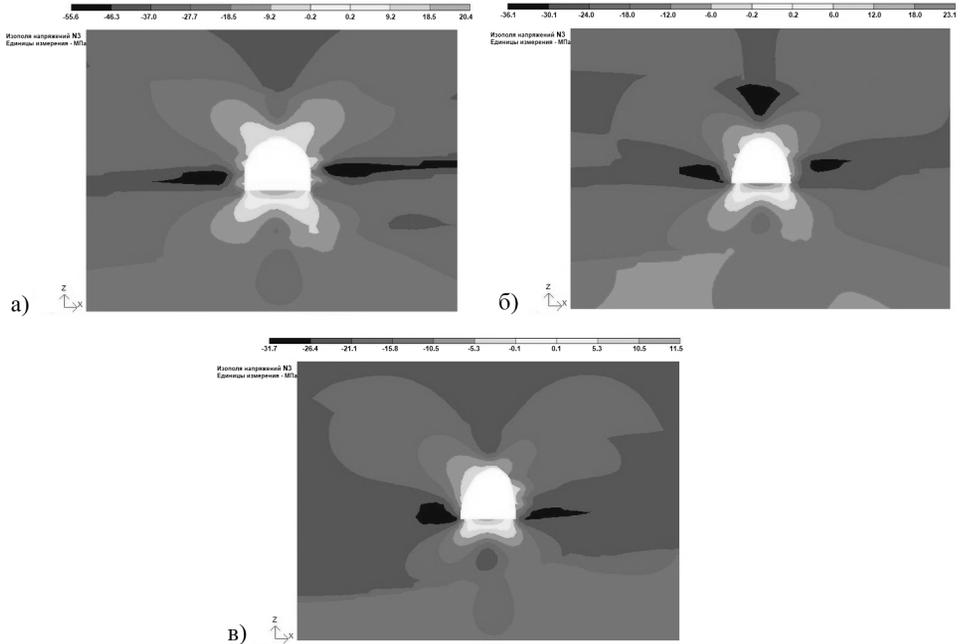


Рис. 2. Распределение изополей главных напряжений σ_3 в выработках различной формы поперечного сечения: а) арочной; б) полуэллиптической; в) асимметричной полуэллиптической

4 Разработка методики

В результате натуральных и численных исследований разработана методика расчета параметров повышения устойчивости горизонтальных пластовых выработок, которая приведена в табл. 1 и включает в себя определение углов отклонения превалирующей нагрузки на крепь от нормали к плоскости напластования пород и вертикали, что ранее не производилось, а также принципиальные положения отраслевого стандарта Министерства угольной промышленности Украины СОУ10.1.00185790.011:2007 «Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони» [4]. Обобщенная методика расчета параметров повышения устойчивости пластовых выработок позволяет проектировать параметры перекрепления горизонтальных выработок глубоких угольных шахт с учетом направления превалирующей нагрузки на крепь в результате интенсивного трещинообразования.

При разработке методики в соответствии с результатами численных экспериментов выполнялась оптимизация формы и размеров поперечного сечения выработки в условиях асимметричной превалирующей нагрузки со стороны пород кровли, которая заключается в переходе от арочной формы выработки к асимметричной полуэллиптической. Этапы оптимизации формы выработки представлены на рис. 3.

Таблиця 1

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ
ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК
В ИНТЕНСИВНО-ТРЕЩИНОВАТЫХ ПОРОДАХ

| № | Этапы расчета | Расчетные уравнения |
|----|--|--|
| 1 | 2 | 3 |
| 1 | Анализ устойчивости выработки при помощи показателей ω_N и ω_S | $\omega_N = \frac{N - N_{\partial}}{N}$, $\omega_S = \frac{S_{min}}{S}$ |
| 2 | Определение интенсивностей показателей устойчивости | $I_{\omega_i} = -a \cdot \ln I_{\lambda} - b$ или $I_{\omega_i} = \frac{d\omega_i}{dt} = f(t_1) - f(t_0)$ |
| 3 | Установление наличия зон II-го или I-го типа в выработке | при $\omega_N < 0,5$ – зона I-го типа, при $\omega_N = 0,5 - 0,65$ – зона II-го типа |
| 4 | Средневзвешенная прочность пород кровли и почвы | $R_c = \frac{\sum_{i=1}^n (\sigma_{c,i} \cdot k_{c,i} \cdot k_{w,i} \cdot m_i)}{\sum_{i=1}^n (m_i)}$ |
| 5 | Средние прогнозные параметры ЗНД | $r_L = \left(\exp \left[\sqrt{\frac{\gamma H}{2 \cdot R_c}} - 0,5 \right] \right) \cdot a + b$ |
| 6 | Определение угла φ отклонения превалирующей нагрузки от нормали к плоскости напластования пород | $\varphi = \arccos \left(\frac{ r_{L \min} }{ r_{L \max} } \right)$ |
| 7 | Расчет угла δ отклонения превалирующей нагрузки от вертикали | $\delta = \begin{cases} \varphi + \alpha, & \text{если } r_L(-x) > r_L(x), \varphi > \alpha, \\ \alpha - \varphi, & \text{если } r_L(-x) < r_L(x), \varphi < \alpha, \\ \varphi - \alpha, & \text{если } r_L(-x) < r_L(x), \varphi > \alpha \end{cases}$ |
| 8 | Определение градиента трещинообразования | $grad \rho = \frac{\partial \rho}{\partial x} \vec{i} + \frac{\partial \rho}{\partial y} \vec{j} \approx$ $\left[(r_{L \max} \cdot R_0) \cdot \sin \delta \right] \vec{i} + \left[(r_{L \max} \cdot R_0) \cdot \cos \delta \right] \vec{j}$ |
| 9 | Расчет прогнозной величины ρ расстояния от центра выработки до наиболее удаленной точки развития интенсивной технологической трещиноватости | $\rho \approx \begin{cases} \frac{\partial \rho}{\partial y}, & \text{если } \frac{\partial \rho}{\partial y} > \left \frac{\partial \rho}{\partial x} \right , \\ \left \frac{\partial \rho}{\partial x} \right & \text{иначе} \end{cases}$ |
| 10 | Прогнозная высота вывалообразования | $h_{\text{выв.}} = \rho - R_0$ |

| 1 | 2 | 3 |
|-------|--|--|
| 11 | Оптимизация формы поперечного сечения в соответствии с результатами расчета | Переход от арочной формы выработки к полуэллиптической в соответствии со значением угла δ |
| 12-18 | Расчет смещений пород и выбор крепи по величине податливости выполняется в соответствии с п. 4.1.2, 6.1.3 и 6.2 стандарта СОУ10.1.00185790.011:2007 «Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони» | |
| 19 | Величина превалярующей асимметричной нагрузки со стороны кровли | $P_{асимм.} = 0,5 \cdot \pi \cdot R_0 \cdot h_{выв.} \cdot 1,27 \cdot \gamma$ |
| 20 | Выбор типа крепи по грузонесущей способности | $P_{кр.} \geq P_{асимм.}$ |
| 21 | Необходимая плотность установки рам крепи | $n \geq \frac{P_{асимм.}}{P_{кр.}}$ |

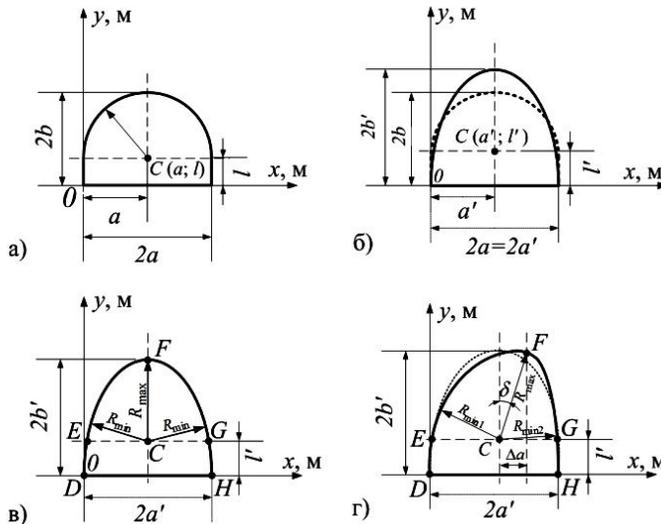


Рис. 3. Этапы оптимизации кривизны контура поперечного сечения: а) арочная форма выработки; б) полуэллиптическая форма; в) построение максимального и минимальных радиусов полуэллипса; г) оптимизированная форма выработки

Основным параметром, изменяемым в процессе расчета оптимизированной кривизны контура поперечного сечения выработки, является величина и направление максимального радиуса (R_{max}) полуэллипса. Величина данного параметра зависит от значения коэффициента бокового распора, который в данной работе рассчитывался по формуле Г.М. Малахова [5], позволяющей учитывать глубину заложения выработки. Отклонение максимального радиуса полуэллипса от вертикали опреде-

ляется значением угла δ (4). Данный этап расчета параметров повышения устойчивости горизонтальных выработок позволяет обосновать форму поперечного сечения выработки, которая обеспечит симметричность смещений пород кровли в условиях полого-наклонного залегания слоев пород и интенсивного развития трещиноватости.

5 Внедрение результатов исследований

Разработанная методика реализована при составлении технической документации для перекрепления участка ПК4+15 – ПК6+3 18-го западного откаточного штрека шахты «Партизанская» протяженностью 28 м (рис. 4). Основные параметры, позволяющие обосновать техническое решение по повышению устойчивости, а также ожидаемый экономический эффект от внедрения результатов исследований приведены в табл. 2.

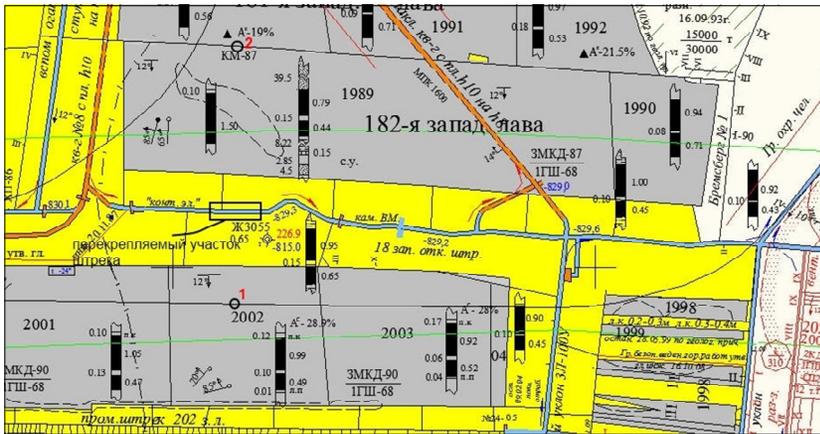


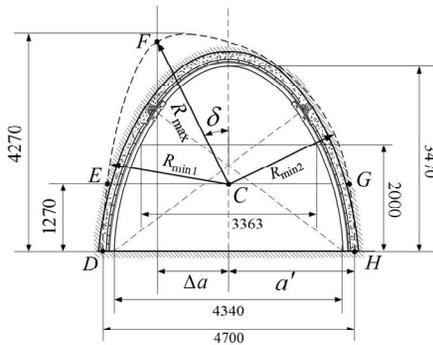
Рис. 4. Выкопировка из плана горных выработок пласта h_{10} с обозначенным участком перекрепления

Таблица 2

ПАРАМЕТРЫ ОПТИМИЗАЦИИ ФОРМЫ ВЫРАБОТКИ

| Параметр, ед. измерения | Радиус ЗНД $r_{L\max}$ | Радиус ЗНД $r_{L\min}$ | Угол φ , град. | Угол α , град. | Угол δ , град. | Длина участка перекрепления, м | Экономический эффект, тыс. грн./год |
|-------------------------|------------------------|------------------------|------------------------|-----------------------|-----------------------|--------------------------------|-------------------------------------|
| Значение | 2,402 | 2,377 | 8 | 12 | 20 | 28 | 191,26 |

Фрагмент паспорта перекрепления участка ПК4+15 – ПК6+3 18-го западного откаточного штрека шахты «Партизанская» представлен на рис. 5.



$$R_{max} = 3000 \text{ мм}$$

$$R_{min1} = 2240 \text{ мм}$$

$$R_{min2} = 2165 \text{ мм}$$

$$\Delta a = 1000 \text{ мм}$$

$$a' = 2350 \text{ мм}$$

$$\delta = 20^\circ$$

Рис. 5. Параметры оптимизированной формы выработки с использованием крепи КМП-АЗ-Р2-11,4 производства ООО «ЗДНПЦ «Геомеханика»»

Выводы

Установленная закономерность изменения показателя устойчивости выработок ω_N от интенсивности трещинообразования, разработанный алгоритм определения направления превалирующей нагрузки на крепь и результаты численных экспериментов, которые легли в основу методики расчета параметров повышения устойчивости выработок в интенсивно трещиноватых породах глубоких шахт, позволяют более точно рассчитать величину и направление нагрузки на крепь со стороны интенсивно трещиноватых пород кровли, предотвратить вывалообразование и обеспечить длительное безремонтное поддержание выработок.

Список литературы

1. Dolzhikov, P.N. About the influence of intense fracturing on the stability of horizontal workings of Eastern Donbass mines / P.N. Dolzhikov, N.N. Paleychuk // Technical and Geoinformational Systems in Mining: School of Underground Mining 2011. – AK Leiden, The Netherlands: CRC Press/Balkema, 2011. – P.157-162.
2. Палейчук, Н.Н. О горно-геометрических параметрах вывалообразований подготовительных выработок глубоких шахт [Текст] / Н.Н. Палейчук // Науковий вісник НГУ. – 2010. – №11-12. – С. 43-45.
3. Шашенко, А.Н. Некоторые задачи статистической геомеханики [Текст] / А.Н. Шашенко, С.Б. Тулуб, Е.А. Сдвижкова. – К.: Пульсари, 2002. – 302 с.
4. СОУ 10.1.00185790.011:2007. Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. – К.: Мінвуглепром України, 2007. – 116 с. – (Стандарт мінвуглепрому України).
5. Порцевский, А.К. Основы физики горных пород, геомеханики и управления состоянием массива [Текст] / А.К. Порцевский, Г.А. Катков. – М.: МГОУ, 2004. – 120 с.

КРИТЕРИИ МЕХАНИКИ РАЗРУШЕНИЯ УГЛЕВМЕЩАЮЩЕГО МАССИВА ПРИ МОДЕЛИРОВАНИИ МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРЕЩИН ПОРОДНЫХ СЛОЕВ

Наведено аналіз критеріїв механіки руйнування елементів системи «гірський масив-кріплення виробки» при оцінці еволюції їх деформаційних процесів під впливом навантаження.

Приведен анализ критериев механики разрушения элементов системы «горный массив-крепь выработки» при оценке эволюции их деформационных процессов под воздействием нагрузки.

The analysis of criteria of fracture mechanics of “rock massif-support mine working” system elements during the evaluation of the evolution of its deformation processes under loading is given.

Проведение расчетов по определению напряженно-деформированного состояния трещиноватого массива позволяет оценить эволюцию деформаций вплоть до наступления разрушения. Однако само по себе знание НДС не позволяет определить наступило или нет недопустимое предельное состояние. Поэтому, в качестве предельного состояния проще рассматривать начало неустойчивого роста трещины, которая по предположению исследователя или геологическим данным уже существует в элементе расчетной области. Определение начала роста трещины предполагает определение критического состояния равновесия в соответствии с критериями механики разрушения [1, 2]. Критериев разрушения достаточно много, однако реально в расчетах используется ограниченное их количество [3-5]. Наиболее доступными считаются следующие – инвариантный энергетический интеграл; коэффициент интенсивности напряжений и раскрытие трещины в ее вершине.

Критическое состояние равновесия. В самом общем виде, критерий разрушения записывают как

$$F(p, l) \leq F_c. \quad (1)$$

Символом $F(p, L)$ обозначают критериальную величину, зависящую от внешней нагрузки p и длины трещины l . Рост внешней нагрузки или длины трещины приводит к росту критериальной величины. Величина F_c определяется экспериментально, как правило, для конкретного материала является константой, которая оце-

нивает сопротивление материала росту трещины, то есть его трещиностойкость [6].

Если в (1) математически определяется знак меньше, то это значит, что трещина не растет; знак равенства – наступает критическое состояние равновесия. Равенство можно преобразовать в неравенство разделив правую часть выражения на число большее единицы. Это число, называемое коэффициентом запаса прочности n , и вводят его для определения допустимого состояния, при котором величина $F(p, L)$ окажется меньше характеристики трещиностойкости F_c в n раз.

Когда при определении величин, входящих в (1), пластическая зона у вершины трещины не возникает или игнорируется, тогда речь идет о линейной механике разрушения. В случае невозможности игнорирования пластических деформаций, речь идет о нелинейной механике разрушений.

Предельное состояние является критическим в том смысле, что критерий разрушения уже удовлетворен и трещина растет, то есть тело можно считать разрушенным. Как любое состояние равновесия, предельное может быть устойчивым или неустойчивым.

Критическая диаграмма разрушения, полученная по уравнению (1), представлена на рис. 1. Ее еще называют диаграммой остаточной прочности, поскольку показывает падение прочности детали из-за наличия трещины. В качестве детали рассмотрена часть тубинга, моделируемая как панель, подкрепленная стрингером, расположенным вдоль свободного края. Модель растягивается равномерно распределенным напряжением величиной $\sigma = p$.

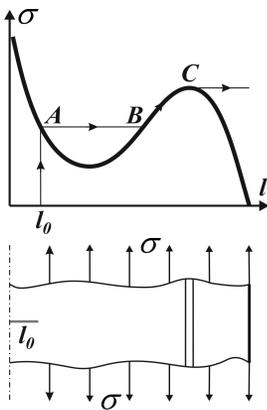


Рис. 1. Критическая диаграмма разрушения

Изменим вид выражения (1) на

$$F(p, L) - F_c = 0. \quad (2)$$

Полученное уравнение описывает линию остаточной прочности в системе «критическое напряжение – длина трещины» (см. рис. 1). При этом нагрузка и трещина оказываются критическими и их обозначения содержат специальный нижний индекс – $p = p_c$ и $l = l_c$. Точки в координатной системе, располагающиеся ниже критической диаграммы, соответствуют обычному состоянию равновесия, при котором рост трещины не возможен. Точки выше линии диаграммы соответствуют нестабильному состоянию трещины. Это означает, что трещина будет расти при постоянной нагрузке.

В случае $\frac{\partial F(p, l)}{\partial l} \leq 0$, ($p = const$) или $\frac{\partial F(l)}{\partial l} > 0$,

($p = p(l)$) – решение уравнения (2) – трещина устойчива и для ее роста необходим рост нагрузки. То есть, хотя критическое состояние достигнуто и критерий разрушения удовлетворяется, рост трещины возможен только с ростом нагрузки, когда

$\frac{\partial F(p, l)}{\partial l} > 0$ и $\frac{\partial p(l)}{\partial l} < 0$, критическое состояние равновесия трещины неустойчиво и

ее вершина, в закритическом состоянии, ускоряясь, неуправляемо движется.

Если уровень напряжений соответствует точке A (см. рис. 1), то магистральная трещина, появившаяся в породном слое, со временем будет медленно расти, пока не достигнет длины l_0 . При постоянном нагружении видно, что незначительное приращение длины трещины приведет к наступлению закритического состояния, участок диаграммы AB , при котором $F(p, l) > F_C$. В начале этого отрезка предельное напряжение падает с ростом трещины. Откуда, при постоянном напряжении трещина оказывается в запредельном состоянии и, так как равновесия нет, то она скачком вырастает до длины, соответствующей точке B . Здесь трещина останавливается, так как состояние предельное. Но оно устойчиво и для роста трещины необходим прирост нагрузки. Если прикладываемое напряжение продолжает расти, то и длина трещины растет вплоть до точки C , где предельное состояние окажется не устойчивым, в связи с чем, трещина быстро пересечет оставшуюся часть породного слоя и выйдет на его свободный край.

Когда напряжение будет достаточно высоким, выше напряжения в точке C , полное разрушение произойдет от коротких трещин, для которых разрушающее напряжение лежит в диапазоне $\sigma_C < \sigma \leq \sigma_B$. Легко видеть, что повышение жесткости, поднимает величину разрушающего напряжения в определенном диапазоне длин трещин. Это решение позволяет затормозить трещину в случае, когда она растет при напряжениях ниже величины σ_C . Таким образом, построение критической диаграммы разрушения полезно, поскольку дает вполне ясную картину о возможностях наступления и предотвращения разрушений.

Коэффициент интенсивности напряжений. Геометрически вершина трещины представляет собой острый концентратор напряжений и деформаций. С позиции линеаризированной теории упругости трещина моделируется математически тонким разрезом, то есть в отсутствии внешних нагрузок расстояние между его берегами равно нулю. Вершина трещины – конец этого разреза, является особой точкой, поскольку решения теории упругости для напряжений и деформаций в этой точке стремятся к бесконечности. Это ясно и из общеинженерных представлений, поскольку радиус кривизны в конце разреза стремится к нулю. По любому направлению от вершины трещины напряжения и деформации быстро падают и это падение обратно пропорционально корню квадратному из расстояния от вершины трещины (рис. 2), то есть

$$\sigma_{ij} = \frac{K}{\sqrt{2\pi r}} f_{ij}(\theta) \text{ и } \varepsilon_{ij} = \frac{K}{\sqrt{2\pi r}} \psi_{ij}(\theta), \quad (3)$$

где r, θ – полярные координаты с полюсом в вершине трещины;

i, j – индексы, которые принимают значения r, θ или x, y .

Коэффициент интенсивности напряжений K - характеризует величину напряжений и деформаций в ближайшей окрестности вершины трещины. Формулы (3) носят название асимптотических, поскольку они выделены из общего решения для всего тела, из-за расстояния r , стоящего в знаменателе [7]. Когда r уменьшается, то асимптотические напряжения существенно возрастают по сравнению с напряжениями регулярными. То есть, в (3) регулярные составляющие напряжений и деформаций отброшены.

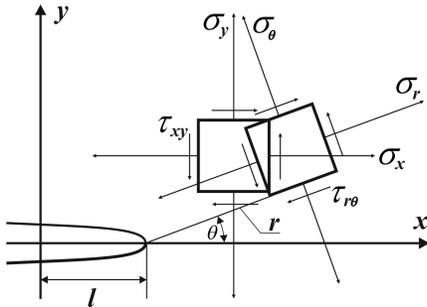


Рис. 2. Компоненты напряжений в вершине трещины

Выражения (3) и (4) открывают путь к прямому определению коэффициента интенсивности напряжений по полю напряжений или перемещений. Поскольку градиент напряжений велик, а перемещения ведут себя более гладко с изменением расстояния r , то и определение коэффициента интенсивности напряжений с помощью напряжений является решением с большими погрешностями, нежели решение по перемещениям.

Теперь рассмотрим три вида коэффициента интенсивности напряжений [5], каждый из которых соответствует отдельному типу деформации трещины (рис. 3).

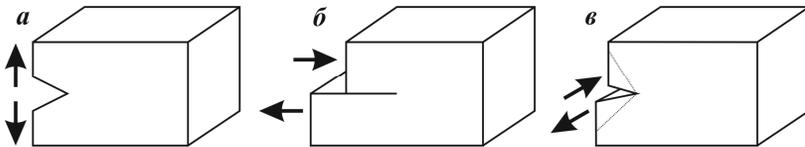


Рис. 3. Основные типы трещин: а) трещины отрыва; б) поперечного сдвига; в) продольного сдвига

Симметричное деформирование трещины отрыва описывается коэффициентом K_I . Физическая суть такого деформирования состоит в перемещении берегов трещины вдоль нормали к ее исходной поверхности (см. рис 3, а). При достижении некой предельной величины K_{IC} материал прекращает сопротивляться отрыву, отсюда получаем критерий разрушения Ирвина

$$K_I \leq K_{IC} . \tag{5}$$

Критический коэффициент интенсивности напряжений K_{IC} , называемый вязко-

стью разрушения, представляет собой механическую характеристику материала, оценивающую его сопротивление распространению трещины при хрупком разрушении.

Коэффициент K_{II} отражает обратно симметричное нагружение относительно линии трещины – деформация сдвига происходит поперек фронта трещины (см. рис. 3, б). Такой тип развития трещины называют трещиной поперечного сдвига. Поверхности трещины скользят одна по другой, без раскрытия между ними. Предел сопротивления материала такому виду деформации обозначают K_{IIC} . Соответственно, критерий разрушения имеет вид

$$K_{II} \leq K_{IIC}, \quad (6)$$

где K_{IIC} – вязкость разрушения для трещины поперечного сдвига.

Для трещины третьего типа, коэффициент K_{III} отражает обратно симметричное нагружение вдоль фронта трещины - деформация сдвига параллельна фронту трещины (см. рис 3, в). Это трещины продольного сдвига. Критерий разрушения соответственно примет вид

$$K_{III} \leq K_{IIIC}, \quad (7)$$

где K_{IIIC} – вязкость разрушения для трещины продольного сдвига.

Поскольку коэффициенты интенсивности напряжений являются результатом решения задач теории упругости, то для них справедлив принцип суперпозиции. То есть, произвольную нагрузку можно представить в виде комбинации симметричной и обратно симметричных компонент. Выполнив решение для каждого типа нагрузки, находим все три коэффициента отдельно.

Теперь видно, что в выражении (1) в качестве критериальной величины $F(p, l)$ выступают все три вида коэффициентов интенсивности напряжений. Явственно видна необходимость в делении деформации тела с трещиной на три типа, поскольку каждый вид деформации имеет собственную характеристику трещиностойкости (K_{IC} , K_{IIC} , K_{IIIC}). В случае произвольной нагрузки, действующей на трещину, в пространстве коэффициентов интенсивности напряжений возникает предельная поверхность, уравнение которой имеет вид

$$\Phi(K_I, K_{II}, K_{III}, K_{IC}, K_{IIC}, K_{IIIC}) = 0. \quad (8)$$

Это уравнение можно записать иначе

$$\left(\frac{K_I}{K_{IC}}\right)^\alpha + \left(\frac{K_{II}}{K_{IIC}}\right)^\beta + \left(\frac{K_{III}}{K_{IIIC}}\right)^\gamma = 1, \quad (9)$$

где α, β, γ – эмпирические величины, отражающие вклад каждого отдельного вида деформации в общее сопротивление материала росту трещины. Эта поверхность пересекает оси координат в точках, определяемых уравнениями (5) – (7). Начало координат соответствует ненапряженному телу, точки внутри данной поверхности –

безопасные состояния, а точки на поверхности - критические состояния.

Коэффициент интенсивности напряжений для плоского напряженного состояния связан с потоком энергии в вершину трещины G выражением

$$EG = K^2. \quad (10)$$

Для плоской деформации модуль упругости E следует увеличить до величины $E/(1-\nu^2)$.

При одновременном наличии всех трех видов деформации берегов трещины, потоки энергии складываются

$$G = G_I + G_{II} + G_{III} = \frac{1-\nu^2}{E} (K_I^2 + K_{II}^2) + \frac{1+\nu}{E} K_{III}^2. \quad (11)$$

Для плоского напряженного состояния вместо выражения $1-\nu^2$, в уравнении (11), следует поместить единицу.

Запишем формулу податливости Ирвина

$$G = \frac{P^2}{2t} \frac{d\lambda}{dl}, \quad (12)$$

где P – сила, растягивающая тело;

t – толщина тела;

l – длина трещины. Сила и вызываемые ею перемещения линейно связаны $\Delta = \lambda P$ или $P = k\Delta$. Коэффициенты податливости λ и жесткости k обратно пропорциональны. Тогда, уравнение (12) можно записать в виде

$$G = -\frac{\Delta^2}{2t} \frac{dk}{dl}. \quad (13)$$

Выражение (12) справедливо при податливом нагружении, а выражение (13) применяется для жесткого нагружения.

Связь потока энергии G с коэффициентом интенсивности напряжений K выражением (10) дает возможность определения коэффициента интенсивности через поток энергии, если есть возможность вычисления производной $d\lambda/dl$.

Для определения коэффициентов интенсивности напряжений в вычислительных экспериментах сразу вводят корневую особенность вида (3). Однако, в расчетных областях могут присутствовать острые концентраторы напряжений с особенностью, отличной от корневой. В случае поверхности ослабленной угловым вырезом, когда угол ψ между сторонами выреза стремиться к нулю, получаем трещину. Если ψ отличен от нуля, то тогда напряжение в окрестности вершины выреза равно

$$\sigma_y = \frac{K_\gamma}{\sqrt{2\pi r^\gamma}}, \quad (14)$$

где r – расстояние вдоль оси симметрии от вершины выреза;

$\gamma = \gamma(\psi)$ – показатель сингулярности НДС в окрестности выреза.

Показатель особенности γ с ростом угла раскрытия выреза падает от 0,5 до нуля при гладкой границе области. Соответственно, размерность коэффициента K_γ зависит от угла раскрытия выреза ψ и трактовка этого коэффициента как механической характеристики становится неоднозначной. В таком случае расчеты выполняются при помощи критерия осреднения

$$\frac{1}{D} \int_0^D \sigma_y dr \leq \sigma_0, \quad (15)$$

где D – некая дистанция осреднения;

σ_0 – предельное напряжение.

Зачастую в пространственной задаче с криволинейным фронтом трещины особенность напряжений значительно отличается от корневой. В работе [5] показано, что в точке пересечения трещины особенность напряжений зависит от коэффициента Пуассона

$$\sigma \sim r^{-\left(\frac{1}{2} + 2\nu\right)}. \quad (16)$$

Это естественно, поскольку изменение вида напряженного состояния при переходе от глубинных точек фронта трещины к поверхностным зависит от стеснения деформации вдоль фронта трещины, а это неизбежно связано с коэффициентом Пуассона.

В работе [8] показано, что в условиях установившейся ползучести при антиплоском сдвиге асимптотика скоростей деформаций у вершины трещины зависит от угловой координаты θ . Интенсивность скоростей деформации ползучести имеет вид

$\varepsilon \sim r^{-k}$, причем k изменяется дискретно от единицы при $\frac{\pi}{2} < \theta \leq \pi$ до 0,5 при

$0 \leq \theta < \frac{\pi}{2}$, имея неопределенность при $\theta = \frac{\pi}{2}$.

Из всего выше приведенного видно, что численные методы по заранее созданным алгоритмам на основе определенных моделей отражают именно такую модель и не всегда способны обеспечить адекватность получаемых результатов для задач геомеханики.

Инвариантный энергетический интеграл. Баланс энергии для зоны расчетной области, непосредственно примыкающей к трещине, представляет собой разность энергий тела до и после малого приращения длины трещины и имеет вид

$$J = \int_{\Gamma} \left(W dy - \sigma_{ij} n_j \frac{du_i}{dx} ds \right), \quad (17)$$

где Γ – контур, охватывающий вершину трещины;
 W – удельная потенциальная энергия деформации;
 σ_{ij} и u_i – напряжения и перемещения вычисляются в точках контура Γ ;
 n_j – нормали в этих точках;

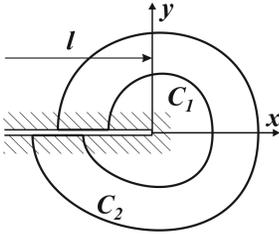


Рис. 4. Контур интегрирования вокруг вершины трещины

ds - элемент длины контура (см. рис. 4). Начало координат (x, y) находится на линии трещины, совпадающей с осью x .

Нелинейность связи напряжения с деформацией трактуют не только как нелинейную упругость, но и как деформационную теорию пластичности. В этом случае, разгрузка в пластической зоне приводит к появлению необратимых деформаций [4]. Пластическая зона у вершины трещины при ее распространении неизбежно разгружается, поэтому в таких случаях использование J - интеграла невозможно.

Энергетический интеграл, иначе интеграл Черепанова-Райса, не зависит от выбора контура интегрирования и поэтому называется инвариантным. Но в случае наличия пластической зоны, окружающей вершину трещины, следует выбирать контур интегрирования внутри пластической зоны на расстоянии равном не менее трех раскрытий трещины в вершине.

Этот интеграл можно представить через потенциальную энергию тела Π следующим образом

$$J = -\frac{1}{t} \frac{\partial \Pi}{\partial l}, \quad (18)$$

где t – толщина образца. Энергию Π выражают через площадь под диаграммой деформирования образца с трещиной (рис. 5).

Для податливого нагружения ($P = const$)

$$J = \frac{1}{t} \frac{\partial}{\partial l} \int_0^P v dP = \frac{1}{t} \int_0^P \frac{dv}{dl} \Big|_P dP. \quad (19)$$

Для жесткого нагружения ($v = const$)

$$J = -\frac{1}{t} \frac{\partial}{\partial l} \int_0^v P dv = \frac{1}{t} \int_0^v \frac{dP}{dl} \Big|_v dv. \quad (20)$$

При малом приращении площади трещины энергия, получаемая как разность

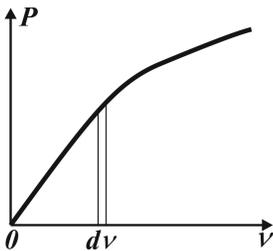


Рис. 5. Диаграмма деформирования

J -інтеграла до и после приращения, расходуется на создание этого приращения. Обозначим J -интеграл в случае роста трещины в направлении оси x символом J_x , а при приращении длины трещины в направлении оси y символом J_y . Тогда направление роста трещины из вершины совпадает с вектором суммарного изменения энергии J , компоненты которого определяются следующим образом

$$J_x = \frac{(1+\nu)(1+k)}{4E} (K_I^2 + K_{II}^2); \quad J_y = -\frac{(1+\nu)(1+k)}{2E} K_I K_{II}, \quad (21)$$

где $k = 3 - 4\nu$ для плоской деформации;

$k = (3 - \nu)/(1 + \nu)$ для плоского напряженного состояния;

ν – коэффициент Пуассона;

E – модуль упругости.

В тех случаях, когда пластическим течением в окрестности вершины трещины пренебрегают, вычисление J -интеграла имеет смысл только для расчета по нему коэффициента интенсивности напряжений (10), поскольку в этом случае $J = G$. Учет пластического деформирования у вершины трещины приводит к тому, что $J > G$ и появляется необходимость в проверке трещиностойкости конструкции по критерию разрушения нелинейной механики разрушения в виде

$$J \leq J_C. \quad (22)$$

Список литературы

1. Брок, Д. Основы механики разрушения [Текст] / Д. Брок. – М.: Высшая школа, 1980. – 368 с.
2. Хеллан, К. Введение в механику разрушения [Текст] / К. Хеллан. – М.: Мир, 1988. – 364 с.
3. Черепанов, Г.П. Механика хрупкого разрушения [Текст] / Г.П. Черепанов. – М.: Наука, 1974. – 640 с.
4. Астафьев, В.И. Нелинейная механика разрушения [Текст] / В.И. Астафьев, Ю.Н. Радаев, Л.В. Степанова Л.В. – Самара: Самарский университет, 2001. – 632 с.
5. Матвиенко, Ю.Г. Модели и критерии механики разрушения [Текст] / Ю.Г. Матвиенко. – М.: Физматлит, 2006. – 328 с.
6. Москвичев, В.В. Трещиностойкость и механические свойства конструкционных материалов [Текст] / В.В. Москвичев, Н.А. Махутов, А.П. Черняев. – Новосибирск: Наука, 2002. – 334 с.
7. Сиратори, М. Вычислительная механика разрушения [Текст] / М. Сиратори, Т. Миеси, Х. Мацусита. – М.: Мир, 1986. – 334 с.
8. Атлури, С. Вычислительные методы в механике разрушения [Текст] / С. Атлури. – М.: Мир, 1990. – 392 с.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЯЗАННОСТЕЙ И ДЕЙСТВИЯ РУКОВОДЯЩЕГО ПЕРСОНАЛА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ СПАСАТЕЛЬНОЙ ОПЕРАЦИИ В ШАХТЕ

Представлено структуру й опис порядку дії рятувальних служб у вуглевидобувній галузі Польщі. Наведено опис розподілу обов'язків і відповідальності керівного персоналу гірничодобувного підприємства під час проведення рятувальної операції. Також, наведений наочний приклад проведення трьох довільно обраних операцій.

Представлена структура и описание порядка действия спасательных служб в угледобывающей отрасли Польши. Приведено описание распределения обязанностей и ответственности руководящего персонала горнодобывающего предприятия во время проведения спасательной операции. Также, приведен наглядный пример проведения трех произвольно выбранных операций.

The structure and the description of sequence of rescue service acts in coal mining industry of Poland are performed. The description of obligation and responsibility distribution of coal enterprise managing staff during rescue operation is given. The example of carrying out three any chosen operations is also given.

Введение

Мировая подземная угледобывающая промышленность по-прежнему продолжает носить рискованный характер, а имеющий место технический и технологический прогресс не в состоянии предотвратить несчастные случаи при выполнении работ, а также катастрофы, вызываемые природными катаклизмами и связанные со спецификой горных территорий. Кроме этого, в польской угледобывающей промышленности наблюдается стабильное ухудшение геологических условий, последствиями чего, в первую очередь, является нарастание природных угроз, которые трудно и весьма сложно спрогнозировать.

Практика показывает, что ни одно отдельно взятое горнодобывающее предприятие, ни одна угольная компания не в состоянии провести спасательную операцию своими силами в случае возникновения экстренной ситуации. В связи с этим, в Польше предусмотрено создание горноспасательной службы на базе шахтных отрядов, а также соответствующей мобильных бригад профессиональных горных спасателей.

Начиная с 1945 года, в горнодобывающих предприятиях зафиксировано 109 смертельных случаев горных спасателей. Большая их часть, а именно 29 горных спасателей, погибли при несчастных случаях, связанных с взрывом газа; в связи с пре-

быванием в атмосфере со смертельной концентрацией угарного газа, их количество составило – 8. Пять горных спасателей погибли вследствие пребывания в среде, не содержащей кислород. Наиболее крупные потери горноспасательная служба понесла во время взрыва углеродной пыли, который стал причиной смерти 34 шахтеров, включая две спасательные бригады (т.е. 10 спасателей). Частой причиной смертей спасателей являлся тепловой удар. Всего было зафиксировано 22 таких случая. В 17 случаях, причиной смерти вследствие удушения спасателей являлся недостаток запаса кислорода в рабочих дыхательных аппаратах. В шести случаях, спасатели погибли вследствие поломки рабочих дыхательных аппаратов, однако последний такой случай был зафиксирован в 1962 году.

Данная статья посвящена описанию принципа распределения обязанностей и действий руководящих кадров в случае проведения спасательной операции в шахте. Спасательная операция предусматривает целый комплекс операций и действий, начиная от получения сообщения о возникновении чрезвычайных ситуаций, угрожающих здоровью и жизни шахтеров, и заканчивая ее завершением.

Горноспасательные службы

Организация и функционирование горноспасательных служб в Польше регулируется Законом от 9 июня 2011 г. *Горно-геологическое право* [5] и изданным, на основании вышеуказанного закона, постановлении Министра Экономики о горноспасательном деле, в котором, среди прочего, определены: организационная структура, задачи и оснащение горноспасательных служб предприятия, а также субъектов, профессионально занимающихся горноспасательной деятельностью, и принципы проведения спасательных операций в горнодобывающих предприятиях [2]. В соответствии с Законом, устанавливающим *Горно-геологическое право*, субъект предпринимательской деятельности обязан организовать и иметь в распоряжении свою горноспасательную службу, а также, в случае проведения спасательной операции, обеспечить постоянное участие профессиональных спасателей АО «Центральная горноспасательная станция» в Бытоме, или других субъектов, профессионально занимающихся горноспасательными операциями. Заданием спасательных служб является выполнение всех видов работ, необходимых для ликвидации угрозы в соответствии с планом, утвержденным руководителем операции.

Все работы в опасной зоне, включая операции в атмосфере, содержащей вредные для здоровья газы, связанные с ликвидацией последствий угрозы, должны выполняться исключительно горными спасателями. При выполнении вышеуказанных задач, необходимо соблюдать правила, установленные постановлением о горноспасательном деле, в которых детально сформулирован порядок действий во время проведения спасательной операции, в том числе и для руководящего персонала.

Организация горноспасательной службы

Организационная структура горноспасательных служб отдельных субъектов предпринимательской деятельности, занимающихся добычей каменного угля, показана на рис. 1.



Источник: собственные наработки.

Рис. 1. Организационная структура горноспасательных служб

В горноспасательную службу входят:

- спасательная служба предпринимателя (внутренняя спасательная служба);
- АО «Центральная Горноспасательная Станция» и другие субъекты, профессионально занимающиеся горноспасательными операциями, называемые спасательными подразделениями.

В польской горной отрасли существуют четыре подразделения, профессионально занимающиеся горноспасательными операциями [3]:

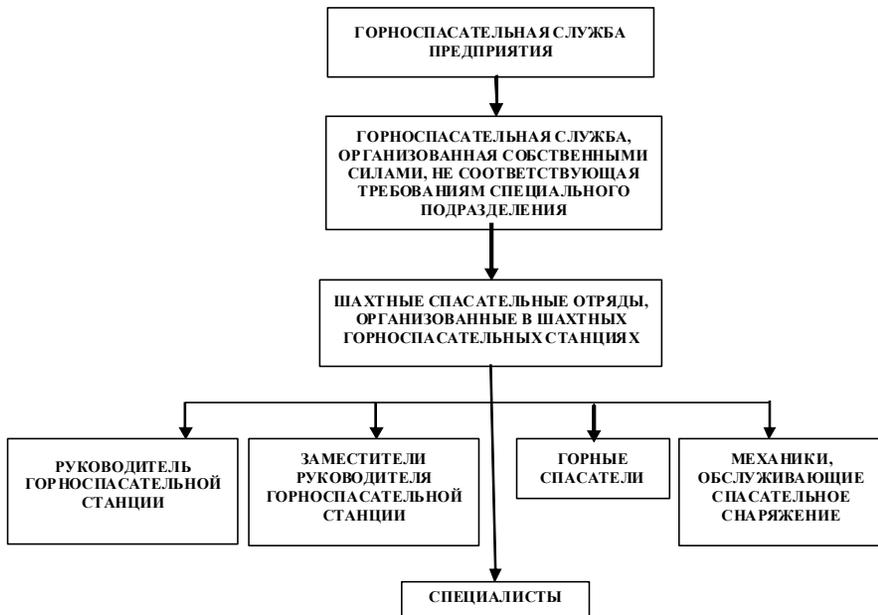
- АО «Центральная Горноспасательная Станция» в Бытоме;
- специальный отряд – спасательное подразделение горно-металлургического комбината АО «ГМКМ Польша Медь» в Любине;
- горноспасательная станция для предприятий, занимающихся скважинной добычей, в Кракове;
- ООО «Подразделение горноспасательной службы в Тарнобжеге».

АО «Центральная Горноспасательная Станция» в Бытоме выполняет задачи при участии специализированных служб и горноспасательных бригад, пребывающих на постоянном дежурстве в АО «ЦГСС» и на окружных горноспасательных станциях. На текущий момент, в организационную структуру АО «Центральная Горноспасательная Станция» входят четыре окружные горноспасательные станции, пребывающие в постоянной готовности, которые незамедлительно выезжают по вызову горнодобывающего предприятия.

Организационная структура горноспасательных служб горных предприятий, занимающихся добычей каменного угля, показана на рис. 2.

В структуру спасательных служб предприятий входят функционирующие в отдельных горнодобывающих предприятиях спасательные шахтные отряды и соответствующим образом оборудованные горноспасательные шахтные станции. Также как

и в прошлые годы, на сегодня, количество спасателей колеблется в пределах от 6100 до 6400 человек [3].



Источник: собственные наработки.

Рис. 2. Организационная структура спасательных служб в горнодобывающих предприятиях

Наиболее значимые лица из числа руководящего состава горнодобывающего предприятия, принимающие участие в проведении спасательной операции:

- горный диспетчер, отвечающий за работу подземного горнодобывающего предприятия;
- представитель органа управления или контроля работы горнодобывающего предприятия;
- руководитель спасательной операции;
- руководитель спасательной операции под землей;
- руководитель спасательной базы;
- руководитель шахтной спасательной станции;
- начальник спасательной бригады.

Кроме этого, создается штаб спасательной операции, состоящий из квалифицированных специалистов в соответствующих областях науки, как например, совещательный орган руководителя операции.

Порядок действий руководящего персонала во время проведения спасательной операции. В случае возникновения чрезвычайной ситуации в нижней части шахты, первым о такой ситуации извещается горный диспетчер, получающий такую информацию от рабочей бригады, находящейся внизу шахты. В особых, но довольно частых случаях угрозы взрыва метана или возникновения пожара в результате превышения допустимых показателей концентрации газа, фиксируемых датчиками, установленными в выработке, сигнал об опасности получает оператор автоматической системы определения содержания метана в воздухе. Одновременно, лица, имеющие возможность предпринимать какие-либо действия в нижней части, немедленно извещают о чрезвычайной ситуации ближайших лиц из службы контроля работы шахты. Диспетчер, оценивая текущую ситуацию, обязан известить об угрозе бригады, находящиеся под землей, посредством проведенной телефонной линии экстренной связи и аварийных извещателей. Таким образом, одновременно с действиями, выполняемыми диспетчером, проводится операция самоспасения шахтеров, которая пересекается с проведением общей спасательной операции. В соответствии с процедурами, предусмотренными планом проведения спасательной операции в шахте, разработанном на основании положений постановления об горноспасательной службе, дальнейшая часть спасательной операции проводится в соответствии с нормативными инструкциями, предписанными данным постановлением.

После уведомления об угрозе возникновения чрезвычайной ситуации, **Горный диспетчер**, отвечающий за работу в подземном горнодобывающем предприятии, должен:

- воспользоваться телефоном экстренной связи, известить об опасности представителя органа управления или контроля работы предприятия;
- известить об опасности людей, находящихся в опасных участках выработки.
- известить об угрозе руководителя движения на горнодобывающем предприятии или его заместителя, представителя органа управления или контроля работы предприятия, шахтную горноспасательную станцию и других лиц и учреждения, в соответствии положениями спасательного плана.

Представитель органа управления или контроля работы горнодобывающего предприятия, будучи уведомленным в первую очередь об угрозу, после принятия решения о проведении спасательной операции, должен:

- приостановить все работы на рабочих местах, подверженных опасности и вывести людей в безопасное место;
- оценить состояния угрозы и принять все необходимые меры;
- передать точные сведения о состоянии угрозы и принятых мерах руководителю работ на горнодобывающем предприятии.

Руководитель спасательной операции должен:

- оценить состояние угрозы для рабочего коллектива и деятельности горнодобывающего предприятия;
- определить зону угрозы и выбрать способ локализации такой зоны;
- вывести людей из зоны угрозы;

- назначить руководителя операции под землей и руководителя спасательной базы;
- создать совещательный штаб;
- установит место для размещения спасательной базы;
- определить места, с которым будет осуществляться контроль состояния угрозы, в частности, контроль физико-химических параметров воздуха и газов, высвобождающихся при пожарах;

- разработать план ликвидации угрозы;
- определить число спасательных бригад, а также тип и количество оборудования и снаряжения, необходимого для выполнения плана ликвидации угрозы;
- установить способ и периодичность контроля состояния угрозы;
- сотрудничать с лицами входящими в состав штаба спасательной операции;
- следить за ведением соответствующей документации.

Штаб спасательной операции должен, в частности, контролировать:

- правильность подсчета количества работников горнодобывающего предприятия, находящихся под землей во время возникновения чрезвычайной ситуации;
- текущий процесс слежения за ходом спасательной операции;
- извещение семей находящихся в опасных зонах или пострадавших работников о возникновении чрезвычайной ситуации;
- организацию специального медицинского обслуживания;
- разработку проектов решений, связанных с ликвидацией угрозы;
- правильность выполнения распоряжений, отдаваемых руководителем спасательной операции вспомогательным службам в горнодобывающем предприятии и другим службам, не входящим в структуру предприятия;
- обеспечение наличия соответствующего числа спасателей;
- обеспечение наличия необходимого снаряжения и материалов;
- составление всех необходимых документов.

Руководитель спасательной операции под землей (на объекте), должен незамедлительно:

- осуществить выполнение плана действий, установленного руководителем спасательной операции;
- выполнять распоряжения, отдаваемые исключительно руководителем спасательной операции;
- организовать взаимодействие с руководителем спасательной базы и контролирующими лицами, привлеченными к проведению операции;
- проконтролировать правильность выведения людей из зоны угрозы;
- проконтролировать правильность выполнения операций по локализации зоны угрозы;
- организовать связь между спасательной базой и помещением, где находится руководитель спасательной операции, а также спасательными бригадами, выдви-

гаючимися к зоне угрозы;

- определять задачи для спасательных бригад;
- передавать руководителю спасательной операции отчеты о текущей ситуации и выполнении плана проведения операции;
- организовать, при взаимодействии с врачом, находящимся на спасательной базе, текущий медицинский контроль состояния здоровья спасателей;
- производить смену с заступлением на дежурство напарника только на территории спасательной базы;
- проконтролировать процесс текущего определения состояния угрозы и условий вентиляции в опасной зоне, а также на близлежащих участках;
- организовать выполнение контрольных замеров в зоне угрозы и других местах, определенных руководителем спасательной операции;
- проконтролировать ведение журнала отчетов и поручений.

Руководителю спасательной базы должен:

- подготовить соответствующие места для размещения спасательного снаряжения и вспомогательного оборудования;
- организовать места для ожидания и отдыха спасателей;
- проконтролировать оснащение базы необходимым оборудованием и измерительной аппаратурой;
- организовать место работы для врача на территории базы;
- проконтролировать правильность расположения контрольно-измерительных приборов;
- составить в текущем режиме карту района;
- проконтролировать выполнение текущей проверки спасательного снаряжения;
- проконтролировать проведение врачом контрольных медосмотров спасателей;
- проконтролировать процесс предоставления медицинской помощи;
- регистрировать лиц, прибывающих на базу, и находящихся в районе проведения спасательных работ;
- документировать ход спасательной операции;
- регистрировать время выхода спасательных бригад на поверхность и время возвращения таких бригад на спасательную базу.

Руководитель шахтной спасательной станции во время проведения спасательной операции, должен обеспечить:

- подготовку достаточного количества исправного спасательного снаряжения и вспомогательного оборудования, необходимого для проведения спасательной операции;
- подготовку соответствующего количества спасательных бригад;
- вести точный учет спасателей из числа внутренней и внешних служб;
- подготовку соответствующего количества дополнительной защитной спец-

одежды;

- доставку напитков и пищи;
- наличие необходимых транспортных средств для перевозки снаряжения и спасателей при взаимодействии с другими службами горнодобывающего предприятия;
- присутствие дополнительного персонала из числа механиков, отвечающих за состояние спасательного снаряжения.



Источник: собственные наработки [2].

Рис. 3. Подчинение исполнительных руководящих лиц во время проведения спасательной операции в соответствии с постановлением о горноспасательном деле

Начальник спасательной бригады обязан:

- назначить своего заместителя;
- проконтролировать выполнение проверки состояния дыхательных аппаратов;
- определить место для одевания лицевых масок;
- в рамках, предусмотренных должностными обязанностями начальника бригады, осуществлять контроль действий подчиненных ему спасателей после одевания лицевых масок;
- проконтролировать получение бригадой на базе оборудования, необходимого для выполнения порученных спасательных работ;

- периодически осуществлять контроль запаса газа в баллонах;
- проводить повторный контроль плотности одевания лицевых масок и состояния дыхательных аппаратов;
- проконтролировать, чтобы в условиях слабой видимости, все спасатели бригады были связаны спасательным канатом;
- организовать работу в бригаде и обеспечить правильное выполнение задач, полученных от руководителя спасательной операции под землей;
- поддерживать постоянную связь с базой и выполнять замеры по составу атмосферы – ее влажности и температуры.

На рис. 3 показана структура подчинения исполнительных руководящих лиц во время проведения спасательной операции.

Примеры проведения операций

Ниже представлены наглядные примеры, описывающие порядок действий и длительность выполнения конкретных задач и действий, составленные на основе произвольно выбранных трех спасательных операций.

В условиях Польши, в случае проведения крупномасштабной, расширенной, трудной с технической точки зрения, опасной и рискованной спасательной операции, в крайне неблагоприятных горно-геологических условиях, на первой стадии проведения которой, осуществляется спасение людей, в расчет необходимо принимать ее длительность, составляющую около 20 дней с привлечением в среднем 189 спасательных бригад (в общей сложности – 945 спасателей), входящих в собственную спасательную службу шахты, и 143 внешних спасательных бригад (общим количеством 715 спасателей). Следует быть готовым к необходимости изолирования района с помощью, как минимум трех перемычек, имеющих взрывозащищенную конструкцию, и стойким к проникновению инертных газов (азота). Проведение операции соответствующим образом предполагает наличие медицинского персонала.

Практика показывает, что в большинстве случаев, операция начинается горным диспетчером, отвечающим за работу в шахте, после получения информации из-под земли, или от оператора автоматической системы определения содержания метана в воздухе, а среднее время проведения такой операции составляет один час. Решение, принимаемое диспетчером работы в шахте в течение всего данного времени, имеют ключевое значение для дальнейшего безопасного проведения операции по самоспасению работников смены, а также с одновременно проводимой и скоординированной спасательной операции в целом. Можно заключить, что действия горного диспетчера, отвечающего за работу в шахте, влияют на быстроту принятия решения об использовании важных элементов и учета важных факторов при проведении спасательной операции.

Таким образом, время с момента возникновения чрезвычайной ситуации до момента уведомления АО «Центральная Горноспасательная Станция» в Бытоме, в среднем составляет 50 минут, а время с момента возникновения чрезвычайной ситуации до момента прибытия специальных бригад из указанного подразделения – в среднем составляет 107 минут, в то время как, время прибытия спасательных бригад,

пребывающих на дежурстве на окружной горноспасательной станции – составляет 93 минуты. Из вышеуказанного следует, что внешнее подразделение горноспасательной службы способно приступить к проведению операции на шахте через 50 минут и пребывать в готовности к оказанию помощи в течение 40 минут после возникновения чрезвычайной ситуации, между тем как собственные бригады, будут готовы принять участие в операции в среднем в течение 85 минут.

Время прибытия представителя руководящего органа спасательного подразделения на шахту, после получения соответствующего вызова, составляет в среднем до 37 минут. Таким образом, ключевое значение имеет быстрота извещения подразделения работниками шахты. Время, необходимое для запуска хроматографа на нижнем ярусе шахты (т.е. первого считывания его показателей по составу и концентрации газов) во время проведения операции, составляет до 9 часов.

Заключение

Защита польских каменноугольных шахт обеспечивается стандартной, в организационном плане, системы горноспасательных служб. Идеально скоординированные действия горноспасательных служб отлаживались в течение многих лет, а все проведенные до сих пор спасательные операции подтверждают эффективность интегрированной спасательной системы. Горные спасатели, как наиболее квалифицированные специалисты горнодобывающих предприятий, и подразделения, профессионально занимающейся горноспасательными операциями, т.е. АО «Центральная Горноспасательная Станция» в Бытоме, являются неотъемлемыми элементами системы обеспечения безопасности труда на шахте, способными безопасным образом выполнять горные работы в условиях выполнения профилактических работ и проведения спасательных операций.

К группе наиболее важных факторов, влияющих на соответствующее функционирование спасательной службы, среди прочего, следует отнести:

- применение идентичных спасательных технологий;
- наличие самого современного снаряжения и оборудования;
- централизованное обучение, предполагающее одинаковую систему преподавания практики и теории, включая обучение навыкам, необходимым спасателям при чрезвычайных ситуациях, сопровождающимся получением травм;
- высокий уровень проведения медосмотров, обеспечивающий возможность оценки выносливости организма спасателя, выполняющего тяжелую работу в трудных и экстремальных условиях.

Данная тема разработана в рамках исследовательского проекта №Н Н524371537 1537, финансируемого за счет средств Министерства науки и высшего образования, и реализованного Главным институтом горного дела в Катовице в 2010-2011 гг.

Список литературы

1. “Ratownictwo górnicze w kopalniach węgla kamiennego – uwarunkowania techniczne, ekonomiczne, organizacyjne i społeczne”, praca zbiorowa red. Kaja Gadowska, Wydawca: Główny Instytut Górnictwa, Katowice, 2011.

2. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 12 czerwca 2002 r. (z późniejszymi zmianami) w sprawie ratownictwa górniczego, Dz. U. z 2002 r. nr 94 poz. 838 oraz Dz. U. z 2004 r. nr. 102 poz. 1074.

3. Sprawozdanie z działalności technicznej Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego SA za lata 2004-2009. Praca zbiorowa, Bytom, CSRG, 2010.

4. Szlązak J, Szlązak N. – “Ratownictwo górnicze”, Uczelniane Wydawnictwa Naukowo – Dydaktyczne AGH, 2007.

5. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. “Prawo górnicze i geologiczne” Dz. U. z 2011 r. nr. 163 poz. 981.

К ВОПРОСУ ЗОНАЛЬНОСТИ НАПРЯЖЕНИЙ ГОРНОГО МАССИВА НА ПУТИ ПОДВИГАНИЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Наведено причини зональності напружень в гірських породах навколо природних та техногенних утворень, що зустрічаються на шляху посування очистних робіт та впливають на їх ефективність. Приведено можливі варіанти розташування гірничих виробок, що будуть переходити очистні вибої, кваліфікаційні признаки розподілу техногенних зон та дана їх класифікація.

Приведены причины зональности напряжений в горном массиве вокруг природных и техногенных образований, которые встречаются на пути продвижения очистных работ и влияют на их работу. Приведены возможные варианты расположения горных выработок, которые будут переходить очистные забои, классификационные признаки деления техногенных зон, дана их классификация.

The reasons of zonality value of tension are given in a massif around natural and technogenic generations which meet on a way of advance of longwall and influence on their work. Also described options of arrangement of excavations which will pass longwalls, classification signs of division of technogenic zones and their classification is given.

В большинстве случаев эффективное применение интенсификации технологии очистной выемки полезного ископаемого сдерживается природными и техногенными образованиями структур во вмещающих породах, которые создают аномальные зоны напряжений, отличающиеся от геостатического напряженного состояния по величине и вектору направленности главных напряжений.

Природные образования представлены в виде пликативных и дизъюнктивных нарушений литологических разностей, распространяющихся на различную глубину проникновения в глубину массива, простираясь от нескольких десятков метров до сотен километров (рассматриваются параметры нарушений относительно размеров месторождений полезных ископаемых). Вокруг них создаются поля повышенных и пониженных напряжений с очертанием в виде эллипсоида, длиной осью которого является простиранье нарушения, а короткой осью амплитуда перепада градиента напряжений [1, 2].

Согласно теории блоковой тектоники месторождения угля приурочены к узлам пересечения скрытых разломов фундамента. Движение блоков фундамента происхо-

дит при дрейфе континентов, что и наблюдается в настоящее время. В. Хоббс доказал, что линеаменты не ограничиваются только разрывами и трещинами. Они также отражают современные движения, происходящие в земной коре, и являются произрастающими разрывами в осадочных породах. Линеаменты Донецкого бассейна отражают современные тектонические движения и их простирание ориентировано в следующем направлении: $0...355^{\circ}$, 330° , $300...315^{\circ}$, $30...40^{\circ}$, $60...75^{\circ}$, 90° [3, 4].

В угленосных отложениях кроме тектонической зональности существует метаморфическая зональность. Степень метаморфизма углей закономерно увеличивается от периферии Донецкого бассейна к его центру и с запада на восток [5]. Установлена связь прочностных характеристик пород Донбасса с метаморфизмом. Эти закономерности подтверждены большим экспериментальным материалом [6]. Метаморфическая зональность имеет тесную связь с тектонической зональностью и лишь в некоторых случаях не повторяется.

По форме линий простирания геологические нарушения различают: прямолинейные, криволинейные, комбинированные, а так же простые и сложные. Простые представлены одним типом нарушения, сложные – двумя и более.

По величине амплитуды смещения выделяют два типа нарушений: с амплитудой, не превышающей мощности пласта, и с амплитудой, превышающей мощность пласта, а также с изменяющейся амплитудой в пределах выемочного столба, и с неизменяющейся амплитудой. Нарушения в выемочном столбе могут быть с простиранием по всему фронту очистного забоя, и с простиранием не по всему фронту очистного забоя.

Это приводит к дополнительным и трудовым затратам, а также применения целого ряда мероприятий по улучшению взаимодействия крепи с боковыми породами, что отрицательно влияет на добычу угля.

Изменение вынимаемой мощности угольного пласта и его гипсометрии по площади выемочного поля относится к нарушению, которые требует принятие технических и технологических изменений от нормального режима работы механизированного очистного комплекса. Нарушения структурного строения вмещающих пород приводят к изменению напряженно-деформированного состояния, осложняя работу гидрофицированной крепи. Как правило, в этих местах образуются заколы кровли и крупноблочное обрушение. Работа крепи осложняется высоким горным давлением и неблагоприятным его распределением. Секции крепи становятся неустойчивы из-за значительной разности нагрузок по забойному и завальному рядам стоек и часто теряют подвижность при посадке «нажестко».

Увеличение мощности пласта, его вздутие на локальной площади, при расположении лавы по простиранию способствует образованию бокового смещения пород. Это явление наблюдается при нормальных просадках кровли, что приводит к опрокидыванию секций механизированной крепи, деформированию гидростоек и их соединений в опорных элементах, а так же к односторонним просадкам оснований в почву. Этот фактор проявляется интенсивнее при значительном увеличении вынимаемой мощности пласта.

При переходе механизированными комплексами через геологические нарушения возможны критические ситуации из-за необходимости присечки боковых пород

и снижения скорости подвигания лавы. Понижается устойчивости крепи на криволинейных участках и повышается износ элементов механизированного комплекса. Все эти факторы могут привести к утрате работоспособности комплекса.

Увеличение длины лавы и выемочных столбов с целью уменьшения потерь из-за перемонтажей комплексов, приводит в свою очередь к увеличению вероятности появления в пределах выемочного поля геологических нарушений, подлежащих переходу комплексно-механизированными лавами. В этих зонах резко повышается горное давление на крепь, ухудшается состояние пород и наблюдается повышенное выделение газа метана. Отмечается складчатость, перемятость угля и вмещающих пород, ложная кровля и почва.

Горные работы изменяют естественное напряженно-деформированное состояние пород. В массиве образуются зоны повышенного и пониженного горного давления. В Донбассе в зонах повышенного опорного давления находится более 50 млн. тонн угля. Рядом с ними располагаются зоны пониженного горного давления, которые проявляются в виде: интенсивной трещиноватости пород, сползания почвы или ее пучение и разрушение, вывалов породных блоков, завалов очистных забоев и других явлений.

Наличие горных выработок на пути движения очистного забоя является одним из техногенных образований. Переход очистными работами горной выработки требует дополнительных затрат и создает трудности, но при этом не теряется работа по пласту и комплекс не подвергается демонтажно-монтажным работам. Это важно для сохранения работоспособности высокопроизводительного оборудования.

Внедрение в производство очистной техники нового технического уровня на пластах средней мощности позволило сократить затраты на проведение и поддержание горных выработок на единицу разрабатываемой площади. Вместе с тем возникли сложности с планировочными решениями подготовки запасов в условиях действующих шахтных полей.

Из этого следует, что при ведении горных работ приходится сталкиваться с частой сменой зональности в напряженно-деформированном состоянии пород. В этих условиях технология выемки угля нуждается в обосновании при планировании развития горных работ.

Основными факторами, определяющих параметры выемочных столбов являются:

- возможность расширения границы шахтных полей в их оставшейся части на соседние участки по причинам наличия выработанного пространства, непреходных геологических нарушений или горных выработок;

- проведение тупиковых горных выработок большой длины при безцеликовой подготовке шахтного поля и соблюдении Правил безопасности по условию проветривания и обеспечения коллективной безопасности трудящихся, на случай возникновения подземного очага пожара;

- активное проявление горного давления в подготовленных выемочных выработках на больших глубинах, где временной фактор является доминирующим и еще до начала очистных работ требуется выполнение ремонтных работ по обеспечению их эксплуатационных размеров;

– решения вопроса темпа проведения тупиковой выработки по критерию обрачиваемости транспортно-доставочных средств, где применение высокоэффективных проходческих комплексов становится убыточным.

На большинстве шахтных полях Донбасса значительная часть запасов отработана и расширение границ возможно только за счет резервных участков, которые планировались к отработке вновь построенными шахтами. Таких участков не много, и поэтому приходится рассматривать возможность внутренней перепланировки от ранее принятых решений. В отдельных случаях для реализации принятых решений приходится принимать во внимание уже сложившееся расположение горных выработок. Известно, что образования зоны разгрузки вокруг горной выработки и ее размеры определяются величиной гидравлического радиуса, распространяемого в глубину массива. С учетом его анизотропии параметры зоны приобретают разные значения. Во времени происходит дезинтеграция напряжений в изотропной среде. Осадочные вмещающие породы такими свойствами не обладают и имеют структурные формы. Они вносят коррективы в напряженное состояние массива.

Из практики натуральных исследований известно, что для подготовительных выработок дополнительная опорная нагрузка на их стенки соответствует массе пород в пределах ширины (свободного пролета). На удалении от проходимой выработки более $5l_B$ (l_B – ширина выработки) подработанная масса пород распределяется между двумя опорами. Изменение нагрузки по периметру выработки учитывают коэффициент эквивалентности, который равен $\Theta = 0,125 \frac{S}{l_g} + 0,38$, где S – расстояние от забоя до рассматриваемого сечения. Его значение принимается в пределах $0,5 < \Theta \leq 1,0$.

При пологом залегании угольного пласта отработка ведется лавами по простиранию и на ее пути находится ходок или уклон. Время проведения данной выработки может быть самым разным и ее состояние не всегда отвечает проектным размерам. Вокруг выработки сформировалась своеобразная техногенная зона.

Под **техногенной зоной** понимается сочетание разгруженной зоны вмещающих пород в горном массиве вокруг горной выработки и ее собственное пространство. В этой среде установилось горное давление, сформировались системы трещин. Образовался своеобразный газовый режим. Кроме того, крепь выработки имеет уже отработанный ресурс времени и в массиве имеется выработка без учета ее использования при переходе очистными работами.

Таким образом, на пути подвигания очистного забоя сформировалась техногенная зона с измененными параметрами горного массива. Решение вопроса по ее переходу обуславливается многими составляющими технологического плана и экономических соображениями. Это может становиться препятствием для внедрения высокопроизводительных очистных комплексов и, наоборот, при техническом решении перехода техногенной зоны обеспечить применение длинных выемочных полей.

Для решения вопроса коллективной безопасности, воздухоподводящие и воздухоотводящие выработки соединяются друг с другом через расстояния, которые решают вопросы их эффективного проветривания и безопасности людей в случае возник-

новения подземного пожара в устье воздухоподводящей выработки. Данное техническое решение приводит к тому, что на пути развития очистных работ имеется горная выработка, пройденная в период подготовки запасов. Здесь требуется комплексное рассмотрение вопроса подготовки, включающего проведение выработки и возможного ее перехода очистными работами. Важно проектировать и прогнозировать ее состояние с учетом горно-геологических условий разработки угольного пласта.

Учитывая сложившуюся систему расположения горных выработок на шахте, очистные работы на пути подвигания могут встретить различное расположение техногенных зон во вмещающих породах относительно линии очистного забоя. Возможны несколько вариантов состояния техногенных зон и расположения горной выработки относительно плоскости пласта (рис. 1 а, б, г, д, и к).

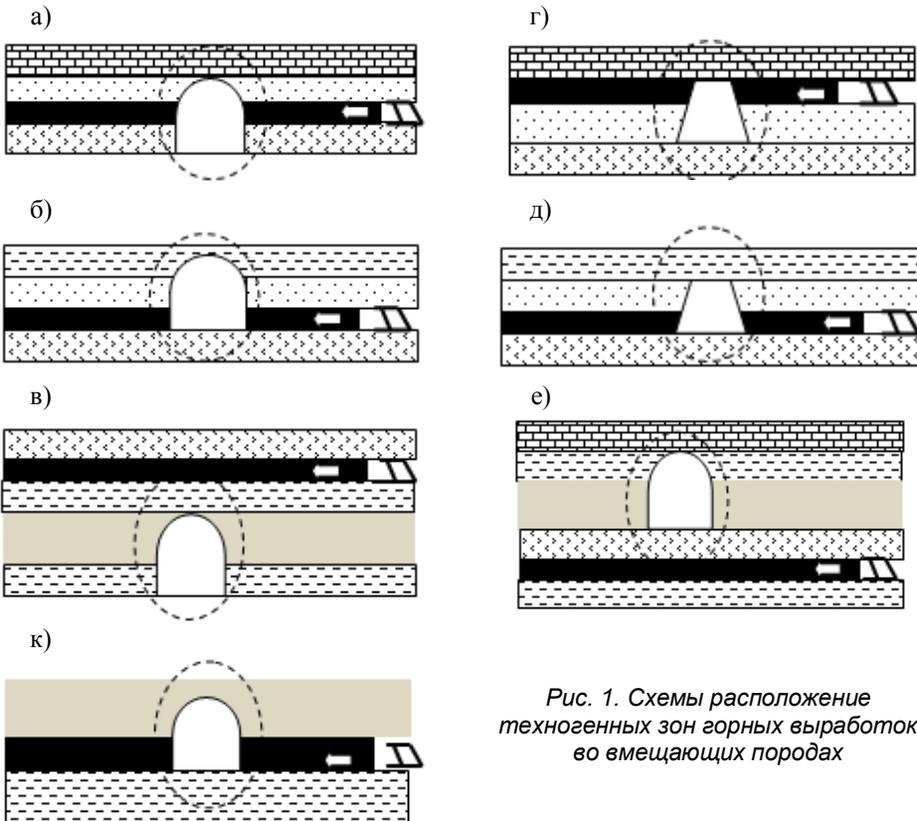


Рис. 1. Схемы расположение техногенных зон горных выработок во вмещающих породах

Рассмотрим случаи, в которых горные выработки расположены на пути подвигания очистного забоя в плоскости вынимаемого пласта. Техногенные зоны охватывают породы кровли и почвы, а также в бока выработки, деформируя угольный массив, изменяя его естественное напряженное состояние.

При отработке угольного пласта лавами по простиранию это могут быть уклоны, ходки или бремсберги различного хозяйственного назначения.

Если ранее в технологической системе шахты выработка предназначалась как транспортная, то ее размеры значительно превышают вынимаемую мощность тонкого угольного пласта (рис. 1, а, б, з, д). Как правило, она имеет арочную форму и крепь из металлического спецпрофиля.

Трапецевидную форму выработки принимают при наличии в кровле пласта мощных крепких пород, не нарушая сплошности литологических разностей. Данная форма является более удобной, так как сохраняет единство плоскости пород кровли и повторяет линию вынимаемого пласта при очистной выемке (рис. 1, з и д).

Если горная выработка проводится в выемочном столбе для решения вопроса проветривания за счет обще шахтной депрессии с последующим ее переходом очистным забоем, то ее расположение в плоскости пласта и паспорт крепления учитывает данные обстоятельства (рис. 1, к).

При разработке сближенных весьма тонких и тонких угольных пластов часто очистными работами приходится переходить выработки, расположенные в массиве выше (рис. 1, е) или ниже вынимаемого пласта (рис. 1, в). Эти выработки могут быть как действующими, так и старыми, которые создают техногенную среду и влияют на эффективное ведение горных работ в зоне их расположения.

При нахождении горной выработки в кровле пласта породный прослой может разрушиться, что в свою очередь приведет к вывалообразованию, прорыву воды, или газа в рабочее пространство лавы. Расположение горной выработки в почве вынимаемого пласта может спровоцировать дополнительную деформацию или разрушение пород. Секции механизированной крепи лишатся почвы, провалятся, что приведет к аварийной ситуации, а работа транспортной и вентиляционной сети шахты будет нарушена.

Для оценки степени влияния расположения техногенной зоны на эффективность ведения очистных работ и принятия дополнительных технологических мер эти зоны необходимо классифицировать.

В работе предлагается в качестве основных классификационных признаков приняты параметры эллипсоида техногенной зоны относительно угольного пласта, направление движения очистного забоя и соотношение малой оси к ширине рабочего пространства лавы (рис. 2).

В качестве дополнительных классификационных признаков приняты размеры горной выработки относительно мощности пласта, плотность насыщения техногенной зоны техническими средствами, материалами и сооружениями для преодоления ее очистным механизированным комплексом, а также назначение горной выработки в технологической схеме шахты или отдельной ее части.

При расположении сечения горной выработки ниже почвы вынимаемого пласта (рис. 1, а и з), кроме установки крепи усиления, необходимо заполнять пространство строительными конструкциями или породами до уровня почвы, что требует разработки дополнительных технологических решений.

На основании выше изложенного, можно сделать вывод, что значительная протяженность подготовительных и выемочных выработок шахт находятся в неудовле-

творительном состоянии из-за высокой деформации вмещающих пород, несмотря на высокую насыщенность металлической податливой крепью. В выемочном столбе на пути движения очистного забоя создается техногенная зона, являющаяся серьезным препятствием при переходе горными работами.

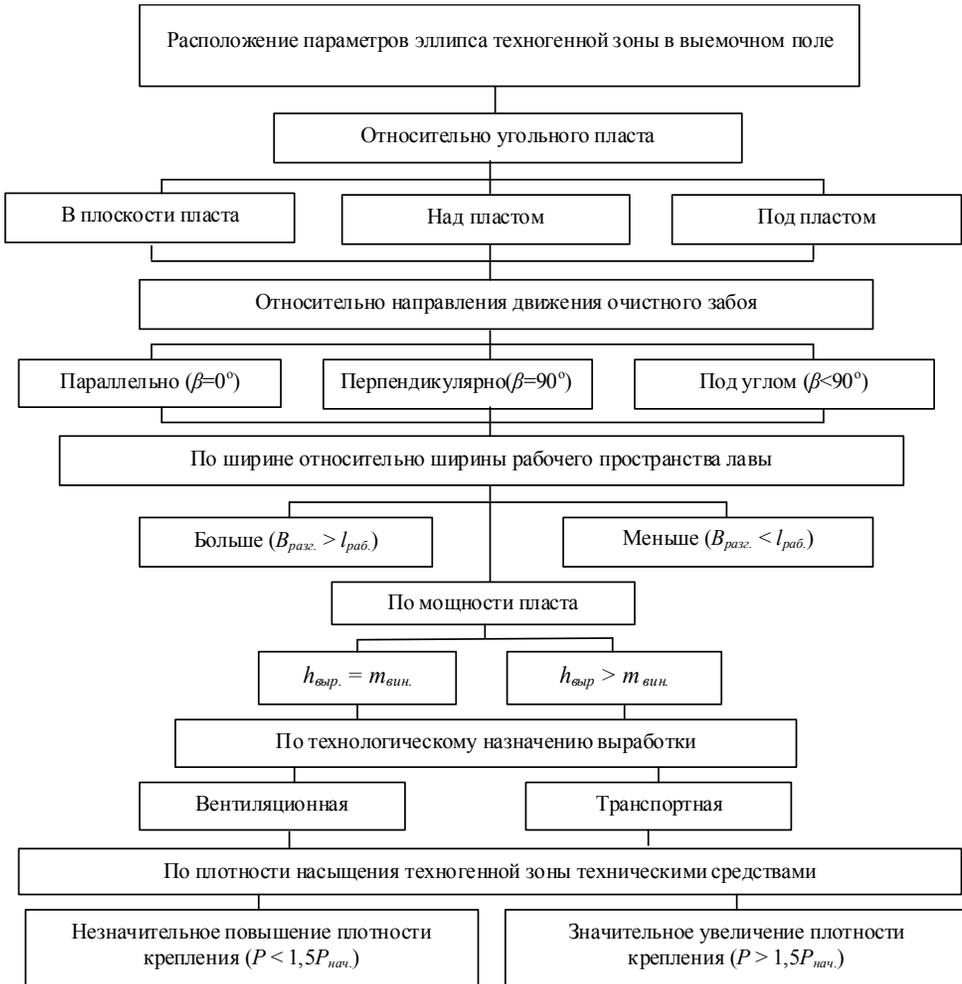


Рис. 2. Классификация расположения техногенных зон в выемочном поле угольного пласта

Принятая классификация расположения техногенных зон в выемочном столбе угольного пласта позволит учесть степень риска при ведении горных работ. Это позволит проектировать необходимые мероприятия для эффективного ведения горных

работ с применением высокопроизводительных очистных механизированных комплексов.

Список литературы

1. Забродин, В.Ю. Системный анализ дизъюнктивов [Текст] / В.Ю. Забродин. – М.: Наука, 1981. – 200 с.
2. Шерман, С.И. Поля напряжений земной коры и геолого-структурные методы их изучения [Текст] / С.И. Шерман, Ю.С. Днепровский. – Новосибирск: Наука. Сибирское отделение, 1989. – С. 5-9.
3. Майданович, А.И. Особенности тектоники угольных бассейнов Украины [Текст] / А.И. Майданович, А.Я. Радзивил. – К.: Наукова думка, 1984. – 120 с.
4. Веремеев, П.С. Геологическая природа космографических линеаменов (по материалам Украинского щита) [Текст] / П.С. Веремеев // Геологический журнал. – 1986. – № 5. – Т. 46. – С. 3-11.
5. Забигайло, В.Е. Эффективность воздействия на горный массив текущими веществами и структурное районирование Донбасса [Текст] / В.Е. Забигайло, В.В. Лукинов, В.В. Репка // Горный журнал. – 1988. – № 3. – С. 1-5.
6. Донабедов, А.Т. Физические свойства горных пород угленосных месторождений, как индикатор степени метаморфизма углей [Текст] / А.Т. Донабедов // Изв. АН СССР сер. геол. – 1943. – Т. 4-5. – С. 137-142.

АНАЛИЗ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ СТРУГОВОЙ И КОМБАЙНОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ УГЛЯ

Представлені результати аналізу енергетичної ефективності стругового й комбайнового виймання вугілля в однакових умовах експлуатації.

Представлены результаты анализа энергетической эффективности струговой и комбайновой выемки угля в сопоставимых условиях эксплуатации.

The results of the analysis of energy efficiency plowing and coal cutting in comparable conditions are presented.

Актуальность работы

Анализ мировых тенденций развития энергетики [1, 2, 3] позволяет сделать однозначный вывод, что основным энергоносителем в мире остается уголь. Опыт стран с развитой рыночной экономикой показывает, что энергетическую политику следует строить, исходя из собственных энергоресурсов. В США в год добывается около 1 млрд. тонн угля, 70% которого потребляют электростанции. Таким образом, США, несмотря на наличие значительных запасов нефти и газа, ориентирует развитие своей энергетики на уголь. Украина, располагая недостаточными собственными запасами нефти и газа, имеет топливно-энергетический баланс, в котором доминируют природный газ и нефть, что ставит экономику страны в зависимость от дорогостоящего импорта и угрожает ее энергетической безопасности. Поэтому актуальной задачей для страны является разработка и реализация комплекса мер по увеличению угледобычи. Реалии развивающихся рыночных механизмов таковы, что выживают только рентабельные шахты, поэтому при установившейся на рынке цене на уголь в Украине единственным путем повышения рентабельности является снижение его себестоимости. Учитывая тяжелые и опасные условия труда в шахте, нельзя снижать себестоимость за счет уменьшения оплаты труда и затрат на обеспечение безопасности.

Затраты на электроэнергию на шахтах Украины составляют 5-10% от себестоимости 1 тонны готовой угольной продукции. Поэтому задача снижения энергопотребления технологическими установками в угольных шахтах, а в частности энергоёмкости очистных работ очень важна и актуальна.

Основная часть

Согласно «Энергетической стратегии Украины на период до 2030 года» [4] опережение темпов экономического роста по сравнению с темпами потребления первичных энергоресурсов должно обеспечиваться путем реализации стратегической цели, направленной на достижение к 2030 году мирового уровня показателей энергетической эффективности. Достижение такого уровня планируется осуществить за счет двух основных факторов:

- технического (технологического) энергосбережения, предусматривающая модернизацию или замену энергоемких имеющихся технологий, повышение энергоэффективности промышленности и уменьшение потерь энергоресурсов;
- структурного энергосбережения, предусматривающего коренные структурные изменения для создания малоэнергоемкой и малоресурсной экономики путем внедрения новейших технологий.

Под эффективностью энергопотребления понимаются действия (комплекс аналогичных за своей направленностью мероприятий), которые являются причиной изменения состояния основных элементов производства (изменения состояния техники, технологии, организации производства, работы и управление, квалификационного состава работающих и улучшение их использования) и, как следствие, положительных или отрицательных изменений показателей энергопотребления (табл. 1).

Как пример повышения технического уровня производства можно привести шахты ПАО «ДТЭК Павлоградуголь». Сегодня, на шахтах Западного Донбасса применяются отечественные механизированные комплексы типов КД-80, КД-99, КД-90, ДМ с очистными комбайнами КА-80, КА-200, УКД-200. Внедрены и довольно успешно работают комплексы чешского производства состоящие из механизированной крепи «Ostroj», очистного комбайна МВ-410Е и конвейера CZK-190/800 «TMachinery», а также струговая установка фирмы Vucugus DBT Europe GmbH. Суточная нагрузка в струговой лаве достигает 3500 т/сут. Внедрение оборудования нового технического уровня положительно повлияло на снижение удельных энергозатрат.

Поиск путей снижения расходов электроэнергии на выемку угля, бесспорно является важным. Этим вопросом занимались и продолжают заниматься многие ученые и производственники. Наибольший интерес представляет работа [5], где поставлена и решена задача изучения, каким образом повлияет на энергозатраты и качественные показатели добычи механизированного комплекса изменения прямолинейной формы забоя на почвоуступную, то есть с опережающим под кровлей врубом. Для этого в 509 лаве шахты «Терновская», оснащенной очистным комплексом «Донбасс» и имеющей прямолинейную форму забоя, по типовой методике и соответствующим нормативным документам были проведены исследования энергозатрат добычи и сортности горной массы. Аналогичные исследования проведены в этой же лаве, но уже имеющие почвоуступную форму забоя при работе экспериментального комплекса. Оба комбайна однотипные – МК67 – отличились только исполнительными органами. Извлекаемая мощность пласта C_5 в обеих лавах одинакова. Горно-геологическая характеристика участка не менялась. Верхняя часть эксперименталь-

ного исполнительного органа очистного комбайна, создающая опережающий вруб у кровли, занимала 35% мощности пласта и работала в условиях, аналогичных условий работы исполнительного органа обычного серийного комбайна МК67. Нижняя же часть органа, отбивающая большую по высоте часть пласта, не резала угольный пласт, а отказывала и разбивала его, о чем свидетельствует большой выход крупных кусков угля и снижение энергозатрат на это разрушение.

Измерение энергозатрат добычи на обоих комбайнах производились самопишущим киловаттметром НЗ79 при различных режимах нагружения электродвигателей комбайнов. При этом варьировали скорость подачи комбайна при постоянной ширине захвата и ширине захвата комбайна при постоянной его скорости.

Обработка результатов замеров показала, что между потребляемой мощностью электродвигателями обоих комбайнов, энергозатратами добычи и скоростью подачи существуют зависимости. Из анализа этих зависимостей следует, что при увеличении скорости подачи комбайнов удельные затраты отбойки и погрузки горной массы для обоих комбайнов уменьшается. Однако при работе комбайна с почвоуступной формой забоя это уменьшения проявлялось наиболее интенсивно. В испытуемом диапазоне скоростей передачи комбайна МК67 «ЗД» (с экспериментальным исполнительным органом) от 0 до 2,76 м/мин потребляемая мощность изменялась в пределах от 20 до 66 кВт, что значительно меньше паспортной мощности комбайна.

Представляют интерес результаты исследований энергозатрат добычи горной массы и потребляемой мощности электродвигателем комбайна МК67 (серийный) в зависимости от ширины захвата при постоянной скорости подачи равной 1,62 м/мин. Эти исследования показали, что увеличение ширины захвата от 0 до 0,8 м приводит к увеличению потребляемой мощности от 20 до 85 кВт и снижению энергозатрат выемки угля до 0,70 кВт·час/т. В результате этих исследований также установлено, что при скорости 1,62 м/мин и одинаковой ширине захвата 0,5 м, энергозатраты добычи серийным комбайном составляли 0,92 кВт·час, а экспериментальным комбайном – 0,66 кВт·час/т, то есть на 44% ниже, чем при добыче серийным комбайном. При скорости подачи комбайна более 2 м/мин эта разница увеличилась еще значительней.

Вернувшись к существующей технологии добычи угля на шахтах Западного Донбасса, с позиции энергоэффективности можно проанализировать струговую и комбайновую выемку. При какой же технологии отработки пласта энергозатраты минимальны? Этот вопрос можно рассмотреть на примере ПСП «Шахта Степная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь». На сегодняшний день на шахте работают две лавы длиной 300 м каждая, находящиеся примерно в одинаковых горно-геологических условиях (163 лава оборудована струговым комплексом производства фирмы Висугус DBT, 158 лава – механизированным комплексом Ostroy). Авторами был проведен анализ энергозатрат по вышеупомянутым лавам (по отчетным данным ПСП «Шахта Степная»), на основании которого было установлено, что удельные энергозатраты на при струговой выемке ниже примерно на 10%.

КЛАССИФИКАЦИЯ ФАКТОРОВ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЯ
И НАПРАВЛЕНИЙ ИНВЕСТИЦИЙ В ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ

| Направления энергосбережения | | |
|--|---|--|
| | Комплексные | Частичные |
| В н у т р е н н и е | Повышение технического уровня произ- водства | – внедрение новой энергосберегающей техники; – внедрение новых энергосберегающих технологий; – усовершенствование действующей техники и технологии; – улучшение качества энергоресурсов, выбор параметров энергоносителей; – внедрение эффективных энергоносителей. |
| | Усовершенст- вование орга- низации ис- пользования энергоресурсов | – оптимизация структуры потребляемых энергоресурсов; – оптимальное распределение энергетических нагрузок; – использование вторичных энергетических ресурсов; – усовершенствование нормирования, учета и контроля затрат энергии; – усовершенствование системы экономического стимулирования рационального использования энергии. |
| | Усовершенст- вование орга- низации произ- водства и работы | – улучшение организации и структуры производства; – максимальная загрузка энергопотребляющего оборудования; – усовершенствование организации и повышение качества ремонтов энергопотребляющего оборудования. |
| В н е ш н и е | | – усовершенствование законодательного регулирования потребления энергии; – усиление влияния органов государственного надзора за потреблением энергии; – усиление рыночного влияния; – усиление социального и экологического значения экономики энергии. |

Рассмотрим мировой опыт применения и оценки струговой и комбайновой технологии. Необходимо отметить, что этот вопрос необходимо изучать комплексно. Невозможно сказать что та или иная технология эффективнее, используя лишь критерий удельных энергозатрат. В прошлом существовали различные подходы приведения обеих технологий к общему знаменателю, при этом в большинстве случаев отсутствовал комплексный подход. Чаще всего сопоставлялись технические параметры комбайнов и стругов, иногда рассматривалась технология, однако, примеры целостного анализа практически невозможно найти в литературе. Тем не менее, всестороннее сопоставление двух различных технологий имеет смысл только при усло-

вии комплексного подхода, учитывающего все важнейшие технические, эксплуатационные и экономические факторы (табл. 2) [6].

Таблица 2

УРОВНИ СРАВНЕНИЯ КОМБАЙНОВОЙ И СТРУГОВОЙ ТЕХНОЛОГИЙ

| Технический | Эксплуатационный | Экономический |
|---|--|----------------------------|
| Техническая готовность | Коэффициент использования рабочего времени | Капитальные затраты |
| Техническая производительность | Площадь выемки | Эксплуатационные расходы |
| Мероприятия по снижению содержания метана | Суточное подвигание забоя | Срок службы |
| Мероприятия по подавлению угольной пыли | Транспортировка угля | Издержки производства угля |

Рассмотрим некоторые аспекты в отдельности. Технические аспекты обеих рассматриваемых технологий выемки угля в длинных очистных забоях охватывают условия их применимости в таких забоях и основные технические характеристики.

Технические условия применимости. Техническая пригодность – важный фактор при выборе технологии выемки. В рамках этой категории рассматривается ряд соответствующих геологических (включая тектонические и стратиграфические), а также эксплуатационных факторов.

Крепость угля. Очистные комбайны могут осуществлять отбойку как мягкого, так и крепкого угля. С увеличением крепости угля возрастает удельная энергия выемки (т.е. количество энергии, необходимой для выемки и погрузки 1 т угля), что снижает производительность комбайна. Струговые установки в прошлом наиболее часто использовались для отработки пластов мягкого угля. Это объяснялось низкой установленной мощностью машины. За последнее время ситуация резко изменилась, что обусловлено следующими причинами:

- внедрение надежной микропроцессорной техники стало выдающимся техническим достижением в области струговой выемки. Благодаря системе «incremental plowing»(буквально, дозированная струговая выемка) струг может выдерживать строго определенную глубину резания, избегая при этом часто происходившего в прошлом блокирования струга;
- благодаря внедрению высокоэффективных систем защиты от перегрузки удалось значительно сократить число обрывов цепей;
- мощность двигателей струговых комплексов постоянно возрастает. В настоящее время установленная мощность режущего органа струга составляет до 1,6 МВт;
- струги, оснащенные двигателями с частотно-регулируемым приводом (ЧРП), обеспечивающим постоянное регулирование скорости, совместно с забойными скребковыми конвейерами, оснащенными двигателями аналогичного типа, позволяют оптимизировать работу стругового очистного забоя.

Автоматизация. Комбайны в последние годы оснащаются системой автоматизации, носящей название «темогу cut», которая устанавливает положение поворотных редукторов в соответствии с условиями выемки в данной конкретной лаве. Тем не менее, даже самые современные очистные комбайны требуют постоянного присутствия оператора в забое. Это ограничивает скорость подачи, так как оператор вынужден идти вслед за комбайном. Ожидается, что и в будущем необходимость в присутствии оператора в забое сохранится, даже при условии дальнейшего технического развития.

Струговые установки в настоящее время могут эксплуатироваться полностью в автоматизированном режиме. На некоторых шахтах горнякам даже запрещено находиться в забое во время работы струга; поэтому управление стругом осуществляется с поверхности без помощи оператора в лаве. На многих шахтах струговые лавы работают в автоматизированном режиме.

Техническая производительность. Техническая производительность комбайнов и стругов, эксплуатирующихся в специфических подземных условиях, зависит в основном от следующих факторов:

- крепости угля;
- установленной мощности двигателей;
- скорости подачи;
- высоты забоя;
- ширины захвата.

Крепость угля для комбайновой выемки определяется иначе чем для струговой. Наиболее часто используемым показателем крепости угля в условиях комбайновой выемки является прочность на одноосное сжатие (UCS). В литературе [7] можно найти следующую шкалу:

- мягкий уголь – $UCS < 10$ МПа;
- уголь средней крепости – $10 \text{ МПа} < UCS < 20$ МПа;
- крепкий уголь – $UCS > 20$ МПа.

Для описания крепости угля в условиях струговой выемки наиболее известная шкала была разработана Немецким научно-исследовательским центром ДМТ ГмбХ. Так называемое «сопротивление угля резанию стругом» (plowability) характеризует среднее усилие резания F_s одного резца струга, выраженное в кН. Это усилие резания определяется в процессе натуральных измерений при помощи специального прибора [8], [9]. В соответствии с этим показателем существуют следующие категории сопротивляемости выемке стругом угольных пластов:

- низкое сопротивление – $F_s < 1,5$ кН;
- обычное сопротивление – $1,5 \text{ кН} < F_s < 2,0$ кН;
- высокое сопротивление – $2,0 \text{ кН} < F_s < 2,5$ кН;
- очень высокое сопротивление – $2,5 \text{ кН} < F_s$.

Взаимосвязь между этими двумя показателями очень слабая, так как при выемке в продольном направлении механические свойства угля лишь отчасти определяют величину усилия резания. Показатель среднего сопротивления угля резанию учитыв-

ваит наличие слоистости и прослоек, которые присутствуют во всех гумусовых углях, а также влияние горного давления.

В течение последних десятилетий установленная мощность двигателей, как очистных комбайнов, так и стругов, постоянно увеличивалась, хотя наиболее быстрый рост наблюдался в развитии комбайновой технологии. Разработка новой мощной (1,6 МВт) струговой системы GH 42 вывела струговую технологию на передовые рубежи.

Скорость подачи современных очистных комбайнов по углю составляет до 10 м/мин. Скорость движения стругов в настоящее время колеблется от 2 до 3,6 м/с.

Спорным на сегодня остается вопрос о том, какая из технологий наиболее эффективна для применения на пластах мощностью до 1,5 м. Ширина захвата очистного комбайна составляет от 0,8 до 1,2 м. Толщина стружки струга зависит от крепости угля, установленной мощности двигателей, скорости подачи и мощности пласта и составляет от 5 до 25 см.

Все рассмотренные выше факторы определяют производительность комбайна или струга, которая соответствует количеству энергии, необходимой для выемки и погрузки единицы объема или массы угля. Эта энергия носит название удельной энергии выемки и выражается в МДж/м³.

Удельная энергия комбайна изменяется в диапазоне от 0,7 до 10 МДж/м³, хотя во многих случаях она не превышает 5 МДж/м³ [10, 11]. Удельная энергия струговых систем колеблется от 1,0 до 10 МДж/м³, однако, в большинстве струговых лав она также не превышает 5 МДж/м³ (рис. 1).

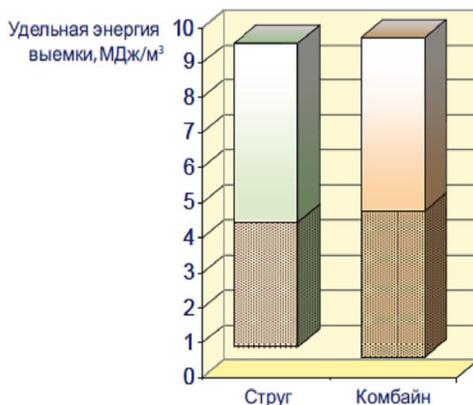


Рис. 1. Удельная энергия выемки комбайном

При выемке мягкого угля удельная энергия выемки для обеих технологий находится в районе нижних границ приведенных выше диапазонов. Таким образом, учитывая величины удельной энергии для обеих технологий, можно сказать, что этот параметр для обеих систем сопоставим.

Объясняется это следующим:

➤ Процесс выемки угля – струг вынимает более широкую полосу угля с меньшей скоростью резания. Следовательно, выемка угля стругом осуществляется более эффективно, обеспечивая при этом скалывание более крупных кусков угля. И наоборот, комбайн размалывает уголь, вынимая менее широкую полосу угля при более высокой скорости вращения резцов, что требует более высокого расхода энергии.

➤ Эффективность передачи энергии – доля энергии, идущей на резание и погрузку в общем объеме подведенной электроэнергии, выше в случае комбайновой выемки, в то время как при работе струга часть энергии потребляется на преобразо-

вание энергии вращения в продольное ускорение и перемещение цепи и корпуса струга.

Исходя из этого, можно утверждать, что более низкая по сравнению со стругом эффективность резания комбайна компенсируется более эффективной передачей энергии. Это означает, что в сопоставимых условиях для выемки единицы объема угля комбайну и стругу требуется примерно аналогичная удельная энергия.

Эксплуатационные расходы. Все расходы, связанные с добычными работами, складываются вместе и учитываются в рамках показателя «эксплуатационные расходы». В состав эксплуатационных расходов входят следующие элементы:

- затраты на заработную плату персонала;
- затраты на материалы;
- стоимость запасных частей;
- стоимость энергии;
- амортизационные расходы, уменьшение стоимости реального основного капитала в результате истощения природных ресурсов; амортизационное списание;
- издержки на страхование;
- текущие арендные платежи.

Для сравнения комбайнов и стругов необходимо сопоставить и эксплуатационные расходы. Для того чтобы такое сравнение было максимально объективным, следует привести обе технологии к сопоставимым условиям эксплуатации. В случае неоднородных условий эксплуатации необходимо взять адекватный пример для получения правильного результата.

В отечественной практике о зависимости факторов, влияющих на энергоемкость выемки угля, можно судить по формуле удельного расхода электроэнергии, величина которого при выемке угля комбайном определяется по формуле[12]:

$$W = \frac{k \cdot P_{ком}}{60 \cdot V_{II} \cdot L \cdot h \cdot \gamma \cdot \eta_c}, \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}, \quad (1)$$

где $k = 1,05 \div 1,15$ – коэффициент, учитывающий потери электроэнергии при пуске, смене зубков и других операциях;

$P_{ком}$ – средняя потребляемая мощность комбайна на зажимах двигателя (определяется путем замера);

V_{II} – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин;

h – мощность пласта;

$\gamma = 1,3 \div 1,4$ – удельный вес угля в массиве, т/м³;

η_c – КПД сети.

Выводы

Энергозатраты на отбойку угля значительно сокращаются при применении струговой выемки, так как отсутствует заштыбовка режущего органа и элементы крупного скола с поверхности пласта имеют высокий механический КПД. Энергоза-

траты с применением струговой установки на 10-15% ниже, чем с применением выемочного комбайна.

Издержки производства зависят помимо производительности лавы от капитальных и текущих затрат. В целом можно утверждать, что при отработке тонких и весьма тонких угольных пластов, капитальные затраты для комбайновых лав сопоставимы с капитальными затратами струговых лав. Но эксплуатационные расходы по струговым лавам немного меньше, чем по комбайновым.

Проведенный анализ показал, что струговые установки достаточно эффективны и их дальнейшее внедрение на маломощных пластах шахт Украины положительно скажется на объемах добычи угля. Однако стоимость оборудования для струговых лав остается достаточно высокой по сравнению с комбайновыми.

В дальнейших исследованиях авторы планируют провести эксперимент по снижению энергозатрат на выемку угля при комбайновом способе добычи. Предварительно планируется снизить энергоемкость зарубки и отбойки угля за счет образования двух дополнительных плоскостей обнажения и использования естественной слоистости и трещиноватости пласта. Исследования будут выполнены для условий шахт Западного Донбасса.

Список литературы

1. Ананьева, Г.С. ТЭК России в XXI веке [Текст] / Г.С. Ананьева // Безопасность труда в промышленности. – 2005. – № 5. – С. 8-11.
2. Пивняк, Г.Г. Система энергомониторинга и управления подземным электрообеспечением угольных шахт (СЕУПЕШ) [Текст] / Г.Г. Пивняк, В.Г. Заика, В.В. Ткачев // Энергосбережение. – 2008. – №9(107). – С. 16-20.
3. Тополов, В.С. Проблема топливно-энергетических ресурсов в мире и Украине [Текст] / В.С. Тополов, А.А. Бортников, А.А. Ануфриенко и др. [Текст] // Уголь Украины. – 2004. – №5. – С. 3-11.
4. Энергетическая стратегия Украины на период до 2030 года. – 129 с.
5. Бузило, В.И. Влияние формы забоя на энергозатраты и сортность добываемой продукции [Текст] / В.И. Бузило, А.Г. Кошка, В.П. Сердюк, С.И. Юнак, В.И. Ефремов // Матер. междуна. научн.-практ. конф. «Школа подземной разработки». – Днепропетровск: НГУ, 2007.
6. Michael Myshkovsky, Ulrich Paschedag. Сравнение эффективности струговой и комбайновой выемки в сопоставимых условиях эксплуатации. 2010 ООО «Альфа-Монтан-Бюро» «Глюкауф на русском языке». – 12 с.
7. Peng, S. Longwall Mining. – Second Edition, 2006.
8. Myszkowski, M. Erstellung eines Berechnungsmodells zur Auslegung und Optimierung von Hobelanlagen auf der Grundlage von Betriebsdaten und experimentellen Untersuchungen. – Berlin, 2004.
9. Paschedag, U., Schwolow, G. Die DMT-Zerspanbarkeitsmessung als Grundlage zum Bestimmen der Hobelbarkeit von Kohlenflözen. – Glückauf-Forschungshefte, 1992.

10. Dolipski, M., Jaszczuk, M., Sobota, P. Specific energy in aspect of the correctness of a shearer application. – Mine Planning and Equipment Selection. – Calgary, 1998.

11. Nienhaus, K., Bayer, A., K., Haut, H. High productivity. A Question of Shearer Loader Cutting Sequences? – RWTH Aachen, 2000.

12. Алябьев, Н.М. Экономия электроэнергии на угольной шахте [Текст] / Н.М. Алябьев, В.К. Ефремов. – Днепропетровск, 1970. – 196 с.

ТЕХНОЛОГИЯ ПАСТОВОГО СГУЩЕНИЯ ДЛЯ ОБРАТНОГО ЗАПОЛНЕНИЯ ШАХТНЫХ ВЫРАБОТОК

Розглянуто технологію пастового згущення для зворотного заповнення шахтних виробок. Наведено основні поняття й визначення. Обґрунтовано конструкцію пастового згущувача для зворотного пастового заповнення шахтних виробок. Розглянуто процес заповнення і сформульовані основні підходи до проектування пастової системи.

Рассмотрена технология пастового сгущения для обратного заполнения шахтных выработок. Приведены основные понятия и определения. Обоснована конструкция пастового сгустителя для обратного пастового заполнения шахтных выработок. Рассмотрен процесс заполнения и сформулированы основные подходы к проектированию пастовой системы.

The technology of paste condensation for backfill in mine workings is considered. The basic concepts and definitions are presented. Construction of paste condensation for the reverse paste filling of mine workings is justified. The process of filling considered and major approaches to designing paste system are formulated.

ХАРАКТЕРИСТИКА ПАСТЫ

Обычно используемый термин «паста» – это суспензия твердого, характеризующаяся относительно неосаждаемыми, неразделяемыми частицами в высокой концентрации по сравнению с осаждаемой пульпой. Под названием подразумевается, что паста имеет устойчивую структуру, как показано на рисунке 1.

В основном паста описывается, как Бингамово пластическое тело, характеризующееся напряжением течения, которое измеряется в единицах давления, зависящего от силы, требующейся для течения пасты. Форма, принимаемая текущей пастой, является результатом присутствующего напряжения сдвига. Напряжение сдвига может быть измерено напрямую с помощью лабораторного вискозиметра. Кривая на-



Рис. 1. Структура пасты

пряжения сдвига – это соотношение напряжения сдвига и концентрации твердого. Осадка, измеряемая единицами длины, является косвенным измерением напряжения сдвига и используется в подземной горной промышленности, как определение реологических свойств и содержания твердого в сгущенных пастовых хвостах. Тест Американского общества по испытанию материалов (ASTM) в 12 дюймовом конусе для испытания на осадку – это стандартный способ, используемый для измерения осадки (см., например, ASTM, С 172-82: «Стандартный метод выборки цемента»). Как показано на рисунке 2, конус для испытания на осадку заполнен образцом пасты, конус вручную поднят, и расстояние, на которое оседает паста, измеряется. Осадка и напряжение сдвига имеют обратную зависимость. Когда напряжение сдвига увеличивается, измеренная осадка уменьшается, все остальные параметры остаются прежними.

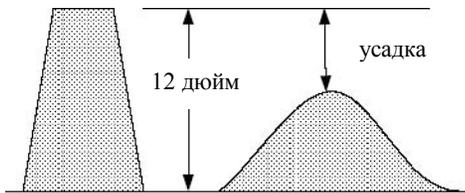
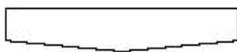


Рис. 2. Тест Американского общества по испытанию материалов (ASTM) в 12-дюймовом конусе для испытания на осадку

Осаждаемая и неосаждаемая природа пасты наблюдается на натуральной глине, иле и мелком песке. Содержание твердого для определенной осадки зависит от удельного веса и гранулометрии твердого. Реологические и др. гидротранспортные характеристики пасты главным образом зависят от содержания тонких частиц (менее 20 мкм). Реологическая характеристика пасты – это результат взаимодействия частиц твердого различного диаметра и объема, при соответствующем содержании твердого в объемном соотношении. Тем не менее, в промышленности более принято использовать процент по весу. При этих условиях концентрация пасты может быть 75-90% по весу для основных металлических хвостов в зависимости от размера частиц и удельного веса твердого.

Высокая вязкость пасты обуславливает особую важность конструкции труб. Паста в основном псевдопластичная, где вязкость уменьшается во время перемещения как в насосе, так и по трубе. Осадка пасты на разгрузке, например, может быть меньше, чем осадка в конце трубы, доставляющей пасту в горный забой. Более подробное описание пасты можно найти, используя следующие ресурсы: Boger (1999), Robinsky (1978) и для конструкции труб – Paterson (2003).

Высокая вязкость пасты обуславливает особую важность конструкции труб.



высокоскоростной сгуститель



глубокий конусный сгуститель

Рис.3. Глубокий конусный сгуститель

Паста в основном псевдопластичная, где вязкость уменьшается во время перемещения как в насосе, так и по трубе. Осадка пасты на разгрузке, например, может быть меньше, чем осадка в конце трубы, доставляющей пасту в горный забой. Более подробное описание пасты можно найти, используя следующие ресурсы: Boger (1999), Robinsky (1978) и для конструкции труб – Paterson (2003).

КОНСТРУКЦИЯ ПАСТОВОГО СГУСТИТЕЛЯ

Идея глубокого конусного (рис. 3) сгущения была развита в 1960-70 гг. в британской угольной промышленности. С годами глубокое конусное сгущение совместили с современными технологиями флокуляции,

конструкцией питающего колодца и улучшенной конструкцией чана, граблин и системы разгрузки сгущенного продукта, что выразилось в современный тип глубокого конусного сгустителя. Этот сгуститель характеризуется значительно большим соотношением высоты к диаметру, при удельных единицах площади ($\text{м}^2/\text{тч}$), в несколько раз меньше, чем для стандартного и высокопроизводительного сгустителя. Высота постели для глины в глубоком конусном сгустителе намного больше (на несколько метров), чем у высокопроизводительного сгустителя, что более, чем компенсирует эффект маленькой площади на концентрацию твердого сгущенного продукта. Комбинация высокого аспектного соотношения и пошагового увеличения уклона конуса сгустителя также облегчает разгрузку сгущенного продукта.

Понятие предела текучести – ключевой параметр в конструкции пастового сгустителя. Под воздействием силы тяжести паста направится к разгрузке, управляемая напряжением текучести и остановится. Паста должна двигаться через сгуститель и доставляться в насосную установку для транспортировки в пункт обработки. При

правильном понимании, диапазон работы пастового сгустителя может быть расположен на кривой напряжения течения (ис. 4), показывающей максимальную концентрацию твердого в сгущенном продукте и минимальную концентрацию, ниже которой суспензия будет осаждаемой пульпой.

Глубина постели отличает глубокий конусный пастовый сгуститель от других типов сгустителей. Глубина постели глубокого конусного пастового сгустителя может быть 10 м или выше, создавая силу сжатия, что повышает концентрацию твердого в сгущенном продукте. Из-за этой глубины величина единицы площади, $\text{м}^2/\text{тч}$, не имеет большого значения для глубокого конусного сгустителя. Для заданного диаметра, тоннажа и пропускной способности пастовый сгуститель может иметь широкий спектр глубины постели, производящий такой же широкий спектр плотностей сгущенного продукта. Так как для применения производства пасты нужны знания реологических свойств пасты, глубины постели, конструкции сгустителя, число производителей этого типа сгустителя ограничено и на данный момент включает в себя компании GL&V, Outokumpu и WesTech.



Рис.4. Кривая напряжения течения

ПАСТОВЫЙ СГУСТИТЕЛЬ ДЛЯ ОБРАТНОГО ПАСТОВОГО ЗАПОЛНЕНИЯ ШАХТНЫХ ВЫРАБОТОК

Процесс обратного пастового заполнения

Гидравлическое обратное заполнение, использующее песчаные частицы после циклона для рудничной крепи, используется более пятидесяти лет. Пастовое обратное заполнение, которое соединяет как мелкие, так и крупные фракции, полный спектр размеров частиц хвостов обогащения, является более редким. Конструкция системы обратного пастового заполнения зависит от материалов обратного заполнения, доступных на месте разработки, такие как хвосты обогащения. Паста производится посредством фильтрации или сгущения. Если требуется прочное заполнение, паста смешивается со связующим раствором, таким как портланд-цемент, а также добавляется вода, чтобы увеличить осаждаемость для насосной перекачки и течения по трубам. Эта смесь перекачивается в шахту для перемещения под собственной тяжестью в забой. Осадка, необходимая в шахте, – эта функция порядка выемки и длительности производственного цикла для доступа к забоям. Обычно требуется осадка 6-10 дюймов. Если хвосты слишком тонкие для производства требуемой прочности с добавлением связующего раствора, они могут быть смешаны со шлихом или породой для производства более широкого спектра размеров частиц и большей прочности, как изложено в Landriault (1995). Обратное заполнение шахт пастой – это также способ перемещения сгущенных хвостов, в случае которого связующий материал может не использоваться. Brackebusch (1994) рассматривает преимущества системы обратного пастового заполнения с помощью более стандартных методов заполнения.

Подготовка пасты для обратного заполнения шахты с помощью сгустителя

Традиционный метод подготовки пасты – обезвоживание хвостов в дробилке в высокопроизводительном пульповом сгустителе, за которым следует фильтрация. Фильтр включает в себя барабан, диск и горизонтальные вакуумные фильтры. Вода может быть смешана с кеком фильтра, чтобы достигнуть желаемой осадки для подачи в мешалку.

Осадка и содержание твердого, требуемые для пасты, определены порядком выемки, который включает в себя такие параметры, как система разработки месторождения, время производственного цикла для доступа к забоям, требования к связующим веществам (таким как цемент), безопасность (контроль за обрушением породы), наличие материала для обратного заполнения, план горных работ и т.д. Конструкции зависят от местных условий и включают в себя широкий спектр требований к пасте. Самое низкое осаждение (более высокое содержание твердого) этого типа нуждается в фильтрации. Для более высокого уровня осаждения (более низкая концентрация твердого) производство пасты напрямую из сгустителя стало альтернативным способом разбавлению кека фильтра.

Нет жестких критериев в различии, где параметры пастового сгустителя становятся эффективными. Опыт пробных и полномасштабных работ показал, что для

осаждения более 9 дюймов пастовый сгуститель является альтернативой фильтрации для производства требуемой пасты. Для осадки от 8 до 9 дюймов пастовый сгуститель – наилучший вариант. Для осадки 8 дюймов и меньше сгуститель нежелательно применять с фильтрацией. Рабочий диапазон строго определяется размером частиц твердого, пропускной способностью и поведением пасты при деформации, происходящей во время насосной перекачки и передвижения по трубам. На рисунке 5 изображена типичная технологическая схема для подготовки пасты с добавлением связующего материала.

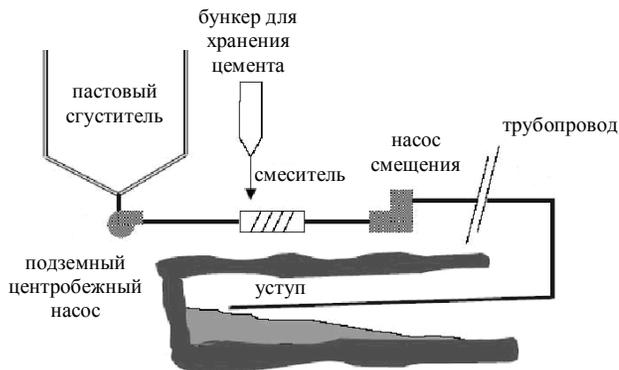


Рис. 5. Технологическая схема обратного пастового заполнения горных выработок

Сгустители, включая пастовые, в основном работают непрерывно. Во многих случаях паста требуется в шахте с перерывами, в зависимости от порядка выемки. Развитие процедур и механических конструкций, соответствующих требованиям для работы с перерывами, было значительным шагом для использования пастовых сгустителей в обратном заполнении шахт. Опыт показывает, что правильно сконструированный пастовый сгуститель может эффективно работать в полунепрерывном режиме. Это частично, потому что паста не оседаемая, а сгуститель сконструирован с исключительно высокой мощностью крутящего момента для механизма привода граблин. Время укладки, итоговое осаждение сгущенного продукта и содержание твердого должны соответствовать времени производственного цикла порядка выемки.

Сгустители, включая пастовые, в основном работают непрерывно. Во многих случаях паста требуется в шахте с перерывами, в зависимости от порядка выемки. Развитие процедур и механических конструкций, соответствующих требованиям для работы с перерывами, было значительным шагом для использования пастовых сгустителей в обратном заполнении шахт. Опыт показывает, что правильно сконструированный пастовый сгуститель может эффективно работать в полунепрерывном режиме. Это частично, потому что паста не оседаемая, а сгуститель сконструирован с исключительно высокой мощностью крутящего момента для механизма привода граблин. Время укладки, итоговое осаждение сгущенного продукта и содержание твердого должны соответствовать времени производственного цикла порядка выемки.

Результаты работы обратного пастового заполнения шахт

Опыт использования пастовых сгустителей для обратного заполнения шахт растет, так как технологии становятся все более изученными, и полностью оборудованные заводы увеличивают свой стаж деятельности в этой области.

К примеру, пастовый завод состоит из сгустителя, бункера для цемента, системы подготовки флокулянта, электрической и контрольной панели и поршневого насоса. Сгуститель обрабатывает и хранит пасту, произведенную из хвостов обычного металла (уд. вес 3,2-3,4) из циклона из шахты. Во время цикла обратного заполнения хранящаяся паста перекачивается с осадкой 9½ дюймов (измеряется в разгрузке сгущенного продукта из центробежного насоса сгустителя) и содержанием твердого 79-80% по весу в мешалку для добавления цемента.

В другом случае смесильно-прессовое отделение состоит из сгустителя, бункера для цемента, системы подготовки флокулянта, электрической и контрольной па-

нели и поршневого насоса. Используя хвосты из обычного металла (уд. масса 2.7-2.9) сгуститель производит осадку 8-9 дюймов и содержание твердого по весу 76-78% после насосной перекачки сгущенного продукта.

Улучшение продуктивности горных работ с помощью системы обратного пастового заполнения показано в другом примере, где паста перекачивается в разработанные забои, что позволит выработку породы с обратным заполнением, а также снижение разжижения с помощью сокращения количества песка в породе, которая направляется обратно в мельницу в исходном питании. Система обратного пастового заполнения использует комбинацию пастового сгустителя и фильтра для производства 76% твердого по весу при обратном заполнении.

Интегрированный подход к системе конструкции пастового сгустителя

Установки, описанные выше, показывают, что для правильной работы пастовый сгуститель может эффективно производить требуемую пасту для обратного заполнения. Тем не менее, работа и конструкция системы обратного заполнения с использованием пастовых сгустителей не является простой. В основном проблемы возникали из-за того, что система интегрированного подхода не сочетала пастовый сгуститель с транспортировкой пасты, добавлением связующего вещества (цемент),

временем подготовки пасты, прочности грунтов обратного заполнения и другими параметрами.

Конструкция объединенной системы сгущенных хвостов и процесса обработки пасты, как для поверхностного перемещения, так и для обратного заполнения, важна для успешной работы. Jewell (2002) Системный подход определяет, что реологические свойства пасты – это единая конструкция, исходящая от сгустителя к насосам и конструкциям труб и к месту депонирования. Конструкция одной части процесса, такой как сгуститель, без интегрирования или реологии сгущенного продукта сгустителя с системой транспортировки, требованиями к связующему веществу и порядком выемки обычно приведет к проблемам.

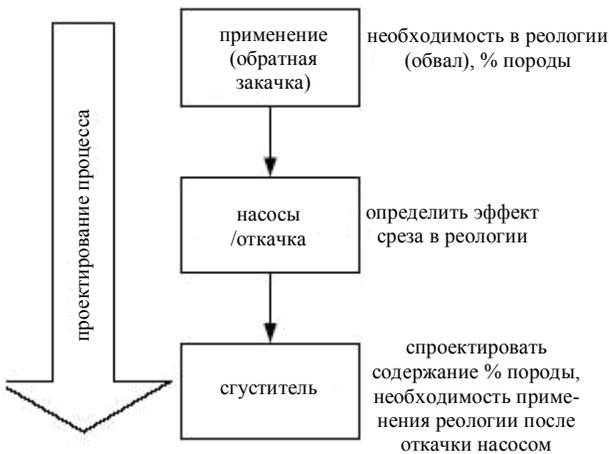


Рис. 6. Принцип проектирования пастовой системы – направление инжиниринга обратно технологическому процессу – начинается от точки депонирования и заканчивается сгустителем

сгустителя с системой транспортировки, требованиями к связующему веществу и порядком выемки обычно приведет к проблемам.

Рисунок 6 показывает, что принцип конструкции системы пасты начинается с работы и обратного процесса пастового сгустителя. Используя обратное заполнение пастой как пример, определение требований к прочности грунтов для обратного заполнения забоя должно быть завершено до того, как требуемая осадка будет определена и выбраны технология обезвоживания хвостов, фильтры или пастовые сгустители. Цементные забои должны быть требуемой силы в период, который позволяет осуществлять в нужные сроки горные работы (продувка, транспортировка и т.д.). В дополнение к требуемому содержанию твердого в сгущенном продукте или осадке, конструкция обратного заполнения шахты должна определять время цикла работы сгустителя. Для сочетания работы пастового сгустителя с циклом выработки требуется конструкция для необходимого времени нахождения в сгустителе и процедура работы для производства требуемых характеристик пасты по временному циклу для шахты.

МОТИВУВАННЯ ДОЦІЛЬНОСТІ ВИКОРИСТАННЯ ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ З ВИДОБУТКУ ТА УТИЛІЗАЦІЇ МЕТАНУ ВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ

Проаналізовано досвід дегазації, вилучення та використання метану вугільних родовищ. Наведено методику розрахунку виплат стягнень за забруднення навколишнього природного середовища при викидах метану вугільних шахт в атмосферу.

Проанализирован опыт дегазации, извлечения и использования метана угольных месторождений. Приведена методика расчета выплат взысканий за загрязнение окружающей природной среды при выбросах метана угольных шахт в атмосферу.

The performance of degassing, extraction and use of coal bed methane has been analyzed. The method of calculation costs penalties for environment pollution by emissions of coal mine methane is representing.

В умовах сьогодення газонасні вугільні родовища України вважаються найбільш ефективним нетрадиційним джерелом вуглеводневих газів. Метан вугільних родовищ у перерахунку на умовне паливо займає у світі четверте місце після вугілля, нафти й природного газу. В США, Канаді, Великобританії, Австралії, Німеччині та Польщі обсяги видобутку і використання метану як цінного товару складають близько 4-10% від загальної кількості споживання природного газу [1]. Більш того, вилучення метану під час видобутку вугілля з газонасичених пластів у цих країнах вважається обов'язковим засобом зниження рівня травматизму та нещасних випадків.

Під час оцінки запасів метану в Україні необхідно враховувати факт, що протягом довгого часу метан вугільних шахт не був потрібен у якості палива. Метан сприймався як небезпечний фактор, що супроводжує видобуток вугілля. Виходячи з цього запаси метану підраховувалися лише з точки зору усунення негативного впливу на процеси вуглевидобутку. Для вилучення метану на шахтах застосовують системи дегазації – свердловини пробурені на підроблені чи надроблені вміщуючі породи та вугільні пласти.

За оцінкою фахівців [2, 3] видобуток метану з вугільних пластів та його використання як палива для котелень чи інших агрегатів, разом з підвищенням рівня безпеки праці шахтарів, позитивно відображається на екологічній ситуації шахтарських регіонів, приносить позитивний економічний ефект та забезпечує дотримання Укра-

їною міжнародних екологічних зобов'язань, таких як Рамкова конвенція та Кіотський протокол. Досвід утилізації метану на шахті «ім. О.Ф. Засядька» свідчить, що впровадження сучасних технологій його видобутку та залучення інвестицій для застосування когенераційних модулів потужністю до 1000 мВт дозволить збільшити об'єми використання метану в промислових регіонах Донбасу до 6,9 млрд. м³/рік. Але в Україні на даний час створена лише законодавча основа для перспективного розвитку нового напрямку в масштабах паливно-енергетичної галузі, яка потребує ще значного доопрацювання та сприяння з боку керівництва вугільних підприємств. Тому, з метою виявлення потенційних споживачів, залучення додаткових інвестицій, розробки перспективних напрямків супутнього видобутку і подальшої утилізації шахтного метану нижче розглянуто досвід закордонних та вітчизняних підприємств, які безпосередньо використовують цей газ для власних потреб.

На сьогоднішній день найкращих результатів з вилучення, утилізації та реалізації принципів Кіотського протоколу досягла Німеччина. Німецькі фахівці вважають, що такий успіх їм забезпечило застосування невеликих контейнерних теплових електростанцій (КТЕС), які працюють на шахтному метані. Більшість з них змонтована на уже відпрацьованих шахтних полях і тут вони працюють на 20% ефективніше ніж на діючих шахтах. Успішний досвід застосування більше ніж 130 КТЕС забезпечив подачу 55 емісійних проектів, що стосуються викидів шахтного метану, два з яких визнані дійсними і працюють як утилізаційні емісійні проекти та відповідають усім критеріям Кіотського протоколу.

На нашу думку ці досягнення стали можливими дякуючи прийнятому у Німеччині «Закону про стимулювання використання відновлюваних енергоресурсів», який гарантує подачу виробленої з використанням шахтного газу електроенергії споживачам в мережу за фіксованою ціною і на довготривалий період. На законодавчому рівні було прийнято рішення про використання КТЕС на шахтному газі з уже відпрацьованих шахтних полів. До того ж, ця інноваційна технологія успішно розвивається завдяки підтримці уряду землі Північний Рейн – Вестфалія й активній участі в проекті німецьких вчених.

Шахти Донбасу, характеризуються досить складними гірничо-геологічними умовами, що потребує індивідуального підходу у вирішенні завдань з утилізації метану. За даними Макіївського Державного науково-дослідного інституту з безпеки робіт в гірничій промисловості на сьогоднішній день дегазація застосовується на 44 шахтах Донбасу і лише на 15 шахтах вилучений метан утилізується [1], що складає всього 4% від загального газовиділення та майже в 4-5 разів нижче за європейські показники. Порівняно незначний вітчизняний досвід масштабної утилізації шахтного метану (когенераційні установки з виробництва тепла та електроенергії) дає підґрунтя щодо мотивування доцільності впровадження на шахтах України проектних рішень з видобутку та використання метану вугільних родовищ. Його використанням потребує вирішення цілої низки проблем. Однією з таких проблем є віддаленість споживачів від місць видобутку газу. Для налагодження роботи такої системи необхідно створювати додаткові мережі газопостачання з цілим комплексом регулювання тиску, очистки, осушки та одоризації газу. При цьому необхідно підтримувати температурний режим для запобігання утворенню гідратів і закупорки трубо-

проводів. Уникнути негативних явищ, які характерні для протяжних трубопроводів можна шляхом локального використання метану для потреб шахти, наприклад в котельнях. Доведено, що за наявності споживача тепла протягом року котельні є найбільш ефективними установками для утилізації метану, але практичне стовідсоткове використання тепла можливе лише як виняток. До найбільш розповсюджених індивідуальних проєктів відносяться способи використання шахтного метану для потреб енергетики, теплопостачання та для хімічної промисловості. Якщо потреби шахти нижчі ніж об'єми видобувного метану, є можливість виробництва теплової та електричної енергії для потреб локального ринку. Якщо навіть у цьому випадку метан не повністю використовується, то він мусить бути утилізованим (спаленим).

Іншим практичним способом використання шахтного метану є застосування його для заправки автомобільного транспорту. Доведено також, що використання метану для автотранспорту обходиться значно дешевше за бензин чи дизельне паливо. Через зростання цін на нафту та природний газ використання альтернативних видів палива стає дедалі більш економічно вигіднішим. Застосування метану як альтернативного виду палива для автомобілів у 5-10 разів зменшує викиди вуглеводневих сполук, а також дозволяє повністю виключити потрапляння в атмосферу шкідливих для здоров'я викидів. Метан не містить у собі домішок, які утворюють нагар та забруднюють паливну систему автомобіля. У Великобританії цей газ використовують для заправки рейсових автобусів у вуглевидобувних регіонах країни. Оснащення місць видобутку метану спеціальним обладнанням, наприклад, автомобільними газонаповнювальними компресорними станціями, виробництво яких налагоджене в Україні, дозволить заправляти автомобілі стисненим газом.

Газове моторне паливо за багатьма показниками перевищує якість традиційних видів нафтових палив. Порівняння властивостей стиснутого метану з іншими традиційними видами палив показує такі переваги:

- при використанні шахтного метану відпрацьовані гази двигунів практично не містять сажі, утворюється менша кількість двоокису вуглецю та оксиду вуглецю порівняно з іншими видами палива;

- октанове число природного газу дорівнює 102-108, що вище октанового числа бензинів (93-98);

- має високі антидетонаційні властивості й не містить тетраетил свинцю;

- температура samozапалення бензину становить +473 К, стисненого газу +723 К, тому бензин є більш небезпечним видом палива щодо пожежонебезпечності ніж газ. Але ця ж якість ускладнює запуск карбюраторного двигуна при низьких температурах;

- при роботі двигунів на газі масло з робочих поверхонь циліндропоршневої групи не змивається і не розріджується, твердих часток у маслі набагато менше, ніж при роботі на бензині і дизельному пальному. Тому збільшується ресурс роботи двигуна в 1,5, а ресурс масла – у 2 рази.

Використання метану вугільних родовищ у якості палива суттєво знижує його шкідливий вплив на оточуюче природне середовище, оскільки при спалюванні питома кількість забруднюючих речовин (кілограм на тонну умовного палива) значно нижча ніж у інших видів органічного палива. Експериментально доведено, що при

спалюванні вугільного метану у факельних установках викидів CO_2 утворюється на 50% менше, ніж під час спалювання вугілля і на 25% менше, ніж під час спалювання важкого нафтового палива, а викидів пилу не утворюється взагалі [4].

Виходячи з прибутку від $1 \text{ м}^3/\text{хв}$ метану, що утилізується при використанні різних технологій, перше місце займають когенераційні установки (міні-ТЕС). Однак враховуючи експлуатаційні, питомі витрати та інвестиції, котрі при використанні міні-ТЕС у 5-8 разів більші, ніж при використанні котелень та факельних установок, ефективність когенераційних установок значно знижується [5].

В котельнях шахт і на інших агрегатах може використовуватися газоповітряна суміш лише з концентрацією не нижче 30% у інших випадках навіть транспортування газу є небезпечне, оскільки метан може вибухнути при концентраціях від 5 до 16%. Для вугільних шахт раціонально спалювати метан навіть у факельних установках, адже оплата за емісію 1 тону метану є майже в 10 разів більша ніж під час спалювання, під час якого в атмосферу викидаються оксид вуглецю та оксиди азоту.

Розрахунок витрат на виплату стягнень за забруднення навколишнього природного середовища при викидах метану вугільних шахт в атмосферу проводиться наступним чином [4]:

$$S_{ек.зб} = Q_2 \rho_2 N_{зб}, \quad (1)$$

де $S_{ек.зб}$ – сума екологічного збору за забруднення навколишнього середовища, грн;

Q_2 – об'єм викидів метану вугільної шахти, м^3 ;

ρ_2 – густина шахтного метану, $\text{т}/\text{м}^3$;

$N_{зб}$ – екологічний збір (норматив збору за викиди метану), грн/т.

При утилізації метану шляхом його спалювання, витрати на виплату стягнень за забруднення навколишнього природного середовища розраховуються за формулою:

$$S_{ек.зб} = (Q_2 - Q_{ym}) \rho_2 N_{зб} + m_{зр} N_{зб.зр}, \quad (2)$$

де Q_{ym} – об'єм утилізованого шахтного метану, м^3 ;

$m_{зр}$ – маса забруднюючих речовин (оксидів азоту та оксиду вуглецю), що утворюються при спалюванні метану, т;

$N_{зб.зр}$ – норматив збору за викиди забруднюючих речовин, що виділяються при спалюванні метану, грн/т.

Витрати на капіталовкладення та виробництво одного мегавата електроенергії для когенераційної енергоустановки, що використовує шахтний метан (все обладнання, включаючи підготовку газу), складають приблизно 1,0-1,5 млн. дол. США для високоефективних генераторів, що задовольняють міжнародні стандарти (2008 р.). Витрати на експлуатацію і технічне обслуговування (включені всі статті) із розрахунку на одиницю об'єму виробленої електричної енергії за весь життєвий цикл такої установки складають в середньому 0,02-0,025 доларів США на 1 кВт/год [1].

Фінансові показники енергоустановки, що використовує шахтний метан, залежать від багатьох чинників:

- об'ємів газу який використовується;
- надійності обладнання (відповідно час праці);
- згоди користувачів чи операторів національної мережі на використання енергії отриманої з газоповітряної суміші;
- можливості отримування шахтою доходів від виробництва чи економії енергії, отриманої завдяки шахтному метану.

Під час видобутку метану вугільних родовищ можуть виникати додаткові витрати пов'язані зі збільшенням дебіту свердловин і підвищенням якості метаноповітряної суміші. Для досягнення успіху дуже важливе якісне опрацювання проєктів, використання перевіреного обладнання, надійної схеми експлуатації та технічного обслуговуванні й своєчасного моніторингу показників результативності.

У деяких країнах додатковим варіантом фінансування, який доповнює звичайне проєктне фінансування через механізми банківських позик або часткових інвестицій в акціонерний капітал, є отримання квот за скорочення викидів. Існують різні режими надання квот у зв'язку з викидами. Такі як: гнучка система МЧМ і механізм спільного втілення (СВ) згідно з Кіотським протоколом, а також добровільні режими, що полягають в основі такого додаткового варіанту фінансування. Іншими стимулами, що допомагають фінансуванню схем утилізації метану являються субсидії, податкові кредити, програми «зелених інвестицій» (GIS) та пільгові тарифи на подачу електроенергії у мережу (наприклад у Німеччині та Чехії).

Ефективна дегазація дозволяє знизити рівень вибухонебезпечності за газовим фактором і, як наслідок знизити ризик виникнення аварій. Управління ризиками дозволяє суттєво знизити витрати. Між країнами існує велика різниця по витратах, що виникають у результаті пов'язаних з метаном аварій, але такі витрати завжди дуже значні. Витрати на дегазацію джерел виділення метану є невід'ємною частиною загальних витрат вуглевидобутку та експлуатації підприємства. Тому існують вагомі підстави для вкладення інвестицій в ефективне вилучення метану з метою забезпечення стабільних показників вуглевидобутку та дотримання правил безпеки. Фінансовий ефект можна проілюструвати на прикладі вугільного підприємства однієї країни, де метан використовується у промислових масштабах. Одна високопродуктивна лава із сучасним обладнанням, де ведеться видобуток вугілля з пласта потужністю 3 м у сприятливих геологічних умовах може видати на гора від 2 до 4 млн. т вугілля на рік. Якщо прийняти, що ціна на вугілля складає 40 доларів США/т, то будь-які обмеження, що відбирають 10% часу призведуть до значних витрат. Такі втрати часу пов'язані з уповільненням або зупинкою видобутку та можуть коливатися в межах від 2 млн. доларів США до більш ніж 8 млн. доларів, унаслідок недоотримання продукції, виплати судових витрат, компенсацій та штрафів [1].

Витрати на систему вилучення метану залежать від багатьох факторів (обладнання, обслуговування, робоча сила, доступ на поверхню, придбання земель тощо) і у різних країнах вони суттєво відрізняються. До цих відмінностей також додаються різні гірничо-геологічні умови окремих країн, тому узагальнення призводить до формування дуже широких діапазонів оцінки. Загальний економічний ефект, який

отримується у вугільній промисловості завдяки реалізації проекту видобутку та утилізації метану складається з наступних складових:

- економічний ефект від підвищення темпу проведення підготовчих виробок в шахтах;
- економічний ефект від збільшення навантаження на очисний вибій;
- економічний ефект від зниження емісій метану в атмосферу;
- економічний ефект від скорочення витрат на проведення традиційних методів дегазації вугілля (скорочення витрат на вентиляцію);
- економічний ефект від скорочення витрат на ліквідацію аварій в шахтах, викликаних вибухами і спалахами метаноповітряної суміші.

Вирішення проблеми використання метану вугільних шахт в Україні повинно мати три основні напрями: видобуток метану з вугільних покладів з метою забезпечення безпечних умов праці в шахтах, покращення екологічних умов у регіоні і подальшого використання газоповітряної суміші, промисловий видобуток метану з вугільних покладів до початку експлуатації вугільних родовищ, використання шахтами метану при застосуванні Кіотського протоколу з метою зменшення парникового ефекту. Ці три сфери повинні розвиватися паралельно, оскільки багато технічних і технологічних процесів мають відбуватися спільно. Якщо запевняється велика і стабільна кількість метану (більше 80%) у суміші, локалізація об'єктів дегазації і обладнання є близькою до споживачів. Шахти, які не мають можливості передачі газу до споживачів можуть спалювати його в котлах і ТЕС чи використовувати для сушіння вугільного флотоконцентрату. Також є можливість використовувати метан для заправки транспортних засобів.

Вітчизняний досвід видобутку та утилізації метану дозволяє стверджувати, що метан може використовуватися не лише для вироблення електроенергії й тепла, але і для заправки автотранспорту та для хімічної промисловості. З точки зору на зростаючі ціни на природний газ та нафту використання альтернативних джерел енергії стає все більш актуальним. Реалізація проектів видобутку та використання метану знизить кількість нещасних випадків, пов'язаних з вибухами метану в шахтах, зменшить енергетичну залежність підприємств, дозволить збільшити об'єми видобутку вугілля, та знизити витрати на видобуток. Також використання метану як цінного енергетичного ресурсу дозволяє впроваджувати новітні технології, модернізувати та проводити реконструкцію дегазаційних об'єктів і обладнання. Крім відчутних економічних вигод використання метану дозволяє покращити екологічну ситуацію в регіонах вуглевидобутку за рахунок зменшення об'ємів викидів парникових газів в атмосферу.

Список літератури

1. Руководство по наилучшей практике эффективной дегазации источников метановыделения и утилизации метана на угольных шахтах. Серия публикаций ЕЭК по энергетике [Текст].– Нью-Йорк, Женева: Изд-во ООН, 2010. – № 31. – 87 с.

2. Захаров, Е.П. Метан угольных пластов в различных аспектах [Текст] / Е.П. Захаров, О.С. Герушин // Уголь Украины. – 1998. – № 10. – С. 29-32.

3. Кочерга, В.Н. Эффективность дегазации на шахтах Донбасса и пути повышения дебита каптируемого метана [Текст] / В.Н. Кочерга // Геолог України. – 2009. – № 3. – С. 141-143.

4. Ширін, Л.Н. Нормативно-правове підгрунття перспективного використання метану вугільних родовищ України [Текст] / Л.Н. Ширін, Ю.В. Сорбат, Е.А. Федоренко // Науковий вісник НГУ. – 2010, № 7-8. – С. 107-111.

5. Стариков, А.П. Когенерационные установки на базе шахтного метана – надежный источник обеспечения электрической энергией и теплом предприятий МПО «Кузбасс» [Текст] / А.П. Стариков, В.Д. Снижко // Уголь. – 2008. – №10. – С. 38-41.

ОБОСНОВАНИЕ КАСКАДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ КАК СПОСОБА ПРЕОДОЛЕНИЯ ЕГО ФИЛЬТРАЦИОННОЙ АНИЗОТРОПИИ

Розглянуто фізичні принципи подолання негативного впливу фільтраційної анізотропії вугільного пласту на якість попередньої гідравлічної обробки з метою зниження інтенсивності проявів основних небезпек при підземному вуглевидобутку. Методом математичного моделювання обґрунтовано застосування каскадної технології гідродії.

Рассмотрены физические принципы преодоления негативного влияния фильтрационной анизотропии угольного пласта на качество предварительной гидравлической обработки с целью снижения интенсивности проявления основных опасностей при подземной угледобыче. Методом математического моделирования обосновано применение каскадной технологии гидровоздействия.

The physical principles of overcoming of negative influence of filter anisotropy of coal stratum on quality of preliminary hydraulic action for reducing of intensiveness of main dangers during underground coal taking are considered. The application of cascade technology of hydraulic action is based by method of mathematic modeling.

Актуальность работы

Применение способов и схем предварительного нагнетания для борьбы с проявлениями опасных свойств угольных пластов является обязательным на шахтах и регламентировано нормативными документами [1].

Однако эффективность воздействия по уменьшению числа опасных явлений в шахтах и их интенсивности не всегда высока. Одной из причин этого является то, что угольный пласт представляет собой анизотропную сплошную среду, что отрицательно влияет на качество предварительной обработки. Одним из эффективных способов преодоления этого свойства является каскадная схема гидровоздействия. Применение математического моделирования позволяет обосновать пути преодоления отрицательного влияния анизотропии. В этой связи тема работы является актуальной.

Цель работы – обоснование принципа каскадной технологии как способа преодоления фильтрационной анизотропии угольного пласта при предварительном нагнетании жидкости.

Основное содержание работы

Будем рассматривать угольный пласт как трещиновато-пористую структуру, расположенную на большой глубине и находящуюся под нагрузкой вышележащих слоев горных пород. Будем считать, что при движении жидкости под давлением возмущения напряженного состояния имеют малую величину, а смещения твердой фазы незначительны по сравнению со скоростью потока. Будем считать вмещающие породы непроницаемыми по сравнению с угольным пластом и идеально жесткими.

Уравнение, составляющее основу математической модели, имеет вид:

$$\frac{\partial p}{\partial t} = \chi_x \frac{\partial}{\partial x} \left[(1 + \alpha(p - p_0)) \frac{\partial p}{\partial x} \right] + \chi_y \frac{\partial}{\partial y} \left[(1 + \alpha(p - p_0)) \frac{\partial p}{\partial y} \right],$$

где $\chi = \frac{k_0}{\mu_0(m_0 a_p + a_m)}$ – коэффициент пьезопроводности;

$$\alpha = a_k + a_p + a_\mu,$$

a_k, a_m, a_μ, a_p – соответственно коэффициенты изменения проницаемости, пористости, вязкости, плотности.

Начальные и граничные условия формулируются в соответствии с технологической схемой.

При нагнетании через одиночные скважины фактически жидкость распространяется неравномерно, она может найти путь фильтрации, по которому быстро выйдет на соседнюю скважину, оставив большие блоки неувлажненными. Обходя эти блоки, жидкость «закупоривает» имеющийся в них метан, а это может привести к образованию зон с высоким содержанием газа под давлением, и увлажнение даст нежелательный эффект в отношении внезапного выброса. Особенно это характерно при нагнетании крепителя, так как после затвердевания газ запирается в блоках с плохой проницаемостью.

Таким образом, используя технологию нагнетания жидкости через одиночные скважины, добиться равномерной, качественной обработки массива вряд ли возможно. Некоторыми авторами предлагается для повышения качества насыщения пласта производить нагнетания при минимальных давлениях – так называемое микрокапиллярное увлажнение. Однако такой способ может дать эффект только при увлажнении пласта в местах, где структура его разрушена и для проникновения жидкости достаточно невысоких значений давления. В тех же случаях, когда обрабатывается массив, не подверженный нарушениям, для достижения практически целесообразного радиуса обработки потребуется слишком длительное время. Это затрудняет применение данного способа при увлажнении пласта через опережающие скважины, поскольку при современных скоростях подвигания забоя для того, чтобы успеть провести обработку, придется бурить скважины на близком расстоянии друг от друга, что резко повысит стоимость работ по увлажнению.

Следовательно, надо постараться подобрать такую схему и такие параметры воздействия, чтобы повысить качество обработки, несмотря на столь неблагоприятную структуру пласта. Иными словами, необходимо так усовершенствовать технологию, чтобы схема обработки позволяла компенсировать неблагоприятные особенности строения угольного пласта.

Одним из возможных путей в этом направлении является метод каскадной обработки.

Каскадным способом гидрообработки будем называть нагнетание одновременно через группу скважин в таком режиме, при котором обеспечивается взаимодействие встречных потоков жидкости от соседних скважин.

Для исследования каскадного воздействия, очевидно, достаточно рассмотреть совместную работу двух скважин.

Применение метода каскадной обработки не требует никаких изменений оборудования, не влияет на технологию очистных работ, и вместе с тем позволяет намного повысить качество гидрообработки пласта и тем самым повысить эффективность воздействия.

Физическая сущность каскадной обработки как способа повышения эффективности гидравлического воздействия заключается в преодолении фильтрационной анизотропии угольного массива путем создания на границах слабопроницаемых областей повышенного давления жидкости, близкого по величине к давлению на нагнетательной скважине, за счет взаимодействия встречных потоков от соседних одновременно работающих скважин. При существующих технических возможностях гидравлического воздействия на угольный массив каскадная обработка представляется единственно возможным способом преодоления фильтрационной анизотропии пласта.

Физической основой каскадного способа нагнетания жидкости в угольный пласт является создание на границах слабопроницаемых областей высокого давления жидкости, близкого по величине к давлению на скважинах. Проверка этого предположения и установление возможности насыщения участков с низкой проницаемостью при каскадной обработке могут быть осуществлены только с помощью моделирования в силу невозможности проведения необходимых наблюдений в глубине массива.

В результате выполнения математического моделирования необходимо и достаточно установить принципиальную возможность преодоления фильтрационной анизотропии угольного пласта при одновременном нагнетании через две скважины.

Решение этой задачи предполагает, во-первых, установление возможности создания в пласте в зонах повышенной проницаемости давления жидкости, соизмеримого с давлением на скважине, а, во-вторых, степень влияния такого распределения давления на насыщение слабопроницаемых участков. При этом следует принимать во внимание площадь, коэффициент проницаемости и расположение слабопроницаемых областей относительно нагнетательных скважин. Оценка принципиальной возможности повышения равномерности обработки должна производиться в сравнении с нагнетанием через одиночную скважину по величине и направлению скоростей фильтрации жидкости в различных точках и по времени, требуемому для насыщения слабопроницаемых областей.

Исследования проводились для плоскопараллельного и радиального потоков жидкости. С целью исключения влияния случайных изменений давления жидкости на скважинах и разброса значений проницаемости были приняты режим постоянного давления и постоянная проницаемость угольного массива, за исключением слабопроницаемых областей с заданными коэффициентом проницаемости, площадью и расположением.

Величинами, оказывающими влияние на характеристики фильтрационного потока, являются: давление жидкости и его градиент, коэффициент проницаемости и пористость пласта, вязкость жидкости, расстояние и время движения. Равномерность распределения жидкости по пласту предполагает равенство скоростей движения ее фронта в каждой точке в один и тот же момент времени.

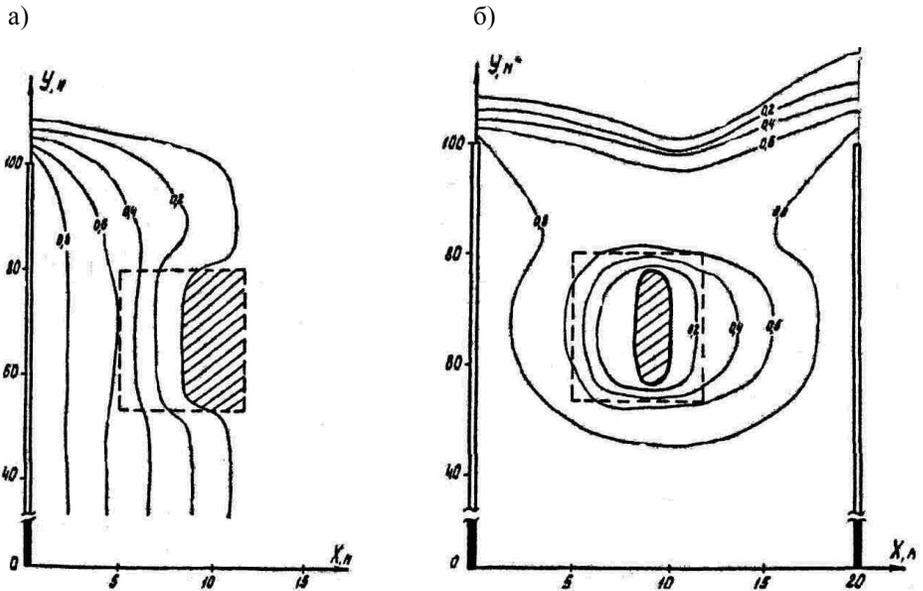


Рис. 1. Распределение относительного давления жидкости в плоскопараллельном потоке в окрестности слабопроницаемой области: а) одиночная скважина; б) каскад скважин

Очевидно, что для достижения этого равенства в условиях анизотропного пласта при неизменном режиме работы скважин необходимо добиться уменьшения объемной скорости в направлении высокой проницаемости и соответственно ее увеличения в слабопроницаемых областях. Другими словами, при каскадной обработке количество жидкости, движущееся в направлении высокой проницаемости, должно быть существенно ниже, а в направлении низкой проницаемости – выше, чем при нагнетании через одиночную скважину. Установление этого факта будет свидетель-

створять о принципиальной возможности повышения равномерности обработки при применении каскадного способа. Количественные оценки указанных изменений дадут возможность предварительно судить о степени повышения эффективности воздействия.

При исследовании возможности преодоления фильтрационной анизотропии пористость пласта, вязкость жидкости и ее давление на скважинах предполагались постоянными, варьировались площадь, коэффициент проницаемости и расположение слабопроницаемых областей.

На рис. 1, 2 показаны линии равного давления жидкости (в долях давления на скважинах) для плоскопараллельного и радиального потоков при нагнетании через одиночную скважину и каскад в момент, соответствующий началу взаимодействия потоков при каскадной обработке. Пунктиром на рисунке отмечены границы слабопроницаемой области.

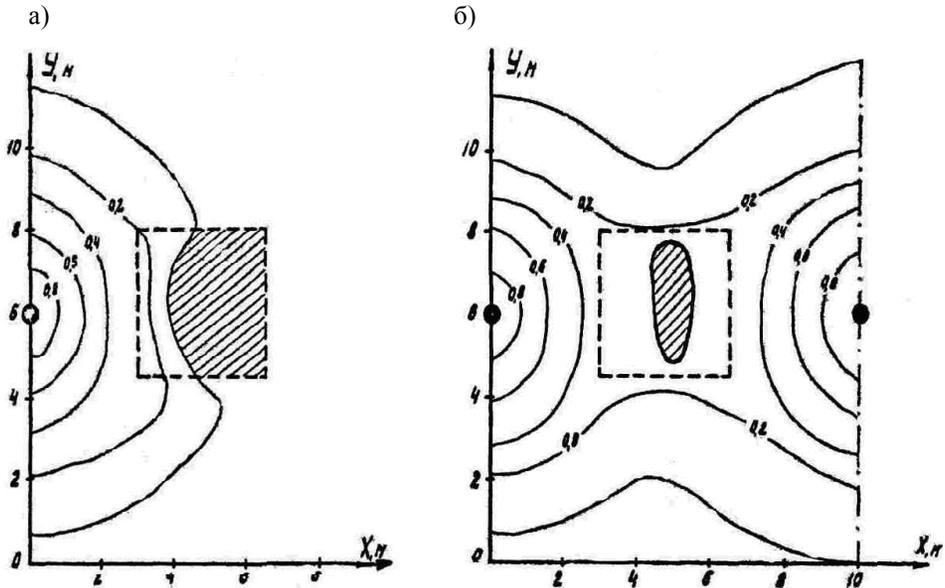


Рис. 2. Распределение относительного давления жидкости в радиальном потоке в окрестности слабопроницаемой области: а) одиночная скважина; б) каскад скважин

Видно, что давление жидкости в плоскопараллельном потоке вблизи границ слабопроницаемой области при каскадном нагнетании в 2-3 раза выше и приближается по величине к давлению на скважинах; это соответствует предполагаемой физической картине движения и взаимодействия потоков при каскадной обработке. Для радиального потока разница давлений не так существенна (рис. 2).

Это объясняется тем, что при плоскопараллельном движении жидкости, во-первых, больше площадь взаимодействия потоков, во-вторых, потоки движутся навстречу друг другу, а не под углом, что обуславливает их более эффективное взаимодействие.

Расчет скоростей движения фронта фильтрующей жидкости в различных точках показал изменение направлений их векторов в сторону слабопроницаемой области и увеличение модулей этих векторов, что способствует более быстрому насыщению участков с низкой проницаемостью.

Данные математического моделирования с учетом фильтрационной неоднородности пласта (рис. 1, а, 2, а) подтверждают предположение о том, что жидкость при нагнетании через одиночные скважины распространяется преимущественно по путям с повышенной проницаемостью и обтекает слабопроницаемые зоны.

Приведенные результаты показывают, что процесс увлажнения угольного пласта при гидравлическом воздействии через одиночную скважину обуславливает высокий уровень вариации прироста влажности в обрабатываемом массиве. Повышение равномерности увлажнения обеспечивается учетом коэффициента проницаемости пласта как переменной величины стохастического характера.

Следует отметить, что впервые проницаемость угольного пласта рассматривается не как постоянная усредненная величина, а как случайная переменная характеристика, что соответствует реальному строению пласта.

Для определения физической сущности выдвинутого предположения о возможности преодоления фильтрационной анизотропии путем одновременного нагнетания через соседние скважины проведено моделирование с определением векторов скорости нагнетания жидкости.

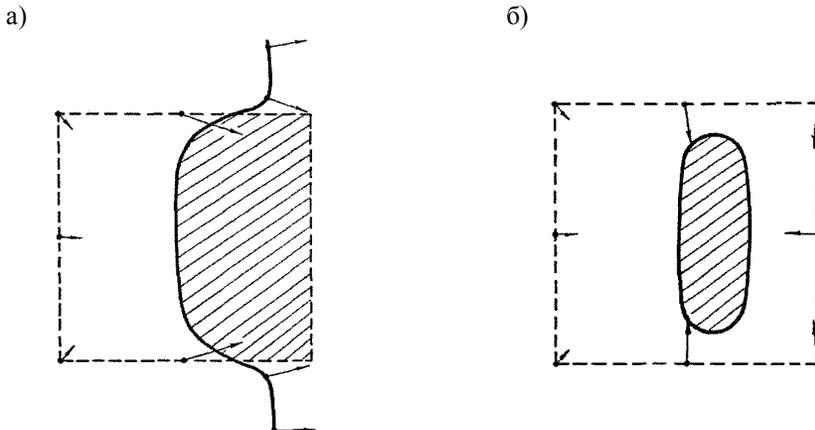


Рис. 3. Векторы скоростей потока жидкости в окрестности слабопроницаемой области: а) одиночная скважина; б) каскад скважин

На рис. 3 показаны контуры потока жидкости (в соответствии с рис. 1) в окрестности слабопроницаемой области и векторы скоростей в различных точках при нагнетании через одиночную скважину и каскад. Расчетные значения объемной скорости движения жидкости к центру слабопроницаемой области, отнесенной к единице ее поверхности, для каскадной обработки в 2 раза превышают соответствующие значения для одиночной скважины. Скорость фильтрации в направлении высокой проницаемости в окрестности слабопроницаемой области практически равна нулю (рис. 3, б).

Наблюдаемые изменения позволяют сделать вывод о том, что возникающее при взаимодействии потоков жидкости от соседних скважин гидравлическое противодействие способствует принудительному насыщению областей с низкой проницаемостью за счет хорошо проницаемых участков, лежащих вне зоны обработки. Следствием этого является повышение равномерности распределения жидкости по пласту при нагнетании через каскад скважин.

Предварительные количественные оценки степени повышения равномерности обработка могут быть сделаны путем сравнения времени, требуемого для насыщения слабопроницаемой области при нагнетании через одиночную скважину и каскад. Результаты моделирования показывают, что это время при каскадной обработке в среднем в 1,5...2 раза меньше, чем при существующем способе. Разница во времени тем больше, чем ближе находится слабопроницаемая область к середине межскважинной зоны, меньше ее проницаемость и больше площадь. Последнее обстоятельство позволяет ожидать значительного эффекта от применения каскадного нагнетания на тех пластах, где фильтрационная анизотропия проявляется в наличии участков тектонической нарушенности и выбросоопасных зон.

Уменьшение времени насыщения слабопроницаемых областей при каскадном нагнетании позволяет ожидать соответствующего повышения равномерности обработки, если общее время нагнетания через каскад скважин будет не меньше, чем через одиночную скважину.

Выводы

Таким образом, можно читать установленным, что взаимодействие потоков жидкости, движущихся от соседних одновременно работающих скважин, приводит к преодолению фильтрационной анизотропии угольного массива. Повышение равномерности обработки при каскадном нагнетании происходит только за счет уменьшения количества жидкости, уходящей за пределы проектной зоны.

Полученные результаты позволяют обосновать вывод о том, что при гидравлическом воздействии на угольный пласт через каскад скважин за счет взаимодействия встречных потоков происходит возрастание локального давления жидкости в окрестности слабопроницаемых зон пласта до величины 0,6...0,8 от давления на скважине, что обеспечивает изменение направления векторов скорости фильтрующейся жидкости в сторону слабопроницаемых зон и более качественное их увлажнение.

Исследование динамики распространения жидкости в анизотропном угольном массиве подтверждает справедливость положений, определяющих физическую сущ-

ность каскадной обработки как способа преодоления фильтрационной анизотропии пласта, что позволяет сделать вывод о принципиальной возможности преодоления фильтрационной анизотропии и повышении равномерности обработки массива при каскадном нагнетании.

Список литературы

1. ДНАОП 1.1.30-1.XX-04. Безопасное ведение горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям (1-я редакция) [Текст]. – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 268 с.
2. Павлыш, В.Н. Физико-технические основы процессов гидравлического воздействия на угольные пласты [Текст] / В.Н. Павлыш, С.С. Гребенкин. – Донецк: «ВИК», 2006. – 269 с.

МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЕ ПРИ ПЕРЕХОДЕ ЛАВАМИ ТЕКТОНИЧЕСКИХ МАЛОАМПЛИТУДНЫХ НАРУШЕНИЙ

Наведені результати дослідження зміни метановиділення при переході лавами малоамплітудних геологічних порушень.

Представлены результаты исследования изменения метановыделения при переходе лавами малоамплитудных геологических нарушений.

There are presented the research results for methane release changing at lavas' overcoming of low-amplitude geological dislocations.

Переход лавами малоамплитудных геологических нарушений связан с проявлениями целого ряда неблагоприятных факторов, среди которых следует отметить и повышенное метановыделение в очистных забоях [1-3]. Это явление при отработке высокогазоносных пластов может привести к существенному ухудшению безопасности очистных работ и возникновению аварийных ситуаций. В связи с этим изучение характера изменения метановыделения в лавах при переходе тектонических разрывов малой амплитуды является весьма актуальным.

В настоящее время отдельными исследователями получены экспериментальные данные, свидетельствующие о том, что при подходе фронта очистных работ к тектоническим разрывам наблюдается как падение так и рост абсолютного метановыделения [2-4].

В работе [2] отмечено, что при подходе к крупным тектоническим разрывам наблюдается снижение метановыделение в горные выработки. Это объясняется дегазацией влиянием разрывных нарушений на угольные пласты.

По мнению авторов работ [3, 4] снижение метановыделения наблюдается при подходе лав к зонам развития разрыва. В то же время при подходе к зоне затухания разрыва и его пересечении происходит увеличение выделения метана, который при определенных условиях может выходить на поверхность. Снижение метановыделения в окрестности влияния крупных нарушений отмечается и в работе [1]. При этом данный факт объясняется тем, что указанные нарушения не обладают экранирующими свойствами. В то же время приводятся сведения, согласно которым крупные надвижки до определенной глубины способствуют дегазации угольной толщи, а затем становятся экраном для газа.

В анализируемой работе [1] отмечается также, что малоамплитудные нарушения (амплитуда 0,5-5 м) способствуют формированию микрозалежей метана и при их пересечении следует ожидать повышенное метановыделение. Этот вывод обоснован

вывається тем, что трещиноватые зоны, сопровождающие такие нарушения, локализованы в пространстве, а окружающие их ненарушенные отложения служат экраном для газов. В дополнение к этому выводу указывается, что локальная зональность распространения микрозалежей газа в массиве определяется в большей степени природными причинами, а не влиянием технологических факторов.

С таким выводом можно согласиться, однако при этом остается открытым вопрос об изменении метановыделения в лавы при пересечении ими указанных микрозалежей. Ответ на него весьма важен с точки зрения обеспечения безопасности работ по газовому фактору за счет заблаговременной разработки и реализации технологических мероприятий по снижению объемов метана, выделяющегося в горные выработки.

С учетом изложенного весьма важным является анализ уже имеющихся экспериментальных данных о характере изменения абсолютного метановыделения (I) при переходе лавами малоамплитудных геологических нарушений.

Такие данные были получены при выполнении в 1984-1986 гг. научно-исследовательской работы сотрудниками Коммунарского горно-металлургического института. В отчете по ней представлены результаты замеров I в 7-ми лавках [5]. Из них для анализа было отобрано пять лав, в которых существенно отличались углы встречи линии очистного забоя с линией простирания нарушения.

На рисунках 1-3 показаны графики изменения метановыделения в лавках которые переходили нарушения под углами 55-75 град. На рисунках 4-5 показаны графики для лав, у которых угол встречи нарушения составлял 8-12 град. На рисунке 6 показаны виды геологических нарушений и их амплитуды (0,37-0,75 м).

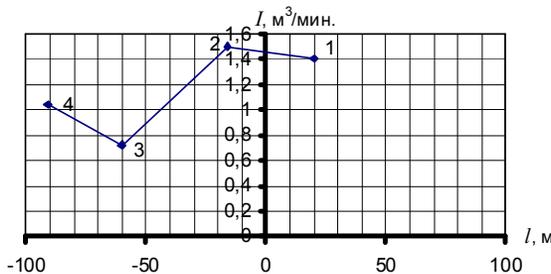


Рис. 1. График изменения абсолютного метановыделения в 49 бис лаве пл. l_8^2 ш. Кочегарка

Мощность обрабатываемых пластов колебалась от 0,65 до 1,0 м, углы падения от пологих до крутопадающих, технология выемки угля ОМ, угольные комбайны.

Сравнение представленных графиков показало, что переход геологических нарушений под большим углом сопровождается длительным периодом повышенного метановыделения (рис. 1-3). При этом его пик приходится на случай, когда нарушения находится примерно в средней части лавы.

Иная картина имеет место, когда лавы пересекает нарушения под малыми углами (рис. 4-5). В этом случае период повышенного метановыделения существенно короче.

Анализируя графики (рис. 1-5) следует обратить внимание и на то, что при подходе и удалении лавы от нарушения наблюдается сначала падение метановыделения, а затем его рост.

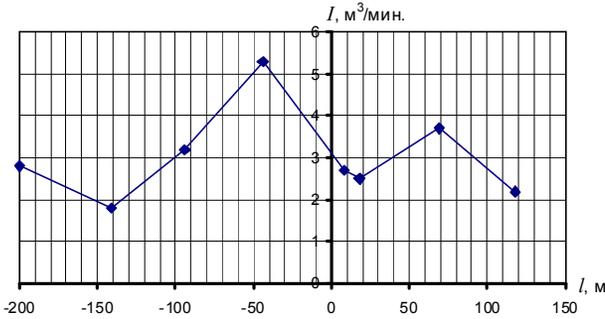


Рис. 2. Графік изменения абсолютного метановыделения в 26-й лаве пл. m'_5 ш. Кочегарка

На рисунке 4 наблюдается ситуация, когда пик метановыделения формируется после вскрытия нарушения, а на рисунке 5 – до подхода к нему. Такое различие можно предварительно объяснить существенными различиями в виде геологического нарушения (рис. 6).

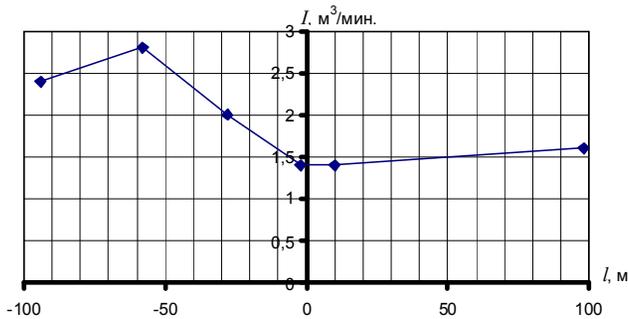


Рис. 3. Графік изменения абсолютного метановыделения в 4-й зап. лаве пл. k^2 ш. им. М.И. Калинина

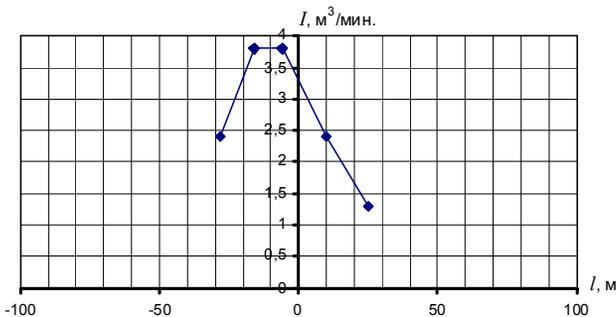


Рис. 4. Графік изменения абсолютного метановыделения в зап. кор. лаве пл. h_3 ш. им. А. М. Горького

Обобщая изложенное можно сделать следующие выводы:

- при переходе лавой геологического нарушения под большим углом увеличивается период повышенного метановыделения по сравнению с лавами, которые переходят нарушение под малыми углами;

– в первом случае наблюдается сначала падение метановыделения при подходе к нарушению, а затем его рост, пик которого соответствует расположению нарушения в средней части лавы;

– во втором случае отмечен разный характер изменения метановыделения при подходе к нарушению и его вскрытию, что предварительно можно объяснить влиянием вида нарушения.

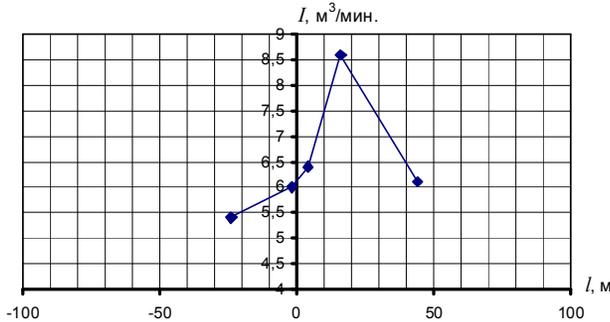


Рис. 5. График изменения абсолютного метановыделения в 13-й зап. лаве пл. I₆^г ш. Фащевская

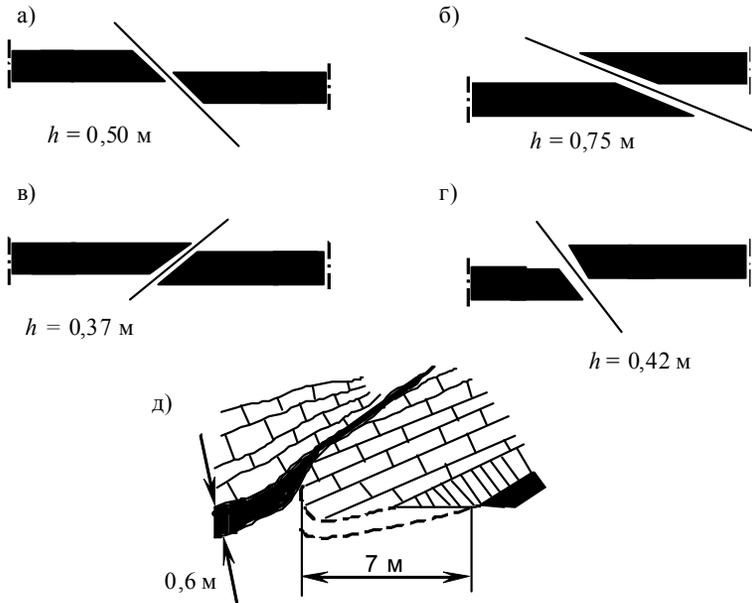


Рис. 6. Виды геологических нарушений: а) 49 бис лава, б) 26-я лава, в) 4-я зап. лава, г) зап. кор. лава, д) 18-я зап. лава

Указанные выводы являются предварительными и требуют детальной проверки в процессе проведения новых экспериментов в лавах, переходящих геологические малоамплитудные нарушения. В то же время отмеченная взаимосвязь между углом встречи нарушений и характером изменения метановыделения свидетельствуют о том, что на данный показатель могут оказывать существенное влияние и технологические факторы. К ним априори можно отнести: наличие подработки или надработки нарушенного участка, смежного выработанного пространства, оконтуривания выемочного поля подготовительными выработками, длину лавы, скорость ее подвигания и т.п.

Наряду с технологическими факторами необходимо изучение и влияние на метановыделение геологических факторов, прежде всего тех, которые характеризуют вид и параметры нарушений.

Комплексный анализ обеих групп факторов позволит, в конечном счете, разработать вероятностно-статистическую модель для прогноза метановыделения в лавах при переходе геологических нарушений и управлениями этим процессом.

Список литературы

1. Антощенко, Н.И. Геомеханические процессы и прогноз динамики газовыделения при ведении очистных работ в угольных шахтах [Текст]: монография / Н.И. Антощенко, В.Н. Окалелов, В.И. Павлов и др. – Алчевск: ДонГТУ, 2010. – 449 с.
2. Недвига, С.Н. О результатах газовой съемки на шахтах Львовско-Волынского угольного бассейна [Текст] / С.Н. Недвига // Борьба с газом и пылью в угольных шахтах. – К.: Техніка, 1964. – С. 41-50.
3. Василянский, Н.П. Выделение метана на поверхность по тектоническим трещинам разрывных геологических нарушений [Текст] / Н.П. Василянский, В.Н. Кочерга // Сб. научн. тр. МакННИИ. – 1986. – С. 124-128.
4. Инструкция КД 12.01.03.07. – 2001. Защита зданий от проникновения метана. – Макеевка – Донбасс, 2001. – 61 с.
5. Проведение подземных газовых съемок и разработка программ для автоматизированной системы прогнозирования [Текст]: отчет, книга 1: 1798 г/д / КГМИ; рук. Р.А. Фрумкин. – ГР 01.84.0059383. – Коммунарск, 1986. – 468 с.

ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ СОЗДАНИЯ СИСТЕМ КРЕПИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ПРОХОДКЕ ПО ГЕОВИНЧЕСТЕРНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Обґрунтовано актуальність досліджень, спрямованих на створення нового класу кріплення гірничих виробок на основі геовінчестерної технології.

Обоснована актуальность исследований, направленных на создания нового класса крепи горных выработок на основе геовинчестерной технологии.

Currency of investigations directed on mine support new class creation is substantiated based on gio-winchester technology.

В соответствии с долгосрочной программой развития угольной отрасли России на период до 2030 года намечено увеличение добычи угля до пиковой отметки СССР в 1988 г. в 430 млн. т. в год [1]. При этом только в Кузбассе на 1 млн. т. добытого угля приходится 4,7 км горных выработок, проводимых с использованием проходческих комбайнов [2]. Альтернативным подходом традиционной комбайновой технологии проходки горных выработок является геовинчестерная технология.

В лаборатории угольной геотехники ИУ СО РАН проходка горных выработок определена как процесс движения твердого тела (горно-проходческого оборудования) в твердой среде (вмещающей породе) [3, 4]. В результате было предложено использовать приконтурный массив горных пород как опорный элемент для восприятия силовых нагрузок, возникающих при движении проходческого агрегата путем введения дополнительных технологических операций по формированию законтурных винтовых и продольных каналов, что позволит отойти от традиционных технологий проходки горных выработок и подходов к созданию проходческих машин.

Проведенные исследования выявили нецелесообразность использования в чистом виде не только ни одного из известных вариантов решений отдельных модулей проходческого агрегата, но и способов крепления горных выработок. Наиболее близкой технологией к геовинчестерной является шитовая технология, в которой, на сегодняшний день, возможны два варианта движения проходческого агрегата, причем оба являются циклическими. Первый – с упором в бока выработки, при котором необходимы очень большие усилия распора и движения, что влечет за собой увеличение массы проходческого агрегата. Второй – с обязательным упором в ранее установленную крепь горных выработок, что предъявляет более высокие требования к прочности кре-

пи, что в свою очередь отражается на ее массе и материалоемкости. При этом общим недостатком большинства конструкций щитов является невозможность их применения при проведении наклонных выработок. Все вышеописанное позволяет сделать вывод о перспективности геовинчестерной технологии, поскольку имеющиеся на сегодняшний день результаты исследований [2-6] позволяют уверенно говорить о том, что:

| | |
|--|---|
| <p>технологиякратно увеличивает скорость проходки горных выработок, при одинаковом диаметре проходки</p> | <ul style="list-style-type: none"> – движение базового элемента (проходческого агрегата) осуществляется непрерывно; – все технологические операции осуществляются в совмещенном режиме; – использование приконтурного массива горных пород как опорного элемента позволяет увеличить производительность не за счет увеличения массы агрегата; – полученная рациональная форма образующей забоя для создания специального исполнительного органа позволяет увеличить производительность не за счет увеличения мощности привода резания. |
| <p>технология обладает более широкой областью применения</p> | <ul style="list-style-type: none"> – движение базового элемента (проходческого агрегата) может осуществляться в любом направлении, под любыми углами наклона выработок к горизонтальной плоскости, в т.ч. восстающих выработок |
| <p>технология существенно упрощает систему крепления горных выработок</p> | <ul style="list-style-type: none"> – размещение крепи в законтурных каналах позволяет разгрузить приконтурную зону от нормальных напряжений и тем самым снизить нагрузки на постоянную крепь и повысить устойчивость конструкции крепи за счет контакта с геосредой и перейти на менее металлоемкие профили; – размещение крепи в законтурных каналах позволяет увеличить площадь выработки в свету при том же диаметре проходки, по сравнению с традиционным способом крепления и снизить ее аэродинамическое сопротивление; – размещение крепи в законтурных каналах позволяет выносить опорные элементы конструкции крепи в приконтурный массив, увеличивая площадь в свету при одновременном увеличении жесткости конструкции и снижении ее материалоемкости; – размещение крепи в законтурных каналах (или даже просто их использование) позволяет осуществлять крепление выработок любых углов наклона, в т.ч. и вертикальных; – постоянные (одинаковые по всей длине выработки) размеры законтурных каналов позволит использовать однотипные и унифицированные элементы крепи, что не исключает возможности механизации и автоматизации процесса их установки |

Последний блок, связанный с креплением горных выработок, является не менее важным в геовинчестерной технологии, чем базовый элемент (проходческий агрегат), и если, научные исследования, направленные на обоснование параметров базового элемента, по большому счету, близки к своему логическому завершению, то исследования, связанные с способами крепления горных выработок и теми возможностями, которые дает геовинчестерная технология, находятся в самом зачаточном состоянии.

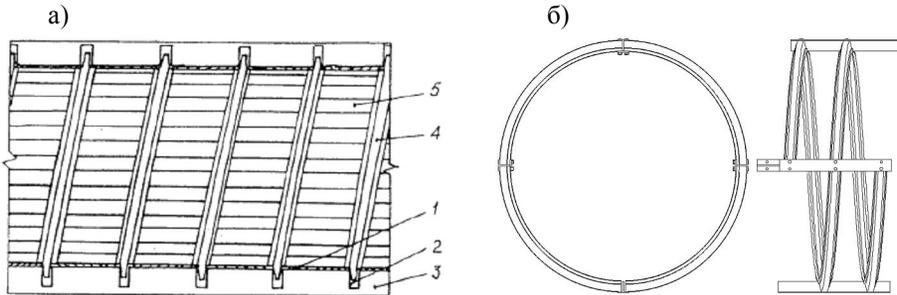


Рис. 1. Винтовая рамная крепь: а) с межрамными ограждениями; б) с межрамными усилителями жесткости. 1 – поверхность выработки; 2 – винтовые каналы; 3 – продольные каналы; 4 – несущие элементы; 5 – межрамные ограждения

Тем не менее, из всего многообразия постоянных крепей, используемых в подземном строительстве возможно применение некоторых отдельных конструкций, речь о которых шла в предыдущей статье. Что касается специальных видов крепи для геовинчестерной технологии, то они могут состоять как из традиционных элементов шахтных спецпрофилей СВП, расположенных в винтовом канале, с соответствующим винтовым искривлением, и конструкций межрамного ограждения (рис. 1, а), либо с межрамными усилителями жесткости (рис. 1, б), так и специальных конструкций крепи.

Винтовая рамная крепь представляет собой спиральную пространственную конструкцию, витки которой устанавливаются в винтовые каналы за контуром выработки. Способ возведения такого типа крепи практически ничем не будет отличаться от традиционного способа возведения рамной крепи.

Поскольку существует возможность выполнить двухзаходный внешний движитель базового элемента технологии, то сотрудниками ИУУ СО РАН предложен и двухзаходный вариант кольцевой (винтовой) крепи (рис. 2) [7].

Как уже указывалось выше, устойчивость законтурной крепи в продольном направлении обеспечивается окружающей горной породой, то появляется возможность отказаться от металлоемких спецпрофилей и перейти на более легкие конструкции плоской формы. Винтовая вантовая крепь (рис. 3) будет также иметь вид непрерыв-

ной винтовой спирали плоского профиля [8]. Соединение взаимосопрягаемых винтовых сегментов и сквозное соединение нескольких смежных витков спирали крепи между собой осуществляется вантами, причем витки спирали устанавливаются в винтовой канал, а ванты – в продольный.

Как видно из представленного материала, элементы конструкции винтовой рамной крепи могут содержать как типовые элементы, применяемые в подземном строительстве, так и уникальные, что с одной стороны ставит вопросы об унификации элементов крепления горных выработок, а с другой стороны – открывает новые горизонты в создании уникальных видов систем крепи и потенциально позволяет облегчить условия труда проходчиков, сократить время сооружения крепи и трудоемкость операции. Кроме того, не исключена возможность использования металлических элементов винтовой крепи как арматуры для возведения монолитной железобетонной обделки, что, в свою очередь, дает другие преимущества – снижение толщины обделки. Аналогичным образом использование винтовых каналов может привести к созданию новых видов сборной железобетонной крепи.

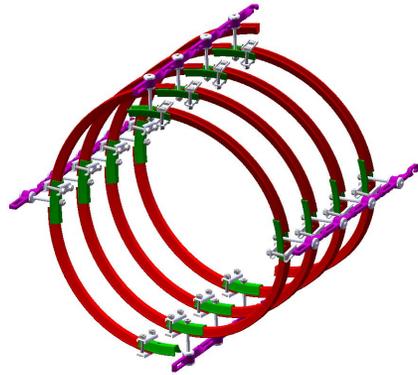


Рис. 2. Двухзаходная винтовая крепь

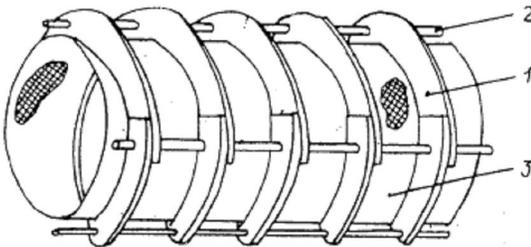


Рис. 3. Винтовая вантовая крепь: 1 – несущие элементы; 2 – ванты; 3 – межрамные ограждения

Таким образом, отсутствие технически и научно обоснованных решений систем крепи и методик определения технологических, конструктивных и прочностных параметров применительно к геовинчестерной технологии сдерживает ее дальнейшее развитие и внедрение. При этом особенности технологии открывают новые возможности при возведении крепи и взаимодействия ее с приконтурным массивом, а однотипность элементов и небольшая их номенклатура потенциально открывают возможности механизации и автоматизации процесса их установки. Поэтому исследования, направленные на создание новых видов крепи и технологических процессов ее возведения являются актуальной научно-технической проблемой.

Список литературы

1. <http://president2012.ru/stati/putin-rasskazal-o-perspektivax-ugolnoj-otrasli-kuzbassa.html> – (Выступление В.В. Путина о перспективах угольной отрасли Кузбасса).
2. Тимофеев, В.Ю. Основание параметров трансмиссии гехода с волновой передачей [Текст]: автореф. дис... канд. техн. наук / В.Ю. Тимофеев; [Юргинский технологический институт]. – Кемерово, 2012. – 19 с.
3. Аксенов, В.В. Научные основы геовинчестерной технологии проведения горных выработок и создания винтоповоротных проходческих агрегатов [Текст]: дис... д-ра техн. наук / В.В. Аксенов; [Институт угля и углехимии СО РАН]. – Кемерово, 2004. – 307 с.
4. Аксенов, В.В. Геовинчестерная технология проведения горных выработок [Текст] / В.В. Аксенов. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2004. – 264 с.
5. Бегляков, В.Ю. Обоснование параметров поверхности взаимодействия исполнительного органа гехода с породой забоя [Текст]: автореф. дис... канд. техн. наук / В.В. Бегляков; [Юргинский технологический институт]. – Кемерово, 2012. – 19 с.
6. Блащук, М.Ю. Обоснование параметров трансмиссии гехода с гидроприводом [Текст]: автореф. дис... канд. техн. наук / М.Ю. Блащук; [Юргинский технологический институт]. – Кемерово, 2012. – 19 с.
7. Кольцевая крепь горной выработки и способ ее возведения [Текст]: пат. 2370652 Рос. Федерация: МПК8 E21D 11/14. / Аксенов В.В. и др.; патентообладатель Институт угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук (ИУУ СО РАН). – № 2008116929/03; заявл. 28.04.2008; опубл. 20.10.2009, Бюл. № 29. – 11 с.
8. А.с. 1639159. Крепь горных выработок [Текст] / Аксенов В.В., Эллер А.Ф., Изаксон В.Ю., Нагорный В.Д. (СССР). Не публикуется.

АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАСЧЕТУ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ АНКЕРОВ В СОСТАВЕ РАМНО-АНКЕРНОЙ КРЕПИ

Встановлено функції залежності раціональних параметрів анкерів і максимумів згинального моменту від характеру розподілу навантаження на рамне кріплення і його геометричних параметрів.

Установлены функции зависимости рациональных параметров анкеров и максимумов изгибающего момента от характера распределения нагрузки на рамную крепь и ее геометрических параметров.

The functions of dependence of rational bolt parameters and maximums of bending moment on the character of loading distribution on a frame support and its geometrical parameters have been set.

Деформирование боковых пород в выемочных выработках характеризуется двумя особенностями: во-первых, формируются значительные по величине нагрузки на рамную крепь, особенно вблизи сопряжения лавы со штреком; во-вторых, как правило, создается неблагоприятный характер распределения нагрузки на раму, отличающийся повышенной, а нередко и преобладающей боковой нагрузкой, а также частым пучением почвы выработки.

В то же время расчеты показывают, что несущая способность любой крепи, в том числе и наиболее широко распространенной металлической арочной податливой крепи из спецпрофиля СВП, весьма существенно зависит от характера распределения по контуру рамы нагрузок со стороны породного массива. Так, при различных видах функции распределения нагрузки по контуру крепи ее несущая способность может изменяться в несколько раз.

На практике исключение влияния неблагоприятного характера распределения нагрузки на крепь стараются добиться установкой дополнительных усиливающих крепь элементов, например, анкеров. Эти мероприятия приводят к определенным положительным результатам в плане повышения несущей способности крепи, однако достижение наибольшего эффекта возможно только путем определения зависимостей связи параметров анкерной крепи с горно-геологическими условиями установки рамной крепи и выработке на этой основе метода расчета рациональных параметров анкеров, критерием рациональности которых является достижение максимальной в данных условиях несущей способности непосредственно рамы.

На устойчивость рамной крепи особенно неблагоприятно сказывается пучение

пород почвы выемочной выработки. Опыт эксплуатации выработок в таких условиях (в частности, Западный район Донбасса) показывает, что даже при небольших боковых нагрузках (по отношению к вертикальным) наблюдается деформация стоек рамной крепи внутри выработки-стойки сближаются друг с другом в местах опирания о почву. Форма рымы становится менее устойчивой, чем первоначальная и при повышении нагрузки крепь разрушается.

Причина разрушения крепи даже при относительно небольших вертикальных и боковых нагрузках заключается в весьма неблагоприятном сочетании нагрузок, действующих на раму в условиях пучения пород почвы выработки. Одной из характерных особенностей процесса пучения почвы является то, что наряду с вертикальными

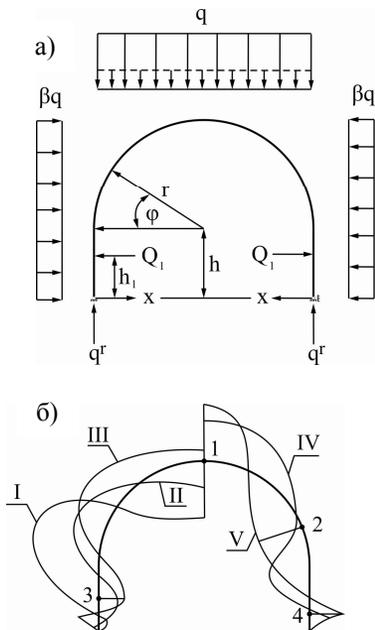


Рис. 1. Расчетная схема (а) и характерные эпюры изгибающего момента (б) при установке двух анкеров на комплект рамы

смещениями пород почвы внутрь выработки наблюдаются также горизонтальные перемещения породы, на которую опираются стойки рамы. Таким образом, стойки рамы опираются на перемещающийся в горизонтальном направлении (в сторону вертикальной оси выработки) породный слой, что вызывает значительные по величине изгибающие моменты по контуру рамы. Следовательно, если при отсутствии пучения связь стойки с почвой играет позитивную роль, препятствуя за счет трения деформации крепи от действия внешних нагрузок, то при наличии пучения сама опора, взаимодействующая с движущимися породами почвы, является дополнительным весьма существенным по величине внешним воздействием на раму, снижающим ее устойчивость. Эффективным решением в этих условиях является установка анкеров в боках выработки и их связь с рамной крепью посредством стяжек.

Для расчета несущей способности рамно-анкерной крепи и оптимизации ее параметров используем общепринятую в строительной механике расчетную схему [1, 2] рамной арочной крепи из спецпрофиля СВП, в которой реальный характер распределения нагрузок по контуру крепи аппроксимирован кусочно-линейной функцией (равномерно распределенная вертикальная и боковая нагрузка). Расчетная схема с установкой в каждом боку выработки по одному анкеру показана на рис. 1, а. На рамную крепь действуют активные нагрузки: вертикальная q , боковая βq и реакция Q_1 со стороны анкера.

Активные нагрузки вызывают появление реактивных нагрузок в опоре стойки рамы на почву выработки: вертикальной q^r и горизонтальной X , причем последняя определяется из расчета рамно-анкерной крепи, как один раз статически неопреде-

лимої системи [1, 2], известними методами строительной механики. Для условий пучения пород почвы расчетная схема отличается тем, что в точках опоры стойки рамы действуют горизонтальные усилия, равные в пределе силам трения пород почвы об опорную плиту

$$X = qr \cdot f_{mp}, \quad (1)$$

где f_{mp} – коэффициент трения опоры стойки о породы почвы выработки.

В основу метода повышения несущей способности рамной крепи положено условие минимизации интенсивности поля напряжений в ее материале путем введения в конструкцию анкеров, воздействие которых на крепь сглаживает имеющиеся концентрации напряжений и более равномерно загружает ее материал.

Напряженное состояние рамной крепи в первую очередь определяется действием изгибающего момента, поскольку для типовых сечений выработок и соответствующих их размеров крепей влияние остальных видов усилий (нормальной и перерезывающей сил) на напряженное состояние не превышает, как правило, 2-3%. Поэтому с достаточной для практических целей степенью точности минимизация интенсивности напряженного состояния крепи сводится к минимизации изгибающего момента.

Принцип минимизации максимумов изгибающего момента основан на том, что максимумы разных знаков имеют противоположные зависимости от параметров установки анкеров, к которым относится высота установки h_i и величина реакции Q_i воздействия анкера на раму. То есть, если максимумы с одним знаком (например, положительным) возрастают по абсолютной величине при изменении параметров Q_i и h_i , то максимумы с противоположным знаком (отрицательным) уменьшаются по абсолютной величине при том же изменении параметров Q_i и h_i . Такая ситуация предопределяет существование минимального значения максимумов изгибающего момента (для каждого конкретного случая нагружения рамной крепи), которое имеет место при равенстве друг другу по абсолютной величине максимумов изгибающего момента во всех возможных точках проявления.

Полученные при этом значения параметров Q_i и h_i установки анкеров будут являться оптимальными.

Таким образом критерий минимизации сводится к условию – максимумы изгибающего момента равны между собой по абсолютной величине и для оптимизации параметров установки анкеров можно составить следующую систему уравнений

$$\left. \begin{aligned} M_n + M_{n-1} &= 0; \\ M_n - M_{n-2} &= 0; \\ M_n + M_{n-3} &= 0; \\ \dots\dots\dots & \\ \dots\dots\dots & \\ \dots\dots\dots & \\ M_n + M_1 &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

или

$$M_n - (-1)^i M_{n-i} = 0, \quad (3)$$

где $i = 1, 2, 3, \dots, n-2, n-1, n$ – номер точки возникновения максимума изгибающего момента.

Исследование характера распределения эпюр изгибающего момента по контуру рамной крепи для случая установки двух анкеров (на комплект рамы) показало, что максимумы могут возникнуть в четырех точках (см. рис. 1, б): 1 – в своде рамы; 2 – в какой-либо точке по криволинейной части рамы; 4 – в точках приложения реакции анкера.

Анализ показал, что с увеличением отношения β боковой нагрузки на крепь к вертикальной эпюра изгибающего момента проходит пять последовательных стадий, показанных на рис. 1, б обозначениями I-V. Поэтому, используя сформулированный ранее принцип минимизации максимумов изгибающего момента, определим выражения по расчету рациональных параметров установки анкеров для каждого из указанных пяти видов эпюры изгибающего момента и границы их применимости по параметру β .

Для эпюры I (см. рис. 1, б) возможно появление только двух максимумов: в точках 1 и 2 принцип минимизации отражает следующее уравнение

$$M_1 + M_2 = 0, \quad (4)$$

где M_1 и M_2 – изгибающие моменты в точках 1 и 2.

Согласно расчетной схеме (см. рис. 1), величины M_1 и M_2 равны

$$\left. \begin{aligned} M_1 &= \frac{\beta}{2} q(h+r)^2 - q \frac{r^2}{2} + X(h+r) - Q_1(h+r-h_1); \\ M_2 &= \frac{\beta}{2} q(h+r \sin \varphi_1)^2 - \frac{q}{2} r^2 \sin^2 \varphi_1 + X(h+r \sin \varphi_1) - \\ &\quad - Q_1(h+r \sin \varphi_1 - h_1), \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

где

$$\sin \varphi_1 = \frac{\beta q h + X - Q_1}{(1-\beta)qr}. \quad (6)$$

Система оказалась неопределенной, поскольку для отыскания двух переменных h_1 и Q_1 имеется всего лишь одно уравнение (4). Однако анализ эпюры I (см. рис. 1, б) показал, что минимальные значения максимумов изгибающего момента имеет место при $h_1 = 0$. Тогда полагая $h_1 = 0$ и решая совместно уравнения (4)-(6), получаем выражение для расчета рационального значения реакции анкера

$$Q_1 = \beta qh + X + q(1 - \beta)(2h + r) - q\sqrt{2(1 - \beta)\left[(1 - \beta)(h + r)^2 + h^2\right]}. \quad (7)$$

Область рационального использования уравнения находится в интервале

$$0 \leq \beta \leq \beta_1, \quad (8)$$

где β_1 определяется из уравнения

$$\beta_1(h + r) - 2\sqrt{\beta_1} = \frac{\beta_1 h}{2\beta_1 - 1} \left[1 - \sqrt{2(1 - \beta_1)}\right]. \quad (9)$$

Для эпюры II (см. рис. 1, б) возможно появление максимумов в трех точках: 1, 2 и 3, в связи с чем критерий минимизации записываем в виде

$$\left. \begin{aligned} M_1 - M_3 &= 0; \\ M_2 - M_3 &= 0, \end{aligned} \right\} \quad (10)$$

где

$$M_3 = \frac{1}{2\beta q} (Q_1 - X)^2 + Q_1 h_1. \quad (11)$$

Совместное решение уравнений (5), (6), (10) и (11) приводит к следующим результатам

$$\left. \begin{aligned} \beta(h + r) - r\sqrt{\beta} &= \frac{\beta}{2\beta - 1} [h - 2(1 - \beta)h_1] - \\ &- \sqrt{\left(\frac{\beta}{2\beta - 1}\right)^2 [h - 2(1 - \beta)h_1]^2 - \frac{\beta}{2\beta - 1} \left[4(1 - \beta)h_1 \frac{X}{q} + \beta h^2\right]}; \\ Q_1 &= X + \beta q(h + r) - qr\sqrt{\beta}. \end{aligned} \right\} \quad (12)$$

Выражения (12) справедливы в области

$$\beta_1 \leq \beta \leq \beta_2, \quad (13)$$

где β_2 определяется из уравнения

$$2\sqrt{\beta_2^2 \left(\frac{X}{q}\right)^2 + \beta_2 h \left(1 - \sqrt{\beta_2} - \beta_2\right)^2 \left(\frac{\beta_2 h}{2} + \frac{X}{q}\right)} -$$

$$-2\beta_2 \frac{X}{q} - h(1 - \sqrt{1 - \beta_2})^2 = \left[2\beta_2 - (1 - \sqrt{1 - \beta_2})^2 \right] \left[h - r \frac{\sqrt{\beta_2} - \beta_2}{\sqrt{1 - \beta_2} - 1 + \beta_2} \right]. \quad (14)$$

Эпюра III (см. рис. 1, б) предполагает появление максимумов в точках 2, 3 и 4, а соответствующая ей система минимизации максимумов изгибающего момента имеет вид

$$\left. \begin{aligned} M_2 - M_3 &= 0; \\ M_3 + M_4 &= 0, \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

где

$$M_4 = \frac{\beta}{2} q h_1^2 + \frac{X}{q} h_1. \quad (16)$$

Решая совместно уравнения (5), (6), (11), (15) и (16), получаем выражения по расчету рациональных параметров h_1 и Q_1

$$\left. \begin{aligned} h_1 &= \frac{1}{2C_1} \left(\sqrt{C_2^2 + 4C_1 C_3} - C_2 \right); \\ Q_1 &= \beta q h + X - q(h - h_1) (\sqrt{1 - \beta} - 1 + \beta), \end{aligned} \right\} \quad (17)$$

где

$$\left. \begin{aligned} C_1 &= 2\beta^2 - (1 - \sqrt{1 - \beta})^2; \\ C_2 &= 4\beta \frac{X}{q} + 2h(1 - \sqrt{1 - \beta})^2; \\ C_3 &= h^2(1 - \sqrt{1 - \beta})^2. \end{aligned} \right\} \quad (18)$$

Область применения выражений (17) ограничивается неравенством

$$\beta_2 \leq \beta \leq \frac{2(h - h_1) + r}{(h + r - h_1)^2}. \quad (19)$$

Для эпюры IV (см. рис. 1, б) максимумы возможны в точках 1, 3 и 4, поэтому система уравнений имеет вид

$$\left. \begin{aligned} M_1 - M_4 &= 0; \\ M_3 + M_4 &= 0 \end{aligned} \right\} \quad (20)$$

и в совокупности с уравнениями (5), (6), (11) и (16) определяет выражения по расчету рациональных параметров h_1 и Q_1

$$\left. \begin{aligned} \beta(h+r-h_1) - \frac{r^2}{h+r-h_1} &= 2\sqrt{2\beta h_1 \left(\beta h_1 + 2\frac{X}{q} \right)}; \\ Q_1 &= X + \beta q h_1 + q\sqrt{2\beta h_1 \left(\beta h_1 + 2\frac{X}{q} \right)}. \end{aligned} \right\} \quad (21)$$

Выражения (21) справедливы в интервале изменения параметра β

$$\frac{2(h-h_1)+r}{(h+r-h_1)^2} \leq \beta \leq \frac{1}{h^2} \left(\frac{Q_1}{q} - \frac{X}{q} \right).$$

Эпюра V (см. рис. 1, б) предполагает возникновение максимумов в точках 1, 2 и 4, тогда соответствующую ей систему критерия минимизации максимальных изгибающих моментов запишем следующим образом

$$\left. \begin{aligned} M_1 - M_4 &= 0; \\ M_2 + M_4 &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (22)$$

Решая совместно уравнения (5), (6), (11), (16) и (22), получаем формулы для расчета параметров h_1 и Q_1

$$\left. \begin{aligned} \frac{(\beta-1)r^2 - \beta(h-h_1)^2}{2(r+h-h_1)} + (\beta-1)(h-h_1) &= \sqrt{(\beta-1) \left[2\beta h_1^2 - (h-h_1)^2 + 4\frac{X}{q} h_1 \right]}; \\ Q_1 &= \beta q h + X + q \frac{(\beta-1)r^2 - \beta(h-h_1)^2}{2(r+h-h_1)}. \end{aligned} \right\} \quad (23)$$

Таким образом, получены выражения для расчета рациональных параметров рамно-анкерной крепи при установке в каждом боку выработки по одному анкеру.

Увеличение числа боковых анкеров (от двух до четырех на один комплект рамной крепи) имеет смысл производить, когда это приводит к существенному снижению максимального изгибающего момента в раме. Граница областей рационального применения рамно-анкерных крепей с двумя и четырьмя анкерами должна определяться технико-экономическим анализом, основной критерий которого можно сформулировать так: применение рамной крепи в комплекте с четырьмя анкерами целесообразно, когда сумма затрат на изготовление, установку и т.п. дополнительных двух анкеров меньше, чем получаемый экономический эффект от повышения несущей способности рамно-анкерной крепи (увеличение шага установки рам, замена на более легкий тип спецпрофиля и т.п.).

Далее исследованы функции зависимости параметров установки анкеров и максимумов изгибающего момента от характера распределения нагрузки на крепь и ее геометрических параметров.

При установке двух анкеров на комплект рамы зависимость высоты установки

h_1 анкера от величины отношения β имеет общую тенденцию возрастания h_1 с увеличением β (рис. 2). Причем, до значения $\beta = 0,6 \div 0,7$ для всех исследуемых типоразмеров крепи и величин реакции $\frac{X}{q}$ наиболее рациональным является распо-

ложение анкера в опоре стойки, то есть $h_1 = 0$. При $\beta > 0,6 \div 0,7$ наблюдается резкий рост h_1 и, начиная со значения $\beta \geq 1,5 \div 2,0$, происходит постепенное выполаживание функций $h_1(\beta)$, что указывает на ослабление связи этих параметров. Дальнейшее увеличение β приводит к все менее существенному росту величины h_1 , при этом высота h_1 расположения анкера находится в пределах высоты h прямолинейной части стойки рамы. На величину h_1 также существенным образом влияет реакция $\frac{X}{q}$ в опоре стойки (см. рис. 2): с увеличением реакции $\frac{X}{q}$ уменьшается рациональная высота h_1 установки анкера. Это объясняется тем, что с ростом реакции $\frac{X}{q}$ интенсивно увеличива-

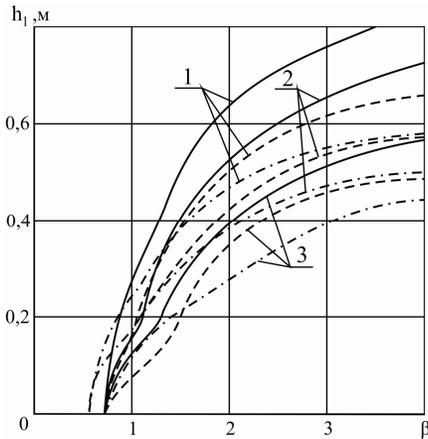


Рис. 2. Зависимость высоты установки анкера h_1 от параметра β при установке двух анкеров на комплект рамы:

- 1 – $\frac{X}{q} = 0,2$; 2 – $\frac{X}{q} = 0,4$;
 3 – $\frac{X}{q} = 0,7$; — $r = 2,74 \text{ м}$,
 $h = 1,2 \text{ м}$; - - - $r = 2,32 \text{ м}$,
 $h = 0,9 \text{ м}$; - · - · - $r = 1,65 \text{ м}$,
 $h = 1,0 \text{ м}$

параметров рамы можно дать следующие рекомендации по выбору рациональной высоты установки анкеров. В интервале значений отношения β боковой нагрузки к вертикальной $0 \leq \beta \leq 0,6 \div 0,7$ анкера следует устанавливать в опоре стойки ($h_1 = 0$). Для наиболее часто встречающегося в практике интервала $\beta = 0,6 \div 0,7$ высоту установки анкера рекомендуется принимать $h_1 = 0,2 \text{ м}$. При преобладающих боковых

установки анкера. Это объясняется тем, что с ростом реакции $\frac{X}{q}$ интенсивно увеличива-

ется значение момента $\frac{M_3}{q}$ в прямолинейной части стойки и для его минимизации и уравнивания абсолютного значения с другими максимумами изгибающего момента необходимо понижать высоту h_1 , резко влияющую на его значение.

На основе анализа функции $h_1(\beta)$ при различных значениях $\frac{X}{q}$ и геометрических

нагрузках ($\beta > 1$) высоту h_1 выбирают согласно расчетным формулам (21) или (23) и анкер устанавливается в пределах прямолинейной части стоек крепи.

Требуемая величина реакции анкера $\frac{Q_1}{q}$ находится практически в линейной зависимости от отношения β и увеличивается с ростом значения β (рис. 3). При этом величина $\frac{Q_1}{q}$ возрастает также с увеличением реакции $\frac{X}{q}$ и типоразмера ра-

мы. Эта зависимость вполне объяснима, так как увеличение боковой нагрузки и реакции $\frac{X}{q}$ необходимо компенсировать воздействием анкера исходя из критерия минимального напряженного состояния рамы; с увеличением типоразмера рамы возрастают изгибающие моменты от действия боковых нагрузок, что также вызывает необходимость в увеличении требуемой реакции анкера.

Исследования зависимости максимального изгибающего момента $\frac{M_{max}}{q}$ от параметров распределения нагрузки на крепь и ее геометрии дало следующие результаты. С возрастанием отношения β от 0 до $0,6 \div 0,8$ происходит уменьшение максимума $\frac{M_{max}}{q}$, а начиная со значения

$\beta > 0,8 \div 0,9$ величина $\frac{M_{max}}{q}$ возрастает практически в линейной зависимости от β

(рис. 4). Функция $\frac{M_{max}}{q}(\beta)$ имеет минимума в интервале $\beta = 0,7 \div 0,9$, который

объясняется наиболее благоприятным распределением нагрузки на раму в указанном интервале. При меньшем значении β минимизируются максимумы в двух точках по контуру рамы (см. рис. 1, б, эпюра I), с переходом значения β в интервал минимума функции $\frac{M_{max}}{q}(\beta)$ происходит минимизация максимумов изгибающего момента в

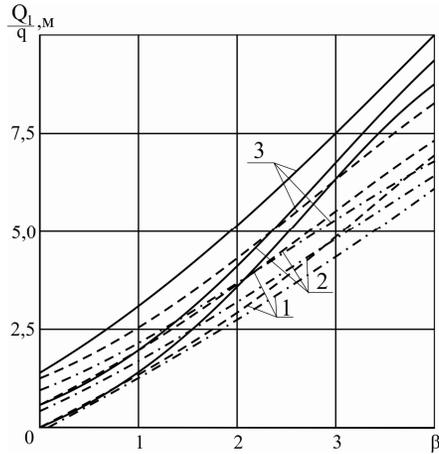


Рис. 3. Зависимость реакции анкера $\frac{Q_1}{q}$ от параметра β при установке двух анкеров на

комплект рамы: 1 – $\frac{X}{q} = 0,2$;

2 – $\frac{X}{q} = 0,4$; 3 – $\frac{X}{q} = 0,7$;

— $r = 2,74 \text{ м}$, $h = 1,2 \text{ м}$;

- - - $r = 2,32 \text{ м}$, $h = 0,9 \text{ м}$;

- · - · $r = 1,65 \text{ м}$, $h = 1,0 \text{ м}$

трех точках по контуру рамы (см. рис. 1, б, эпюры II-IV). При дальнейшем возрастании β , хотя и происходит минимизация максимумов также в трех точках по контуру рамы (см. рис. 1, б, эпюра V), но увеличивающаяся суммарная нагрузка на раму приводит к росту $\frac{M_{max}}{q}$.

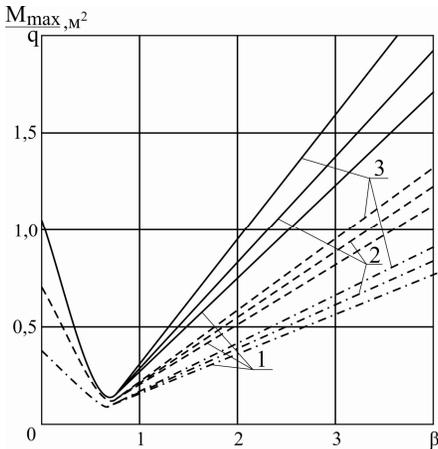


Рис. 4. Зависимость максимального изгибающего момента $\frac{M_{max}}{q}$ от параметра β при установке двух штанг на комплект рамы: 1 – $\frac{X}{q} = 0,2$;

$$2 - \frac{X}{q} = 0,4; 3 - \frac{X}{q} = 0,7;$$

$$\text{—} r = 2,74 \text{ м, } h = 1,2 \text{ м;}$$

$$\text{- - - } r = 2,32 \text{ м, } h = 0,9 \text{ м;}$$

$$\text{- · - · - } r = 1,65 \text{ м, } h = 1,0 \text{ м}$$

ние h_1 до значений 0,15-0,40 м. Что касается зависимости $h_2(\beta)$, то для типоразмеров рамы ($r = 1,65 \text{ м, } h = 1,0 \text{ м}$ и $r = 2,74 \text{ м, } h = 1,2 \text{ м}$) изменение высоты h_2 при $\beta \geq 2$ еще менее существенно: максимальные отклонения находятся в пределах 3÷5%; для типоразмера рамы ($r = 2,32 \text{ м, } h = 0,9 \text{ м}$) начиная с $\beta \leq 2,5$ идет заметное повышение высоты h_2 вплоть до значения $h_2 = h + r = 3,22 \text{ м}$ при $\beta = 1,5$.

Таким образом установлено, что традиционно применяемая арочная податливая трехзвенная крепь из спецпрофиля СВП не соответствует указанному характеру на-

Увеличение реакции $\frac{X}{q}$ также вызывает повышение значения $\frac{M_{max}}{q}$, однако влияние этого параметра при $\beta > 1$ не столь существенно. Так, при возрастании $\frac{X}{q}$, например, в два раза максимум изгибающего момента увеличивается всего на 10-20%, в то время, как такое же увеличение β приводит к росту $\frac{M_{max}}{q}$ в 2-4 раза. Увеличение типоразмера рамы также приводит к росту $\frac{M_{max}}{q}$, что вполне закономерно.

При установке четырех анкеров на комплект рамы получены следующие зависимости параметров h_1 , h_2 , $\frac{Q_1}{q}$, $\frac{Q_2}{q}$ и $\frac{M_{max}}{q}$ от отношения боковой нагрузки к вертикальной β . Высота h_1 установки нижнего анкера при $\beta \geq 2$ изменяется довольно незначительно (в среднем на 10-12%); при $\beta < 2$ идет постепенное пониже-

гружения, во-первых, из-за слабой сопротивляемости боковым нагрузкам и, во-вторых, из-за малой конструктивной податливости крепи в боковом направлении. Для повышения устойчивости рамной крепи и величины ее сопротивления боковым нагрузкам предложена конструктивная схема рамно-анкерной крепи, в которой анкера связаны между собой и рамой посредством натягающих податливых стяжек, упрочняют боковые породы, снижая величину их перемещения и создавая дополнительные реакции на раму, противодействующие ее деформированию.

Список литературы

1. Гелескул, М.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок [Текст] / М.Н. Гелескул, В.Н. Каретников. – М.: Недра, 1982. – 479 с.
2. Баклашов, И.В. Конструкция и расчет крепей и обделок [Текст] / И.В. Баклашов, О.В. Тимофеев. – М.: Недра, 1979. – 263 с.

НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ЗАМКОВЫХ СОЕДИНЕНИЙ КРЕПЕЙ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Розглянуті й проаналізовані конструкції замкових з'єднань кріплень підготовчих виробок. Визначені умови забезпечення стабільності параметрів їхньої робочої характеристики. Намічені задачі, що забезпечують прогрес у кріпленні гірничих виробок.

Рассмотрены и проанализированы конструкции замковых соединений крепей подготовительных выработок. Определены условия обеспечения стабильности параметров их рабочей характеристики. Намечены задачи, обеспечивающие прогресс в креплении горных выработок.

Lock joints constructions of development workings supports are considered and analyzed. Conditions of stability parameters of their working characteristics are determined. Tasks providing progress on mine workings support activities are set.

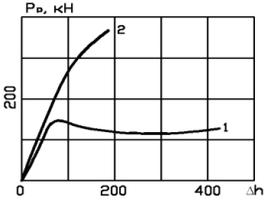
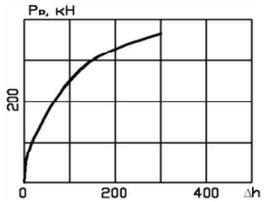
Оценку замковых соединений крепи целесообразно производить по критериям реализации деформационно-силовых параметров крепи: рабочего сопротивления и конструктивной податливости, зависящих от типа крепежной рамы и конструкции узла податливости.

Имеющееся многообразие замковых соединений условно можно подразделить на три основные группы (табл. 1).

Замковые соединения старых типов (условно группа «0»), состоящие из скобы, прямой планки и гаек, не обеспечивают устойчивой характеристики крепи, выходят из употребления и не имеют перспективы. Детальный анализ таких соединений приведен в работе [1].

Группа I включает в себя замковые соединения, при создании которых приняты попытки устранить принципиальные недостатки соединений группы «0»: слабость зажимной планки (обычно полоса 18×60), сильная потяжка скобы при взаимном проскальзывании сегментов, заканчивающаяся обычно отрывом резьбовой части вместе с гайкой. Результатом таких деформаций зачастую является выход крепи в аварийный режим работы. Поэтому основные усилия при разработках были направлены, в первую очередь, на повышение прочности зажимной планки.

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА
КОНСТРУКЦИЙ ЗАМКОВЫХ СОЕДИНЕНИЙ

| Группа | Характерные особенности | Тип, год начала применения | Масса, замок / узел, кг | P_p узла, кН | P_p , % | Тип рабочей характеристики узлов податливости |
|--------|---|--|-------------------------------------|-----------------------------|-----------|--|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| «0» | 1. Прямая несущая планка с передачей усилия через днище спецпрофиля. 2. Блокировка самозатяжки отсутствует. 3. Компенсация выбора прокатных и гибочных допусков не требуется. | АПЗ.030 1948 | 4,2/8,4 | 0-100 | 0-100 | Устойчивая рабочая характеристика отсутствует |
| I | 1. Усиленная прямая планка спецпрокат ПЗС-20 или горячая штамповка, передача усилия через днище спецпрофиля. 2. Блокировка самозатяжки – частичная (1), во втором случае – отсутствует. 3. Компенсация допусков не требуется. | (1) АПЗ.070 (ЗСД) 1976 (2) ЗШ.000 | 11,8 / 11,8 5,7 / 11,4 | 70- 110 до 300 | до 40 |  |
| II | 1. Фигурная полностью облегающая планка с уменьшенным изгибающим моментом и передачей усилий, как на днище, так и на полки спецпрофиля. 2. Частичная блокировка усилий самозатяжки. 3. Компенсация допусков не предусмотрена. | Замки семейства ЗПК 1976 | 5,2- 5,8 / 10,4- 11,6 | 440- 480 | 28-36 |  |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
|-----|--|---|----------------------------|-------------|----------------------------------|---|
| III | 1. Частично разгруженная зажимная планка, наличие усилителей стабилизаторов, передача усилий в основном через полки спецпрофиля. 2. Частичная блокировка самозатяжки, в опытных (2) полках. 3. Полная компенсация влияния прокатных и гибочных допусков. В опытных образцах (2) – полностью разгруженная, полуохватывающая планка. | (1) АПЗ.030М (М4, М6 и др.), ЗКМ 2005 (2) ЗКМД | 7,2-7,4 / 14,4- 14,8 | 440- 460 | (1) 26-30 (2) 12-18 | |

Поиски в указанном направлении завершились разработкой широко используемого замкового соединения АПЗ.070 (ЗСД), предложенного ДонУГИ [2], в конструкции которого для зажимной планки использован прокатный профиль ПЗС-20, предполагающий блокирование перекоса и дополнительной потяжки основной зажимной скобы путем второй откосной скобы, заблокированной с основной специальной деталью.

Предполагалась установка в узел податливости одного такого соединения, что для циркульных крепей старых типов (АПЗ и др.) считалось вполне достаточным.

Однако, в процессе эксплуатации выявились недостатки принципиального характера: значительный вес (10-14 кг), недостаточный уровень рабочего сопротивления (менее 200 кН/раму), зажим нахлестки сегментов в одной точке, приводящий к образованию пластического шарнира и утрате рабочей характеристики с необратимыми повреждениями верхней части стоек крепи (отрыв днища). В ряде случаев, когда требовалось достижение больших значений рабочего сопротивления, в главных узлах податливости устанавливалось два замковых соединения указанного типа.

Следует заметить, что попытки нейтрализовать негативные свойства замковых соединений (АПЗ.030) решены за рубежом (Германия) посредством совершенствования конструктивных решений замков группы с охватывающей планкой. В качестве примера отечественных разработок следует привести замковые соединения ЗСД [2] и ЗШ [3], типичные характеристики которых приведены на рис. 1.

В конструкции замка ЗШ основное внимание сосредоточено на повышении прочности зажимной планки и фиксации замкового соединения по месту установки, для чего на планке, изготавливаемой методом горячей штамповки, предусмотрены специальные выступы, которые при изгибе планки сжимают стенки спецпрофиля, однако средств, предотвращающих выход скобы из плоскости установки не предусмотрено (в замках ЗСД – дополнительная удерживающая скоба).

В силу этого характеристики замков ЗСД и ЗШ оказываются различными: если характеристика замка ЗСД в целом может считаться удовлетворительной, то у замка ЗШ она является круто нарастающего сопротивления и уже при податливости 100-150 мм – недостаточной для подготовительных выработок (крепь выходит на жёсткий режим работы).

Замку ЗСД свойственны другие, весьма существенные недостатки: при незначительной просадке узел податливости ослабляется и выходит на номинальное значение сопротивления только после неоднократной дозатяжки; расход металла на единицу создаваемого рабочего сопротивления завышен, т.е. материал расходуется нерационально; дополнительная откосная скоба участвует в создании общего зажимного усилия лишь частично, т.к. ее роль сводится в основном к сохранению неизменности геометрии соединения. Перечисленные основные недостатки замков I группы позволяют считать эти конструкции недостаточными для сложных горно-геологических условий.

Рассмотрим конструкции замковых соединений II группы, общая схема которых и типичные рабочие характеристики приведена на рис. 2.

Технические решения этой группы, включающие замковые соединения типа ЗПК: ЗПК-М, ДК, ЗПС и их аналоги [4, 5, 6] направлены на достижение двух основных целей: снижение величины моментов, стремящихся вывести зажимную скобу из плоскости затяжки при взаимном проскальзывании сегментов и снижение изгибающих моментов, действующих на зажимную планку. В обоих случаях снижение величины моментов достигается изменением (уменьшением) плеча, в то время как прилагаемые усилия остаются теми же, что и в соединениях нулевой группы (например, АПЗ.030). Отличительными признаками замков такого типа, являются т.н. полностью охватывающая планка и укороченная зажимная скоба (в ряде случаев – усиленная).

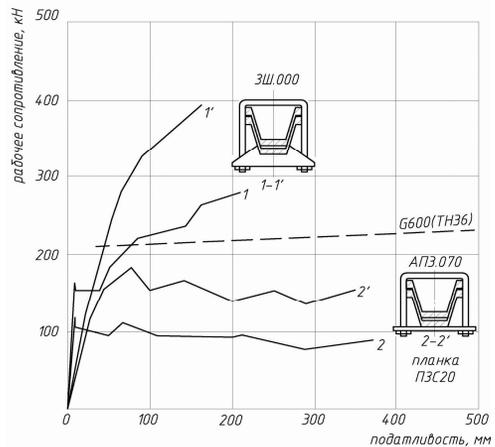


Рис. 1. Прямое усиление планки:
 1 – без блокировки перекоса скобы; 1 и 1' – ЗШ.000 – узел и крепь АП – соответственно;
 2 и 2' – АПЗ.070 (ЗДС) – узел и крепь АП – соответственно (во всех случаях – СВП-27);
 - - - оптимальная по условиям применения (Германия-G660)

Однако, результаты многолетней практики их применения, нельзя считать однозначно положительными. Характеристика таких замковых соединений во всех вариантах является довольно круто нарастающей и, следовательно, крепь при просадке более 300-400 мм может переходить в жесткий режим работы с необратимыми деформациями. Эти замки требуют высокой точности изготовления, в связи с чем для изгиба планки необходимо использование горячих процессов, а в ее охватывающей части металл используется нерационально.

Другой проблемой является учет деформации изгибаемого спецпрофиля, зависящей от степени износа роликов гибочной машины и молковки концевых участков сегментов. Причиной раннего выхода крепи в жесткий режим работы при податливости 150-250 мм, являются именно упомянутые выше два момента, а их преодоление достаточно сложно. Кроме того, предпринятое в ряде решений (ЗПКМ, ДК) использование упрочненной зажимной скобы с накатной резьбой не исключило случаев разрыва последней, когда узел податливости оказывается на участке действующих в крепи изгибающих моментов и один из замков (обычно – нижний) получает дополнительное натяжение. Поскольку дальнейшее упрочнение зажимной скобы за счет увеличения диаметра не целесообразно, необходимо поиск и использование других приемов.

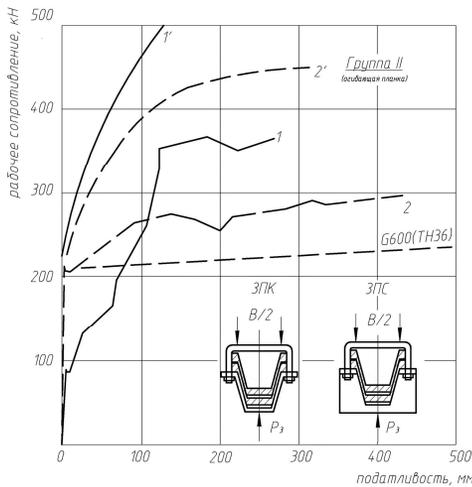


Рис. 2. Влияние частичной стабилизации зажимной скобы в замках с огибающей несущей планкой (ЗПК и его вариант), во всех случаях – СВГ-33: — 1 и 1' – ЗПК-м – узел податливости и крепь – соответственно; · - - 2 и 2' – ЗПК – то же, но с частичной стабилизацией; - · - оптимальная по условиям применения (Германия – G660)

Зарубежный аналог замков ЗПК также имеет прообразом замки с огибающей планкой [7], однако существенно отличается по ряду признаков, т.к. представляет собой в сущности замок струбцинного типа, где сжатие спецпрофиля осуществляется практически только по полкам, конфигурация которых позволяет реализовать их принудительное сцепление и т.н. «трение в желобе» при минимальном начальном недозаходе профилей, составляющем 5-6 мм. Замок имеет пологонарастающую характеристику и рабочее сопротивление узла 200-220 кН на профиле ТН58, при высоком уровне стабильности параметра (разброс ± 28%). В замке такого типа скоба заменена планкой с двумя спецболтами и усиленными гайками.

Отечественная попытка создания аналога на основе нового спецпрофиля КГВ и двух планочных – ВПШ и НПШ предпринятая ДонУГИ [2] потерпела неудачу глав-

ным образом из-за слабости производственной базы. Дальнейшее развитие этого направления за рубежом пошло по пути отказа от планки и скоб, а запатентованные решения представляют чистые струбины, сжимающие полки спецпрофиля. Результаты практической реализации таких соединений, возможны только при наличии соответствующего профиля с принудительным зацеплением по полкам.

Переходя к анализу технических решений III группы замковых соединений, направленных на повышение рабочего сопротивления при одновременной его стабилизации на всем интервале конструктивной податливости, следует заметить, что основные направления и приемы достижения рассмотрены в отечественных [1, 2] и зарубежных публикациях [8, 9].

То обстоятельство, что в отечественной практике нет универсального замкового соединения, отвечающего всем требованиям, объясняется в основном двумя моментами. Во-первых, роль и значимость параметров рабочей характеристики податливых крепей оцениваются не вполне однозначно, что является отражением положений старого концептуального подхода. Во-вторых, как свидетельствует зарубежная практика, проблема достаточно сложна и рассчитывать на успех возможно только на пути внедрения комплексных решений, затрагивающих многочисленные сопряженные проблемы (наличие современных типов и номенклатуры прокатных профилей, использование новых способов изготовления сегментов крепи, поверхностного упрочнения поверхностей трения, более прочные марки стали и т.д.). В то же время необходимо заметить, что возможность реализации найденных решений ограничивается состоянием отечественной базы производства и рядом других моментов, включая «человеческий фактор» т.е. вопросы культуры производства и технологической дисциплины исполнителей. При этом, разумеется, не последним по значимости моментом является обеспечение приемлемых стоимостных параметров. По этому, как сам поиск, решений, так и их реализация в существенных для отрасли объемах представляет собой достаточно сложный многофакторный процесс, исключающий перенос известных зарубежных решений (замок G660 и его аналоги – Германия, Польша) в отечественную практику методом прямого заимствования и требующий учета ее особенностей.

Известно, что величина и стабильность параметров рабочей характеристики крепей определяется следующими условиями:

- 1) геометрической неизменяемостью конструкции замка в целом, как зажимного устройства;
- 2) постоянством положения плоскости замкового соединения относительно продольной оси сопрягаемых сегментов (минимизация эффекта самозатяжки);
- 3) учетом прокатных и гибочных допусков при изготовлении крепи (качество изготовления);
- 4) способами и схемами передачи сжимающих образующие сегменты усилий;
- 5) материалами и технологическими приемами изготовления крепи и элементов замкового соединения.

С точки зрения комплексного содержания средств и приемов повышения работоспособности крепей, наибольший интерес представляют технические решения, условно отнесенные к группе III (см. табл. 1), которые предполагают:

- передачу главного зажимного усилия непосредственно через полки спецпрофилей сопрягаемых элементов;
- использование полуоггибающей планки, которая участвует в непосредственной передаче главного зажимного усилия и не связана с проблемой выбора прокатных и гибочных допусков;
- введение в состав конструкции в качестве промежуточного элемента стабилизаторов, предназначенных для выравнивания сжимающих усилий;
- введение специальных элементов связи между замковыми соединениями в составе узла податливости, выполняющих также роль стабилизатора;
- использование усиленной зажимной скобы.

Основным достоинством технических решений III группы является возможность получения достаточно высокого и стабильного рабочего сопротивления при минимизации разброса значений, а также благоприятного общего типа рабочей характеристики, близкой к характеристике постоянного сопротивления (рис. 3).

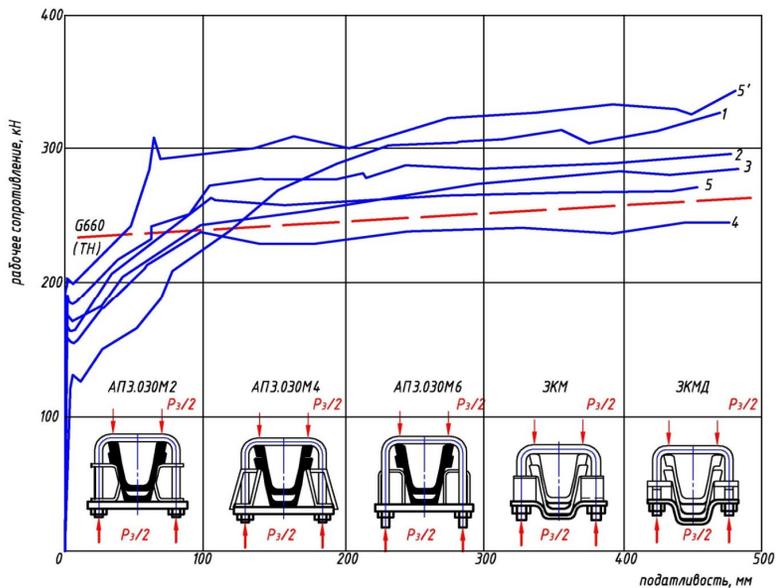


Рис. 3. Влияние стабилизации характеристики крeпи при введении в конструкцию элементов сглаживания (планка на изгиб не работает): — 1, 2, 3 – АПЗ.030М (М2, М4, М6) соответственно; — 4, 5 – ЗКМ и ЗКМД – экспериментальные (во всех случаях – СВГ-33); - - - оптимальная по условиям применения (Германия –G-660)

Введение в конструкцию замка дополнительных усилителей (стабилизаторов) с целью решения проблем прочности зажимной планки, с рациональной передачей

усилий и выбора допусков, было предложено ЗДНПЦ «Геомеханика» [10] и реализовано в замках типа ЗКМ и АПЗ.030М4 .

Помимо этих замковых соединений, необходимо упомянуть ряд конструкций, возникших в процессе разработки основной идеи, с различной полнотой реализации. Например, замок АПЗ.030М4 и замок со стабилизатором «пружинного» типа [11]. Производственная проверка их выявила определенные недостатки в конструктивных решениях. Например, замок М4 (М6) не полностью обеспечивает требование к типу рабочей характеристики, к тому же масса замка довольно значительна (до 7,4 кг).

Замок со стабилизатором «пружинного» типа, изготовленный из обычной стали, легко и необратимо деформируется в случаях, когда узел податливости крепи оказывается под воздействием изгибающего момента, что в целом типично для большинства случаев нагружения крепей.

В то же время замок типа ЗКМ и его аналоги, представляющие по сути своеобразный тип струбцинного замка, имеют следующие положительные свойства:

- удовлетворительную по типу и по силовым параметрам рабочую характеристику;
- приемлемую массовую характеристику и себестоимость изготовления;
- достаточно удобны в применении и обладают значительными резервами модернизации.

В связи с этим, в ближайшее время следует ожидать появления технических решений, направленных на совершенствование конструкции замковых соединений с учетом проверенных принципов обеспечения их работоспособности. Однако следует подчеркнуть, что окончательно задача может быть решена только на основе комплексного подхода, предполагающего переход на новый тип прокатных профилей для изготовления рам податливой крепи. В этом случае обеспечение стабильности рабочей характеристики решается наиболее исчерпывающим образом.

Ретроспективно процесс совершенствования замковых соединений может быть представлен следующим образом.

I этап – Использование усиленной зажимной планки, представленной специальным прокатным профилем или изготавливаемой методом литья, горячей штамповки, с передачей усилия зажима через днище спецпрофиля (АПЗ070, ЗСД).

II этап – Использование т.н. огибающей жесткой планки и укороченной зажимной скобы (в ряде случаев усиленной) с целью уменьшения плеча усилия, вызывающего перекося плоскости замка при проседании (примерно на 40%); передача усилия зажима смешанная – частично через днище, частично по полкам сопрягаемых профилей (ЗПК, ЗПК-М, ЗПС, ДК).

III этап – Использование разгруженной облегченной, т.н. полуоггибающей планки, функция которой сводится лишь к замыканию конструкции в которую вводится дополнительный усиливающий элемент – стабилизатор. Его назначение: блокировка перекося плоскости замка при проседании узла, выбор прокатных и гибочных допусков (молковки спецпрофиля при гибке сегментов крепи), а также передача зажимного усилия непосредственно и исключительно через полки сопрягаемых профилей (АПЗ.030М2, М4, М6, ЗКМ1-2). В целом этап III представляет переходную группу к конструкциям чисто струбцинного типа.

Таким образом, проблема создания высокоэффективных устройств соединительных элементов податливых металлокрепей далека от решения, а на практике в шахтах применяется весьма ограниченное число типов замковых соединений. Прогресс в креплении горных выработок с использованием новых технических решений может быть обеспечен совокупностью разработки задач: обоснованием рациональной геометрии спецпрофиля и крепежных рам, соответствующей геомеханике условий эксплуатации, созданием замков с характеристиками жестко-податливых компенсаторов, регламент применения которых должен быть обеспечен конструктивными требованиями заводского изготовления.

Список литературы

1. Литвинский, Г.Г. Стальные рамные крепи горных выработок [Текст] / Г.Г. Литвинский, Г.И. Гайко, Н.И. Кулдыркаев. – К.: Техніка, 1999. – 216 с.
2. Сытник, А.А. Рамные крепи горных выработок: обзорная информация и справочные материалы [Текст] / А.А. Сытник, Ф.С. Зигель, В.Ф. Компанец, В.С. Поляковский. – Донецк: ЦБНТИ. – 1992. – 36 с.
3. Замок піддатливості для кріплення із спец профілю [Текст]: пат. 26734 Україна: E21D 11/22. / Халимендик Ю.М.; № 99020913; заявл. 17.02.99; опубл. 12.11.99; Бюл. № 7.
4. Инструкция по применению усиленных болтовых замков ЗПК для податливой крепи: Утв. Тех. управ. МУП СССР 13.12.84 [Текст] // НИИГОР. – Челябинск, 1984. – 12 с.
5. «Рекламный проспект ООО «Донбасскрепь» [Текст]. – 2010. – 12 с.
6. Замок вузла податливості металевого рамного податливого кріплення із шахтних профілів [Текст]: пат. 74742, Україна, E21D11/22, 11/14. / В.Я. Кириченко, Г.Г. Сугаренко; №20041008476; заявл. 18.10.04; опубл. 16.01.05; Бюл. № 1.
7. Eisenhutte Haintzmann GmbH. – Bochum: GmbH, 1996. – 4 с.
8. Фосс, К.Х. 35 лет применения штрековых крепей из улучшенных желобчатых профилей [Текст] / К.Х. Фосс // Глюкауф. – 1990. – 213 с.
9. Шпрут, Ф. Металлическая крепь подготовительных выработок [Текст] / Ф. Шпрут. – М.: Госгортехиздат, 1958. – 234 с.
10. Замок вузла податливості [Текст]: пат. 56078, Україна: E21D11/14,11/22. / Г.Г. Сугаренко, Н.А. Алиев, В.Я. Кириченко; № 2002108533; заявл. 28.10.02; опубл. 15.11.04; Бюл. № 11.
11. Усилители-стабилизаторы амортизирующего типа замков узла податливости металлических рамных крепей [Текст]: проспект фирмы ООО «Иноватор». – Донецк, 2008. – 18 с.

О МЕТОДИКЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ОБЕСПЫЛИВАНИЯ ГЕТЕРОГЕННЫХ ПОТОКОВ В АППАРАТАХ С ЦЕНТРОБЕЖНЫМ ПОЛЕМ

Розглянута методика дослідження процесу здрібнювання і обезпилення технологічних потоків у відцентровому полі з використанням класичних принципів теорії подібності й моделювання, а також результати її адаптації при проведенні експериментів по вивченню аеродинаміки робочої камери вихрової енергетичної установки.

Рассмотрена методика исследования процесса измельчения и обеспыливания технологических потоков в центробежном поле с использованием классических принципов теории подобия и моделирования, а также результаты ее адаптации при проведении эксперимента по изучению аэродинамики рабочей камеры вихровой энергетической установки.

The method research process shattering and dust reduction technology flows in centrifugal field with using classical principles of similarity theory and simulation, and results of adaptation experiments for the study of aerodynamics working chamber vortex power plant.

Из-за сложности аэродинамики гетерогенных потоков в инженерных системах промышленных вихревых аппаратах и невозможности учета влияния многих факторов как на протекание процесса измельчения в них, так и на последующее обеспыливание перед выбросом в атмосферу не удалось получить четкого теоретического описания движения в центробежном поле и вывести упрощенные формулы для их расчетов [1].

Решение указанных задач с целью определения эксплуатационных параметров работы технологического оборудования возможно как путем использования математического анализа, так и путем проведения экспериментального исследования на специально сконструированных лабораторных стендах (моделях).

Применение математических методов к решению задач аэродинамики сложной вихровой структуры обычно сводится к составлению системы дифференциальных уравнений при заданных условиях однозначности с целью конкретизации рассматриваемых физических явлений. Однако в силу известной сложности последних интегрирование их не всегда возможно. Поэтому в таких случаях обращаются к лабораторному эксперименту, который позволяет получить более надежные результаты,

не прибегая к решению сложных дифференциальных уравнений.

Установление непосредственных связей между различными физическими величинами в процессе лабораторного эксперимента, которые характеризуют рассматриваемые явления, представляет собой весьма трудоемкую задачу.

Кроме этого, экспериментальные исследования аэродинамики потока должны быть проведены таким образом, чтобы их результаты могли быть использованы для объяснения физических явлений, аналогичных рассматриваемым в других энергетических установках, т.е. претендовать на их определенные обобщения. В противном случае полученные результаты могут быть использованы лишь для условий, идентичных условиям проведения эксперимента, т.к. последние представляют собой соотношения случайного характера, а это значит, что каждое физическое явление должно рассматриваться как объект самостоятельного исследования.

Более эффективным является такой путь проведения эксперимента, которому предшествует обязательный теоретический анализ дифференциальных уравнений, описывающих рассматриваемые явления, выяснение физических величин, которые необходимо определять в процессе эксперимента и возможности их математической обработки и корректировки, а также установление подобия физических явлений, на которые можно в последствии распространить результаты лабораторного эксперимента.

В основу разработки методики экспериментальных исследований процессов измельчения и обеспыливания в аппаратах с центробежным полем были положены классические принципы теории подобия и моделирования, разработанные академиком М.В. Кирпичевым и его школой [2, 3]. Последние получили широкое распространение в инженерной практике при изучении различных промышленных объектов и технологических процессов, протекающих в них.

Процесс моделирования, являясь основой научного эксперимента, предполагает воспроизведение в миниатюре какого угодно производственного процесса, реализующегося в любом энергетическом устройстве с соблюдением основных требований теории подобия. Причем совершенно безразлично моделировать уже осуществленный технологический процесс или только спроектированный.

Цель, которая ставится при моделировании, сводится к всестороннему исследованию режима работы и условий движения газовых потоков в различных промышленных объектах, т.к. в реальных условиях такие исследования в большинстве случаев провести очень сложно.

Кроме того, на работающем промышленном объекте в силу различных обстоятельств иногда совсем невозможно провести нужное исследование.

Поэтому в таких случаях прибегают только к исследованиям на лабораторных моделях.

Следует добавить, что при моделировании новых объектов на моделях имеется возможность исследования большого числа вариантов с целью выявления наиболее приемлемых и экономичных.

Ранее указывалось, что метод моделирования базируется на теории подобия.

В то время как теория подобия изучает свойства заведомо подобных систем, моделирование решает, какие нужно соблюсти условия эксперимента, чтобы явле-

ния в образце и модели были подобными.

Результаты экспериментальных исследований могут быть успешно перенесены на промышленные объекты лишь в том случае, если соблюдены правила теории подобия и моделирования [4, 5].

Согласно последним, явления в образце (промышленном объекте) и модели (лабораторном объекте) могут быть подобны лишь при соблюдении следующих необходимых и достаточных условий:

1) явления в образце и модели должны выражаться (описываться) системой дифференциальных уравнений одного и того же вида;

2) образец и модель должны быть геометрически подобны, т.е. модель должна представлять собой точную копию образца, выполненную в определенном уменьшенном масштабе;

3) условия входа и выхода потоков в образце и модели должны быть тождественны;

4) должно осуществляться подобие физических параметров моделирующих потоков (плотности, вязкости и др.) в сходственных точках образца и модели.

Первое условие всегда выполняется при моделировании, т.к. движение моделирующей среды в модели и газового потока в образце подчиняются одним и тем же функциональным зависимостям, выраженными в наиболее общем виде уравнениями Навье-Стокса и уравнением сплошности Лагранжа. Соблюдение первого условия приводит практически к подбору таких скоростей движения потоков в моделях, при которых в образце и модели имеют место равенство безразмерных комплексов, называемых критериями подобия.

Второе и третье условия обычно соблюдаются при моделировании почти полностью.

Четвертое условие, касающееся подобия плотностей и вязкостей потоков моделирующих (газообразных или капельных) жидкостей, не может быть полностью соблюдено по причине их изотермичности.

В процессе проведения лабораторного эксперимента указанные выше физические параметры моделирующих потоков воздуха или воды остаются величинами постоянными во всех точках модели, в то время как в промышленном объекте, в том числе в вихревых аппаратах с центробежным полем, плотность и вязкость газообразных потоков изменяются по тракту движения в связи с изменением их температуры. Поэтому изотермическое моделирование является приближенным. Однако для условий изотермического течения любой жидкости, при которых наступает автомодельность потока, характеризующаяся независимостью течения жидкости от критерия Рейнольдса, как показали исследования М.В. Кирпичова, М.А. Михеева и др. [2, 3, 6], не обязательно выполнять все требования подобия физических констант.

Свойство автомодельности обуславливает определенный одинаковый профиль распределения скоростей вязких жидкостей по сечению потока, предопределяемый фиксированным значением числа Рейнольдса, формой канала и относительной длиной пройденного пути.

Таким образом, при наличии автомодельности в образце и модели устанавливаются подобные распределения скоростей по сечению потоков при любом режиме

течения жидкостей и, следовательно, нет необходимости соблюдать условия равенства критериев Рейнольдса, так как явления будут приблизительно подобны.

Методика проведения экспериментальных исследований аэродинамики гетерогенных потоков на лабораторных моделях была адаптирована при разработке технологии процесса тонкого измельчения исходных материалов и их последующей сепарации в вихревых устройствах с центробежным полем [7].

Данные о работе любых вихревых устройств указывают, что характер технологического процесса измельчения и сепарации в них зависит как от аэродинамики и физических свойств газообразных потоков, так и от геометрии самих вихревых аппаратов.

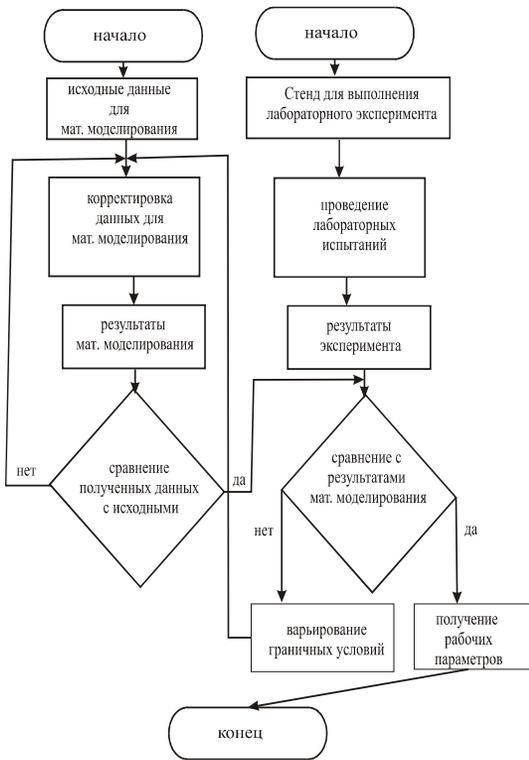


Рис. 1. Блок-схема алгоритма расчетов технологических и геометрических параметров проектируемого объекта

уравнений осуществлялось при определенных фиксированных краевых условиях методом конечных элементов, при котором вся рабочая область была условно разбита на треугольные конечные плоскости. Минимизация функции осуществлялась с помощью методов локальных вариаций, что позволило определить значения распре-

Глубокий анализ кинематики гетерогенных потоков в вихревой камере при планировании эксперимента позволил правильно выбрать физическую модель технологического процесса, заменив гетерогенный поток (газообразное вещество плюс твердое) на вещество с непрерывным изменением плотности, а взаимодействие твердых частиц между собой – силой внутреннего трения.

Возможность такого приема (допущения) основывается на сосредоточении большого количества взвешенных частиц малого размера (так называемых тонкодисперсных) в единице объема и известного принципа усреднения плотностей двухкомпонентных смесей, которые являются характерными для механики сплошных сред [8].

Данная физическая модель послужила основой для составления математической, включающей уравнения Эйлера (упрощенный вариант уравнений Навье-Стокса) и уравнение неразрывности потока.

Решение системы указанных

деления скоростей и плотностей в центробежном поле вихревого аппарата.

Анализ результатов лабораторного эксперимента позволил составить блок-схему алгоритма расчета технологических параметров новых типоразмеров проектируемого объекта, представленного на рисунке.

Как следует из рисунка, корректируя исходные данные и сравнивая их с результатами эксперимента, можно получить желаемую аэродинамику центробежного поля и рабочие параметры энергетического аппарата.

Список литературы

1. Чеберячко, И.М. О математической модели движения пылегазовой смеси в вихревых аппаратах [Текст] / И.М. Чеберячко, В.Г. Дерюгин, О.А. Иванченко // Наук.-техн. зб.: Збагачення корисних копалин. – 1999. – Вип. 6(47). – С. 71-74.

2. Кирпичев, М.В. Теория подобия [Текст] / М.В. Кирпичев. – М.: Изд. АН СССР, 1953. – 94 с.

3. Михеев М.А. Основы теплопередачи [Текст] / М.А. Михеев. – М.: Госэнергоиздат, 1956. – 315 с.

4. Конаков, П.А. Теория подобия и ее применение в теплотехнике [Текст] / П.А. Конаков. – М.: Госэнергоиздат, 1959. – 208 с.

5. Седов, Л.И. Методы подобия и размерности в механике [Текст] / Л.И. Седов. – М.: Гостехиздат, 1957. – 375 с.

6. Гухман, А.А. Введение в теорию подобия [Текст] / А.А. Гухман. – М.: Высшая школа, 1973. – 296 с.

7. Чеберячко, И.М. Разработка процесса тонкого измельчения материалов вихревой мельницы [Текст]: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.08 / И.М. Чеберячко. – Днепропетровск, 1987. – 246 с.

8. Ландау, Л.Д. Механика сплошных сред [Текст] / Л.Д. Ландау, Е.А. Лившиц. – М.: Гостехиздат, 1953. – 624 с.

ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ РАЗЛИЧНЫХ СЕНСОРОВ В ПОТОЧНЫХ СЕПАРАТОРАХ COMMODASULTRASORT/TOMRA SORTING SOLUTIONS MINING

У статті розглянуті основні напрямки діяльності ЗАТ «Тране Текнікк» що відображають технології сепарації мінеральної й рудної сировини. Проведено порівняння фотометричного (Color) і NIR методів сепарації на прикладі попереднього збагачення боратів, а також рентген-абсорбційного й фотометричного методів сепарації на прикладі попереднього збагачення вапняку. За результатами тестування зроблені висновки.

В статье рассмотрены основные направления деятельности ЗАО «Тране Текникк» по представлению технологий сепарации минерального и рудного сырья. Проведены сравнения фотометрического (Color) и NIR методов сепарации на примере предварительного обогащения боратов, а также рентген-абсорбционного и фотометрического методов сепарации на примере предварительного обогащения известняка. По результатам тестирования сделаны выводы.

The article describes the main activities of CJSC “Thrane Teknikk” of presentation technologies of separation mineral and ores. Comparisons of photometric (COLOR) and NIR separation techniques on the example of pre-enrichment of borates are performed, as well as X-ray absorption and photometric methods of separation on the example of pre-enrichment of limestone. Conclusions are made by results of tests.

ОБОРУДОВАНИЕ COMMODASULTRASORT/TOMRA SORTING SOLUTIONS MINING В РОССИИ И СНГ

ЗАО «Тране Текнікк» с гордостью представляет на рынке России и СНГ решения в области сепарации минерального и рудного сырья от CommodasUltra-sort/TOMRA Sorting Solutions Mining – мирового лидера в данной отрасли.

В 2006 году CommodasUltrasort вошла в состав норвежской корпорации TOMRA в качестве отдельного подразделения – TOMRA Sorting Solutions Mining и именно этот бренд будет ассоциироваться в дальнейшем с технологиями сепарации минерального и рудного сырья.

Данной статьей мы открываем цикл публикаций на страницах Glukauf об особенностях сепараторов CommodasUltrasort/TOMRA Sorting Solutions Mining и исто-

риях успеха их внедрения на рынках России и СНГ.

Принимая как данность высокое немецкое качество, отличительной особенностью сепараторов CommodasUltrasort/TOMRA Sorting Solutions Mining является работа с потоком материала шириной до 1200мм и применение широкого спектра сенсорных элементов. При этом, правильный выбор сенсора является основным фактором определяющим успех проекта и, как правило, предполагает проведение достаточно большого объема предварительных испытаний – от анализа кусков материала до внедрения пилотного промышленного образца.

В рамках данной статьи мы рассмотрим отличия в работе трех типов сенсоров, определяющих три основных подхода к анализу материала, поступающего на сепарацию: цветные оптические камеры (COLOR), сенсоры ближнего инфракрасного (NIR) и рентгеновского излучения (XRT).

Цветные камеры применяются в процессе сепарации/предварительного обогащения минерального сырья на протяжении многих лет. Результативность этого метода базируется на цветовых различиях пустой породы и материала, включающего ценный компонент. Оборудование оснащено современной высокотехнологичной системой распознавания цвета, позволяющее проводить эффективную сепарацию при небольших различиях в цветовых оттенках минералов и их яркости.

Сенсоры NIR и XRT способны четко распознавать материалы вне зависимости от цвета. Преимущества использования сенсоров ближнего инфракрасного (NIR) и рентгеновского излучения (XRT) становятся очевидны при незначительных цветовых различиях разделяемых продуктов. В данной работе производится оценка фотометрического (COLOR) метода сепарации борат-содержащих минералов в сравнении с NIR-сепарацией. Так же в статье представлены результаты применения фотометрической и рентген-абсорбционной (XRT) технологии для сепарации известняка и кремневой породы.

ВВЕДЕНИЕ

Фотометрическую сепарацию промышленных минералов по цвету и яркости следовало бы отнести к области искусства. Сепарация фильтрующих сред и наполнителей позволяет улучшить определяющие качество параметры, такие как индекс белизны и желтизны. Сепарация особо чистых кварцев позволяет снизить содержание железистых, алюминиевых и титановых примесей путем отсева окрашенных и непрозрачных включений. Предварительное условие для этого метода заключается в том, что нежелательный материал должен отличаться от ценного продукта по цвету. Однако в этом случае отсутствует очевидная логическая связь между химическим происхождением примеси, подлежащей удалению, и цветом сортируемых материалов.

Материал во всех случаях должен быть чистым, поскольку сканируется только его поверхность; как правило, его предварительно промывают. На рисунке 1 показано классическое устройство оптического сепаратора. Исходный продукт распределяется по всей ширине питателя в монослои и поступает в рабочую зону сепаратора, где облучается (освещается) лампами. В рабочей зоне осуществляется сканирование куска оптической системой. Результаты сканирования обрабатываются и классифицируются

ЭВМ. Далее пустая порода отсекается высокоточной системой пневмоклапанов.

Замена оптических камер сенсорами ближнего инфракрасного излучения (NIR) или модулями рентгеновского излучения (XRT) открывает новые возможности в сепарации промышленных минералов. Ниже представлены преимущества этих инновационных технологий в сравнении с результатами, полученными при фотометрической сепарации на примере тестовых испытаний сырья действующих предприятий:

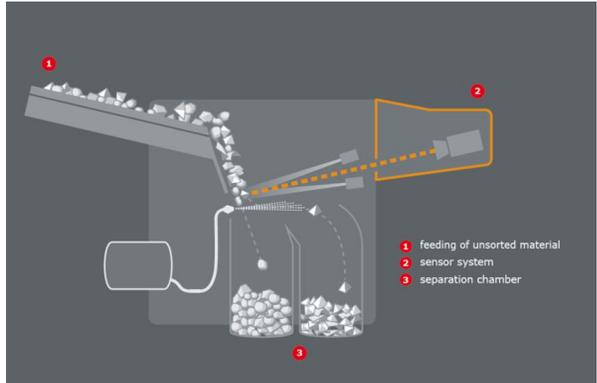


Рис. 1. Типовая конструкция основных элементов сепаратора

1. Сепарация бората на предприятии Eti Maden (Турция) на оборудовании Commodas-Ultrasort – PRO Granulate COLOR и PRO Granulate NIR;

2. Сепарация известняка на предприятии Knauf (месторождение в России) на оборудовании Commodas-Ultrasort – PRO Tertiary COLOR DS и PRO Tertiary XRT.

1 СРАВНЕНИЕ ФОТОМЕТРИЧЕСКОГО (COLOR) И NIR МЕТОДОВ СЕПАРАЦИИ НА ПРИМЕРЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ БОРАТОВ

1.1 Описание материала, месторождение Eti Maden, Турция

Eti Maden – государственное турецкое предприятие, обладающее крупнейшими в мире запасами бората. Борат Eti Maden (B_2O_3), как правило, залегает в виде колеманита (боратной руды) ($CaB_3O_4(OH) \cdot H_2O$), с теоретическим максимумом содержания B_2O_3 – 50.8%. Колеманит содержит различные примеси, такие как доломит, кальцит, глина и туф. Рисунок 2 ясно иллюстрирует тот факт, что невозможно произвести различие двух фракций на основе цвета. Борат, добытый из колеманита, в основном используется для производства боросиликатного стекла и стеклопластика, а также как добавка в продукты керамики и в косметику.



Рис. 2. Колеманит и пустая порода месторождения Bigadiç/Турция

Рис. 2 ясно иллюстрирует тот факт, что невозможно произвести различие двух фракций на основе цвета. Борат, добытый из колеманита, в основном используется для производства боросиликатного стекла и стеклопластика, а также как добавка в продукты керамики и в косметику.

1.2 Фотометрическая сепарация

Метод фотометрической сепарации строится на такой особенности колеманита, как низкая

прозорість. Сепаратор сконструйовано так, що джерело світла розташоване навпроти камери. Світ проходить через колеманит і визначає більш темні включення. Це невелике різниця в кольорі повністю придатно для використання в якості сортировочного критерію. Однак столь невелике різниця породжує наступні помилки:

1. Не всі колеманити прозорі, і внаслідок цього система помилково приймає їх за «забруднювачі».
2. Яскравість світла зменшується при збільшенні товщини матеріалу, в результаті великі колеманити також помилково відсіваються в великій кількості.
3. Рассеяний і відбитий світло збільшує яскравість сторонніх включень, в результаті чого система розпізнає їх як колеманити.
4. Прозорі сторонні включення, наприклад кварц, приймаються за колеманити.

1.3 Сепарація в ближньому інфрачервоному випромінюванні (NIR)

NIR-сепарація працює на принципі різного абсорбційного поведіння різних мінералів в ближньому інфрачервоному випромінюванні. Більшість мінералів мають власну унікальну криву абсорбції випромінювання, нагадуючу «відбитки пальців». Ці показники можуть бути виміряні за допомогою спектрометра, проаналізовані і використані в якості сортирующего критерію. На малюнку 3 показані криві поглинання для ряду колеманитів і сторонніх речовин. Значительная різниця між двома типами «відбитків» представлена на малюнку 4.

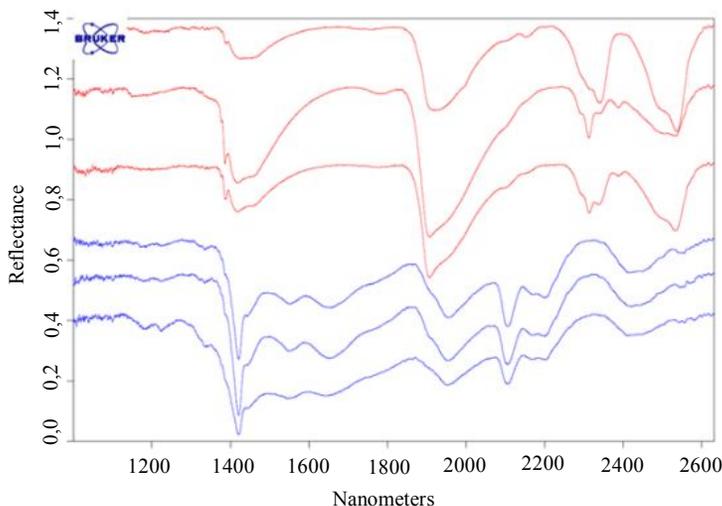


Рис. 3. Крива поглинання для колеманита (синій) і для породи (червоний), виміряна за допомогою спектрометра Bruker

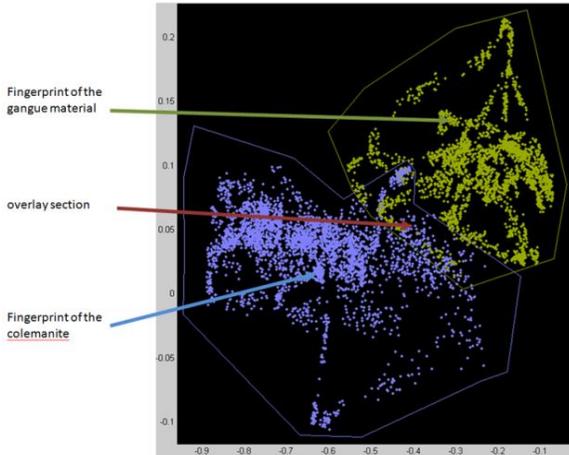


Рис. 4. Разница между куском колеманита (синий) и пустой породой (зеленый) в ближнем инфракрасном излучении

большую эффективность при использовании NIR-технологии. Как показано в таблице 1, выход продукта и его качество выше для одной и той же производительности.

Сепарация на основе «отпечатка пальца» (NIR-технология) является, таким образом, более эффективной, чем сортировка с использованием второстепенных свойств материала, как например прозрачности. Такой метод повышает экономическую отдачу процесса сепарации, и делает его независимым от второстепенных показателей материала, которые могут варьироваться в зависимости от места залегания.



Рис. 5. Сепаратор PRO Granulate NIR

1.4 Результаты

Сепарации подвергалась фракция размером 6-25 мм; содержание бората в питании составляло 38,0%. Оба использованных сепаратора имели идентичную конструкцию, одинаковую рабочую ширину, сепарационную геометрию, а также были оснащены пневматическими клапанами. На рисунке 5 показан сепаратор PRO Granulate NIR. Эта установка с рабочей шириной 1200 мм способна обработать материалы с размером частицы до 25 мм; при производительности до 30 т/ч. Результаты исследований (таблица 1) показывают значительно

Таблица 1

СРАВНЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СЕПАРАТОРОВ НА ОСНОВЕ ТЕХНОЛОГИЙ NIR И COLOR

| Сепаратор | Рабочая ширина, [мм] | Производительность, [т/ч] | Содержание B_2O_3 (химический анализ), [%] | Выход B_2O_3 , [%] |
|---------------------|----------------------|---------------------------|--|----------------------|
| PRO Granulate NIR | 1000 | 10 | 45,45 | 85,40 |
| PRO Granulate COLOR | 1000 | 10 | 40,3 | 74,40 |

1.5 Применение

Исходным условием для сепарации на основе ближнего инфракрасного метода является наличие разницы между кривыми поглощения обрабатываемых материалов. Для этого продукт должен быть в значительной мере раздроблен. Он также должен быть промыт и быть чистым, поскольку эта технология, подобно фотометрической сепарации, работает на основе поверхностного распознавания. Успешные тесты также были проведены на следующих промышленных минералах:

- Слюда Извлечение из кварца, кальцита и магнезита.
- Углеродный шпат Извлечение из доломита углеродного шпата.
- Магнезит Извлечение из силикатов.

2 СРАВНЕНИЕ РЕНТГЕН-АБСОРБЦИОННОГО И ФОТОМЕТРИЧЕСКОГО МЕТОДОВ СЕПАРАЦИИ НА ПРИМЕРЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ИЗВЕСТНЯКА

2.1 Описание материала компании «Knauf»

Известняк, использованный для этого теста, происходит из русского месторождения, принадлежащего компании «Knauf». Он залегает в форме осадочного отложения известняка биологического происхождения и содержит почковидные и чешуйчатые включения кремнистой породы. Высокое содержание в продукте SiO_2 с одной стороны усложняет промышленное использование и обработку этого известняка, однако с другой стороны значительное возрастание стоимости дробления, вызванное высокой твердостью и абразивностью кремния (7 по шкале Мооса) по сравнению с более мягким известняком (3 по шкале Мооса), дает экономические предпосылки к предварительному обогащению.

2.2 Фотометрическая сепарация

Для тестирования метода фотометрической сепарации используется разница в цвете между двумя минералами. Эта цветовая разница очевидна: известняк имеет кремовую окраску, а кремь – темную. Сепарация осложняется только тем фактом, что кремь окружен слоем наносной породы, которая не может быть определена по цветовым характеристикам в составе мела. В этом случае, для эффективной сепарации кремь должен иметь трещины.

В процессе сепарации могут возникать следующие ошибки:

1. Кремнистая порода не имеет разломов и поэтому не определяется.
2. Кремнистая порода имеет более светлый цвет и поэтому не определяется устройством
3. Кремнистая порода загрязнена и поэтому не определяется.
4. Кремнистая порода полностью покрыта известняком.
5. В известняке есть другие темные включения, и они отсеиваются как кремь

Ниже представлены два эталонных минерала при фотометрической (рис. 6) и рентгено-абсорбционной (рис. 7) сепарации: кремь со слоем наносного материала

(слева) и известняк (справа). Симуляция сепарационного процесса показывает, что только часть кремния, а именно края породы, определены и отнесены к загрязнителю.

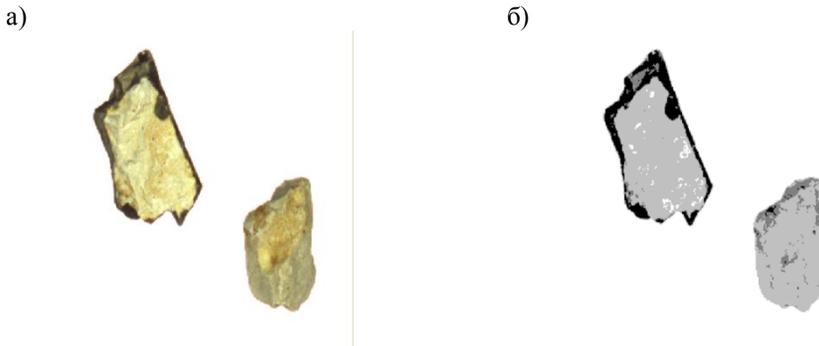


Рис. 6. Изображение кусков, полученных с помощью оптической системы сепаратора PRO Tertiary COLOR (а) и цветовой анализ кусков на ЭВМ сепаратора (б): слева: кремний, справа: известняк

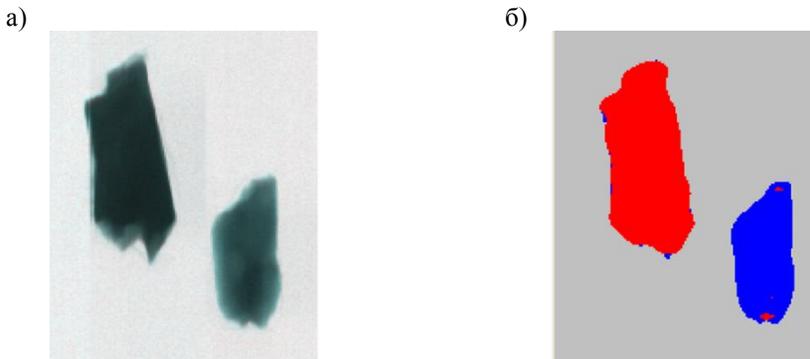


Рис. 7. Изображение кусков, полученных с помощью рентгеновского излучения системы сепаратора PRO Tertiary XRT (а) и анализ кусков на ЭВМ сепаратора (б): слева: кремний, справа: известняк

2.3 Рентгено-абсорбционная сепарация (ХРТ)

Материал облучается с использованием источника рентгеновского излучения. Поглощение радиации материалом, подлежащем сортировке, измеряется при помощи двух датчиков. Каждый из них регистрирует радиационное излучение различных диапазонов энергии. Поглощаемость его материалами для различных уровней энергии (Закон Ламбера) позволяет рассчитать атомную плотность вне зависимости от толщины материала и использовать эти данные как сортировочный критерий.

Разница в атомной плотности между $CaCO_3$ и SiO_2 является очевидной. Дополнительные преимущества обеспечиваются за счет того, что рентгеноабсорбционный метод (XRT), в отличие от фотометрической сепарации и сепарации по ближнему инфракрасному излучению базируется не на анализе поверхности, поскольку излучение проходит через весь минерал. Также результат сепарации не зависит от чистоты поверхности материала, следовательно, отпадает необходимость в его промывке, что является большим плюсом, особенно в засушливых районах.

2.4 Результаты

Обработке подвергался материал с размером фракции 20-60 мм. Известняк содержит в среднем 11% кремнистой породы. Для теста использовались два сепаратора идентичной конструкции с одинаковой рабочей шириной, сепарационной геометрией, оснащенные пневмоклапанами. На рисунке 8 показан XRT-сепаратор с рабочей шириной 1200; эта установка способна обрабатывать материал с размерами частиц до 60 мм. Его пропускная способность может достигать 90 т/ч, в зависимости от размера частиц и плотности питания. Эффективность использования рентгеноабсорбционной технологии подтверждается значительно более высоким результатом сепарации (табл. 2). Выход кремнистой породы, а следовательно, и качество продукта, – значительно более впечатляющее при той же пропускной способности и том же коэффициенте потерь. Качество поверхности здесь не играет роли, поскольку рентгеновское излучение проникает сквозь весь минерал. Сепарация очевидна и не зависит ни от наличия краев излома, ни от цвета кремнистой породы.



Рис. 8. Сепаратор PRO Tertiary XRT

Таблица 2

СРАВНЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СЕПАРАТОРОВ НА ОСНОВЕ ТЕХНОЛОГИЙ XRT И COLOR

| Сепаратор | Рабочая ширина, [мм] | Производительность, [т/ч] | Содержание пустой породы (анализ вручную), [%] | Потери известняка (анализ вручную), [%] |
|-----------------------|----------------------|---------------------------|--|---|
| PRO Tertiary XRT | 1200 | 80 | 96,50 | 2,10 |
| PRO Tertiary COLOR DS | 1200 | 80 | 84,60 | 1,70 |

2.5 Другие области применения

Все осадочные угольные месторождения, содержащие кремневые минералы, например:

- Кальцит Очистение от доломита
- Тяжелый шпат (бариты) Удаление низко-плотностных загрязнителей.
- Слюда Удаление карбонатов и пиритов (>1 мм).

Помимо прочего, эта технология может с успехом применяться в процессе рудной сепарации. В данной области становится возможным и удаление хвостов, и сепарация по содержанию. Также данная технология хорошо работает в процессах предварительного обогащения угля.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Результаты данных тестирований открывают новые перспективы в радиометрической сепарации промышленных минералов. Данные технологии, помимо различий в цвете минерального сырья используют другие специфические особенности материала в качестве сортировочного критерия, например, «атомную плотность» и абсорбционное поведение минералов в ближнем спектре инфракрасного излучения. Оба типа сенсоров NIR и XRT успешно используются в процессах оборотного использования на протяжении многих лет. CommodasUltrasort с успехом интегрирует эти технологии в свои установки, получая, таким образом, возможности применения инновационных решений в области сепарации.

Оба эксперимента были проведены при поддержке RWTH Aachen University, и автор хотел бы выразить свою благодарность данному учреждению.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КИНЕМАТИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ТРАНСМИССИИ ГЕОХОДА С ГИДРОЦИЛИНДРАМИ В РАЗНЫХ ФАЗАХ ВЫДВИЖЕНИЯ

Розглянуто отримані аналітичні вирази для визначення кута повороту й кутової швидкості обертання головної секції геохода, а також зв'язок кінематичних параметрів трансмісії з геометричними параметрами геохода й витратою робочої рідини насосної станції.

Рассмотрены полученные аналитические выражения для определения угла поворота и угловой скорости вращения головной секции геохода, а также связь кинематических параметров трансмиссии с геометрическими параметрами геохода и расходом рабочей жидкости насосной станции.

Received analytical expression for rotation angle and angular speed are considered, and also connection of kinematic parameters of transmission with geometrical parameters of geological move and working fluid consumption of pumping station.

Геовинчестерная технология представляет собой альтернативный и перспективный подход к проведению горных выработок, позволяющий значительно ускорить процесс проходки, снизить его себестоимость и энергоёмкость [1, 2]. Основной системой геохода, обеспечивающей передачу усилия внешнему движителю и формирование напорного усилия на исполнительном органе является трансмиссия. Отсутствие научно обоснованных конструктивных решений трансмиссии и методик определения её основных параметров является сдерживающим фактором в создании геоходов нового поколения.

Одним из перспективных направлений развития схемных и конструктивных решений трансмиссии геохода является использование гидроцилиндров в разных фазах движения, расположенных по хордам внутри секций [3]. В таких трансмиссиях достигается непрерывность вращения головной секции, снижение неравномерности при максимальном использовании гидроцилиндров по количеству [4]. Сами штоки гидроцилиндров трансмиссии при этом совершают возвратно-поступательное движение, а непрерывность вращения реализуется за счет того, что штоки гидроцилиндров будут находиться в разных стадиях выдвигения (в разных фазах). Для оценки достижимой производительности геохода существенный интерес представляет определение кинематических параметров – угловой скорости и угла поворота головной секции за ход штока гидроцилиндра, а также связь этих параметров с кон-

структивними параметрами трансмісії і геометричними параметрами геохода.

При вивдженні штока гидроцилиндра на величину ходу L_X , секція поворачивается на угол φ_{II} , который можно определить из треугольника ABO (рис. 1):

$$\varphi_{II} = \gamma - \gamma_0, \quad (1)$$

где γ – центральный угол между опорами гидроцилиндра в конечном положении вивдженія штока, т.е. при $L_{p\max} = L_0 + L_X$;

γ_0 – центральный угол между опорами гидроцилиндра в начальном положении вивдженія штока, т.е. при $L_{p\min} = L_0$.

$$\gamma = \arccos \frac{\frac{D_{УСТ.ГЦ}^2 + D_{УСТ.ШТ}^2}{2} - 2 \cdot (L_0 + L_X)^2}{D_{УСТ.ГЦ} \cdot D_{УСТ.ШТ}}, \quad (2)$$

$$\gamma_0 = \arccos \frac{\frac{D_{УСТ.ГЦ}^2 + D_{УСТ.ШТ}^2}{2} - 2L_0^2}{D_{УСТ.ГЦ} \cdot D_{УСТ.ШТ}}, \quad (3)$$

где $D_{УСТ.ГЦ}$ – диаметр окружности установки цапф корпусов гидроцилиндров на обечайке хвостовой секции, м;

$D_{УСТ.ШТ}$ – диаметр окружности вращения цапфы штока на головной секции, м;

L_P – расстояние между цапфами корпуса и штока гидроцилиндра при максимальном вивдженіи штока, м;

L_0 – расстояние между цапфами корпуса и штока гидроцилиндра в сложенном состоянии (при минимальной раздвижности), м.

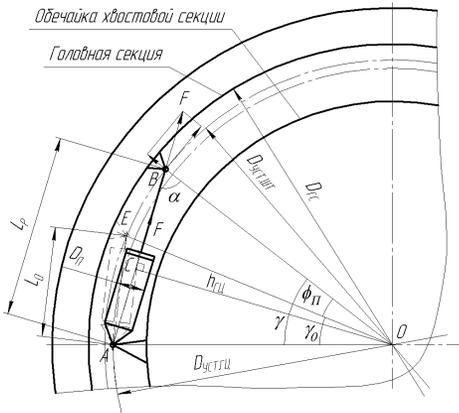


Рис. 1. Схема к определению угла поворота φ головной секции геохода

Подставив выражения (2) и (3) в (1) получим

$$\varphi_{II} = \arccos \frac{D_{уст.гц}^2 + D_{уст.шт}^2 - 2 \cdot (L_0 + L_X)^2}{D_{уст.гц} \cdot D_{уст.шт}} - \arccos \frac{D_{уст.гц}^2 + D_{уст.шт}^2 - 2L_0^2}{D_{уст.гц} \cdot D_{уст.шт}}. \quad (4)$$

При размещении цапф корпусов и штоков гидроцилиндров на одной окружности, т.е. $D_{уст.шт} = D_{уст.гц} = D_{гц}$ угол поворота φ_{II} будет определяться выражением

$$\begin{aligned} \varphi_{II} &= \arccos \frac{D_{гц}^2 - 2 \cdot (L_0 + L_X)^2}{D_{гц}^2} - \arccos \frac{D_{гц}^2 - 2L_0^2}{D_{гц}^2} = \\ &= \arccos \left(1 - \frac{2 \cdot (L_0 + L_X)^2}{D_{гц}^2} \right) - \arccos \left(1 - \frac{2L_0^2}{D_{гц}^2} \right). \end{aligned} \quad (5)$$

Определение угловой скорости вращения головной секции

При постоянном расходе жидкости $Q(t) = const$, поступающим в поршневую полость гидроцилиндра, поршень со штоком будет выдвигаться с постоянной скоростью v , определяемой выражением

$$v = \frac{Q}{S_{II}}, \quad (6)$$

где $S_{II} = \frac{\pi \cdot D_{II}^2}{4}$ – площадь поршня гидроцилиндра, м²;

D_{II} – диаметр поршня гидроцилиндра, м;

Перемещение штока гидроцилиндра от начального положения L_0

$$\delta(t) = vt = \frac{Q}{S_{II}} \cdot t. \quad (7)$$

Угол поворота головной секции $\varphi_{II}(t)$, как функция времени t при выдвигании штока от L_0 до $L_0 + L_X$ в соответствии с выражением (5)

$$\varphi_{II}(t) = \arccos \frac{D_{уст.гц}^2 + D_{уст.шт}^2 - 2 \cdot (L_0 + \delta(t))^2}{D_{уст.гц} \cdot D_{уст.шт}} - \gamma_0, \quad (8)$$

где $\gamma_0 = const$ – угол, определяемый по формуле (3);

Угловая скорость вращения секции $\omega(t)$ будет определяться выражением

$$\omega(t) = \frac{d\varphi_{II}(t)}{dt}. \quad (9)$$

Продифференцировав вираження (8) по времени получим

$$\omega(t) = \frac{4v \cdot (L_0 + vt)}{D_{уст.гц} \cdot D_{уст.шт} \cdot \sqrt{1 - \left(\frac{\frac{D_{уст.гц}^2 + D_{уст.шт}^2}{2} - 2 \cdot (L_0 + vt)^2}{D_{уст.гц} \cdot D_{уст.шт}} \right)^2}}. \quad (10)$$

Аналогічно, продифференцировав вираження (4) получим

$$\omega(t) = \frac{4v \cdot (L_0 + vt)}{D_{гц}^2 \cdot \sqrt{1 - \left(1 - \frac{2 \cdot (L_0 + vt)^2}{D_{гц}^2} \right)^2}}. \quad (11)$$

Как следует из выражений (10) и (11), угловая скорость вращения головной секции $\omega(t)$, также как и развиваемый трансмиссией вращающий момент будет изменяться по мере выдвигания штока гидроцилиндра (рис. 2). При постоянном расходе рабочей жидкости в поршневой полости $Q(t) = const$ будет реализовываться постоянная скорость перемещения поршня $v(t) = const$, но окружная скорость v_R будет изменяться, что и будет определять изменение угловой скорости вращения головной секции.

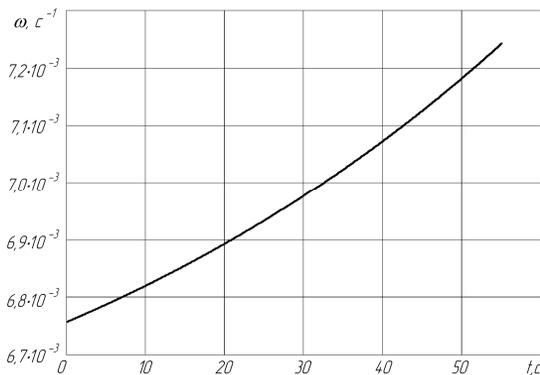


Рис. 2. График изменения угловой скорости вращения головной секции за время выдвигания штока t

Очевидно, что для получения равномерной угловой скорости ($\omega(t) = \text{const}$) за период выдвигения штока гидроцилиндра, необходимо чтобы скорость выдвигения $v(t)$ последнего изменялась по определенному закону. Выразив из (11) скорость $v(t)$ получим

$$v(t) = \frac{\sqrt{4D_{ГЦ}^2 - 4L_0^2 + (D_{ГЦ} \cdot \omega \cdot t)^2} - L_0 \cdot \omega \cdot t}{4 + \omega^2 \cdot t^2} \cdot \omega. \quad (12)$$

Согласно известному выражению окружная скорость вращения головной секции будет определяться как произведение радиуса вращения – R и угловой скорости – ω [5]

$$v_R = R \cdot \omega. \quad (13)$$

А окружная скорость будет определяться скоростью выдвигения штока гидроцилиндра и углом α между вектором скорости штока v и окружной скоростью v_R (касательной к окружности вращения)

$$v_R = v \cdot \cos \alpha. \quad (14)$$

Выразив из (14) v и подставив вместо v_R выражение (13) получим

$$v = \frac{R}{\cos \alpha} \cdot \omega. \quad (15)$$

В выражении (15) первый множитель представляет собой отношение

$$\frac{R}{\cos \alpha} = \frac{\sqrt{4D_{ГЦ}^2 - 4L_0^2 + (D_{ГЦ} \cdot \omega \cdot t)^2} - L_0 \cdot \omega \cdot t}{4 + \omega^2 \cdot t^2}. \quad (16)$$

Кроме того, необходимо отметить, что в выражениях (12) и (16) произведение $\omega \cdot t$ представляет угол поворота, т.е. $\varphi_{ГЦ} = \omega \cdot t$.

Изменение скорости выдвигения штока можно получить, изменяя количество жидкости, подаваемое в поршневую полость гидроцилиндра в единицу времени, т.е. изменяя расход с учетом выражения $Q = v \cdot S_{ГЦ}$

$$Q(t) = \frac{\sqrt{4D_{ГЦ}^2 - 4L_0^2 + (D_{ГЦ} \cdot \omega \cdot t)^2} - L_0 \cdot \omega \cdot t}{4 + \omega^2 \cdot t^2} \cdot \omega \cdot \frac{\pi \cdot D_{ГЦ}^2}{4}. \quad (17)$$

На рисунке 3 приведен график изменения расхода жидкости для одного гидроцилиндра.

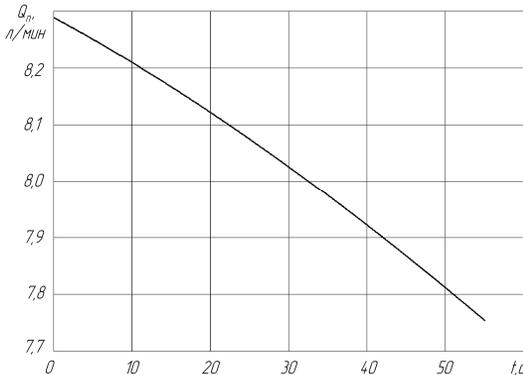


Рис. 3. Графік змінення витрати в поршневої порожнини гідроциліндра за час руху штока t

Таким чином, якщо забезпечити в кожному гідроциліндрі змінення витрати рідини за заданою функцією (вираження (17)) то кутова швидкість обертання головної секції буде залишатися постійною. Для забезпечення витрати рідини за заданою функцією можливо використання як об'ємних, так і дросельних способів регулювання. Альтернативним способом може бути використання об'ємних дозаторів з шаговим приводом [6].

Список літератури

1. Аксенов, В.В. Геовинчестерная технология и геоходы – наукоёмкий и инновационный подход к освоению недр и формированию подземного пространства [Текст] / В.В. Аксенов, А.Б. Ефременков // Уголь. – Москва, 2009. – № 2. – С. 26-29.
2. Аксенов, В.В. Геовинчестерная технология проведения горных выработок [Текст] / В.В. Аксенов. – Кемерово: Институт угля и углехимии Сибирского отделения РАН, 2004. – 264 с., ил.
3. Аксенов, В.В. Разработка вариантов компоновочных решений гидравлической трансмиссии геохода [Текст] / В.В. Аксенов, А.Б. Ефременков, В.Ю. Тимофеев, М.Ю. Блащук // Сб. тр. Междунар. научно-практ. конф. с элементами научной школы для молодых ученых: Инновационные технологии и экономика в машиностроении. – Томск, 2010. – С. 461-466.
4. Блащук, М.Ю. Особенности трансмиссии с гидроприводом, реализующей непрерывный режим перемещения геохода [Текст] / М.Ю. Блащук // Инновационный конвент «Кузбасс: образование, наука, инновации», 24-25 ноября 2011 г. – Кемерово, 2011. – С. 7-9
5. Тарг, С.М. Краткий курс теоретической механики [Текст] / С.М. Тарг. – М.: Наука, 1967. – С. 480.
6. Объёмный дозатор для дискретного регулирования скорости и величины перемещений выходных звеньев гидродвигателей [Текст]: пат. 2328625 Рос. Федерация / П.Я. Крауиниш, В.Ю. Бегляков, М.Ю. Блащук, С.А. Смайлов.; опубл. 10.07.08, Бюл. № 19.

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССОВ ДИФфуЗИИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГАЗОГИДРАТНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Вивчена роль процесів дифузії при розробці газогідратних покладів. Проаналізовані можливі механізми проходження газу крізь пористі середовища. Розглянуто вплив броунівського руху частинок при видобуванні газу з природних газогідратів.

Изучена роль процессов диффузии при разработке газогидратных залежей. Проанализированы возможные механизмы прохождения газа сквозь пористые среды. Рассмотрено влияние броуновского движения частиц при добыче газа из природных газогидратов.

The role of diffusion processes in development of gas hydrate deposits is examined. Possible mechanisms of passing of gas through porous media are analyzed. The effect of Brownian motion of particles during the extraction of natural gas from gas hydrates is considered.

Выявление и освоение газогидратных залежей является первоочередной задачей многих стран, стремящихся не только к экономической, но и политической независимости.

Как известно, эффективность освоения газогидратных залежей зависит от многих факторов, связанных как с конкретными условиями региона, в которых находятся ресурсы, так и с такими как коэффициент гидронасыщенности, удельное газосодержание, влагонасыщенность, коэффициент гидратности, термодинамические свойства вмещающих пород и т.д. [1].

В работе [2] был рассмотрен генезис, пути миграции и способы аккумуляции свободного газа, масштаб и роль процессов гидратообразования, проведено районирование территории Российской Федерации по условиям газоносности криолитозоны, дана первичная оценка объемов газа в газовых и газ-газогидратных скоплениях в зоне вечной мерзлоты, приведены рекомендации по выделению и исследованию газовых и газогидратных скоплений при разбуривании интервалов криолитозоны.

Было установлено, что миграция газа в криолитозоне осуществляется через проницаемые пропластки и проницаемые разломно-трещинные зоны, имеющиеся в ее разрезе. Газ в зоне вечной мерзлоты скапливается из трех основных источников (поступление газа из атмосферы не рассматривается):

– микробальная переработка растительно-органических веществ в интервале криолитозоны (биохимический газ);

– миграция в интервал криолитозоны глубинного катагенетического газа из

нефтегазоматеринских пород;

– миграция в интервал криолитозоны газа из угленосных толщ.

Последние два источника разделены вследствие разницы в изотопном и компонентном составе газа.

При изучении вопроса о миграции и аккумуляции газа всех трех источников в криолитозоне особое внимание необходимо уделить промерзанию разреза – то есть формированию криолитозоны, так как при этом значительно меняются фильтрационно-емкостные свойства пород, вмещающих газ. Существует два подхода к моделированию миграции и аккумуляции газа в криолитозоне:

1. **Криолитозона практически непроницаема для газа.** Формирование твердой фазы – льда – в поровом пространстве проницаемых пород значительно снижает их проницаемость. Процесс промерзания разреза либо экранирует уже имеющиеся в криолитозоне залежи, либо способствует их формированию под нижней границей мерзлой толщи из мигрирующего снизу и отжимаемого из промерзающих водоносных систем сверху газа.

2. **Криолитозона проницаема для газа.** Мерзлая толща внутри криолитозоны, хотя и значительно снижает возможности миграции газа, однако не является непроницаемой и состоит из чередования прослоев различной проницаемости. Причем, формирование газовых скоплений в интервале криолитозоны может происходить и после промерзания разреза.

Исследования, проведенные Якушевым В.С., показали, что справедливы оба подхода и все зависит от льдонасыщения и литологического состава пород криолитозоны. Однако, не был рассмотрен механизм миграции газа через толщу дна океана.

Процесс образования газовых гидратов относится к глубинному типу, т.е. задержание и прохождение частиц происходит в объеме почвы. Частицы задерживаются в сужающихся местах сквозных капилляров, при перегибах капилляров и в тупиковых (несквозных) порах. Это не исключает задержания компонентов в поверхностном слое, если размер частиц превышает размер входного отверстия капилляра. Что касается эффективности прохождения, то можно отметить, что морфология структуры почв из-за подвижности структурных элементов относительно друг друга предопределяет большую вероятность проскока частиц размера, соответствующего номинальному, и большего размера.

Броуновское движение частиц жидкости в процессах прохождения через почву обычно не учитывается, так как проходимость при броуновской диффузии путь частиц размером около 0,1 мкм составляет не более 5% (чаще не более 1-2%), а частиц размером 1 мкм и более – менее 1% от среднего пути объемного потока жидкости за время прохождения через пористые материалы. Иная картина наблюдается при прохождении газообразных веществ, когда диффузионная составляющая является одной из главных в механизме. При добыче газовых гидратов происходит изменение температурного режима, что приводит к тепловому движению как образующейся жидкости, так и газа, поэтому возникает необходимость учесть броуновское движение.

Для этого рассмотрим уравнение линейного движения частицы массой m , на которую действует постоянная сила F и сила сопротивления, пропорциональная скорости:

$$m \frac{d^2x}{dt^2} = F - \frac{dx}{dt}. \quad (1)$$

Решение, усредненное по всем частицам в системе, имеет вид:

$$x^2 = \frac{2kTt}{C} \left\{ 1 - \frac{m}{Ct} \left[1 - \exp\left(-\frac{Ct}{m}\right) \right] \right\} = 2Dt \left\{ 1 - \frac{mD}{kTt} \left[1 - \exp\left(-\frac{kTt}{mD}\right) \right] \right\}, \quad (2)$$

где $D = \frac{kT}{C}$ – коэффициент диффузии;

C – коэффициент сопротивления.

По сравнению с обычной молекулой газовый гидрат представляет собой макромолекулу, которая движется по законам, установленным для броуновских частиц. Поэтому, расстояние, пройденное ею в какую-либо сторону, не будет пропорционально времени движения как в случае тела, вектор скорости которого остается постоянным. Беспорядочному движению присуща другая закономерность: средний квадрат расстояния, на которое частица продвинется за время, пропорционален абсолютной температуре и обратно пропорционален коэффициенту трения частицы.

Уже через короткий интервал времени (для частиц с молекулярной массой 40 г/моль в воде при комнатной температуре интервал времени равен примерно $2 \cdot 10^{-12}$ с) величина составит до 90% от предельного. Для более длительных интервалов времени уравнение переходит в:

$$x^2 = 2Dt. \quad (3)$$

Данное уравнение характеризует важное свойство процесса диффузии: время, необходимое для диффузии, увеличивается пропорционально квадрату расстояния. Коэффициент диффузии будет определяться размером и формой молекул. Частица находится в постоянном зигзагообразном движении, которое обусловлено беспорядочными столкновениями с другими молекулами газа и вязким сопротивлением среды (почвы), что характерно для вторичных залежей.

Если, однако, рассматривать движение за время менее $2 \cdot 10^{-12}$ с, то, как видно из уравнения (2), движение становится независимым от вязкости (первичные залежи). Это скачки вперед и назад с частотой порядка колебательных частот:

$$v = \frac{1}{2\Delta} \left(\frac{kT}{m} \right)^{\frac{1}{2}}, \quad (4)$$

где $\Delta = \left(x^2 \right)^{\frac{1}{2}}. \quad (5)$

Таким образом, получена скорость, с которой молекулы колеблются вокруг фиксированных положений, и скорость их поступательного движения в системе газ-почва, которая состоит из жидкой и газообразной части.

В порах (каналах или капиллярах) почвы в зависимости от условий происходит постоянное изменение соотношения между почвенным раствором и почвенным воздухом. Однако, чем больше поры заполнены водой, тем затруднительнее газовый обмен, и тем медленнее протекают реакции окисления и быстрее процессы восстановления. Поэтому, проведенные нами аналитические исследования дают основание предположить, что при добыче газовых гидратов по нагнетательной трубе должен подаваться инертный или восстановительный газ [3].

Прохождение газов сквозь среду включает следующие случаи:

- проникновение через поры;
- проникновение через сквозные щели;
- полная закупорка устья канала.

На рис. 1 схематически показан ход газа через почву.

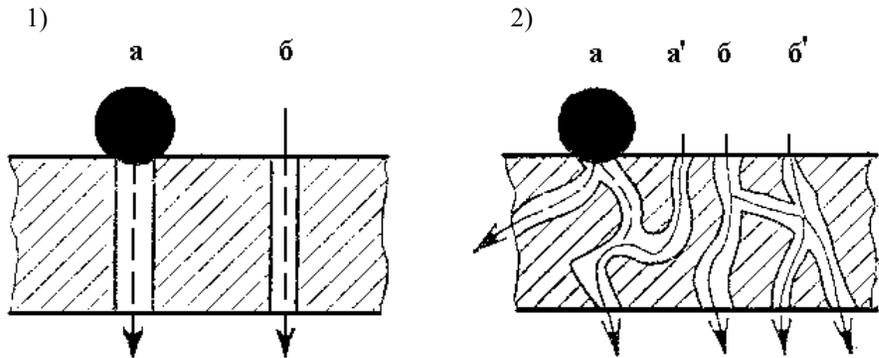


Рис. 1. Схема движения газа и закупорки капилляров в идеальной (1) и реальной (2) системах

Для идеальной системы закупорка устья одного из каналов (рис. 1, а) приводит к прекращению движения в нем жидкости. Лабиринтовая система взаимосвязанных каналов обеспечивает при забивке устья основного канала (рис. 2, а) вскрытие побочного (рис. 2, а') с устьем меньшего или большего диаметра. Вследствие вскрытия побочных каналов происходит частичная компенсация падения проницаемости при забивке устьев основных каналов. Очевидно, что включение в работу каналов с устьями меньшего диаметра происходит при повышении давления в системе.

Механизм прохождения частиц газа через почву с образованием газовых гидратов является физико-химическим механизмом задержания, который иногда называют сорбционным. Он включает в себя различного рода межмолекулярные взаимодействия с разной энергией связи, а также физические связи, Ван-дер-ваальсовы, дисперсионные и другие.

При физико-химическом механизме задержания частиц наблюдается явление облитерации, т. е. обрастание стенок капилляров почвы, приводящее к уменьшению живого сечения капилляров. Увеличение давления способствует росту скорости движения жидкости или газа в капиллярах, что при определенных условиях может вызвать срыв частиц со стенок капилляров и вынос их в газогидрат.

При рассмотрении диффузионной составляющей в процессе добычи газа из газогидратов необходимо выделить внешнюю и внутреннюю области диффузии. Внутريدиффузионную область протекания процесса в свою очередь можно разделить на два участка, определяемые соотношением $2r / \lambda$, где λ – длина свободного пробега молекулы, а r – радиус пор:

1. Область диффузии Кнудсена соответствует неравенству $2r / \lambda < 1$. Следовательно, длина свободного пробега молекулы больше среднего размера пор. Так, при давлении 0,1 МПа средняя длина свободного пробега молекул диаметром 0,2 нм составляет примерно 10^2 нм. Число молекул, проникающих вдоль капилляра, линейно уменьшается по его длине. Коэффициент диффузии в этой области D_k определяется выражением:

$$D_k = \frac{2}{3} \bar{u} r, \quad (6)$$

где \bar{u} – средняя максвелловская скорость, определяемая из выражения:

$$\bar{u} = \sqrt{8RT / \pi M}, \quad (7)$$

где M – молекулярная масса.

Коэффициент D_k не зависит от длины свободного пробега молекул, а, следовательно, и от давления.

2. Область молекулярной диффузии внутри пор соответствует неравенству $2r / \lambda > 1$. В этом случае вероятность соударений молекул между собой больше, чем со стенками пор. При этом коэффициент диффузии не зависит от размера пор, а связан с длиной свободного пробега молекул.

Таким образом, когда средний пробег молекулы в газовой фазе велик по сравнению с радиусом поры, то коэффициент диффузии задается потоком Кнудсена; если же $\lambda < 2r$, то происходит молекулярная диффузия.

Общее полуэмпирическое уравнение определения эффективного коэффициента диффузии, показывающее связь между диффузией Кнудсена и обычной диффузией запишем в виде:

$$D_k = \frac{1}{3} \bar{u} \lambda \left(\frac{2r\lambda}{1 + 2r / \lambda} \right). \quad (8)$$

Данную формулу следует применять при соизмеримости r и λ .

При давлении 0,1 МПа (1 атм) для пор размером 50 нм и более наблюдается

полный переход к молекулярной диффузии, и коэффициент диффузии становится постоянным. Это соответствует полуэмпирическому уравнению:

$$D = \frac{1}{3P} \left(1 - e^{-2 \cdot 10^5 rP} \right). \quad (9)$$

При диссоциации газового гидрата диффузионное торможение в большей степени увеличивает время его распада на метан. Скорость разложения газогидрата уменьшается с ростом глубины превращения за счет диффузионного торможения. Снижение начинается в переходной области и достигает наибольшей величины в области внутренней диффузии, после чего сохраняется постоянной независимо от дальнейшего роста пористости.

Границу областей при диффузионном торможении в процессе разложения газового гидрата более рационально выражать через гидравлический радиус $r_{гидр}$, который в области диффузии Кнудсена $2r_{гидр} / \lambda < 1$, а в области молекулярной диффузии $r_{гидр} / \lambda > 1$. В среднем для данных систем $r_{гидр} \approx r / 2$.

В результате проведенного анализа можно сделать соответствующие выводы:

1. При разработке газогидратных залежей, находящихся в пористых средах, возникает необходимость учета броуновского движения частиц.

2. Обнаружено, что скорость разложения газового гидрата зависит от диффузионного торможения: с ростом глубины диффузионное торможение растет, достигая максимальной величины в области внутренней диффузии, а скорость диссоциации газогидрата при этом уменьшается.

3. Установлено, что при добыче газа из газогидратных залежей целесообразным является применение инертных и восстановительных газов.

Список литературы

1. Макогон, Ю.Ф. Природные газовые гидраты: распространение, модели образования, ресурсы [Текст] / Ю.Ф. Макогон // Российский химический журнал. – 2003. – т. XLVII. – № 3. – С. 70-79.

2. Якушев, В.С. Формирование скоплений природного газа и газовых гидратов в криолитозоне [Текст]: автореф. дис. ... д-ра геол.-мин. наук: 25.00.12 / В.С. Якушев; [Научно-исследовательский институт природных газов и газовых технологий «ВНИИГАЗ»]. – М., 2009. – 48 с.

3. Бондаренко, В.И. К вопросу скважинной подземной разработки газовых гидратов [Текст] / В.И. Бондаренко, К.А. Ганушевич, Е.С. Сай // Науковий вісник НГУ. – 2011. – № 1 (121). – С. 60-66.

ОБСУЖДЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ РЕДУКТОРНОГО ПРИВОДА С ЗУБЧАТОЙ ПЕРЕДАЧЕЙ В ТРАНСМИССИИ ГЕОХОДА

Розглянуто варіанти побудови трансмісії агрегату для проведення аварійно-рятувальних виробок (геохода) на основі передач і двигунів з обертовим рухом.

Рассмотрены варианты построения трансмиссии агрегата для проведения аварийно-спасательных выработок (геохода) на основе передач и двигателей с вращательным движением.

Transmission unit building variant is considered for conduction of emergency-saving mine openings (geologic move) based on drives and engines with rotation movement.

Сооружение капитальных подземных выработок горнодобывающих предприятий представляет собой трудоемкий, энергозатратный и дорогостоящий процесс, который зачастую сопровождается возникновением аварий и техногенных катастроф. Несмотря на то, что задачи снижения аварийности всегда являются приоритетными, аварии и техногенные катастрофы под Землей до сих пор возникают и неизменно сопровождаются различного рода завалами капитальных горных выработок.

В настоящее время разборка завалов в подземных условиях производятся вручную с максимальным напряжением сил и риском для горноспасателей. Как следствие, продолжительность проведения аварийно-спасательных работ в подземных условиях является непозволительно долгой.

Альтернативным способом ликвидации последствий техногенных катастроф в этих условиях является проведение специальных подземных выработок, которые, исходя из своего назначения, следует называть аварийно-спасательными. Аварийно-спасательные выработки (АСВ) – подземные выработки, проводимые на объектах, подвергшихся воздействию аварий, катастроф или иных стихийных бедствий в целях спасения жизни и сохранения здоровья людей, снижения размеров ущерба окружающей природной среде и материальных потерь, а также для локализации зон чрезвычайных ситуаций, прекращения действия характерных для них опасных факторов.

Существующие технологии проведения горных выработок и строительства подземных сооружений не могут быть использованы для проходки аварийно-спасательных выработок по причине невозможности их применения в условиях воз-

никновения техногенной катастрофы.

На основании ряда проведенных исследований [1, 2] коллективом ученых была предложена геовинчестерная технология проведения горных выработок, в которой изначально проходка рассматривается как процесс движения твердого тела (проходческого оборудования) в твердой среде (геосреде). Базовым функциональным элементом данной технологии является геоход. Одной из основных систем геохода является его трансмиссия, т.к. именно ей создается тяговое усилие на его внешнем движителе и напорное усилие на исполнительном органе. В настоящее время ведутся работы по созданию геоходов нового поколения и поэтому исследования направленными на создание трансмиссии геоходов нового технического уровня являются актуальными.

Трансмиссии с вращательным движением передач получили в приводах горных машин наибольшее распространение [3, 4]. Их основные преимущества: отсутствие необходимости преобразования поступательного движения во вращательное, достаточно высокий к.п.д., высокая нагрузочная способность.

В качестве источников вращательного движения – двигателей могут выступать электродвигатели, пневмодвигатели, гидромоторы. Наибольшее распространение получили электродвигатели и гидромоторы, а пневмодвигатели применяются в основном там, где невозможно применение электродвигателей по условиям безопасности, а также в механизированном инструменте.

В электроприводах горных машин широкое распространение получили асинхронные электродвигатели переменного тока во взрывозащищенном исполнении. Их основные достоинства – простота и надежность конструкции, большой пусковой момент, хорошая перегрузочная способность, высокий к.п.д. Напротив, двигатели постоянного тока широкого распространения не получили, так как их трудно сделать взрывобезопасными.

Мощность электродвигателей переменного тока составляет от десятков ватт до тысяч киловатт. Синхронная частота вращения $n_{эл.дв}$ составляет ряд 3000, 1500, 1000, 750 об/мин, причем частота вращения 750 об/мин встречается не у всех двигателей. Также необходимо отметить, что габаритные размеры двигателей с частотой вращения 3000 и 1500 об/мин меньше в 1,2...1,3 раз размеров двигателей с частотами вращения 1000 и 750 об/мин (при одинаковой мощности).

Передаточное число редуктора составит:

$$u = \frac{n_{эл.дв}}{n_{ГС}} . \quad (1)$$

Учитывая требование реализации частоты вращения головной секции относительно хвостовой ($n_{ГС} = 1/15$ об/мин), необходимое передаточное число составит ряд 45000, 22500, 15000, 11250 при частотах вращения электродвигателей 3000, 1500, 1000, 750 об/мин соответственно.

Как видно из полученного ряда передаточных чисел, с точки зрения упрощения конструктивной реализации привода и снижения массогабаритных характеристик редукторов предпочтительнее использовать более тихоходные двигатели. В данном

случае двигатели с частотой вращения 1000 об/мин являются самыми распространенными в широком диапазоне мощностей из тихоходных.

Диапазон возможных частот вращения у гидромоторов значительно шире – максимальные значения могут быть до десяти тысяч и выше об/мин, минимальная частота вращения около 20...30 об/мин. При этом гидромоторы в несколько раз меньше электродвигателей по массе и габаритам при равной мощности [5]. Кроме того, в схему с гидроприводом несложно ввести плавное регулирование частоты вращения с неизменной величиной развиваемого момента во всем диапазоне. Отдельного внимания заслуживают так называемые LSHT (Low Speed High Torque) гидромоторы – это низкоскоростные высокомоментные радиально-поршневые гидромоторы, например фирм Denison Calzoni, Riva Calzoni [6]. Минимальная частота вращения до 0,5 об/мин, максимальная – в зависимости от типоразмера. Тем не менее, частота вращения таких гидромоторов требует применения редукторов, кроме того, требуется оставить запас для регулирования скорости вращения в сторону, как уменьшения, так и увеличения. Таким образом, чтобы обеспечить хотя бы десятикратный запас по регулированию необходимая частота должна быть около 10 об/мин.

Тогда требуемое передаточное число трансмиссии по формуле (1):

$$u = \frac{10}{1/15} = 150 ,$$

а требуемый момент гидромотора составит:

$$M_{эм.мп} = \frac{M_{ГС} \cdot \eta_{ред}}{u} = \frac{3,5 \cdot 10^6 \cdot 0,9}{150} = 21 \cdot 10^3 \text{ Н}\cdot\text{м},$$

где $\eta_{ред}$ – ориентировочный коэффициент полезного действия редуктора.

Как видно, полученные требуемые передаточные числа для электропривода и гидропривода отличаются более чем в сто раз.

Рассмотрим возможные варианты построения кинематической схемы трансмиссии, реализующей полученные передаточные числа на основе известных кинематических передач. Основные характеристики передач приведены в таблице 1.

Наличие только вращательного движения головной секции относительно хвостовой накладывают ограничения на возможные варианты компоновки последней ступени редуктора. Наиболее простым и очевидным решением будет применение зубчатой передачи внутреннего зацепления с передаточным числом около десяти. Выбор достаточно большого значения передаточного числа обусловлен необходимостью разнесения элементов передачи на периферию секции и оставлением максимально возможного свободного пространства внутри секций геохода [7]. Пример кинематической схемы приведен на рис. 1.

В данной схеме венец с зубьями внутреннего зацепления закреплен на внутренней поверхности головной секции, а редуктор с двигателем размещены в хвостовой невращающейся секции.

ХАРАКТЕРИСТИКИ КИНЕМАТИЧЕСКИХ ПЕРЕДАЧ

| Вид передачи | Передаточное число, u | К.П.Д., η | Передаваемая мощность, кВт |
|------------------------------|--|---|----------------------------|
| 1. Зубчатая (цилиндрическая) | 1...5,6 (для редукторов) не ограничено для остальных | 0,98...0,96 | десятки тысяч |
| 2. Червячная | 30... 14...30 8...14 | 0,8 и менее 0,85...0,75 0,9...0,8 | до 50 |
| 3. Планетарные | до 1000 и более | 0,99...0,97 и менее (КПД снижается в зависимости от схемы и числа ступеней) | десятки тысяч |

В приложении к ГОСТ 21354-87 для проектировочного определения межосевого расстояния зубчатых передач a_w рекомендована следующая формула:

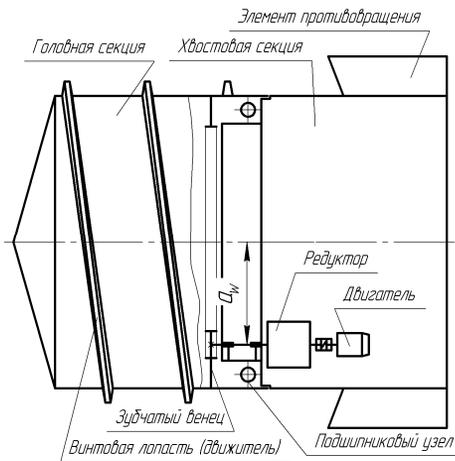


Рис. 1. Кинематическая схема трансмиссии геолода с редукторным приводом

$$a_w = K_a (u \pm 1) \cdot 3 \sqrt{\frac{T_2 K_{H\beta}}{[\sigma_H]^2 u^2 \psi_{ba}}}, \quad (2)$$

где K_a – вспомогательный коэффициент, $K_a = 490 \text{ (МПа)}^{1/3}$;
 u – передаточное число;
 T_2 – вращающий момент на ведомом колесе, Н·м;
 $K_{H\beta}$ – коэффициент концентрации нагрузки;
 $[\sigma_H]$ – допускаемая величина контактных напряжений, МПа;
 ψ_{ba} – коэффициент ширины колеса относительно межосевого расстояния.

$$\psi_{ba} = \frac{2 \cdot \psi_{bd}}{u \pm 1}, \quad (3)$$

где ψ_{bd} – коэффициент ширины колеса относительно диаметра.

При подстановке в эту формулу следующих числовых значений ($K_a = 490$ (МПа)^{1/3}; $u = 10$; $T_2 = 3,5 \cdot 10^6$ Н·м; $K_{HB} = 1,25$; $[\sigma_H] = 770$ МПа; $\psi_{ba} = 0,25$) получается ориентировочное межосевое расстояние передачи $a_w = 3$ м, а диаметр делительной окружности зубчатого венца составляет 6,6 м, что значительно превышает диаметр секций геолода ЭЛАНГ-4 (3700 мм) и свидетельствует о невозможности передачи крутящего момента головной секции в один поток в указанных габаритах.

Приемлемых размеров передачи (рис. 2) с сохранением максимального расстояния внутри геолода можно добиться увеличением количества параллельных потоков передачи мощности на последней ступени до восьми и более, или разбиением на отдельные потоки с отдельными редукторами и двигателями (рис. 3, 4), но также не менее восьми. Похожие решения с меньшим числом потоков применяются в механизмах поворота платформы экскаваторов [8], а также в приводах роторных исполнительных органов проходческих щитов ПЩМ-3,2 и ПЩМ-5,6 [9].

При реализации по данным схемам (рис. 3, 4) трансмиссии передаточное число без последней ступени получается равным $u_{ред} = 1500$ (при использовании электродвигателей). При столь высоких передаточных числах сложно реализовать достаточно компактный по размерам редуктор с помощью известных кинематических передач.

При многопоточном исполнении трансмиссии также могут возникнуть проблемы обеспечения кинематической точности в зацеплении зубчатых колес последней ступени, поскольку даже небольшие перекосы осей секций будут приводить к нарушениям условий контакта зубьев колес, что потребует серьезного усложнения конструкции и повышения точности элементов узла сопряжения секций, а также увеличения общей жесткости секций. Частично данную проблему можно решить применением в последней ступени передачи с цевочным зацеплением, как например, в приводе роторного исполнительного органа щита ПЩМ-3,2, которые менее чувствительны как к загрязнениям так и к перекосам.

При построении редукторов с использованием только зубчатых передач исходя из требований обеспечения минимальных габаритов понадобится большое число ступеней с небольшими передаточными числами ($u_{cm} = 1,5 \dots 3$).

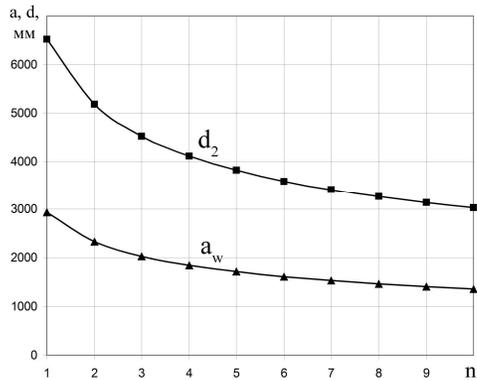


Рис. 2. Зависимости межосевого расстояния передачи a_w и диаметра делительной окружности зубчатого венца d_2 от количества потоков передачи мощности n

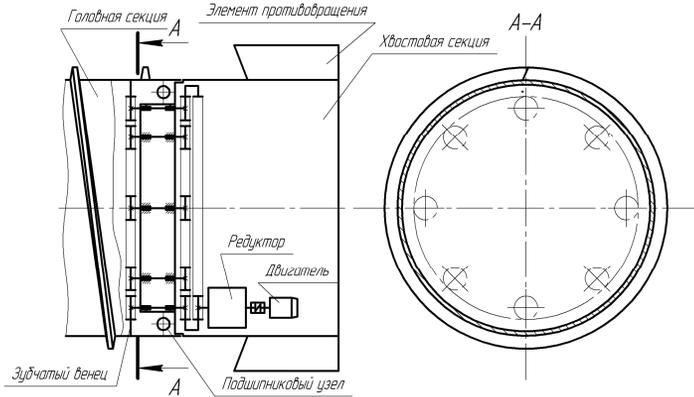


Рис. 3. Кинематическая схема трансмиссии геолода с редукторным приводом с многопоточной выходной ступенью

Червячные передачи имеют большие передаточные числа (до 80) но низкий к.п.д., который снижается по мере увеличения передаточных чисел. Кроме того, эти передачи отличаются повышенным тепловыделением, износом и склонностью к заеданию, а при применении многоредукторного привода возможны проблемы со смазкой отдельных редукторов вследствие их периферийной компоновки [10]. Также проблемы со смазкой могут появиться в различных пространственных положениях геолода, при значительном его наклоне, что вызовет ограничение области применения по углам проводимых выработок. Необходимо отметить, что проблема смазки может возникнуть при применении и других зубчатых передач.

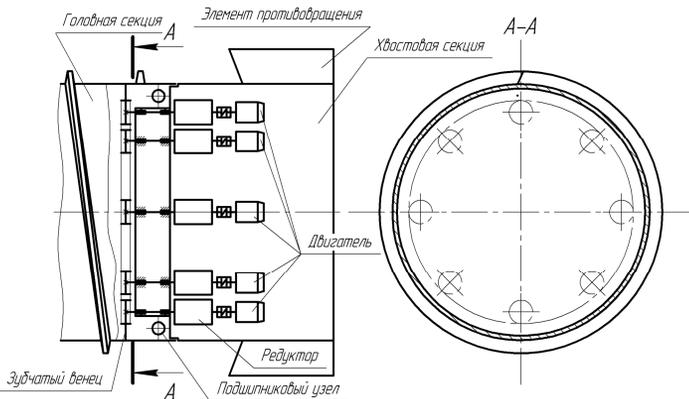


Рис. 4. Кинематическая схема трансмиссии геолода с многопоточным редукторным приводом

Планетарные передачи обеспечивают наиболее высокие передаточные числа (до 1000 и более) но, как правило, с увеличением передаточных чисел их к.п.д. значительно снижается, и такие передачи рассчитаны только на кратковременную работу [10]. Масса и размеры планетарных редукторов меньше в 2...4 раза по сравнению с цилиндрическими, но конструкция существенно сложнее и менее технологична. Учитывая, что планетарные редукторы чаще всего выполняют многопоточными, возможно их применение и в последней ступени трансмиссии, но здесь возникает несколько трудноустраняемых проблем: необходимость реализации подвижного водила дополнительно скрадет пространство внутри геохода; при больших размерах передач трудно обеспечить высокую кинематическую точность, в результате, сателлиты будут неравномерно нагружены.

При использовании гидромоторов требуемые передаточные числа редукторов значительно меньше (в 100 раз, т.е. около 15). Но вращающие моменты в такое же число раз выше. В результате преимущества от меньшего числа ступеней редуктора теряется за счет увеличения размеров передач для обеспечения требуемой нагрузочной способности. Кроме того, гидромоторы обладают низкой перегрузочной способностью [3]. Габаритные размеры и масса радиально-поршневых гидромоторов также достаточно велики. Все это приведет к значительному сокращению внутреннего пространства геохода и увеличению массы. Очевидно, что такие трансмиссии не удовлетворяют требованиям, обеспечения достаточного пространства внутри геохода и снижения массогабаритных показателей [7].

Основными недостатками трансмиссий с электродвигателями или гидромоторами и редукторами является сложность обеспечения достаточного свободного пространства внутри геохода, также в качестве недостатков стоит отметить значительное усложнение конструкции, и как следствие и снижение надежности, а также значительная масса. В качестве положительных сторон стоит отметить возможность реализации непрерывной подачи геохода на забой, а также простую реализацию реверса.

Список литературы

1. Эллер, А.Ф. Винтоповоротные проходческие агрегаты [Текст] / А.Ф. Эллер, В.Ф. Горбунов, В.В. Аксенов. – Новосибирск: ВО «Наука». 1992. – 192 с.
2. Аксенов, В.В. Геовинчестерная технология проведения горных выработок [Текст] / В.В. Аксенов. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2004. – 264 с., с ил.
3. Солод, В.И. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов [Текст]: учеб. / В.И. Солод, В.Н. Гетопанов, В.М. Рачек. – М.: Недра, 1982. – 350 с.
4. Аксенов, В.В. Обзор трансмиссий горной техники [Текст] / В.В. Аксенов, А.Б. Ефременков, В.Ю. Тимофеев, М.Ю. Блашук // Горный информационный аналитический бюллетень. Горное машиностроение. – Москва, МГТУ, 2010. – ОВ № 3. – С. 55-66.

5. Свешников, В.К. Станочные гидроприводы [Текст]: справочник – 3-е изд., перераб. и доп / В.К. Свешников. – М.: Машиностроение. 1995. – 448 с.

6. <http://www.denisonhydraulics.com/>

7. Ефременков, А.Б. Разработка требований к трансмиссии геолоходов [Текст] / А.Б. Ефременков, В.В. Аксенов, М.Ю. Блашук, В.Ю. Тимофеев // Известия вузов. Горный журнал. – Екатеринбург, 2009. – № 8. – С. 101-103.

8. Бритарев, В.А. Горные машины и комплексы [Текст]: учеб. пособие для техникумов / В.А. Бритарев, В.Ф. Замышляев. – М.: Недра, 1984. – 288 с.

9. Бреннер, В.А. Щитовые проходческие комплексы [Текст]: учеб. пособие / В.А. Бреннер, А.Б. Жабин, М.М. Щеголевский, Ал.В. Поляков, Ан.В. Поляков – М.: Изд-во «Горная книга». – МГГУ, 2009. – 447 с.

10. Аксенов, В.В. Анализ возможных вариантов электропривода и механических передач в трансмиссии геолохода [Текст] / В.В. Аксенов, А.Б. Ефременков, В.Ю. Тимофеев, М.Ю. Блашук // Горный информационный аналитический бюллетень. Горное машиностроение. – Москва: МГТУ, 2010 – Об №3. – С. 154-163.

РАЗВИТИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ ОСНОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРОЦЕССОВ КОМПЛЕКСНОГО ГИДРОПНЕВМАТИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЕ ПЛАСТЫ

Розглянуто фізичні принципи та математичні основи процесу комплексної гідропневматичної дії на вугільні пласти з метою зниження інтенсивності проявів основних небезпек при підземному вуглевидобутку.

Рассматриваются физические принципы и математические основы процесса комплексного гидропневматического воздействия на угольные пласты с целью снижения интенсивности проявления основных опасностей при подземной угледобыче.

The physical principles and mathematical basis of the process of complex hydro-pneumatic action on coal stratum for reducing of intensiveness of main dangers during underground coal taking are considered.

Актуальность работы

Применение способов и схем предварительного воздействия на угольные пласты для борьбы с проявлениями основных опасностей является обязательным на шахтах и регламентировано нормативными документами [1]. Для повышения эффективности воздействия рационально применять способы воздействия в комплексе, используя все преимущества каждого из методов. Применение математического моделирования позволяет усовершенствовать порядок проектирования и расчета параметров технологических схем. В этой связи тема работы является актуальной.

Цель работы – обоснование принципа и совершенствование технологии предварительной обработки пластов с применением комплексного подхода.

Основное содержание работы

В работах [2, 3, 4] рассмотрены три вида воздействия на угольные пласты: гидравлическое воздействие, пневматическая обработка и дегазация призабойной зоны пласта.

Из них к настоящему времени наиболее широко внедрено гидравлическое воздействие, которое применяется как средство борьбы с основными опасностями при подземной угледобыче. Трудными многими исследователями созданы основы теории и технологии гидровоздействия. В работе [4] получили дальнейшее развитие теорети-

ческие основы процесса, что позволило обосновать модификацию технологии – каскадный способ гидрообработки. Тем не менее, в этой области еще остаются проблемы как в теоретическом аспекте, так и в области технологии. В частности, стоит задача разработки методик инженерного расчета параметров, чтобы практики могли без применения вычислительных средств проводить предварительные ориентировочные расчеты параметров технологических схем. В области совершенствования технологии стоит проблема внедрения каскадной технологии для различных условий (например, пологие и крутые, мощные и тонкие пласты, факторы нарушенности строения пластов, особенности залегания и т.п.).

Что касается двух других видов воздействия, то их развитие пока находится в начальной стадии. Однако уже на данном этапе благодаря полученным в [3] результатам есть основания ставить задачу развития теоретических основ и технологии комплексного гидроразрывного воздействия на угольные пласты, включающего три последовательные стадии.

Пневматическая обработка неувлажненного пласта

На этой стадии обеспечивается вынос свободного и десорбирующегося метана. Кроме того, этот способ имеет перспективу в аспекте изменения физико-химического состояния пласта и, возможно, позволит снизить способность пласта к самовозгоранию.

Гидравлическое воздействие

Этот вид воздействия за счет применения разработанных технологий позволяет произвести насыщение угольного пласта жидкостью, что обеспечивает снижение пылеобразования, способствует уменьшению газовой выделению и тем самым оказывает положительное влияние на условия труда при подземной угледобыче.

Дегазация призабойной зоны пласта

Этот вид воздействия позволяет снизить газовыделение в лаву.

Рассмотрим основные звенья технологической цепочки при реализации комплексного воздействия.

Пневматическая обработка

Рекомендуется применять на тонких и средней мощности пластах, разрабатываемых по столбовой системе. Основной вариант технологической схемы приведен на рис. 1, где указывается рекомендуемое оборудование и геометрические параметры.

Диаметр скважины обычно принимается 76 мм. Давление нагнетания P_H должно превышать давление газа в пласте, но при этом выбирается минимально возможным (обычно до 20 кгс/см²).

Наиболее эффективным и экономичным является циклический режим пневмообработки угольного пласта через длинные скважины, параллельные линии очистного забоя. Четные скважины являются нагнетательными, нечетные – отточными.

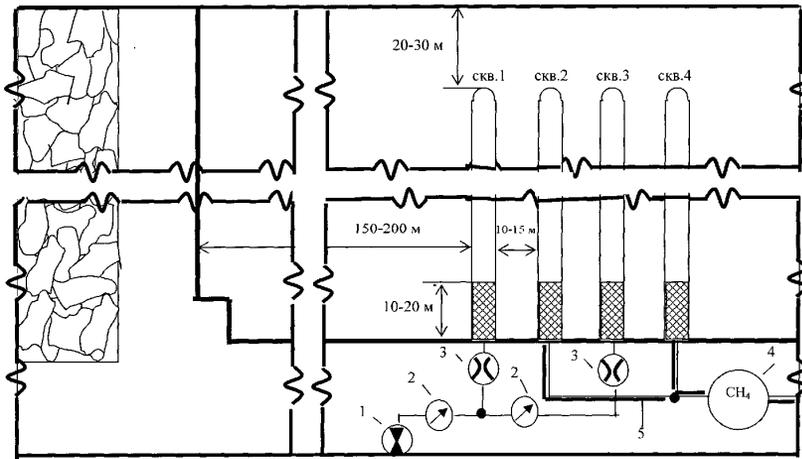


Рис. 1. Основной вариант технологической схемы пневмообработки пласта: 1 – компрессор; 2 – манометр; 3 – счетчик расхода воздуха; 4 – измеритель концентрации метана (газоанализатор); 5 – шахтный газопровод

Темп нагнетания:

$$q = 0,33 \cdot 10^{14} ml_{\phi} K \frac{P_H^2}{L_{M.C.}}, \text{ м}^3/\text{мин} \quad (1)$$

Продолжительность циклов нагнетания определяется снижением концентрации метана в отточной скважине до 50-60%, первоначальная продолжительность определяется по формуле:

$$t_H = 0,2 \cdot 10^{-15} \frac{L_{M.C.}^2 n_{\Sigma} P_{\Gamma}}{K P_H^2}, \text{ сут.} \quad (2)$$

Общая продолжительность воздействия определяется интенсивностью выноса метана при нагнетании воздуха и в типичных условиях составляет 150 суток. Съем газа при пневмообработке за этот период на 35-40% выше, чем при дегазации. По такой технологии проводится пневмообработка неувлажнённого пласта.

Наряду с этим пневмообработка угольного пласта позволяет снизить его химическую активность практически до безопасных пределов. Для пластов, имеющих показатель химической активности угля 0,06 мл/г. час (максимальное значение для каменных углей), время пневмообработки, требуемое для снижения этого показателя до 0,015 мл/г. час (значение, соответствующее категории пластов, малоопасных по возгоранию) составляет 130 суток. При этом в большинстве случаев пневмообработ-

ка не приводит к существенному нагреву угольного пласта: в любых условиях повышение температуры не является опасным с точки зрения самовозгорания.

Промежуток времени между циклами нагнетания соответствует восстановлению концентрации метана в отточной скважине до максимального значения.

Общее время пневмообработки по фактору снижения газоносности определяется моментом, когда нагнетание воздуха перестаёт существенно влиять на вынос метана (когда продолжительность циклов нагнетания по вышеприведенному условию становится практически равной нулю). Снижение газоносности массива за все время воздействия составляет:

$$\delta X = \frac{a_{M_0} - a_{M.ИСХ}}{1,1a_{M_0} - a_{M.ИСХ}} \cdot 100, \% \quad (3)$$

Время, требуемое для уменьшения показателя химической активности угля от исходного до значения a'_0 :

$$T_H = 2,5 \frac{a_{0ИСХ} - a'_0}{a_{0ИСХ} a'_0}, \text{сут.} \quad (4)$$

Гидравлическая обработка

Рекомендуется как второй этап комплексного воздействия, следующий за пневмообработкой неувлажненного пласта.

Начало воздействия непосредственно следует за окончанием пневмовоздействия, при этом важным является тот факт, что скважины, через которые производилась пневмообработка, могут быть использованы как элементы технологии гидравлического воздействия.

Методика, технология, математические модели и расчет параметров этого этапа представлены в [4].

Дегазация призабойной зоны.

Этот этап был предложен МакНИИ как завершающая стадия работ по снижению пыле- и газовыделения в горные выработки. Метод применяется непосредственно как средство снижения газовыделения в лаву при разработке пласта.

Рекомендации по применению технологии приведены в [4].

Теоретические и экспериментальные исследования предложенного комплексного воздействия могут составить предмет дальнейших научных разработок.

Выводы

Таким образом, можно считать установленным, что комплексное гидропневматическое воздействие обеспечивает целенаправленное изменение состояния угольного пласта, необходимое для повышения нагрузки на очистной забой, темпов проведения горных выработок и охраны труда.

Разработана новая вычислительная модель для исследования и расчета параметров процесса пневмообработки угольного пласта, рекомендуемого к применению в комплексе с гидравлическим воздействием.

При пневматическом воздействии снижение газонасыщенности пласта происходит в соответствии с экспоненциальной убывающей зависимостью и позволяет получить коэффициент дегазации порядка 0,3.

Разработаны теоретические основы комплексного гидропневматического воздействия на угольные пласты, включающего три этапа: пневмообработка неувлажненного пласта, каскадная гидрообработка и дегазация призабойной зоны.

Список литературы

1. ДНАОП 1.1.30-1.XX-04. Безопасное ведение горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям (1-я редакция) [Текст]. – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 268 с.

2. Москаленко, Э.М. Научные основы биохимического и физико-химического способов борьбы с метаном в угольных шахтах [Текст]: дис. ... д-ра техн. наук / Э.М. Москаленко. – М., 1971. – 508 с.

3. Штерн, Ю.М. Совершенствование технологии нагнетания текучих в угольный пласт с целью повышения эффективности его обработки для борьбы с метаном и пылью в шахтах [Текст]: дис. ... канд. техн. наук: 05.05.04 / Ю.М. Штерн. – М., 1981. – 211 с.

4. Павлыш, В.Н. Основы теории и параметры технологии процессов гидропневматического воздействия на угольные пласты [Текст] / В.Н. Павлыш, Ю.М. Штерн. – Донецк: «ВИК», 2007. – 409 с.

СООБРАЖЕНИЯ НА ТЕМУ ИДЕИ КОРПОРАТИВНОЙ СОЦИАЛЬНОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТИ, ПРИМЕНЯЕМОЙ В ОТНОШЕНИИ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

Наведено аналіз критеріїв механіки руйнування елементів системи «гірський масив-кріплення виробки» при оцінці еволюції їх деформаційних процесів під впливом навантаження.

Приведен анализ критериев механики разрушения элементов системы «горный массив-крепь выработки» при оценке эволюции их деформационных процессов под воздействием нагрузки.

The analysis of criteria of fracture mechanics of “rock massif-support mine working” system elements during the evaluation of the evolution of its deformation processes under loading is given.

Введение

Корпоративная Социальная Ответственность (*Corporate Social Responsibility*) рассматривается в качестве концепции добровольного учета компанией общественных и экологических аспектов во время осуществления коммерческой деятельности, а также при контактах с внутренними и внешними заинтересованными субъектами [4].

В соответствии с другим определением, Корпоративная Социальная Ответственность представляет собой концепцию деятельности, при осуществлении которой, предприятие добровольно учитывает общественные интересы, интересы своих работников, а также аспекты по охране окружающей среды [3].

Предложенное Еврокомиссией определение корпоративной социальной ответственности содержит три фундаментальные составляющие [7]:

– **добровольная основа деятельности.** Социальная ответственность не может рассматриваться исключительно в качестве обязанности по соблюдению юридических норм, поскольку не все действия предприятия могут быть отображены в соответствующих параграфах. Существует множество вариантов действий, подпадающих под категорию так называемой “принятой практики”, этики или обычного приличия;

– **необходимость взаимодействия с заинтересованными субъектами** состоит в уходе от традиционного восприятия предприятия в качестве организации, которая производит определенные блага и стремится к получению максимальной прибыли

ли, будучи в отрыве от общественного положения, в поле которого, она осуществляет свою деятельность. Предприятие представляет собой совокупность интересов субъектов, находящихся внутри и снаружи, а его стабильность зависит от степени реализации ожиданий всех заинтересованных групп;

– *учет собственной деятельности в долгосрочной стратегии развития предприятия.* Таковая не может рассматриваться в качестве разовых или конъюнктурных действий, а лишь деятельности, осуществляемой на постоянной основе.

Заинтересованными лицами являются субъекты, которые могли бы воздействовать или находиться под влиянием воздействия предприятия. К данной группе, среди прочих, принадлежат: работники, акционеры компании, клиенты, местная общественность, неправительственные организации и органы власти [1]. Все указанные субъекты могут ожидать и предъявлять требования предприятию, вытекающие, в числе других, из факта, что каждое предприятие существует в данной местной среде с другими участниками общественной жизни [2].

Идея Корпоративной Социальной Ответственности возникла в капиталистических странах, как ответ на патологии капитализма и искажения принципов свободного рынка. Исходя из своей фундаментальной доктрины, капитализм признает, что единственной, заслуживающей внимания целью – является прибыль. В условиях капитализма, человек должен только исполнять роль одного из факторов производства, а его работа должна покупаться по как наиболее возможно низкой цене. Также, человеку отводится и другая роль, как потребителю, приобретающему товары и услуги по как наиболее возможно высокой цене, устанавливаемой продавцом. Капиталу не присущи такие понятия, как Родина, национальные симпатии, чувство общественной полезности, забота об окружающей среде и обычные последствия человеческой жизнедеятельности. На начальном этапе развития капитализма, работники принимались на работу с ничтожным уровнем оплаты труда, также, для выполнения очень тяжелой и опасной работы нанимались женщины и дети, поскольку это выходило дешевле, чем нанимать мужчин. Также в расчет не брались безопасные условия труда, охрана окружающей среды, не выделялись средства на здравоохранение и пенсионное обеспечение

Второй идеологической догмой является свободный рынок. Он предусматривает ликвидацию всех таможенных границ и обеспечение свободного движения товаров, услуг и капитала. Доктриной также предусматривается, что наиболее оптимальным условием должно являться полное невмешательство государства в экономику, не проведение никакой собственной экономической политики в интересах собственных граждан, при этом, ценообразование на мировом рынке должно осуществляться исключительно исходя из соотношения предложения и спроса на товары и услуги. Все это названо либерализацией, призванной обеспечить рост благосостояния всех людей в мире.

С течением времени, в результате забастовок рабочих, возникновения и деятельности профсоюзов, активности социалистических партий и парламентов отдельных государств, капитализму удалось придать более цивилизованное лицо. Также было принято и введено в действие большое количество правовых актов, хотя бы таких, как: трудовое право, антимонопольные законы, правила безопасности труда,

правила защиты окружающей среды. Был установлен контроль деятельности банков посредством учреждения банковского надзора, Национальные Банки начали проводить политику оценки предложения денежных средств и курсов обмена валют. Государства также начали проводить собственную экономическую политику, благоприятствующую развитию отечественного предпринимательства и росту благосостояния собственных граждан. Данные ограничения, примененные к капитализму, минимизировали патологии его функционирования и благоприятствовали экономическому развитию.

Однако формальные законоположения отнюдь не являются панацеей. Большинство юридических актов принимаются под давлением групп по интересам и не всегда отображают государственный и общественный интерес. Поэтому то, идея Корпоративной Социальной Ответственности и была призвана служить моральной категорией, имеющей целью дополнительно цивилизовать капитализм и направить действия на учет, как потребностей, так и ожиданий *заинтересованных субъектов*. По моему личному мнению, в своей общей формулировке, данная идея не представляет собой ничего нового и является шаблоном моральных принципов честного осуществления деятельности компанией, а также принципов открытости и порядочности при ее взаимодействии с окружением.

Горнодобывающее предприятие и заинтересованные субъекты

Предположим, что главными игроками в рамках идеи Корпоративной Социальной Ответственности является: отдельное *горнодобывающее предприятие*, осуществляющее свою деятельность в рыночных условиях, и *заинтересованные субъекты*, функционирующие, как внутри него, так и в его окружении. Попробуем определить, какими же должны быть правильные отношения между ними, в частности с учетом специфики горнодобывающей отрасли.

К числу основных внешних *заинтересованных субъектов* можно отнести:

Государство в лице правительства. Правительство каждого государства несет ответственность перед обществом за энергетическую безопасность, что означает необходимость обеспечения баланса в сфере топлива и энергии в течение долгосрочного периода. Предприниматель, занимающийся горнодобывающей деятельностью, обязан представить соответствующим министерствам долгосрочные планы по добыче и продаже угля на внутреннем рынке, и стремиться к их выполнению. Это является особенно важным в случае уменьшения объемов добычи угля с течением времени. Также он должен предоставлять информацию о возможном значительном снижении объема продаж в краткосрочной перспективе, чтобы правительство имело возможность подготовиться к возможному дефициту топлива и энергии и принять необходимые превентивные меры. Вышесказанное не является отрицанием принципов свободного рынка, а рассматривается в качестве элемента рациональной экономической политики государства. Второй функцией государства является предотвращение грабительского использования природных ресурсов. Кроме формальных принципов, вытекающих из официальных законоположений и процедур, предприниматель, занимающийся горнодобывающей деятельностью, должен самостоятельно

планировать добычу таким образом, чтобы максимально выбирать все вскрытые запасы угля, а не только те, которые дают ему максимальную прибыль.

Собственники горнодобывающего предприятия. Отношения с владельцами должны быть одинаковыми, несмотря на форму собственности. Данное требование должно соблюдаться также в случае, когда горнодобывающие предприятия находятся в государственной собственности. Владельцы ожидают, что вверенное управлению горнодобывающего предприятия имущество будет рационально и эффективно использоваться, соответствующим образом принося высокие дивиденды. Впоследствии, по мере возможности, также будет расти и стоимость предприятия.

Кредиторы. Банки, предоставившие кредиты горнодобывающим предприятиям, ожидают своевременного погашения суммы задолженности и уплаты соответствующих процентов. В случае временных трудностей с выплатой частей задолженности по кредитам и процентов, предприниматель, занимающийся горнодобывающей деятельностью, должен предварительно уведомить о такой ситуации банки и провести переговоры насчет пересмотра порядка расчетов на время просрочки в погашении финансовых обязательств.

Местное самоуправление. Органы местного самоуправления гмин, на территории которых, горнодобывающее предприятие осуществляет разработку месторождений, выступают в качестве *заинтересованного субъекта*, действующего сразу в нескольких ролях. Во-первых, они выступают в качестве получателя оплаты за разработку месторождений, находящихся на их территории. Предприниматель, без всяких дополнительных напоминаний, обязан осуществлять такую оплату, пополняя бюджет гмины в определенном соответствующим законом размере и в четко указанный срок. Суммы указанных платежей являются составляющими доходов гмины, и, будучи учтенными в годовом бюджете, распределяются на общественно полезные нужды. Задержка в осуществлении оплаты приводит к нарушению социально-экономических планов гмин, нанося ущерб местным общинам. Во-вторых, органы местного самоуправления заинтересованы в том, чтобы последствия разработки подземных месторождений носили как можно менее вредный характер для рельефа поверхности (деформации, впадины, оседание грунтов и т. п.). Уже на этапе планирования процесса добычи, предприниматель, занимающийся горнодобывающей деятельностью, должен предвидеть ее последствия для состояния поверхности, и проводить консультации с представителями местного самоуправления. Он также должен самостоятельно и по собственной инициативе, выбирать такие методы добычи (например, применение технологии обратной засыпки выработки), которое будут вызывать наиболее незначительные деформации местности. А в случае появления повреждений на поверхности, он обязан приступить к их немедленному и безоговорочному устранению. Третьей ролью органов самоуправления является забота о местном рынке труда, что является особенно важным при угрозе высокого уровня безработицы. Предприниматель, занимающийся горнодобывающей деятельностью, с большим опережением, должен информировать органы самоуправления о планах значительного сокращения работников, и в частности, о планах остановки добычи и ликвидации горнодобывающего предприятия в данной гмине.

Жители гмины. Часть жителей гмины может испытать, непосредственно на се-

бе, последствия подземной добычи, которые могут выражаться в виде повреждения зданий, появления впадин на частных территориях, или угрозы подтопления грунтовыми водами. Предприниматель, занимающийся горнодобывающей деятельностью, должен предварительно информировать жителей о возможных повреждениях, связанных с горнодобывающей деятельностью, и своевременно устранять все ее последствия.

Местная общественность. Данная общественность представлена всеми жителями гмины, проживающими на территории, на которой ведется добыча. В период социалистического ведения хозяйства шахта выступала в качестве спонсора, а нередко и организатора разноплановых общественных и культурных мероприятий и акций. Во времена рыночной экономики, горнодобывающее предприятие должно выстроить нормальные отношения с местной общественностью, которые являются одной из составляющих позитивного имиджа компании. Горнодобывающее предприятие, в рамках финансовых возможностей, должно по-прежнему выступать в качестве спонсора при проведении отдельных общественно-культурных мероприятий, а также осуществлять другую общественно-полезную деятельность.

Потребители угля. Забота о соответствующем имидже среди клиентов, установление с ними хороших отношений – является одним из принципов современного управления. На практике следует равнозначно уважать каждого клиента, несмотря на то, является ли он крупным или мелким потребителем продукции горнодобывающего предприятия. В практическом измерении, это означает соблюдение согласованных с потребителями сроков доставки угля в оговоренном количестве и в согласованном качестве, а также лояльное предварительное уведомление клиентов о возможных перебоих в поставках, вытекающих из объективных причин. Предпочтение должно отдаваться гибкой форме сотрудничества с клиентами, учитывающей также проблемы функционирования таких предприятий. Также необходимо принять в расчет, что снабжение углем отдельных потребителей и коммунального сектора является приоритетным направлением, поскольку непосредственно влияет на условия и качество жизни граждан.

Поставщики продукции и услуг. Достаточно частым явлением, имеющим место не только в горнодобывающей отрасли, является использование крупными субъектами хозяйствования своего преимущества по отношению к мелким и средним компаниям, поставляющим продукцию и предоставляющим услуги для горнодобывающих предприятий. На практике, это относится к максимальному оттягиванию сроков оплаты за поставленные материалы и предоставленные услуги, а также несоблюдению установленных сроков оплаты. Аморальным следует признать также перенос горнодобывающими предприятиями последствий своих финансовых проблем на зависимые от них субъекты хозяйствования, что проявляется, в частности, в оттягивании сроков оплаты, и в крайних случаях, полной неуплаты за доставленные товары и предоставленные услуги. Задержка в оплате в течение нескольких месяцев может привести мелких субъектов хозяйствования к порогу несостоятельности, или непосредственно к банкротству.

К числу основных внутренних заинтересованных субъектов можно отнести:

Собственных работников. Отношения предпринимателя, занимающегося гор-

нодобывающей деятельностью, с собственными работниками строятся в нескольких разных плоскостях. К одной из наиболее важных плоскостей относится предоставление им заработков на таком уровне, который бы обеспечивал достойную жизнь им и их семьям. Вторым направлением в отношениях с работниками является создание, по мере возможности, наиболее безопасных условий работы. Речь идет не только о соблюдении формальных законоположений в сфере безопасности труда, но и применении дополнительных усилий для предотвращения несчастных случаев на производстве. В условиях подземной горной добычи, существует огромный перечень обязанностей, принимаемых на себя предпринимателем, охватывающих, среди прочего, более точное определение и предвидение чрезвычайных ситуаций, связанных с осуществлением добычи, отсутствие требований по завышенным темпам добычи, в случае, если это значительно увеличивает вероятность возникновения чрезвычайной ситуации, а также применение профилактических мер, минимизирующих возможность возникновения чрезвычайных ситуаций, и т.д. Третьей составляющей являются межличностные отношения между руководящим персоналом и работниками. Работник должен расцениваться в качестве имеющего собственные ожидания, сознательного и мыслящего, и имеющего собственное личное достоинство социального субъекта, а не только в качестве рабочей силы. В своих отношениях с подчиненными, руководители должны избегать применения моббинга, психологического террора, а также чрезмерного выхода отрицательных эмоций. Вышеуказанное не следует расценивать как отрицание необходимой в горнодобывающей отрасли дисциплины работы, однако оно означает необходимость внедрения современных мотивирующих систем, которые являются более эффективными, чем силовые методы управления.

Профсоюзы. Функционирующие на предприятии профсоюзы являются необходимым элементом общественного порядка указанной среды. Необходимо следовать принципу, которым предопределяется, что они являются равноправным партнером при проведении встреч и переговоров с правлением горнодобывающего предприятия, направленных на обсуждение положения работников. Базой для построения отношений с профсоюзами должен являться метод переговоров, а их фактические требования (например, в отношении безопасных условий труда) должны удовлетворяться безотлагательно.

Горнодобывающее предприятие, осуществляющее свою деятельность в условиях свободного рынка, также должно соблюдать принципы *позитивной конкуренции*, сформулированные Л.С. Пэйном. Они определяются четырьмя правилами [5]:

– **правило независимой инициативы** – предполагающее, что каждый субъект хозяйствования руководствуется собственными экономическими целями и принимает решение независимо от других предприятий или финансовых отношений, действуя от своего имени и на свой собственный риск. В практическом измерении это означает отсутствие попыток создания картелей, вступления в ценовой сговор и другие формы соглашений между рыночными субъектами, могущие оказывать влияние на монополизацию рынка, навязывание клиентам особо обременительных условий и цен поставок продукции – то есть, честное соблюдение принципов свободного рынка;

– **правило формального равенства** – означающее, что все субъекты хозяйствования, независимо от их величины и экономической мощности, должны иметь воз-

можность конкурирования на рынке в соответствии с одинаковыми для всех принципами;

– **правило уважения внешних субъектов** – предполагающее, что моральной, является исключительно конкурентоспособная деятельность, не нарушающая достоинства клиентов и их основных прав;

– **правило соблюдения принципов** – предполагающее, что социально-экономическая деятельность предприятия должна соответствовать не только требованиям действующего законодательства, но и также моральным принципам.

Внешние и внутренние эффекты применения принципов Корпоративной Социальной Ответственности

Ожидаться, что применение принципов Корпоративной Социальной Ответственности может иметь следующие *внешние эффекты* [8]:

– **улучшение имиджа предприятия**. Предприятие, действующее в соответствии с указанными принципами, обычно более позитивно воспринимается внешним окружением, так как представляется субъектом хозяйствования, ассоциируемым клиентом с компанией, которая руководствуется этическими принципами. Таким образом, предприятие обретает больше доверия в глазах потребителей и упрочняет свое положение в обществе;

– **усиление лояльности среди существующих и привлечение новых клиентов**. Кроме привлекательной цены и отличного качества, продукт, приобретенный клиентом, ассоциируется с честной компанией, имеющей хорошую репутацию. Это существенно влияет на лояльность уже существующих клиентов по отношению к компании и является предпосылкой для установления экономического сотрудничества с другими, потенциальными клиентами. В результате, это приводит не только к получению стабильного портфеля заказов, но также создает возможности увеличения оборота и прибыли путем привлечения новых клиентов;

– **соответствующее и неконфликтное осуществление деятельности на территории местной общины**. Предприятие, взаимодействующее с местной ответственностью, имеет возможность избежать многих конфликтов и споров, действуя в рамках этических принципов и правил приличия, принятых в данной среде. В результате это приводит к большему восприятию предприятия в данном административном пункте, что в конечном итоге, облегчает осуществление экономической деятельности;

– **рост заинтересованности инвесторов и потенциальных партнеров в сотрудничестве**. Предприятие, пользующееся доверием в местной среде и среди клиентов, имеющее прочное рыночное положение, является более привлекательным для потенциальных инвесторов и других компаний, стремящихся к сотрудничеству с таким предприятием;

К *внутренним эффектам* применения принципов Корпоративной Социальной Ответственности, среди прочих, можно отнести [8]:

– **рост удовлетворенности среди работников**. Работники, ощущающие соответствующее отношение, эмоционально связывают себя с предприятием, солидари-

зуються с ним и чувствуют гордость за работу в таком предприятии. В разговорах и в сознании они многократно «нашей фирмой», «моей шахтой» и т. д.

– *одобрительное восприятие предприятия работниками, привлечение и удержание наилучших работников.* Хорошее мнение работников о собственном предприятии обуславливает рост доверия к нему, делает его более привлекательным для потенциальных соискателей на должности работников, что является особенно важным при привлечении специалистов на рынке труда. Позитивное восприятие собственной компании имеет большое влияние на уменьшение текучести кадров, особенно среди специалистов и работников с большим профессиональным опытом.

– *повышение уровня организационной культуры и инновационное развитие предприятия.* Работник, удовлетворенный работой в собственной фирме, и идентифицирующий себя с нею, способен одобрить и принять различные инновации организационного и технического характера. Кроме этого, он сам начинает думать о разных способах облегчения работы и повышения эффективности деятельности предприятия.

Заключение

Корпоративная Социальная Ответственность является кодексом моральных и этических принципов, не изложенных ни в одном официальном законоположении или постановлении. Ее применение вытекает из личной культуры и осознания собственниками и руководящим персоналом того, что она существует в публичной и общественной плоскости, и что максимальная прибыль не может являться единственной целью деятельности компании. Формулировка ее принципов была обусловлена попыткой цивилизации капитализма. За последние годы, появилось много публикаций о необходимости применения указанных принципов, однако на практике, количество предприятий, применяющих данные принципы в полном объеме, является очень небольшим. Внедрение таких принципов на предприятиях требует времени, но прежде всего изменения менталитета их собственников и руководителей. Чаще всего, такие принципы применяются в компаниях, деятельность которых непосредственно зависит от хорошего мнения и позитивного восприятия со стороны клиентов.

Список литературы

1. Freeman, R.E. Strategic Management: A Stakeholder Approach. Pitnam, Boston, 1994. – 322 s.
2. Freeman, R.E., Evan, W.M. Corporate governance: A Stakeholder Interpretation. Journal of Behavioral Economics, 1999. – Nr. 19. – S. 337-359.
3. Gontarczyk, K. Firma prospołeczna. Marketing w praktyce, 2003. – Nr. 1.
4. Green Paper for Promoting a European Framework for Corporate Social Responsibility. – Brussels, 2001.
5. Hansen, G. Wprowadzenie do etyki biznesu [w:] Etyka, 1993. – Nr. 26.
6. Krowiak, A. Social Responsibility of Enterprise as new idea of activity of economic subjects: w monografii “Управление производством: проблемы теории и

практики” red: E.W. Martiakowa, Wydawca: Doniecki Narodowy Uniwersytet Techniczny Donieck (Ukraina), 2008. – S. 378-386.

7. Raport: Odpowiedzialny Biznes w Polsce w 2002 roku”. Wydawnictwo Forum Odpowiedzialnego Biznesu. – Warszawa, 2003.

8. www.filantropia.org.pl/vad/

КОМПЛЕКСНЫЙ И РАЗДЕЛЬНЫЙ СПОСОБЫ ПРОГНОЗА ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ ИЗ ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ И ПОРОД

Наведені принципово нові, замірно-розрахункові способи прогнозу за джерелами газовиділення з підроблюваних вугільних пластів і порід. В основу способів покладена фізико-математична модель, яка кількісно погоджує динаміку метановиділення в дегазаційні свердловини при відході очисного забюю від розрізної виробки з процесами розвитку очисних робіт, зрушення підроблених вугільних пластів і вміщуючих порід і десорбції метану.

Представлен принципиально новый, замерно-расчетный способ прогноза по источникам газовыделения из подрабатываемых угольных пластов и пород. В основу способа положена физико-математическая модель, количественно увязывающая динамику метановыделения в дегазационные скважины при отходе очистного забоя от разрезной выработки с процессами развития очистных работ, сдвижения подработанных угольных пластов и вмещающих пород и десорбции метана.

Essentially new, sample-calculated way of a forecast on gas evolution sources from earned additionally coal layers and rocks is presented. Basis of the way is to incase physico-mathematical model which is quantitatively coordinating dynamics of a methane release in draining-out of gases boreholes at a withdrawal of a longwall from cutting excavation with development processes of face works, displacement of the earned additionally coal layers and containing rocks and a methane desorbtion.

Подрабатываемые газоносные угольные пласты и вмещающие их породы по своей сути являются источниками, газовыделение из которых обусловлено общими процессами сдвижения подработанного массива и десорбции газа под влиянием очистных работ. Исходя из этой аксиомы, прогноз газовыделения из каждого подрабатываемого угольного пласта и вмещающих его породных слоев должен базироваться на одинаковых научных подходах с использованием общих параметров, характеризующих процессы развития очистных работ, сдвижения подработанного массива и десорбции метана из источников. Согласно нормативному документу [1] прогноз из подрабатываемых угольных пластов и пород производится по методикам с использованием исходных параметров, отличающихся между собой как по абсолютной величине, так и по физическому смыслу. Например, при определении относительного метановыделения

из подрабатываемых пластов принимается расчетное значение расстояния по нормали между разрабатываемым и сближенным пластами, при котором метановыделение из последнего практически равно нулю. Относительное же газовыделение из подработанных пород, приходящееся на тонну добываемого угля, может определяться двумя способами. Первый способ базируется на данных о газоносности вмещающих пород, расположенных на удалении 30-кратной мощности от разрабатываемого пласта. Достоверное определение газоносности вмещающих пород технически трудно осуществимо и, как правило, не производится. По этой причине практическое применение этого способа ограничено. Второй способ основан на определении относительной метанообильности по природной газоносности разрабатываемого пласта. В отличие от первого способа учитываются все породные слои, залегающие между разрабатываемым пластом и верхней границей зоны метановых газов.

Использование разных исходных данных предопределяет для одного выемочного участка неодинаковое прогнозируемое количество источников метановыделения (угольных пластов и породных слоев), предположительно попадающих в зону дегазации при их подработке. Это свидетельствует о недостаточной изученности метановыделения как из подрабатываемых угольных пластов, так и вмещающих пород. Такая ситуация приводит к получению в ряде случаев недостоверных результатов при использовании известных способов прогноза газовыделения. Разработка принципиально новых способов прогноза газовыделения из подрабатываемых угольных пластов и пород, основанных на общих научных положениях процессов развития очистных работ, сдвижения пород и десорбции метана из источников, является актуальной задачей.

До настоящего времени отсутствуют физико-математические модели, которые бы количественно увязывали между собой параметры указанных процессов. По этой причине для решения поставленной задачи необходимо разработать такую физико-математическую модель.

Наиболее ответственным периодом, с точки зрения безопасной отработки газоносных угольных пластов, является начало эксплуатации выемочного участка при отходе его забоя от разрезной выработки. В этот период достигается, как правило, абсолютное максимальное метановыделение в выработки и дегазационные скважины. Основным способом борьбы с газовыделением в рассматриваемом случае является бурение скважин над разрезной выработкой до подрабатываемых сближенных пластов. Знание механизма формирования метановыделения в скважины указанной группы под влиянием развития очистных работ и процессов сдвижения подработанных пород позволяет прогнозировать по газовому фактору условия дальнейшей эксплуатации не только выемочного участка, но и всего шахтного поля.

Идея состоит в совместном рассмотрении параметров газовыделения в скважины с процессами сдвижения подработанных пород в направлении к земной поверхности и в сторону подвигания очистного забоя при его удалении от разрезной выработки.

Часть научных положений, принятых для разработки физико-математической модели и способа прогноза газовыделения, базируются на известных экспериментальных данных. Согласно [2, 3] принято, что газовыделение в скважины начинается при отходе очистного забоя на некоторое расстояние (L_n) от разрезной выработки.

Из анализа влияния скорости подвигания очистного забоя ($V_{оч}$) на газовыделение в скважины [3-5] следует, что максимум метановыделения в одних горно-геологических условиях находится примерно на одном расстоянии (L_m) от разрезной выработки для разных значений $V_{оч}$. По методике нормативного документа [1] более высокий уровень газовыделения прогнозируется при больших скоростях подвигания очистного забоя (добычи угля).

Вторая часть научных положений, принята на основании современных представлений о геомеханических процессах сдвижения подработанных пород [3, 5, 6], характера десорбции газа из угля сближенных пластов [7], возможной эффективности дегазации подработанных пластов и пород скважинами [8] и степени дегазации источников метановыделения [9, 10]. Они заключаются в следующем:

- при более высоких скоростях подвигания очистного забоя, вследствие интенсивного сдвижения подработанных пород, начало газовыделения в скважины, при прочих равных условиях, происходит на меньшем расстоянии между удаляющимся забоем и разрезной выработкой;

- достижение локальных и абсолютного максимумов газовыделения в скважины обусловлено распространением процессов сдвижения пород в направлении к земной поверхности под влиянием движущегося очистного забоя и последовательным попаданием в зону дегазации источников метановыделения;

- после достижения локальных и абсолютного максимумов метановыделения происходит уменьшение газовыделения согласно кривой десорбции газа из угля сближенных пластов на стадии затухания этих процессов. Для одних горно-геологических условий, можно предположить, что при равных скоростях подвигания очистных забоев снижение газовыделения будет происходить по близким между собой закономерностям;

- основное газовыделение (более 80%) из подработанных угольных пластов и пород может выделяться в скважины и оно, в целом, характеризует параметры метановыделения из этих источников;

- остаточная метаноносность угля подработанного пласта в зоне его дегазации в несколько раз меньше этого показателя для верхней границы метановой зоны антрацитов;

- на расстоянии до 100 м угольные пласты и породы кровли в процессе ведения очистных работ дегазируются на $83 \div 96\%$.

Основные принципы физико-математической модели сводятся к определению количественных значений взаимосвязанных параметров развития очистных работ и процессов сдвижения подработанных пород, а также газовыделения в скважины. Первым параметром, который можно точно определить в шахтных условиях, является расстояние между разрезной выработкой и очистным забоем (L_n^1), соответствующее началу газовыделения в скважины, пробуренными над разрезной выработкой (рис. 1).

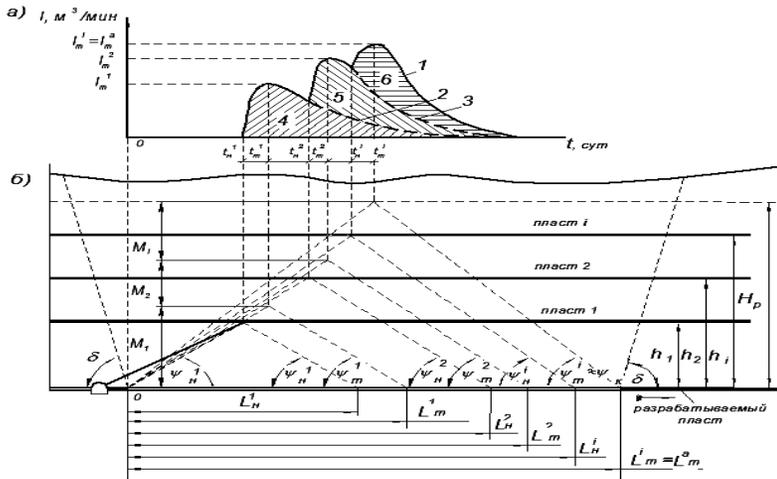


Рис. 1. Схема изменения динамики газовыделения в скважины (а) во времени (t), совмещенная с развитием очистных работ на выемочном участке и параметрами сдвижения подработанных пород (б): 1 – экспериментальная кривая динамики газовыделения; 2, 3 – кривые десорбции газовыделения из угля соответственно первого и второго сближенных пластов на стадии затухания процессов; 4, 5, 6 – площади фигур, характеризующие количество газа, выделенного соответственно из первого, второго и i-го сближенных пластов; $t_n^1, t_n^2, \dots, t_n^i$ – период времени между началом очистных работ и газовыделением в скважины соответственно из первого, второго и i-го сближенных пластов; $t_m^1, t_m^2, \dots, t_m^i$ – период времени между началом очистных работ и достижением максимума газовыделения соответственно из одного, двух и суммы i-х подработанных пластов; $I_m^1, I_m^2, \dots, I_m^i$ – максимумы газовыделения соответственно из одного, двух и суммы i-х подработанных пластов; I_m^a – абсолютный максимум газовыделения; L_m^a – расстояние между очистным забоем и разрезной выработкой, на котором достигается абсолютный максимум газовыделения; $L_n^1, L_n^2, \dots, L_n^i$ – расстояние между очистным забоем и разрезной выработкой, на котором начиналось газовыделение соответственно из первого, второго и i-го сближенных пластов; $L_m^1, L_m^2, \dots, L_m^i$ – расстояние между очистным забоем и разрезной выработкой, на котором достигался максимум газовыделения соответственно из одного, двух и суммы i-х подработанных пластов; h_1, h_2, \dots, h_i – расстояние соответственно до первого, второго и i-го подработываемых пластов; H_p – расстояние от разрабатываемого пласта, на котором газовыделение не происходит; M_1, M_2, \dots, M_i – мощность породных слоев, вмещающих соответственно 1-й, 2-й и i-й сближенные пласты; $\psi_n^1, \psi_n^2, \dots, \psi_n^i$ – углы разгрузки, характеризующие начало газовыделения соответственно из первого, второго и i-го сближенных пластов; $\psi_m^1, \psi_m^2, \dots, \psi_m^i$ – углы разгрузки, характеризующие достижение максимумов газовыделения соответственно из одного, двух и суммы i-х подработанных пластов; $\psi_m^i = \psi_k$ – угол разгрузки соответствующий его конечному значению; $\circ \blacktriangleright$ – направление подвигания очистного забоя

Начало газовыделения свидетельствует, что сдвигание подработанных пород распространилось до первого сближенного пласта. Зная расстояние (h_1) до этого сближенного пласта от разрабатываемого и L_n^1 , из геометрических построений можно определить угол разгрузки (ψ_n^1). Он соответствует началу газовыделения в скважины. Рост газовыделения и достижение его первого локального максимума (I_m^1) свидетельствует об увеличении количества угля первого пласта, попадающего в разгруженную зону вследствие дальнейшего удаления от разрезной выработки очистного забоя на расстояние L_m^1 и увеличении угла разгрузки до значения ψ_m^1 . Интенсивность роста газовыделения на этой стадии определяется процессами сдвижения пород под влиянием скорости подвигания очистного забоя. После достижения первого локального максимума происходит снижение газовыделения. Это обусловлено тем, что в разгруженную от горного давления зону не попадают новые источники газовыделения. Метановыделение в этот период времени характеризуется, в основном, процессом десорбции газа из угля первого сближенного пласта и вмещающих пород на стадии его затухания.

Следующее повышение уровня газовыделения свидетельствует о начале разгрузки от горного давления второго сближенного пласта и вмещающих его пород. Значение угла разгрузки в этот период роста метановыделения изменяется от ψ_n^2 до ψ_m^2 , а подвигание очистного забоя равно разнице между L_m^2 и L_n^2 . Достижение второго локального максимума метановыделения (I_m^2) соответствует суммарному уровню газовыделения за рассматриваемый период времени из двух сближенных пластов и вмещающих пород. Снижение же газовыделения вызвано затухающими процессами десорбции метана уже из двух источников.

Такое повторение увеличения и сокращения уровня газовыделения под влиянием процессов сдвижения пород и десорбции метана из угля i -го количества пластов и породных слоев будет происходить до достижения абсолютного максимума газовыделения $I_m^a = I_m^i$. Достижение абсолютного максимума газовыделения свидетельствует о попадании в область влияния очистных работ всех возможных источников газовыделения в кровле разрабатываемого пласта.

Стадия от начала газовыделения и до достижения его абсолютного максимума определяется, как минимум, двумя взаимозависимыми процессами. Эти процессы характеризуются параметрами сдвижения подработанных пород и десорбции метана во времени из увеличивающихся объемов угля сближенных пластов и пород, которые последовательно попадают в разгруженную от горного давления зону. В одних горно-геологических условиях интенсивность сдвижения подработанных пород и формирование углов разгрузки (полных сдвижений) зависят от скорости подвигания очистных забоев и отхода лавы от разрезной выработки (L_m^a), при котором достигается абсолютный максимум газовыделения (I_m^a). При удалении очистного забоя от

разрезных выработок на расстояние L_m^a происходит формирование углов полных сдвижений, которые близки к своему конечному значению (ψ_k). В результате этого образуется зона влияния очистной выработки на процессы десорбции метана в сторону земной поверхности. Положению верхней границы этой зоны соответствует расстояние от разрабатываемого пласта H_p , выше которой газовыделение из пластов и пород практически равно нулю. Исходя из геометрических соотношений и предложенной схемы (рис. 1) расстояние H_p можно рассчитать по параметрам L_m^a и $\psi_m^i = \psi_k$. Значение параметра ψ_m^i , исходя из схемы, неизвестно. По этой причине в первом приближении ψ_m^i можно принять равным величине ψ_n^i , рассчитываемой по параметрам предложенной схемы. Такой подход обеспечивает получение более достоверных данных для рассматриваемых условий, по сравнению с их осредненным определением согласно нормативным документам. По значению H_p и стратиграфической колонке устанавливается количество угольных пластов, попадающих в зону десорбции газа из этих источников. Экспериментально установлено [3, 5], что в одних горно-геологических условиях после достижения локальных или абсолютных максимумов, газовыделение в скважины из отдельных источников определяется близкими между собой процессами десорбции на стадии их затухания.

Процесс затухания газовыделения во времени (t) описывается зависимостью:

$$\frac{I_t}{I_m^i} = \varphi(t), \quad (1)$$

где I_m^i – локальный или абсолютный максимум газовыделения из i -го пласта и вмещающих его пород или суммарного метановыделения из i -го количества рассматриваемых источников;

I_t – текущее значение газовыделения из рассматриваемых источников после достижения максимума на стадии затухания процессов десорбции;

$\varphi(t)$ – эмпирическое уравнение зависимости затухания процесса десорбции во времени после достижения максимума газовыделения из i -го количества источников.

Уравнение вида (1) для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий подбирается по результатам статистической обработки экспериментальных данных. К совместному анализу необходимо привлекать результаты наблюдений после достижения локальных и абсолютного максимумов газовыделения. Причем, после достижения локальных максимумов в выборку отбирают только данные, полученные на стадии уменьшения газовыделения, вызванное затуханием процессов десорбции метана из источников во времени. Продолжительность каждой такой стадии снижения газовыделения между локальным максимумом и очередным ростом метановыделения определяется согласно эмпирической кривой 1 (рис. 1, а). Подобрать по результатам статистической обработки эмпирическое уравнение и зная значе-

ния I_m^i , экстраполируются кривые десорбции на стадии затухания метановыделения после достижения локальных максимумов. В каждом случае экстраполяции за начало отсчета времени принимаются моменты достижения локальных максимумов газовыделения. По полученным зависимостям экстраполяции, в комбинации с элементами кривой 1 (рис. 1, а), можно определить суммарное газовыделение из каждого подработанного пласта и вмещающих его пород. Например, площадь графика (4), ограниченная осью абсцисс, частью экспериментальной (1) и расчетной (2) кривыми (рис. 1, а) соответствует суммарному газовыделению из первого подрабатываемого пласта и пород. Площадь фигуры (5) между частью экспериментальной (1) и расчетными (2 и 3) кривыми характеризует суммарное газовыделение из второго сближенного пласта и вмещающих пород. Аналогичным образом рассчитывается абсолютное суммарное метановыделение из вышерасположенных угольных пластов и слоев пород. Из наиболее удаленного пласта и пород газовыделение определяется по площади фигуры (6), заключенной между частью экспериментальной (1) и экстраполируемой зависимостью (3) для предпоследнего по удаленности от разрабатываемого пласта источника.

После установления объемов абсолютного газовыделения из источников, учитывая схему сдвижения пород (рис. 1, б), мощность подрабатываемых пластов и удельный вес угля, рассчитывается его количество для каждого пласта, попавшего в зону влияния очистной выработки при достижении абсолютного максимума газовыделения I_m^a . По количеству угля и его природной газоносности рассчитываются запасы газа в угольных пластах, попадающих в зону влияния очистной выработки.

Экспериментальные данные [8-10] свидетельствуют о том, что из подработанных пластов в зонах эксплуатации скважин практически полностью каптируются все запасы газа, обусловленные природной газоносностью угля.

В общем случае размеры зон влияния очистных выработок определяются граничными углами δ (рис. 1, б). Значения этих углов рекомендуются для конкретных горно-геологических условий, исходя из параметров мульды сдвижения на земной поверхности [11]. Размеры зон газовыделения из подработанных угольных пластов и пород, как правило, не совпадают с областью влияния очистной выработки, определенной по граничным углам. Интенсивное газовыделение в скважины при достижении его максимума происходит, в большинстве случаев, при их расположении в зонах разгрузки, оконтуренных углами полных сдвижений ψ_m^i (рис. 1, б). Выделение метана из угля сближенных пластов и пород возможно также из областей, ограниченных углами ψ_m^i и δ . Интенсивность метановыделения из подработанных угольных пластов и пород, и степень их дегазации в рассматриваемых областях зависят от наличия газопроводящих трещин. Их образование связано с физико-механическими свойствами пород.

При наличии прочных вмещающих пород образование трещин происходит вблизи углов полных сдвижений, а угольные пласты и породы, расположенные между углами ψ_m^i и δ остаются практически недегазированными. По этой причине при

определении запасов газа в угольных пластах необходимо учитывать объемы угля, оказавшиеся между углами полных сдвижений, то есть в полностью разгруженной от горного давления зоне. К такому варианту подработки пород и газовыделению из источников близки условия выемки антрацитовых пластов. В этом случае породы обладают наиболее прочными свойствами по сравнению с породами, вмещающими угли меньшей степени метаморфизма.

Учитывая принятые научные положения, разница между общим количеством выделившегося газа и его запасами в угле характеризует объемы выделения метана из породных слоев, вмещающих каждый угольный пласт пород.

Мощность породных слоев (M_1, M_2, \dots, M_i), из которых возможно газовыделение, определяется для каждого угольного пласта по положению локальных и абсолютного максимумов газовыделения, при угле разгрузки $\psi_n^i = \psi_m^i$, и расстояниям между очистным забоем и разрезной выработкой при достижении максимумов газовыделения (рис. 1). Зная мощность породных слоев и размеры разгруженной от горного давления зоны, рассчитываются объемы вмещающих пород для каждого пласта при достижении абсолютного максимумов газовыделения. Взаимосвязанные параметры развития очистных работ, сдвижения подработанных пород и газовыделения из источников позволяют определять фактическое удельное метановыделение из вмещающих пород. Это позволяет разработать мероприятия по безопасной эксплуатации как рассматриваемого выемочного участка, так и всего шахтного поля в дальнейшем.

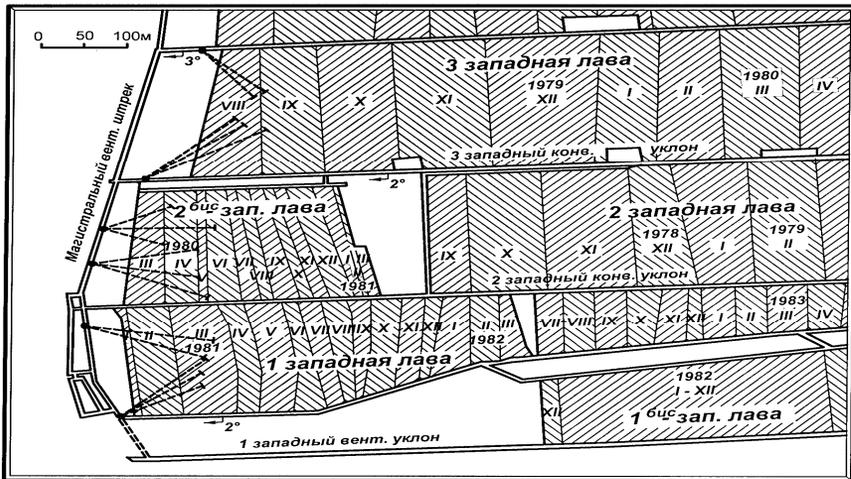


Рис. 2. Фрагмент плана горных работ по пласту l_2^6 шахты им. газеты «Известия» ГП «Донбассантрацит»: ● --- ■ – дегазационные скважины, пробуренные над разрезными выработками

В качестве примера использования предлагаемых способов рассмотрели изменение параметров развития очистных работ, сдвижения подработанных пород и газовыделения для разных скоростей подвигания очистных забоев 2-й бис и 3-й западных лав в одних горно-геологических условиях при отработке антрацитового пласта l_2^6 шахтой им. газеты «Известия» ГП «Донбассантрацит» (рис. 2). Мощность разрабатываемого пласта равнялась 0,9 м, угол его падения около 5° . Лавы отработывались столбами по восстанию, их длины соответственно составляли 185 и 205 м. Средняя скорость подвигания очистного забоя за весь период наблюдений 2-й бис западной лавы была 0,7 м/сут, а 3-й западной лавы – 2,8 м/сут. Сведения об горно-геологических условиях залегания сближенных пластов и их газоносности приведены в таблице 1, а кривые изменения динамики газовыделения – на рисунке 3. В обоих случаях предельное расстояние H_p , определенное по значениям L_m^a и ψ_n^i , было примерно одинаковым и соответственно составляло 122 и 128 м, что свидетельствует о попадании в зону дегазации только пластов l_3 , l_4 и l_5 .

Таблица 1

СВЕДЕНИЯ ОБ УСЛОВИЯХ ЗАЛЕГАНИЯ СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ И РЕЗУЛЬТАТЫ ОБРАБОТКИ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ДАННЫХ НА СТАДИИ ЗАТУХАНИЯ ПРОЦЕССОВ ДЕСОРБЦИИ

| Индекс пластов | Расстояние от пласта l_2^6 , м | Мощность пластов, м | Газоносность, $\text{м}^3/\text{т с.б.м.}$ | | Эмпирические уравнения десорбции газа на стадии затухания процессов | |
|----------------|----------------------------------|---------------------|--|---------|---|--|
| | | | пределы изменения | средняя | 2-я бис западная лава, скорость подвигания забоя 0,7 м/сут | 3-я западная лава, скорость подвигания забоя 2,8 м/сут |
| l_6 | 160 | 0,80 | 32 | 32,0 | – | – |
| l_5 | 117 | 0,60 | 30-35 | 32,5 | $I = 9,7 \cdot e^{-0,016 \cdot t}$ | $I = 5,5 \cdot e^{-0,028 \cdot t}$ |
| l_4 | 72 | 0,75 | 35-37 | 36,0 | $I = 3,8 \cdot e^{-0,016 \cdot t}$ | $I = 6,8 \cdot e^{-0,028 \cdot t}$ |
| l_3 | 30 | 0,55 | 28-30 | 29,0 | $I = 14,4 \cdot e^{-0,016 \cdot t}$ | $I = 21,8 \cdot e^{-0,028 \cdot t}$ |
| l_2^6 | 0 | 0,90 | – | – | – | – |

На основании имеющихся результатов наблюдений для разных скоростей подвигания очистных забоев сформировали, по описанной выше методике, базы данных, характеризующих десорбцию газа во времени на стадии затухания этого процесса. По данным статистической обработки подобраны кривые, соответствующие разным скоростям подвигания очистных забоев (рис. 4).

В общем виде рассматриваемый процесс хорошо описывается уравнением:

$$\frac{I_t}{I_m^i} = \exp(-a \cdot t). \quad (2)$$

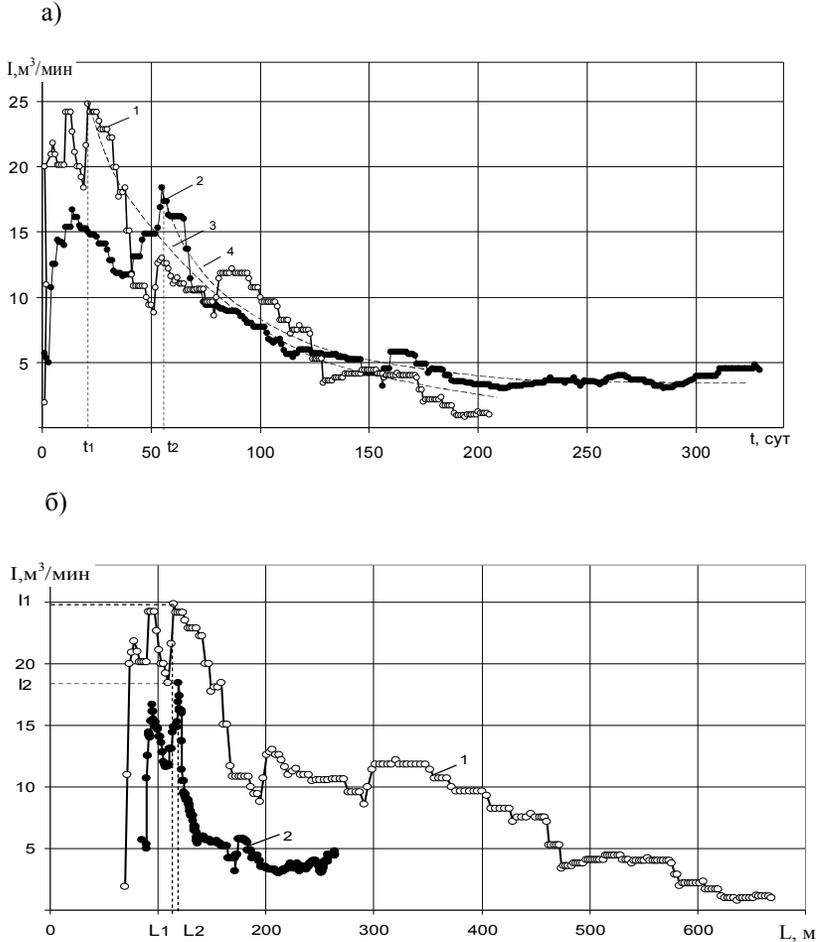


Рис. 3. Изменение метановыделения (I) в дегазационные скважины от времени (t) их эксплуатации (а) и расстояния (L) между разрезными выработками и очистными забоями (б) выемочных участков шахты им. газеты «Известия» ГП «Донбассантрацит»: 1, 2 – экспериментальные кривые изменения газовыделения соответственно в скважины 3-й и 2-й бис западных лав; 3, 4 – кривые десорбции газа из сближенных пластов после достижения абсолютного максимума соответственно на участках 3-й и 2-й бис западных лав; \circ , \bullet – экспериментальные данные; t_1 , t_2 – период времени достижения абсолютного максимума газовыделения соответственно на участках 3-й и 2-й бис западных лав; L_1 , L_2 – расстояния от разрезных выработок до достижения абсолютных максимумов газовыделения I_1 и I_2 соответственно на участках 3-й и 2-й бис западных лав

Скорость подвигания очистных забоев оказывала существенное влияние не только на процессы сдвигения пород, но и на десорбцию газа из источников его выделения. Это подтверждается разницей коэффициентов a в уравнениях, определенных на основании экспериментальных данных. Для 2-й бис западной лавы этот коэффициент равен 0,016, а для 3-й западной лавы он был почти в два раза больше и равнялся 0,028 (табл. 1). Корреляционные отношения для полученных зависимостей соответственно равны 0,89 и 0,93. Надежность полученных уравнений и эмпирических коэффициентов a подтверждается критерием Фишера при уровне значимости 0,05. Относительная ошибка аппроксимации составляет соответственно 6 и 8%, что свидетельствует о высокой точности полученных зависимостей и возможности их применения для описания процессов десорбции газа из источников на стадии их затухания при фиксированной скорости подвигания очистного забоя. Скорость подвигания очистных забоев влияла и на величину абсолютных максимумов газовыделения. Их значения определили исходя из графиков кривых динамики газовыделения (рис. 3).

Увеличение скорости подвигания очистного забоя 3-й западной лавы в четыре раза по сравнению с подвиганием 2-й бис западной лавы вызвало рост абсолютных максимумов газовыделения из близкорасположенного пласта l_3 и вмещающих его пород с 14,4 до 21,8 м³/мин, а из пласта l_4 – с 3,8 до 6,8 м³/мин (табл. 1). При незначительной скорости подвигания 2-й бис западной лавы максимум газовыделения из наиболее удаленного пласта l_5 и вмещающих пород (9,7 м³/мин) существенно превышал этот показатель для 3-й западной лавы (5,5 м³/мин). На основании приведенных данных можно сделать важный для науки вывод, что скорость подвигания очистных забоев влияет на изменение баланса метановыделения из подрабатываемых источников. При больших скоростях подвигания очистных забоев увеличивается абсолютное газовыделение из близкорасположенных сближенных пластов и вмещающих пород, а уменьшение скорости подвигания приводит к росту газовыделения из наиболее удаленных источников.

Результаты определения согласно разработанному способу основных взаимосвязанных параметров развития очистных работ, процессов сдвигения пород и газовыделения в скважины для рассмотренных горно-геологических условий приведены в таблице 2.

Полученные результаты показывают, что количество выделившегося газа существенно превышает его природные запасы в угольных пластах до начала ведения очистных работ. Это свидетельствует о том, что основными источниками метановыделения при отработке антрацитовых пластов, как и при выемке пластов с углями меньшей степени метаморфизма, являются подрабатываемые породы.

Полученные результаты хорошо согласуются с данными непосредственного определения газоносности пород с помощью газокернаборника и газового каротажа. Установлено [12], что в пределах юго-западной части Донбасса газоносность изменяется от 0 до 15 м³/м³ (или 0÷6 м³/т). В направлении с запада на восток от Красноармейского к Центральному и Чистяково-Снежнянскому районам газоносность увеличивается: песчаников с 0,8 до 4,2 м³/т, алевролитов – с 1,4 до 3,6 м³/т, известняков с 0,8 до 3,2 м³/т. Общая и открытая пористости пород не являются основными факторами, определяющими их газоносность.

РЕЗУЛЬТАТЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСНОВНЫХ ВЗАИМОСВЯЗАННЫХ ПАРАМЕТРОВ РАЗВИТИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ, ПРОЦЕССОВ СДВИЖЕНИЯ ПОРОД И ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ШАХТЫ ИМ. ГАЗЕТЫ «ИЗВЕСТИЯ» ГП «ДОНБАССАНТРАЦИТ»

| Параметры, характеризующие процессы | Условные обозначения параметров и символы пластов | 2-я бис западная лава | 3-я западная лава | Параметры, характеризующие процессы | Символы пластов | 2-я бис западная лава | 3-я западная лава |
|--|---|-----------------------|-------------------|---|-----------------|-----------------------|-------------------|
| Расстояния между очистными забоями и разрезными выработками, м | L_n^1 | 85 | 67 | Количество газа, выделенного из пластов и пород, м ³ | l_5 | 964877 | 285428 |
| | L_n^2 | 93 | 90 | | l_4 | 354147 | 369090 |
| | L_n^3 | 110 | 110 | | l_3 | 1373618 | 1210224 |
| | L_m^1 | 91 | 78 | Количество газа, выделенного из вмещающих пласт пород, м ³ | l_5 | 940485 | 271366 |
| | L_m^2 | 95 | 96 | | l_4 | 88277 | 91482 |
| | L_m^3 | 119 | 114 | | l_3 | 1007411 | 822662 |
| Углы полных сдвижений (разгрузки), град. | ψ_H^1 | 35 | 42 | Мощность породных слоев, вмещающие сближенные пласты, м | l_5 | 26 | 19 |
| | | | | | l_4 | 32 | 41 |
| | ψ_H^2 | 57 | 58 | Объемы породы, дегазированные совместно с пластами, м ³ | l_3 | 70 | 62 |
| | | | | | l_5 | 110955 | 114694 |
| Площадь сближенных пластов, попадающая в разгруженную зону, м ² | $\psi_K \approx \psi_n^3$ | 65 | 65 | Удельное газовыделение из пород, м ³ /м ³ | l_4 | 132319 | 193473 |
| | | | | | l_3 | 943386 | 940185 |
| | | | | | l_5 | 8,48 | 2,36 |
| Запасы газа в угле, м ³ | l_5 | 24392 | 14062 | Удельное газовыделение из пород, м ³ /т | l_4 | 0,67 | 0,47 |
| | | | | | l_3 | 1,07 | 0,88 |
| | | | | | l_5 | 3,14 | 0,87 |
| Запасы газа в угле, м ³ | l_4 | 265870 | 277608 | Удельное газовыделение из пород, м ³ /т | l_4 | 0,25 | 0,17 |
| | | | | | l_3 | 0,40 | 0,33 |
| | | | | | l_5 | 366207 | 387562 |

Основные факторы увеличения газоносности – степень катагенетических изменений пород и степень метаморфизма рассеянных органических соединений. Этот вывод подтверждается и данными [13] о содержании рассеянных органических ве-

ществ в породах, вмещающие пласты угля разной степени метаморфизма. Например, наблюдается рост содержания рассеянных органических веществ в песчаниках при переходе от пластов с углями марок Д и Г к маркам Т, ПА и А. Содержание рассеянных органических веществ для алевролитов при таком переходе остается примерно на одинаковом уровне.

На основании изложенного следует, что разработанные способы определения общего и раздельного газовыделения из подрабатываемых пластов и пород кровли имеет важное научно-практическое значение для угольной отрасли. Они позволяют без непосредственного трудоемкого определения газоносности подработанных пород устанавливать возможное метановыделение из этого источника. Их внедрение и использование при разработке нормативных документов будет способствовать дальнейшему повышению уровня безопасной обработки газоносных угольных пластов.

Список литературы

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт [Текст]: ДНАОТ 1.1.30-6.09.93. – К.: Основа, 1994. – 312 с.
2. Антощенко, Н.И. Об эффективности дегазационных скважин при первичных посадках кровли [Текст] / Н.И. Антощенко, М.В. Павлив // Уголь Украины. – 1987. – № 2. – С. 40-41.
3. Антощенко, Н.И. Механизм формирования газовыделения в скважины при отходе очистного забоя от разрезной выработки [Текст] / Н.И. Антощенко, В.Н. Окалелов, С.И. Кулакова // Сб. науч. тр. ДонГТУ. Вып. 35. – Алчевск: ДонГТУ, 2011 – С. 44-54.
4. Касимов, О.И. Влияние скорости подвигания очистных забоев на эффективность дегазации подработанных пластов [Текст] / О.И. Касимов, Н.И. Антощенко // Способы безопасного ведения взрывных работ и борьба с выбросами в угольных шахтах / Сб. науч. тр. МакНИИ. – Макеевка – Донбасс, 1983. – С. 58-65.
5. Антощенко, Н.И. Влияние скорости подвигания очистного забоя на газовыделение из подрабатываемых угольных пластов [Текст] / Н.И. Антощенко, В.Н. Окалелов, С.И. Кулакова // Уголь Украины –2012 – № 2 – С. 5-8.
6. Гавриленко, Ю.Н. Прогнозирование сдвижений земной поверхности во времени [Текст] / Ю. Н. Гавриленко // Уголь Украины. – 2011. – №6. – С. 45-49.
7. Карпов, Е.Ф. Природные опасности в шахтах, способы их контроля и предотвращения [Текст] / Е.Ф. Карпов, Ф.С. Клебанов, Б. Фирчанек [и др.]. – М.: Недра. – 1981. – 471с.
8. Драбик, А.С. О прогнозе газовыделения из сближенных пластов [Текст] / А.С. Драбик, Н.И. Антощенко // Безопасность труда в промышленности. – 1986. – №2. – С. 49-50.
9. Брижанев, А.Н. Применение дегазации для снижения метановыделений в горные выработки шахты им. газеты «Известия» [Текст] / А.Н. Брижанев, Р.А. Галазов, В.И. Ващаев и [др] // Экспресс-информация ЦНИЭИ уголь. Вып. 10 – 1984 – С. 1-4.
10. Бокий, Б.В. Перспектива извлечения метана из техногенных скоплений [Текст] / Б.В. Бокий, О.И. Касимов // Уголь Украины. – 2005. – № 5 – С. 17-21.

11. ГСТУ 101. 00159226. 001 – 2003. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. Видання офіційне [Текст]. – Мінпаливенерго України, 2004. – 128 с. – (Галузевий стандарт України).

12. Голубев, А.А. Результаты изучения газоносных пород и прогноз газовыделений из них [Текст] / А.А. Голубев // Уголь Украины – 1978 – № 10 – С. 46-47.

13. Лукинов, В.В. Прогноз метановыделения из подработанных пород в выработки выемочного участка [Текст] / В.В. Лукинов, А.П. Клец, Б.В. Бокий, И.А. Ефремов // Уголь Украины – 2011 – № 1 – С. 51-53.

ОСОБЕННОСТИ СДВИЖЕНИЯ ПОРОД НАДУГОЛЬНОЙ ТОЛЩИ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В ЗАПАДНОМ ДОНБАССЕ

Розглянуто механізм зсуву тонкошарового масиву слабких порід з набагато більшою деформативністю порівняно з вугільними пластами, що відпрацьовуються.

Рассмотрен механизм сдвижения тонкослоистого массива слабых пород с многократно повышенной деформативностью по сравнению с разрабатываемым угольным пластом

Weak rocks thin-layered massif dislocation mechanism is considered with multiply increased strain capability compared to the developed coal seam.

Углевмещающий породный массив Западного Донбасса представлен слабыми литологическими разностями, коэффициент крепости которых зачастую в несколько раз ниже коэффициента крепости угольных пластов; кроме того, практически повсеместно наблюдается трещиноватость пород кровли и почвы интенсивностью от 1-2 тр./м до 4-5 тр./м, что снижает их расчетное сопротивление сжатию в 1,5-2,5 раза согласно [1]. Здесь следует также учесть и высокую вероятность обводненности пород кровли и почвы, что снижает расчетное сопротивление сжатию алевролитов на 40%, а аргиллитов на 50% [1]. Совместное действие указанных факторов приводит к распространенной ситуации, когда сопротивление сжатию пород кровли и почвы (представленных в основном аргиллитами и алевролитами) в 2-5 раз и более ниже сопротивления сжатию угольного пласта.

В некоторой степени отмеченная особенность касается и соотношений деформационных характеристик вмещающих пород и угольного пласта. Здесь основная механическая характеристика – модуль деформации – обычно для алевролитов выше, а для аргиллитов сравнима с угольным пластом; однако, следует учитывать ослабляющие породу факторы трещиноватости и, особенно, увлажненности. Что касается трещиноватости, то уголь также подвержен ее воздействию, но сам угольный пласт находится, как правило, в условиях сложного нагружения сжимающими усилиями, а породы основной и непосредственной кровли испытывают деформации изгиба (особенно вблизи очистного забоя) с воздействием значительных растягивающих напряжений как вертикального, так и горизонтального направления. В то же время известно, что модуль деформации горной породы при растяжении многократно (до 8-10 раз согласно [2]) ниже, чем при сжатии; а трещиноватость массива снижает его деформационные харак-

теристики как минимум на порядок [3-5]. Следовательно, по фактору трещиноватости при деформациях изгиба породы кровли и отчасти почвы резко снижают свои деформационные характеристики. Фактор увлажнения в гораздо большей степени влияет на аргиллиты и алевролиты, склонные к размоканию, чем на угольный пласт, что еще более снижает деформационные характеристики пород кровли и почвы по сравнению с угольным пластом. К сказанному следует добавить и ярко выраженные реологические свойства слабых пород Западного Донбасса, которые снижают длительный модуль деформации до двух раз. В совокупности воздействие перечисленных факторов приводит к ситуации многократно повышенной деформируемости пород кровли и почвы по сравнению с угольным пластом.

Приведенные особенности соотношений механических свойств угольного пласта и пород кровли некоторым образом преобразуют традиционную схему сдвижения надугольной толщи на пологих пластах Западного Донбасса [2, 6-8]. Начнем с зоны опорного давления впереди очистного забоя – по данным существующих исследований опорное давление начинает проявляться в выемочных штреках на расстоянии от 20...30 м до 150...200 м впереди лавы, а максимум концентрации вертикальных напряжений $\sigma_y = (1,5...8,5)\gamma H$ располагается на расстоянии $l_1 = 2...15$ м от забоя в зависимости от механических характеристик углевмещающей толщи и технологических параметров очистных работ (рис. 1). Крепкие угли Западного Донбасса достаточно устойчивы к восприятию опорного давления, так как их сопротивление сжатию $\sigma_{сж} = 30..45$ МПа многократно превышает исходные вертикальные напряжения $\sigma_y = \gamma H = 5...13$ МПа при существующей глубине H ведения горных работ. В зоне максимального действия опорного давления снова прогнозируется целостность пласта, поскольку он находится в объемном неравномерном напряженном состоянии от действия также сжимающих горизонтальных напряжений σ_x и σ_z , при котором сопротивление вертикальным усилиям σ_y повышается в 2,0...2,5 раза и более. То есть, даже с учетом высоких значений концентраций σ_y в опорной зоне маловероятно существенное разупрочнение пласта, что подтверждают как результаты компьютерного моделирования, так и слабо выраженный отжим угля в очистном забое или его практически полное отсутствие. В этом плане обоснованное выше сочетание крепкого неразупрочненного угольного пласта и слабых легкодеформирующихся пород кровли приводит к тому, что максимум и вся зона опорного давления перемещаются к очистному забою. Установленные ранее закономерности при моделировании сдвижения надугольной толщи подтверждают этот вывод, который также не противоречит существующему мнению известных ученых и специалистов. Механизм явления концентрации зоны опорного давления в районе очистного забоя (см. рис. 1, пунктирная линия) при жестком пласте и легкодеформирующейся кровле пояснен на рис. 2 и процесс его протекания представляется таковым. Схематично выделив линию изгиба по нейтральной оси произвольного слоя кровли, рассмотрены два варианта:

– жесткость угольного пласта (за основной показатель при одинаковой мощности взят его модуль деформации E_y) значительно меньше жесткости (E_{II}) породного слоя кровли;

– жесткость угольного пласта существенно выше жесткости породного слоя кровли.

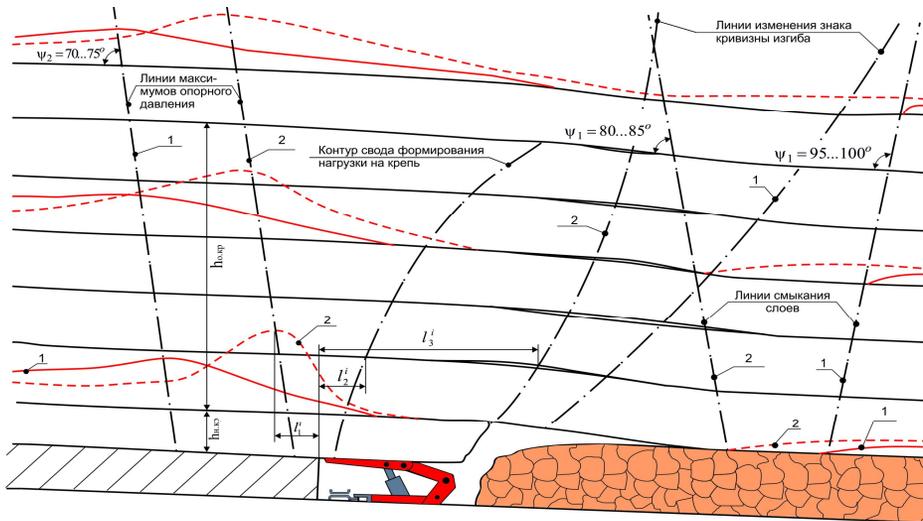


Рис. 1. Особенности схемы сдвига надугольной толщи Западного Донбасса (линия 2) по отношению к традиционным представлениям (линия 1)

Первый вариант: зависающая породная консоль создает повышенную нагрузку в краевой части угольного пласта, где наблюдаются значительные вертикальные перемещения $y(x)$ благодаря пониженному модулю деформации E_y . По этой же причине (низкий E_y) вертикальная реакция $\sigma_y(x)$ вблизи забоя будет относительно невысока, а пригруз от зависающей породной консоли также невелик из-за повышенной жесткости данного породного слоя и повышенной жесткости вышележащих слоев – нагрузка от вышележащих слоев снижается благодаря появлению полостей на контактах зависающих консолей смежных породных слоев, которые благодаря достаточной жесткости имеют пониженное перемещение в выработанное пространство. Податливые свойства угольного пласта пониженной жесткости усиливаются его частичным разупрочнением в призабойной части, поэтому и без того низкая реакция отпора $\sigma_y(x)$ еще больше уменьшается. Пониженная реакция в краевой части угольного пласта должна компенсироваться повышенной реакцией в его заглубленной части исходя из условия равновесия состояния массива. При удалении в глубь пласта его напряженное состояние преобразуется в объемное неравнокомпонентное, при ко-

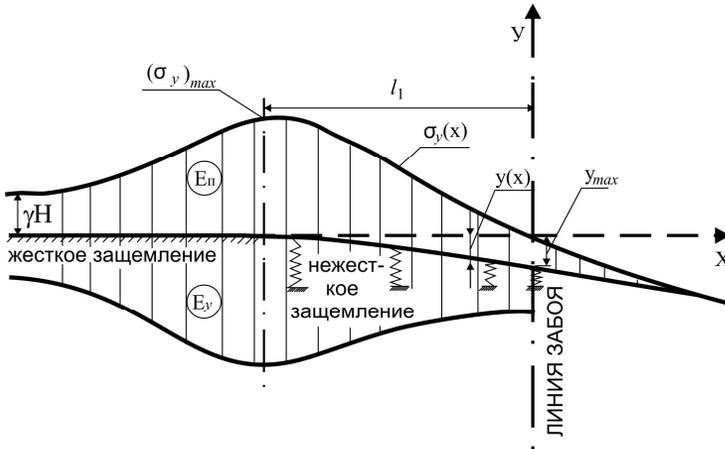
тором как модуль деформации, так и сопротивление сжатию многократно увеличивается и растет отпор горному давлению. На этом же участке снижается расслоение пород кровли, исчезают полости между смежными слоями и каждый из них передает (на нижележащий массив) не только нагрузку от собственного веса, включая консольную часть, но и нагрузку от веса вышележащих слоев за счет контакта между ними. Таким образом, вертикальные напряжения $\sigma_y(x)$ увеличиваются до такой величины, чтобы суммарная нагрузка в зоне опорного давления соответствовала исходной равномерно распределенной нагрузке γH с учетом площади выработанного пространства; поскольку зона опорного давления распространяется в глубь массива на достаточно большое расстояние (по координате X), то ее максимум $(\sigma_y)_{max}$ должен быть относительно небольшим исходя из того же условия равновесного состояния углевмещающего массива.

Здесь классические представления об изгибе консольной балки [9] можно условно разделить на два участка. *Первый* – так называемое нежесткое защемление, когда опорная часть в защемлении обладает определенной податливостью (сродни «винклеровскому основанию» в упругой постановке), а верхняя часть (благодаря определенному расслоению кровли) лишь частично ограничивает поворот поперечного сечения слоя при его изгибе. Степень жесткости защемления (ограниченности поворота поперечного сечения при изгибе слоя) постепенно увеличивается при движении в глубь пласта, так как растет его жесткость (объемный модуль деформации) и снижается разупрочнение, одновременно уменьшается величина расслоения пород кровли. В результате нежесткое защемление произвольного породного слоя постепенно преобразуется в жесткое; началом этого (второго) участка можно считать максимум $(\sigma_y)_{max}$ опорного давления (см. рис. 2), а окончанием – область, где вертикальные напряжения $\sigma_y(x)$ стабилизируются на уровне исходного состояния γH .

Второй, диаметрально противоположный вариант формирования зоны опорного давления (см. рис. 2, б) характеризуется жесткостью угольного пласта, существенно превышающей жесткость породных слоев кровли. Здесь в краевой части пласта концентрируется повышенная нагрузка $\sigma_y(x)$, поскольку зависающие породные консоли ложатся друг на друга из-за их повышенной деформируемости, а вертикальные перемещения $y(x)$ пласта невелики по причине его повышенной жесткости. Расслоения в кровле над очистным забоем частично компенсируются интенсивным опусканием вышележащих слоев – вертикальная нагрузка в породных консолях призабойного пространства возрастает и передается на краевую часть угольного пласта, который при своей небольшой податливости не может распределить концентрацию σ_y на широком участке l_1 путем передачи опорного давления в глубь пласта.

Длина l_1 участка нежесткого защемления невелика и на нем распределяется основная часть опорного давления, что обуславливает высокие значения максимумов $(\sigma_y)_{max}$.

а) $E_y < E_{II}$



б) $E_y > E_{II}$

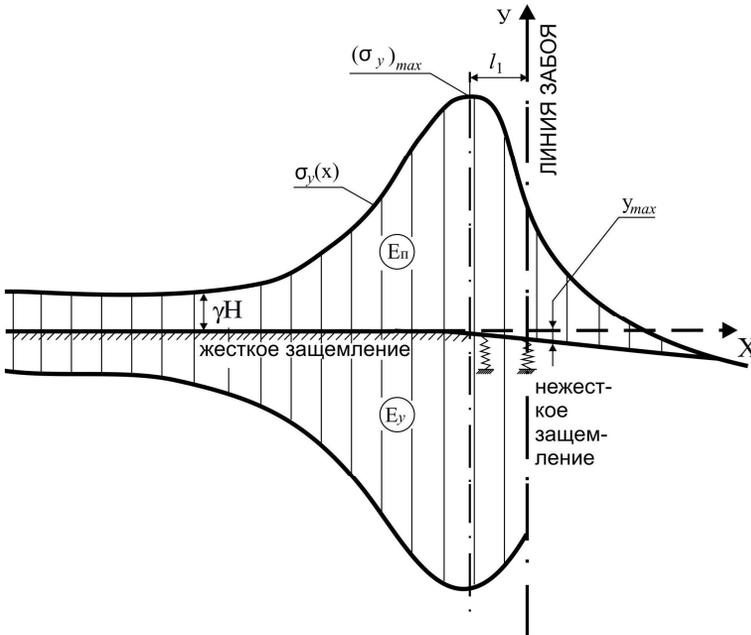


Рис. 2. К механизму формирования зоны опорного давления при соотношениях жесткости угольного пласта и пород кровли: а) $E_y < E_{II}$; б) $E_y > E_{II}$

Указанные закономерности не противоречат сложившимся представлениям о процессах сдвижения надугольной толщи и углевмещающий массив Западного Донбасса преимущественно характеризуется расположением повышенных максимумов опорного давления вблизи груди забоя с увеличенной нагрузкой на механизированную крепь очистных комплексов, как это показано на рис. 1 (пунктирная линия). Общеизвестно, что в вышележащих слоях кровли зона опорного давления видоизменяется: максимумы $(\sigma_y)_{max}$ снижаются; повышенные σ_y распространяются на большее расстояние X в сторону нетронутого массива впереди лавы. Линия, соединяющая максимумы $(\sigma_y)_{max}$ по мощности надугольной толщи, наклонена в сторону массива на $70...75^\circ$ (по отношению к плоскостям напластования), что установлено на основе многочисленных лабораторных исследований на моделях из эквивалентных материалов и результатов компьютерного моделирования сдвижения надугольной толщи.

В результате моделирования выявлено интенсивное действие изгибающего момента (на каждый породный слой) еще в зоне опорного давления впереди лавы, которое проявляется в том, что в верхней части сечения произвольного слоя развиваются растягивающие горизонтальные напряжения σ_x , а в нижней части образуется концентрация сжимающих σ_x , которая многократно превышает исходное негидростатическое состояние массива с усилиями бокового распора $\lambda\gamma H$. Для более детального и наглядного рассмотрения механизма изгиба выделен произвольный породный слой кровли и проанализированы эпюры горизонтальных напряжений σ_x (ранее установленные на стадии предварительного компьютерного моделирования), а также результат их действия, которые проиллюстрированы на рис. 3.

Впереди лавы в зоне опорного давления изгиб породного слоя развивается глубже, чем координата l_1 действия максимума $(\sigma_y)_{max}$ вертикальных напряжений, о чем свидетельствуют аномалии $(\sigma_x \neq \lambda\gamma H)$ эпюры горизонтальных напряжений. Координата X начала интенсивного изгиба слоев кровли зависит (при прочих равных условиях) от соотношения жесткости угольного пласта и слоев кровли:

– при $E_y < E_{II}$ (см. рис. 2.) отодвигается в глубь массива не только максимум $(\sigma_y)_{max}$ опорного давления, но и координата X активного изгиба слоев кровли, что вполне естественно, так как эти процессы тесно связаны между собой;

– при $E_y > E_{II}$ (наиболее характерно для Западного Донбасса) координата начала активного изгиба слоя кровли приближается к очистному забою, но, все равно, отстоит дальше от него, чем максимум опорного давления.

В любом случае интенсивный изгиб слоя кровли начинается еще на так называемом участке жесткого защемления, где хоть и небольшие деформации сжатия угольного пласта обуславливают изгиб легкодеформирующихся пород кровли в условиях Западного Донбасса. Здесь следует отметить относительно небольшой градиент изменения величины изгибающего момента как над угольным пластом (изгиб происходит в

сторону почвы), так и в выработанном пространстве (слой изгибается в сторону кровли) и лишь на небольшом участке пролета слоя, где меняется знак кривизны его изгиба, происходит интенсивное изменение величины изгибающего момента и его знака.

Такое достаточно стабильное поле растягивающих и сжимающих σ_x в пределах пролета слоя кровли (от зоны опорного давления до опирания на обрушенные породы в выработанном пространстве) позволяет предполагать следующие особенности механизма изгиба слоев основной кровли в зоне ведения очистных работ применительно к условиям Западного Донбасса.

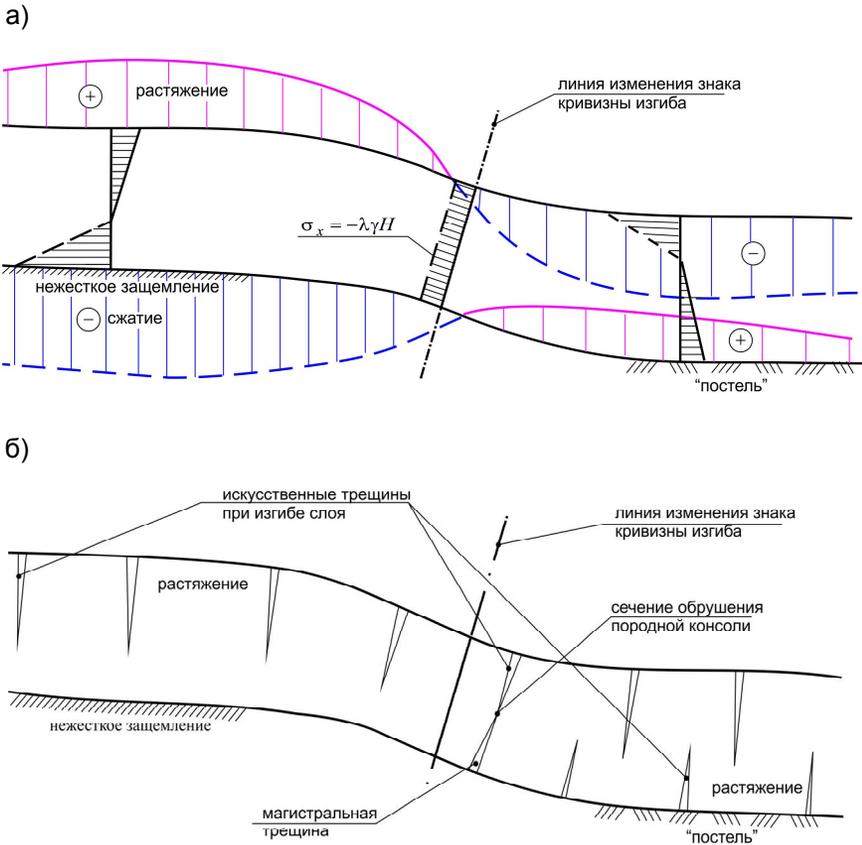


Рис. 3. Схемы изгиба произвольного породного слоя кровли: а) эпюры горизонтальных напряжений σ_x ; б) механизм образования и соединения трещин в магистральную при изгибе

Слабые углеводородные породы Западного Донбасса характеризуются низкими прочностными характеристиками, особенно, при растяжении: сопротивление σ_p растяжению изменяется в основном от 1...1,5 МПа у аргиллитов до 3...3,5 МПа у песчаников. Предварительные расчеты НДС надугольной толщи показывают, что растягивающие горизонтальные напряжения σ_x в породных слоях кровли при их изгибе могут достигать 10...15 МПа (иногда более), что предопределяет появление и развитие вертикально направленных трещин разрыва в каждом породном слое кровли. Эти трещины распространяются на большую часть мощности породного слоя по причине силовой анизотропии деформационных свойств горных пород. В работе [2] обосновано, что нейтральная ось при изгибе породного слоя смещается в область сжатия, так как модуль деформации горных пород при растяжении до 8...10 раз меньше, чем при сжатии; поэтому (как показано на рис. 3, а), область растягивающих σ_x при изгибе распространяется до 70...75% мощности слоя. С другой стороны, ослабляющие факторы реологии и обводненности резко снижают сопротивление породы растяжению и с некоторым запасом устойчивости при изгибе можно допустить отсутствие сопротивления растягивающим усилиям. Ранее мы упоминали об относительно небольшом градиенте изменения растягивающих σ_x как впереди лавы, так и над выработанным пространством, – следовательно, можно предположить появление искусственной системы вертикальных трещин разрыва в верхней части мощности слоя (глубиной до 70...75%) еще в зоне опорного давления впереди лавы (см. рис. 6.6, б). Если к искусственной (техногенной) системе трещин добавить естественную трещиноватость кровли, то образуется породная плита с весьма пониженным сопротивлением изгибу (момент инерции поперечного сечения снижается многократно из-за глубокого распространения трещин) и по этой причине она легко деформируется, ложась на «постель» из нижерасположенных пород, с формированием ограниченных (по координате X) полостей отсутствия контакта смежных породных слоев. На участке от линии перегиба слоев (изменение знака кривизны изгиба) до контакта с «постелью» и далее растягивающие σ_x образуются в нижней части породного слоя и провоцируют появление трещин разрыва. В случае смыкания этих трещин (нижних) с ранее образованными верхними трещинами породная плита разбивается на блоки, которые могут сохранять некоторую устойчивость (благодаря усилиям горизонтального распора), но еще более усиливают податливость плиты при изгибе.

Таким образом, изложенный механизм изгиба породного слоя в районе очистного забоя обосновывает наблюдаемые на практике такие явления как: малый шаг посадки основной кровли с неявно выраженными эффектами, сопровождающими этот процесс; плавный изгиб слоев позади лавы с весьма ограниченной длиной зависающих породных консолей. В этом плане линия, характеризующая изменение знака кривизны изгиба слоев по мощности основной кровли, имеет тенденцию (см. рис. 1) увеличения угла наклона (по отношению к плоскости напластования) с увеличением высоты расположения породного слоя; эта тенденция замечена рядом исследователей и подтверждена нами при предварительном моделировании опускания на-

дугольной толщии. Также ранее отмечено, что растягивающие σ_x в нижней части мощности слоя появляются рядом с координатой X изменения знака кривизны изгиба и еще не достигнув «постели» в нижней части породного слоя образуются трещины разрыва (см. рис. 3). Эти трещины периодически смыкаются с трещинами в верхней части мощности слоя (образовавшиеся еще над угольным пластом) и при потере устойчивости распорной системы происходит скольжение «завальной» части породной плиты относительно ее призабойной части, то есть, происходит обрушение породного слоя, а при совпадении с трещинами вышележащих слоев развивается процесс одновременного обрушения группы слоев, который обычно квалифицируют как посадку основной кровли.

В целом, механизм обрушения основной кровли представляется как смыкание некоторых трещин в верхней и нижней частях каждого породного слоя и образование магистральной трещины по всей мощности основной кровли, горизонтальная координата X которой располагается вблизи координаты изменения знака кривизны изгиба слоя. А, так как, при жестком угольном пласте и легкодеформируемых породах кровли (условия Западного Донбасса) изменение знака кривизны изгиба происходит недалеко от ограждения механизированной крепи, то длины породных консолей невелики, а их рост по высоте основной кровли замедляется в связи с приближением к вертикали линии перегиба удаленных породных слоев. Логично предположить, что линия изменения знака кривизны изгиба породных слоев по мощности основной кровли будет ограничивать (со стороны выработанного пространства) объем пород, создающих своим весом нагрузку на механизированную крепь; эта нагрузка периодически изменяется от минимального значения (после посадки основной кровли) до максимальной величины (перед посадкой основной кровли), что обусловлено количеством породных слоев, вовлекаемых в формирование нагрузки на крепь.

Со стороны очистного забоя граница контура пород, опускающихся и нагружающих механизированную крепь, (см. рис. 1) зависит от геомеханических и технологических параметров ведения очистных работ.

Список литературы

1. КД 12.01.01.201-98. Руководящий нормативный документ Министерства угольной промышленности. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания [Текст]. – К.: УкрНИМИ, 1998. – 149 с.
2. Савостьянов, А.В. Управление состоянием массива горных пород [Текст] / А.В. Савостьянов, В.Г. Клочков. – К.: УМК ВО, 1992. – 276 с.
3. Руппенейт, К.В. Деформируемость массива трещиноватых горных пород [Текст] / К.В. Руппенейт. – М.: Недра, 1975. – 223 с.
4. Протодяконов, М.М. Трещиноватость и прочность горных пород в массиве [Текст] / М.М. Протодяконов, С.Е. Чирков. – М.: Наука, 1964. – 67 с.
5. Рац, М.В. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород [Текст] / М.В. Рац, С.Н. Чернышов. – М.: Недра, 1970. – 159 с.

6. Зборщик, М.П. Закономерности горизонтальных сдвижений толщи пород при отработке пологих пластов [Текст] / М.П. Зборщик, В.В. Назимко // Уголь Украины. – 1986. – № 5. – С. 18-22.

7. Слесарев, В.Д. Управление горным давлением при разработке угольных пластов Донецкого бассейна [Текст] / В.Д. Слесарев. – М.: Углетехиздат, 1952. – 379 с.

8. Черняк, И.Л. Управление состоянием массива горных пород [Текст] / И.Л. Черняк, С.А. Ярунин. – М.: Недра, 1995. – 395 с.

9. Сопротивление материалов [Текст] / под ред. Г.С. Писаренко. – К.: Вища школа, 1979. – 696 с.

ВЛИЯНИЕ СТРУКТУРЫ ЗАКЛАДЧОГО МАССИВА НА ЕГО ПРОЧНОСТЬ

Наведені дослідження структурних особливостей закладного масиву та на- дана оцінка впливу на його міцність. Встановлена залежність зміни хімічного складу новоутворених речовин у структурі закладного масиву від величини питомої поверхні в'язучого матеріалу.

Представлены исследования структурных особенностей закладочного мас- сива и дана оценка их влияния на прочность. Установлена зависимость из- менения химического состава новообразованных веществ в структуре за- кладки от величины удельной поверхности частиц вяжущего материала.

Investigations results of structural features of backfill massif and assessment of their influence on strength are given. Dependence of chemical composition change of neogenic substances in backfill structure on quantity of specific particle surface of cementing material is established.

Введение

При добыче богатых крутопадающих залежей руд распространение получила камерная система разработки с твердеющей закладкой. Порядок отработки камер, как правило, в две очереди. Качество выемки запасов из камер второй очереди нахо- дится в прямой зависимости от устойчивости обнажений искусственного массива первой очереди. Так при содержании в руде 1,3% окиси кальция осыпавшейся за- кладки содержание железа составляет 62%, при 0,2% CaO содержание возрастает до 67,5% [1]. Основными формами разрушения закладочного массива являются вы- валы с днищ вышележащих камер, а также с боков соседних заложенных камер.

Среди главных причин, влияющих на разрушения искусственных целиков мож- но выделить физические и химические. Физические причины заключаются в интен- сивном проявлении горного давления, сейсмическом воздействии буровзрывных работ, слоистость закладочного массива, перебур скважин в закладочный массив. Химические причины заключаются в формировании определенных структур в за- кладочном массиве, форма и химический состав которых не обеспечивают прочные внутренние связи. Акцентируем внимание на данном виде причин, так как физиче- ским причинам посвящено достаточно большое количество исследований. Химиче- ские причины разрушения при системах разработки с закладкой недостаточно изу- чены. Отсутствуют исследования по влиянию структуры закладочного массива на его прочность.

Основная часть

Исследование различных видов структур закладочного массива и оценка их влияния на прочность проводилось на примере состава твердеющей закладки, применяемого на Запорожском железорудном комбинате (ЗЖРК). Состав закладочной смеси следующий: доменный гранулированный шлак – 18,1%, флюсовый известняк – 47,5%, порода – 16,3%, вода – 18,1%. Тонкость измельчения шлака в шаровой мельнице составляет 50-60% частиц класса – 0,074 мм, что соответствует удельной поверхности порядка 2000 см²/г.

Нами проведены исследования влияния удельной поверхности частиц вяжущего материала на прочность твердеющей закладки [2, 3]. В результате исследования причин роста прочности обнаружен ряд структурных особенностей новообразований твердеющей закладки при различной величине удельной поверхности шлака и известняка, отличающихся, формой, химическим составом и степенью влияния на прочность. Новые вещества называют гидросиликатами кальция, образующиеся в процессе гидратации минералов доменного шлака.

Исследования структуры твердеющей закладки проводили на растровом электронном микроскопе РЕММА–102-02 со встроенным микроанализатором.

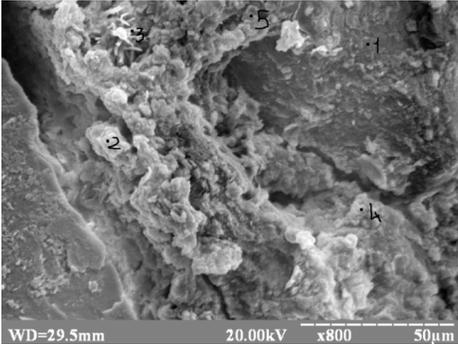
В результате исследования получены микрофотографии структуры исследуемых образцов закладки разной удельной поверхности, которые представлены на рис. 1. Под фотографиями отмечено во сколько раз увеличивается прочность закладки при данной структуре в зависимости от соотношения «вяжущее-заполнитель» в пределе 1:1,2-1:4. Проведем анализ структурных особенностей исследованных образцов закладки по микрофотографиям.

Образец твердеющей закладки (ЗЖРК) при удельной поверхности доменного шлака 2000 см²/г. Образец твердеющей закладки исследован после 3 месяцев твердения. Из рис. 1 *а* видно, что кристаллические новообразования имеют плотные, округло-неопределенные формы частиц с выступающими неупорядоченными редкими одиночными иглами и пластинками. Новообразования представлены гидросиликатами кальция, которые находятся в гелеобразном состоянии.

Образец твердеющей закладки при удельной поверхности доменного шлака и известняка 2800 см²/г. Исследование образца (рис. 1, *б*) позволило установить структурные изменения, связанные с появлением сростков игольчатой формы, а также присутствии гидросиликатного геля округлой, пирамидальной и многогранной формы.

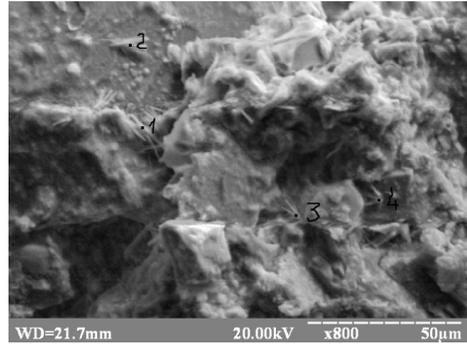
Образец твердеющей закладки при удельной поверхности доменного шлака и известняка 4300 см²/г. В структуре данного образца (рис. 1, *в*) наблюдается четко выраженная сформированная игольчато-волокнистая и остроугольная форма гидросиликатов кальция, наблюдается плотное распределение частиц в отношении друг к другу, меньшая пористость, полное покрытие зерен инертного заполнителя гидратными образованиями. Это приводит к повышению силы сцепления кристаллических новообразований с инертным заполнителем и повышает сопротивляемость связей нагрузкам. При этом замечен переход от округлой к остроугольной формы новообразований.

а)



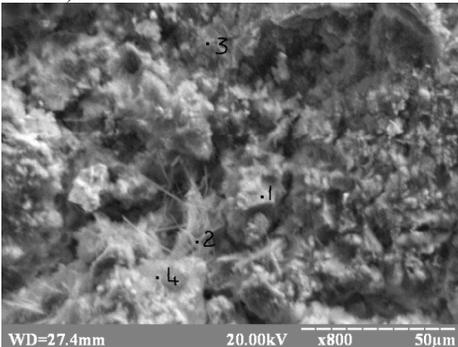
Традиційний закладочний масив

б)



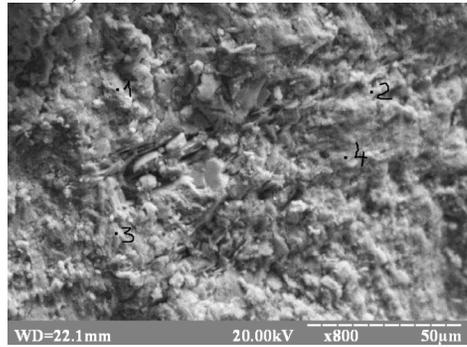
Увеличение прочности в 1,8-2,5 раза

в)



Увеличение прочности в 3,1-3,5 раза

г)



Увеличение прочности в 3,1-4,5 раза

Рис. 1. Структура закладочного камня: а) ЗЖПК ($S_{y\delta} = 2000 \text{ см}^2/\text{г}$);

б) экспериментальный состав ($S_{y\delta} = 2800 \text{ см}^2/\text{г}$);

в) экспериментальный состав ($S_{y\delta} = 4300 \text{ см}^2/\text{г}$);

г) экспериментальный состав ($S_{y\delta} = 6600 \text{ см}^2/\text{г}$)

Образец твердеющей закладки при удельной поверхности доменного шлака и известняка $6600 \text{ см}^2/\text{г}$. Исследование образца показало плотное прилегание частиц друг к другу, практически отсутствуют поры (рис. 1, г). Форма новообразований мелкокристаллическая, слоисто-пластинчатая. Игольчатая форма гидросиликатов кальция не формируется вследствие отсутствия пор и полостей в структуре, необходимых для роста кристаллов.

Из рисунка 1 видно, что структура твердеющей закладки изменяется с повыше-

нием дисперсности шлака и известняка в направлении уменьшения размеров кристаллических новообразований. Таким образом, установлено структурное изменение формы и состава кристаллических новообразований с увеличением удельной поверхности в составе твердеющей закладки.

На прочность твердеющей закладки оказывает влияние соотношение CaO/SiO_2 в структурных связях. При $CaO/SiO_2 \geq 1,5$ формируются высокоосновные гидросиликаты кальция, при $CaO/SiO_2 \leq 1,5$ – низкоосновные. Наибольшую

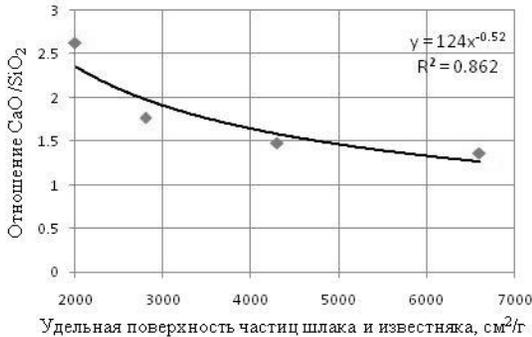
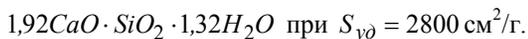
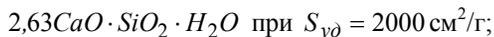


Рис. 2. Зависимость основности связей от величины удельной поверхности

было замечено, что величина основности заметно снижается с увеличением удельной поверхности частиц шлака и известняка. Обработка данных замеров CaO и SiO_2 позволила установить зависимость основности связей закладочного массива от величины удельной поверхности частиц, которая представлена на рисунке 2.

Рисунок 2 показывает, что величина основности структурных связей твердеющей закладки выражается степенной зависимостью от площади удельной поверхности шлака и известняка эмпирическим уравнением $y = 124x^{-0,52}$ при $R = 0.862$. Характер зависимости показывает наибольшее снижение основности а, следовательно и повышение прочности гидросиликатов кальция в диапазоне 2000-4300 см²/г. После величины 4300 см²/г снижение основности происходит менее динамично. Учитывая данный факт при увеличении удельной поверхности в составе закладочной смеси нет необходимости размалывать шлак и известняк до высоких показателей дисперсности, что влечет за собой энергосбережение при измельчении.

По данным замеров CaO и SiO_2 в экспериментальных закладочных смесях при различной степени дисперсности шлака и известняка, используя положения вывода истинных формул сформированные гидросиликаты кальция можно описать следующими формулами:



прочность имеют кристаллы низкоосновных гидросиликатов кальция. Следовательно, одним из путей создания прочного закладочного массива является формирование гидросиликатов кальция с основностью CaO/SiO_2 близким к 1.

Для установления типа основности гидросиликатов кальция в структуре закладочного массива были произведены замеры содержания оксидов CaO и SiO_2 с помощью микрорентгеноспектрального анализатора. В ходе выполнения замеров

$1,44CaO \cdot SiO_2 \cdot 1,76H_2O$ при $S_{y\partial} = 4300 \text{ см}^2/\text{г}$;

$1,38CaO \cdot SiO_2 \cdot 2,02H_2O$ при $S_{y\partial} = 6600 \text{ см}^2/\text{г}$.

Содержание структурной воды в гидросиликатах кальция не превышает 17%.

Для исследования влияния процесса транспортирования и возведения на изменение структуры закладочного массива проведены исследования лабораторного образца твердеющей закладки, приготовленного непосредственно перед подачей в подземное пространство и образца разрушенного закладочного массива камеры 4/1с этажа 775-825 м.

На рисунке 3, а гидросиликаты кальция представлены в виде гелеобразной массы, округлой формы. В шахтном образце (рис. 3, б) сохраняется округлая форма гидросиликатов кальция, однако отсутствуют формы геля, так как степень закристаллизованности более высокая, чем в лабораторном образце, о чем говорит снижение основности с 2,68 до 1,8. Это связано с более продолжительным возрастом твердения. Следовательно, можно сделать вывод о том, что технологические процессы закладочных работ кардинально не влияют на структуру твердеющей закладки. Влияние оказывают дисперсность и химический состав вяжущих материалов.

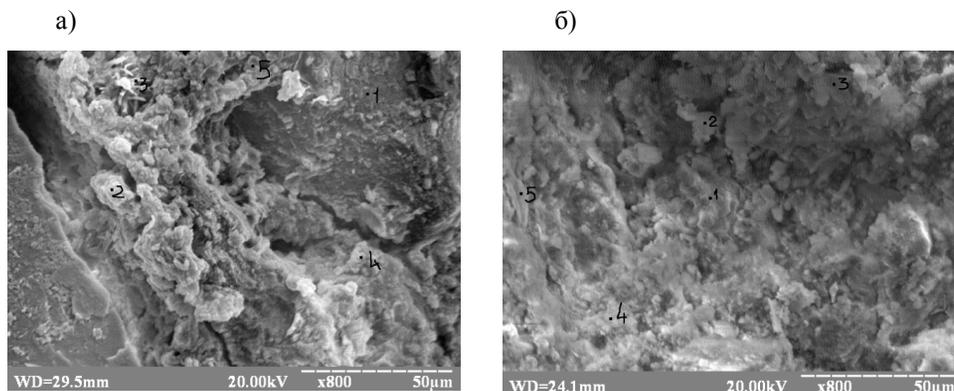


Рис. 3. Сравнение структурных особенностей образцов закладки:

а) лабораторный (возраст 3 месяца, $CaO / SiO_2 = 2,68$);

б) шахтный (возраст 6 месяцев, $CaO / SiO_2 = 1,8$)

Установленные структурные формы закладочного массива могут быть использованы для повышения его устойчивости. Закладочный массив, содержащий в своей структуре игольчато-волокнитые связи наиболее устойчив к растяжению. Это объясняется тем, что игольчатые связи распределяются в искусственном камне неопределенно, иглы и волокна взаимопересекаются, что создает армирование твердеющей системы и повышение силы сцепления между кристаллами. Данная структура образуется при удельной поверхности доменного шлака свыше $4000 \text{ см}^2/\text{г}$.

При воздействии сжимающих напряжений, наиболее эффективно использовать твердеющую закладку со слоистой структурой новообразований. Горизонтальное расположение слоисто-пластинчатых гидросиликатов кальция в структуре закладки повышает сопротивляемость искусственного массива к сжатию. Данная структура достигается при удельной поверхности доменного гранулированного шлака и известняка свыше $6000 \text{ см}^2/\text{г}$. В результате вышеописанного появляется возможность управления структурой закладочного массива.

На основании результатов исследования структурных и прочностных особенностей закладочного массива могут быть разработаны технологические параметры заполнения выработанного пространства – режим заполнения камеры, состав и прочность закладки, рациональная величина дисперсности вяжущего материала.

Выводы

1. С увеличением удельной поверхности вяжущего материала происходит изменение структуры закладочного массива в направлении уменьшения размеров кристаллических новообразований. Дана характеристика и оценка влияния различных структур на прочность искусственного массива.

2. Установлена степенная зависимость основности связей от величины удельной поверхности, которая описывается уравнением $y = 124x^{-0,52}$. По мере увеличения удельной поверхности частиц вяжущего материала происходит снижение основности химических структур, высокоосновные гидросиликаты кальция переходят в низкоосновные. Это приводит к возрастанию прочности закладки в 1,8-4,5 раза при соотношения «вяжущее-заполнитель» от 1:12 до 1:4.

3. Доказано, что транспортирование и возведение закладочного массива не оказывают влияния на конечную структуру искусственного массива.

Список литературы

1. Малый, А.Н. Определение разубоживания руды твердеющей закладкой при обработке железорудных месторождений [Текст] / А.Н. Малый, В.К. Щедрик, Г.Н. Кущенко // Горный журнал. – 1977. – № 5. – С. 34-35.

2. Петлеваний, М.В. Влияние дисперсности закладочных материалов на структурные особенности закладочного массива при подземной добыче руд. Геотехническая механика [Текст]: межвед. сб. науч. трудов / М.В. Петлеваний. – Днепропетровск: ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины. – 2011. – Вып. 94. – С. 168-173.

3. Кузьменко, А.М. О механической активации компонентов твердеющей закладки для заполнения выработанного пространства рудников [Текст] / А.М. Кузьменко, Л.Ж. Горобец, Н.С. Прядко, М.В. Петлеваний, В.Ю. Усатый. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2011. – № 3. – С. 75-78.

АНАЛІТИЧНЕ ВИЗНАЧЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ТА НАПРУЖЕНЬ ПРИ ВИСОКОШВИДКІСНОМУ ВИЙМАННІ ТОНКИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

У статті представлені методи аналітичного дослідження технологічних параметрів і напружень в масиві гірських порід при високошвидкісному вийманні тонких вугільних пластів. Наведено результати аналітичного визначення геометричних і фізичних параметрів, а також, моделювання напружено-деформованого стану масиву гірських порід при високій швидкості посування очисного вибою при вийманні тонких вугільних пластів.

В статье представлены методы аналитического исследования технологических параметров и напряжений в массиве горных пород при высокоскоростной выемке тонких угольных пластов. Приведены результаты аналитического определения геометрических и физических параметров, а также, моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород при высокой скорости подвигания очистного забоя при выемке тонких угольных пластов.

In the article methods for the analytical study of process parameters and stresses in the rock mass in the high excavation thin coal seams are presents. Analytical studies of the stress-strain state of rock mass are conducted. The results of the analytical determination of the geometrical and physical parameters, as well as modeling of the stress-strain state of rock at high speed working face during excavation of thin coal seams are described.

Вступ

Паливно-енергетичний комплекс нашої держави потребує до 115-120 млн. т. вугілля на рік. Вугледобувна галузь лише забезпечує біля 80 млн. т. при цьому обсяги видобування цієї корисної копалини поступово зменшується. До цього спонукає старіння шахтного фонду, збільшення глибини розробки, погіршення гірничо-геологічних умов тощо.

Основна частина промислових запасів кам'яного вугілля в Україні до глибини 1500 м оцінюються в 117,3 млрд. т, однак біля 70% запасів вугілля перебувають в тонких і вельми тонких пластах [1].

Саме на удосконалення технології видобування таких пластів направлені дослідження даної роботи. Була прийнята до розгляду застосування високошвидкісного виймання вугілля (понад 5 м/добу) і визначені межі її ефективності в різних гірничо-

геологічних умовах.

Одним із прогресивних напрямків високошвидкісного виймання вугілля є застосування стругових механізованих комплексів на тонких та вельми тонких вугільних пластах.

Основна частина

Проблемами визначення характеру формування напружень при очисному вийманні вугільних пластів займалося не одне покоління вітчизняних фахівців.

Для вирішення цієї задачі було проведено аналіз сучасних методів оцінки напружено-деформованого стану масиву, що закладені у нормативні документи визначення зрушення на поверхні Землі (схема ВНДМІ) і зсуву порід на контурі виробки (схема ДПШ – ДонНТУ). Ці методи розглядають статичні системи зрушення масиву гірських порід в процесі деформацій, коли лава набула повну динаміку руху, а не по етапах послідовного формування виробленого простору до стійкого обвалення порід безпосередніх шарів покрівлі. Приведені схеми зрушення масиву гірських порід характеризують загальну закономірність, але в них не врахований часовий характер формування навантаження при відході лави від розрізної печі і при її русі.

Часткове вирішення проблеми відтворення впливу швидкості посування очисного вибою на напружено-деформований стан масиву закладене в «методі НГУ», що розроблений проф. Савостьяновим О.В. Цей метод враховує вплив геологічних, гірничотехнічних і виробничих факторів на стан гірського масиву в процесі ведення очисних робіт, що дозволяє вирішувати цілий ряд технологічних завдань, зокрема при різних способах управління покрівлею. Суттєвим недоліком цього методу та побудованого на його основі програмного забезпечення є неможливість дослідження технологічних параметрів та напружень при швидкостях посування очисного вибою більше 5 м/добу.

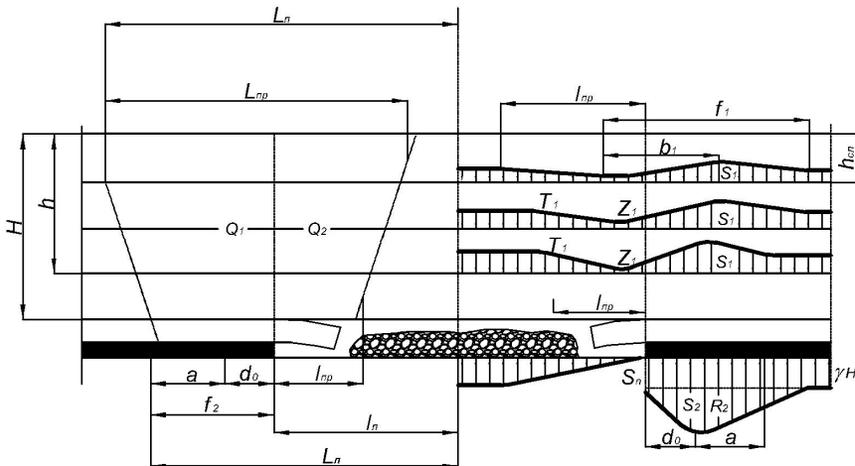


Рис. 1. Модель області зрушення гірських порід

Одним з шляхів вирішення цього недоліку є обробка статистичних даних за допомогою метода групового обліку аргументів, який ґрунтується на рекурсивному селективному відборі моделей, на основі яких будуються більш складні моделі [2]. Точність моделювання на кожному наступному кроці рекурсії збільшується за рахунок ускладнення моделі (рис. 2).

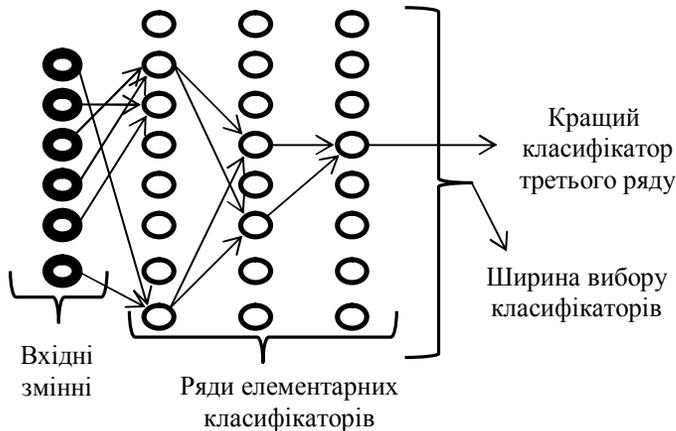


Рис. 2. Алгоритм роботи методу групового обліку аргументів з коваріаціями із квадратичними описами

Є дані спостережень x , y . Необхідно побудувати найкращу в певному сенсі модель $Y(x_1, \dots, x_n)$.

1. Вибирається загальний вид перебираються моделі, так звані опорні функції. Часто використовується поліном Колмогорова-Габора. Вибір поліномів обумовлений тою властивістю, що відповідно до теореми Вейерштрасса, будь-яку безперервну на кінцевому інтервалі функцію можна, як завгодно із високою точністю представити у вигляді полінома певної міри. Складність моделі в такому випадку визначається кількістю коефіцієнтів $a_{ij} \dots$.

2. Використовуючи опорні функції будуються різні варіанти моделей для деяких або всіх аргументів. Наприклад будуються поліноми з однією змінною, поліноми зі всілякими парами змінних, поліноми зі всілякими трійками змінних, і т.д, поліном з усіма змінними. Для кожної моделі визначаються її коефіцієнти $a_{ij \dots k}$ методом регресійного аналізу.

3. Серед всіх моделей вибираються декілька (від 2 до 10) найкращих. Якість моделей визначається коефіцієнтом детермінації, або середньо квадратичним відхиленням помилки, або кореляцією Y і вихідних даних. Знайдені на цьому кроці моделі

використовуються як аргументи (x_1, \dots, x_n) для опорних функцій наступного етапу ітерації. Тобто вже знайдені моделі беруть участь у формуванні більш складних.

4. Якщо знайдена достатньо «хороша» модель чи досягнута максимально допустима складність моделей, то алгоритм закінчується.

Виходячи з вищевказаного, рівняння для подальших розрахунків матимуть вигляд:

$$y = 4,98x_1 - 13,78x_2 - 103,11x_3 + 135,7 \quad \text{– для опускань}; \quad (1)$$

$$y = -0,61x_1 - 0,17x_2 - 33,43x_3 + 37,83 \quad \text{– для деформацій}; \quad (2)$$

$$y = 0,67x_1 - 0,45x_2 - 66,19x_3 + 26,04 \quad \text{– для переміщень}; \quad (3)$$

$$y = 2,24x_1 - 0,76x_2 - 45,56x_3 + 12,74 \quad \text{– для напружень}; \quad (4)$$

при точності обчислень в 95,13%. Графічне зображення залежностей зміни геометричних параметрів від швидкості посування очисного вибою наведені на рис. 3-6.

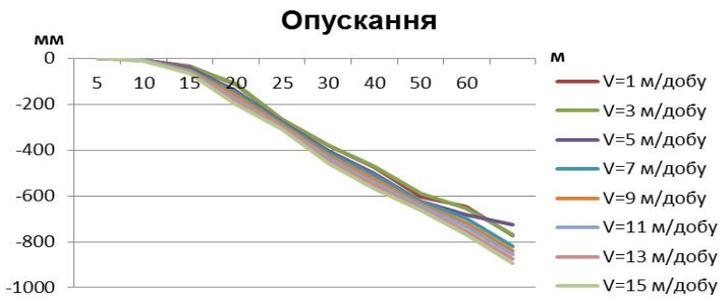


Рис. 3. Графік залежності зміни опускань від швидкості посування очисного вибою

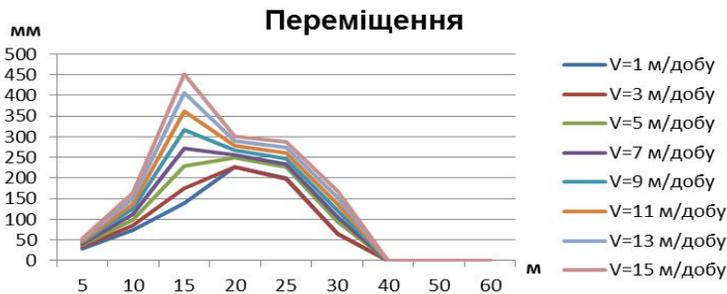


Рис. 4. Графік залежності зміни переміщень від швидкості посування очисного вибою

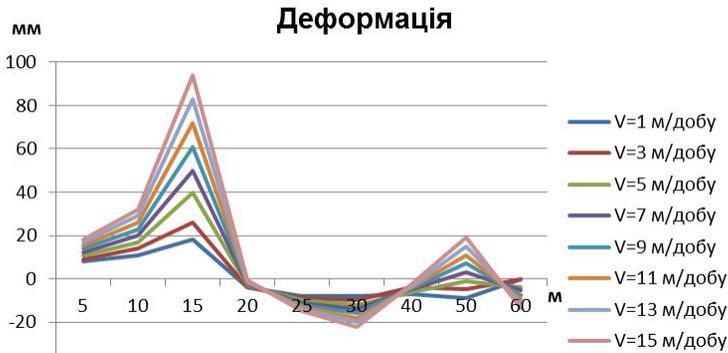


Рис. 5. Графік залежності зміни деформацій від швидкості посування очисного вибою



Рис. 6. Графік залежності зміни напружень від швидкості посування очисного вибою

Висновки

Дані обчислення проведені для конкретної гірничо-геологічної ситуації, відповідно емпіричні коефіцієнти біля змінних величин x_1 , x_2 , x_3 та вільний член отримують правильні значення лише для цих умов. Подальшими дослідженнями передбачається визначення саме достовірного проміжку зміни цих коефіцієнтів, які би давали можливість аналітично визначати деформаційні характеристики масиву.

При існуючому підході нежорстко защемлених плит – метод Національного гірничого університету – вплив швидкості руху очисного вибою на величину опускання порід покрівлі визначається шляхом рішення відомим методом квадратичної матриці, з елементів, що вказують на кількість кроків довжин очисного вибою та швидкостей його посування.

Рівняння (1)-(4) дають можливість з високим ступенем збіжності визначати названі величини при різних гірничо-геологічних умовах.

Ступінь достовірності отриманих результатів залежить від кількості введених до рівняння статистичних даних гірничо-геологічної будови масиву та параметрів техніко-технологічної ситуації очисного вибою.

Список літератури

1. Ширнин, И.Г. Состояние угольной и сланцевой отраслей ЕС и Украины [Текст] / И.Г. Ширнин, В.А. Палкин, В.И. Дубницкий // Уголь Украины. – 2007. – № 8. – С. 8-10.

2. Shashenko, O.M. Method of argument group account in geomechanical calculation / O.M. Shashenko, O.O. Sdvyzhkova, D.V. Babets // XII International Symposium on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production SWEMP-2010.

НОВЫЕ РЕШЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Розглянуто два концептуальних підходи про початковий напружено-деформований стан навколо виробок різного призначення. Обґрунтовано наукові передумови зі створення кріплень нового технічного рівня. Представлено блок-схему реалізованих і перспективних заходів щодо створення нових конструкцій металорамних кріплень, які забезпечують ресурсозберігаючу експлуатаційну стійкість гірничих виробок для складних гірничо-геологічних умов.

Рассмотрены два концептуальных подхода о начальном напряженно-деформированном состоянии в окрестности выработок различного назначения. Обоснованы научные предпосылки по созданию крепей нового технического уровня. Представлена блок-схема реализуемых и перспективных мероприятий по созданию новых конструкций металлорамных крепей обеспечивающих ресурсосберегающую эксплуатационную устойчивость горных выработок для сложных горно-геологических условий.

Two conceptual approaches about initial stress-strain state in the vicinity of mine workings of various purpose are considered. Scientific preconditions focused on new technical level mine supports creation are substantiated. Block diagram of the realized and perspective measures focused on new constructions of metal-frame supports creation that provide resource-saving exploitation stability of mine workings for complex mining-geological conditions is presented.

Обеспечение эксплуатационной устойчивости подготовительных выработок достигается правильным выбором крепи и ее параметров с учетом условий, в которых крепь используется.

Рассматривая типичные геомеханические условия проведения и эксплуатации горных выработок, представляется необходимым выделить следующие случаи:

1. Одиночная выработка, проводимая и поддерживаемая в условиях столбовой и комбинированной систем разработки, не испытывающая влияния очистной выемки. После наступления равновесия и полной стабилизации смещений, выработка находится в устойчивом состоянии. Для этой ситуации характерно преобладание режима взаимовлияющей деформации, а наступление момента предельного равновесия системы «крепь-вмещающий массив» определяется величиной рабочего сопротивления крепи, при этом особое значение приобретает фактор быстроты ввода кре-

пи в роботу с максимальным, остающимся впоследствии постоянным, значением рабочего сопротивления.

2. Та же выработка, испытывающая возмущающее (нарушающее достигнутое ранее равновесие) воздействие опережающего давления лавы. В данном случае, при том же типе режима взаимовлияния, изменяются его параметры и внешнее граничное условие системы «крепь-массив», а к крепи предъявляются повышенные требования в части значений основных параметров рабочей характеристики. Поскольку процесс не стационарен, конечное равновесие обычно не достигается. Обеспечение устойчивости выработки решается своевременным усилением крепи с учетом скорости подвигания лавы, а к основной крепи предъявляется требование резервирования соответствующего запаса конструктивной податливости.

3. Та же выработка, с поддержанием после прохода лавы с целью повторного использования оказывается в более сложной ситуации т.к. на протяженности до 150 м позади лавы режим претерпевает весьма существенные изменения: на начальном участке (до 20-50 м) преобладает режим заданной деформации, параметры которого, в первую очередь, определяются значением вынимаемой мощности пласта, постепенно замещаемый режимом взаимовлияния. Поэтому основным требованием к крепи на указанной протяженности является соответствующий (дополнительный) резерв конструктивной податливости, определяемый ориентировочно как 60-80% вынимаемой мощности пласта, при сохранении прежних значений параметра рабочего сопротивления. Это относится также к выработкам, проводимым вслед за лавой и при отработке прямым ходом.

С определенной условностью, представляется возможным констатировать наличие двух существующих принципиально отличающихся концептуальных подходов.

Первый основан на том, что начальные напряжения, действующие в приконтурной зоне сечения проводимой одиночной выработки не превышают предела длительной прочности пород в массиве.

В таких условиях выработка может считаться теоретически устойчивой и, если в процессе ее эксплуатации не возникают возмущения поля напряжений, вызванные, например, очистными работами; величина смещений породного контура, представляющая совокупность упругих и пластических деформаций, а также деформаций затухающей ползучести, не превышает 80-120 мм и не влияет сколько-нибудь существенным образом на эксплуатационную устойчивость. При этом крепь выполняет ограждающе-поддерживающую функцию, а в зонах влияния возмущений поля напряжений (любого происхождения) работает в режиме взаимовлияния с породным контуром (в зоне влияния очистного забоя – чаще всего совместно с крепью временного усиления). Понятно, что к силовым и кинематическим параметрам, а также стабильности рабочей характеристики крепи предъявляются пониженные требования. В качестве приоритетного параметра рассматривается только предельная несущая способность, а конструктивная податливость и рабочее сопротивление имеют подчиненное значение. Их величина и пределы имеют достаточно жесткие ограничения, определяемые конструкцией крепежной рамы (податливость) и запасом прочности (рабочее сопротивление), регламентируемые нормативными документами [1, 2].

Отметим, что большинство известных и применяемых в отечественной практи-

ке конструкций рамных крепей базируется на таком концептуальном подходе к роли крепи: вполне достаточным считалось рабочее сопротивление на уровне 40-60 кН на 1 м^2 поддерживаемого пролета сечения, а конструктивная податливость – до 300 мм, чему соответствовали арочные конструкции циркульного типа (АП-3, АП-5).

Проблема ресурсосбережения в указанных условиях обычно сводится к снижению первичных прямых затрат при сооружении выработки, а эксплуатационные затраты по статье «поддержание и ремонт» отсутствуют или незначительны.

В дальнейшем по мере накопления теоретических и экспериментальных данных, необходимость изменения концептуальных подходов к оценке роли силовых и кинематических параметров рамных податливых крепей становилась все более очевидной.

В сложных горно-геологических условиях (характеризуемых значениями параметра $\gamma H / R \geq 0,4$), новый концептуальный подход отражает не только изменение приоритетности силовых и кинематических параметров податливых крепей, но и требует принципиальной переоценки их роли, рассматриваемой в плане важнейшей задачи – обеспечения эксплуатационной устойчивости подготовительной выработки в течение всего срока ее поддержания.

Теоретические предпосылки концептуального подхода, исходящего из фактора работы крепи и породного контура в режиме взаимовлияния [3, 4, 5] основываются на явлении образования в окрестности контура выработки зоны, в пределах которой слагающие массив породы претерпели необратимый переход состояния и совместно с крепью, выступающей в качестве неперемного граничного условия предельного равновесия системы «крепь-порода», обеспечивают устойчивость выработки. Роль силовых параметров крепи в этом случае существенно повышается, т.к. напряжения в массиве вблизи контура в процессе дезинтеграции части массива резко снижаются и по порядку величин становятся сопоставимыми с силовыми параметрами характеристик крепей (50-250 кН на 1 м^2 поддерживаемого пролета сечения). Параметр конструктивной податливости оказывается в этом случае зависящим от величины реализуемого рабочего сопротивления и достигает значений 500-1000 мм.

Указанные теоретические выводы получили убедительные подтверждения в серии производственных экспериментов с использованием секционных гидравлических и индивидуальных крепей [6, 7]. Было установлено, что для случая одиночной выработки повышение рабочего сопротивления крепи от 40-60 кН до 200-250 кН на 1 м^2 ширины выработки, позволяет уменьшить величину конечных смещений пород примерно в 3-3,5 раза, а наиболее эффективным является интервал значений от 60 до 120 кН/м^2 .

До настоящего времени единственной попыткой обобщения накопленного опыта освоения больших глубин в указанном направлении явились выводы Международной конференции, проведенной в 1985 году на базе Комиссии по углю СЭВ [8]. Содержащиеся в рекомендациях конференции направления совершенствования технических средств крепления следующие:

– комплект крепи должен состоять из количества образующих сегментов не менее 4-х, что гарантирует достижение необходимых значений параметра конструктивной податливости до 1000 мм и более (для трехзвенных циркульных конструкций – не

более 400 мм);

– предельная несущая способность комплекта должна быть повышена и составлять не менее 650-1000 кН (интервал для различных сечений и массы спецпрофиля);

– замковые соединения должны обеспечивать заданный уровень рабочего сопротивления на всем интервале конструктивной податливости без выхода крепи в нештатный режим работы;

– должна быть доисследована и уточнена эффективность и область применения рамно-анкерных конструкций.

Следует заметить, что приведенные выше основные рекомендации в значительной мере реализованы только в зарубежной практике (Германия).

В рамках нового концептуального подхода в качестве главного параметра крепи является работоспособность (Q) и образующие ее характеристики – рабочее сопротивление (P_p) и конструктивная податливость (Δ): $Q = P_p \cdot \Delta$. Предельная несущая способность (P_n), наряду со стабильностью рабочего сопротивления на всем интервале конструктивной податливости, имеет обеспечивающий характер и рассматривается в качестве необходимой предпосылки достижения максимальной работоспособности конструкции, как важнейшего составляющего элемента системы «крепь – прилегающая часть массива».

Необходимым в равной степени оказывается и соблюдение ряда условий, позволяющих более полно реализовать потенциал новой крепи, что определяется комплексной характеристикой «нагрузка-податливость» как работа, производимая при известном значении рабочего сопротивления (сила) при проседании в интервале конструктивной податливости (путь).

Такая точка зрения представляется вполне правомерной в силу единой физической сущности процессов, имеющих место, как в крепи, так и в приконтурной части вмещаемого выработку природного массива, – в обоих случаях это работа. Реализация нового концептуального подхода может иметь место только в рамках решения комплексной задачи.

Основные научные предпосылки по созданию крепей нового технического уровня, как важнейшего элемента системы «крепь-породный массив», должны быть направлены на решение всей совокупности задач:

- 1) создание новых конструкций крепежных рам;
- 2) создание новых замковых соединений;
- 3) создание новых прокатных профилей;
- 4) создание новых средств и технологии изготовления элементов крепи.

С учетом комплексного характера проблемы ресурсосберегающего обеспечения эксплуатационной устойчивости горных выработок для сложных горно-геологических условий, представляется блок-схема (рис. 1), реализуемых и перспективных мероприятий по созданию новых конструкций металлорамных крепей. В соответствии с содержанием и смыслом обоснованного выше нового концептуального подхода к оценке роли крепи и значимости основных силовых и кинематических параметров, реализация мероприятий первой очереди (1, 2, 3, 4) должна быть направлена на решение следующих приоритетных задач:

– увеличение предельной несущей способности комплекта, достигаемое на основе совершенствования конструкции, качества изготовления образующих сегментов и использования нового конструкционного материала (трансформация форм сечения в направлении приближения к кривой давления, принципиально более точный способ матричной гибки сегментов, новый спецпрофиль СПА) – позиции 1, 2, 4 блок-схемы;

– обеспечение соответствующего повышения рабочего сопротивления на всем интервале конструктивной податливости (новый спецпрофиль СПА, новые замковые соединения) – позиции 2, 3 блок-схемы;

– увеличение интервала конструктивной податливости – второго образующего параметра работоспособности (конструкция крепежной рамы, замковые соединения) – позиции 1, 3 блок-схемы.



Рис. 1. Блок-схема основных мероприятий по созданию новых конструкций металлормных крепей

Позиции 5, 6, бывшие ранее приоритетными в смысле прямой экономии массы металла, отнесены в рамках нового концептуального подхода к мероприятиям среднесрочной перспективы и могут расцениваться на данном этапе в качестве резерва дальнейшей модернизации крепей.

Приведенная блок-схема является основой программы реализации нового концептуального подхода при решении проблемы обеспечения эксплуатационной устойчивости горных выработок в сложных горно-геологических условиях и на больших глубинах разработки.

Список литературы

1. Отраслевая инструкция по применению рамных и анкерных крепей в подготовительных выработках угольных и сланцевых шахт [Текст]. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского. – 1985. – 72 с.
2. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок [Текст]. – С.-П.: ВНИМИ, 1991. – 162 с.
3. Феннер, Р. Исследование горного давления [Текст] / Р. Феннер // Вопросы теории горного давления. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 5-58.
4. Лабасс, А. Давление горных пород в угольных шахтах [Текст] / А. Лабасс // Вопросы теории горного давления. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 59-164.
5. Либерман, Ю.М. Давление на крепь капитальных выработок [Текст] / Ю.М. Либерман. – М.: Наука, 1969. – 248 с.
6. Черняк, И.Л. Влияние сопротивления крепи на смещения пород вокруг подготовительной выработки в зоне влияния очистных работ [Текст] / И.Л. Черняк, Ю.И. Бурчаков, Р.И. Григорьев // Уголь Украины. – 1974. – № 8. – С. 21–23.
7. Янс, Г. Влияние сопротивления крепи на уменьшение сечения выработок [Текст] / Г. Янс // Глюкауф. – 1962. – № 25. – С. 12–14.
8. Международная конференция по горному давлению. Материалы комиссии СЭВ по углю [Текст]. – М.: Недра, 1985. – 226 с.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО УЛУЧШЕНИЮ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ УГЛЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ТОНКИХ И ВЕСЬМА ТОНКИХ ПЛАСТОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

В статті розглядаються шляхи підвищення якості вугілля при розробці тонких і вельми тонких пластів в умовах шахт Західного Донбасу.

В статье рассматриваются пути повышения качества угля при разработке тонких и весьма тонких пластов в условиях шахт Западного Донбасса.

In the clause the ways of upgrading quality of coal are examined at development of thin and very thin layers in the conditions of mines of Western Donbas.

В течение последних 20 лет уменьшились объемы добычи каменного угля со 135 млн. т до 80 млн. т. При этом потребность народного хозяйства и промышленности Украины около 110 млн. т. Необходимо предусмотреть возможность изыскания альтернативных источников получения энергии или увеличения количества традиционно-добываемого топливного сырья.

Горно-геологические условия подземной разработки угольных месторождений на территории Украины достаточно сложные. До 70% запасов угля составляют пласты мощностью до 0,9 м. Пласты угля характеризуются высокой газоносностью, являются опасными по выбросам, высокозольными, при этом содержание серы достигает в отдельных случаях 3-4%.

Значительное количество запасов каменного угля сконцентрировано в Павлоградско-Петропавловском районе. Общее количество угольных пластов и пропластков в Павлоградско-Петропавловском районе – 60, мощность колеблется в пределах от 0,1 до 2,0 м, а 18 из них превышает 0,45 м. 21 угольный пласт (C_{12} , C_{11} , C_{10}^B , C_9 , C_8^B , C_8^H , C_7 , C_6^B , C_6^H , C_5^B , C_5^H , C_4^B , C_4^H , C_4^1 , C_4 , C_3 , C_2^B , C_2^H , C_1 , C_0) имеют промышленное значение. Пласты тонкие, отличающиеся относительной устойчивостью и мощностью. Предел прочности углей на одноосное сжатие колеблется в пределах 15-30 МПа. На сегодня разрабатываются только 10, то есть 55,56%. При этом для остальных 44,4% тонких и весьма тонких угольных пластов требуются обоснование параметров их разработки.

Поэтому одной из важнейших проблем шахт Западного Донбасса является подземная разработка весьма тонких и тонких угольных пластов.

Проблема подземной разработки весьма тонких и тонких пластов предопреде-

лила необходимость поиска эффективной технологии их выемки. Отказ от подземной разработки таких запасов спровоцирует невозвратимую утерю значительного количества угля.

Применяемые на сегодняшний день технологии подземной разработки тонких и некондиционных угольных пластов приводят к негативным экономическим показателям, ухудшению качества угля за счет присечки боковых пород, а соответственно – к увеличению объема отработанных отходов, увеличению техногенной нагрузки в регионе.

Использование для выемки тонких пластов применяемых технологий выемки угля сопровождается, как правило, существенной присечкой боковых пород кровли или почвы, что увеличивает зольность угля. При средней мощности 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.

Так или иначе, даже если учесть, что присекаемые породы почвы будут отделены и не заозлят добытый уголь опять же имеет место обрушение 0,0-0,2 м, в некоторых случаях до 0,45 м ложной кровли. Обрушаясь вслед за подвиганием очистного комбайна, ложная кровля добавляет соответственно от 10 до 20% золы, что характерно сказывается на качестве угля.

Уровень качества угля в современных условиях может привести к экономической несостоятельности предприятий-производителей и потребителей [1].

За многолетний период работы угольной промышленности Украины, вблизи шахт и обогатительных фабрик есть около 150 млн. т угольных шламов и штыбов, использование которых в качестве вторичного топливного ресурса, значительно улучшит состояние топливно-энергетического комплекса. В условиях нагромождения продуктов добычи и переработки, каменных угля и антрацитов появилась и продолжает обостряться проблема образования техногенных месторождений.

Такие месторождения представлены хранилищами шламов, которые занимают огромные площади, что приводит до отчуждения сельскохозяйственных угодий и ощущению ухудшению экологической ситуации территорий. Но количество полезных горючих компонентов, в таких хранилищах шламов, составляют порядка 30-75%, которые можно переработать в топливо.

В данном случае решается актуальная промышленная и социальная проблема потребления в дополнительном твердом топливе и снижение экологической нагрузки регионов, где ведется подземная разработка угольных месторождений.

Поэтому возникает важная проблема загрязнения сельскохозяйственных угодий, окружающей среды, а также то, что твердые углеродистые отходы, основную массу которых составляют отходы углеобогащения, различные шламы и бытовые отходы являются специфическим видом отходов, имеют высокий энергохимический потенциал и не столь токсичны, как многие виды промышленных твердых отходов. Таким образом, отходы образуют техногенные месторождения, которые представлены накопленными миллионами тонн угольных шламов. Для подземной разработки данных месторождений необходим выбор рациональной технологии их переработки и использования как дополнительного энергетического ресурса. В качестве эффек-

тивной технологии приведения энергетических ресурсов к техническим требованиям предлагается адгезионно-химическая [2, 3, 4].

Качественная величина энергетических ресурсов характеризуется калорийностью их при использовании в промышленном и народном хозяйстве.

Учитывая выше сказанное в отношении калорийности, предлагается вернуть потерянную в отходах дополнительную добычу к общей в тепловом эквивалентном исчислении на примере шахты «Днепровская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» и представить по следующей схеме (рис. 1).

В сложных горно-геологических условиях подземной разработки энергетических ресурсов возникает необходимость вовлечения в реализацию вторичного сырья в виде угольных шламов и других видов углеродсодержащих веществ как дополнительной добычи горнодобывающих предприятий.

В связи с этим возникает вопрос о необходимости выбора параметров подземной разработки тонких и весьма тонких угольных пластов и установления целесообразности их разработки в сложных горно-геологических условиях. Для установления закономерностей целесообразности (экономически выгодной) подземной разработки выполним исследования по следующему алгоритму:

1) Анализ горно-геологической характеристики угольных пластов.

2) Обоснование и выбор выемочной техники для разработки тонких и весьма тонких угольных пластов.

3) Установление параметров технологии выемки с учетом изменения геологических условий залегания угольного пласта.

4) Расчет количества золы в добываемой горной массе с учетом параметров технологии выемки.

5) Установление величины прибыли, получаемой с тонны концентрата, которая характеризует эффективность разработки угольных пластов.

Для установления области целесообразности подземной разработки были выполнены аналитические исследования качества угля в технологической цепочке добычи (из проходческих и очистных забоев), была разработана и предложена схема эффективного движения калорийности, которая в результате исследований позволила определить рациональные параметры разработки. На основании исследований качества предложен критерий теплового эффекта $T_{эф}$, который характеризует горную массу ее теплотворностью в ккал (МДж), а также рентабельностью (%) разработки полученную в зависимости от прибыли (млн. грн).

$$T_{эф} = M_{н.м} \cdot \mathcal{E}_к, \quad (1)$$

где $M_{н.м}$ – количество теплоты, получаемое от сжигания натурального топлива, ккал;

$\mathcal{E}_к$ – калорийный эквивалент (29,3 МДж/кг или 7000 ккал/кг);

$$M_{н.м} = D_{общ.доб} \cdot Q_p^H, \quad (2)$$

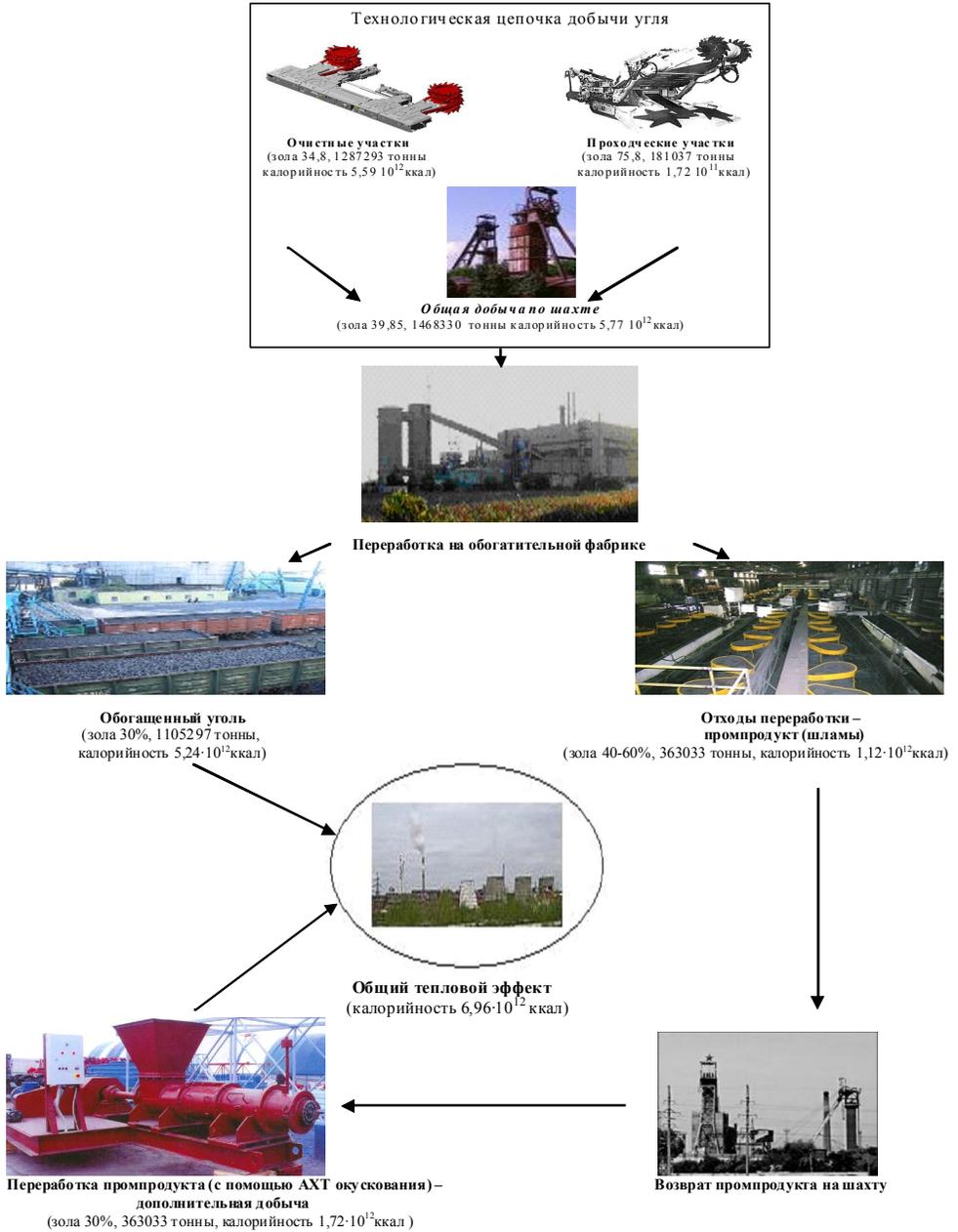


Рис. 1. Схема возвращения дополнительных калорий к общему тепловому эквиваленту калорийности шахты

где Q_p^H – низшая теплота сгорания 1 кг угля, ккал/кг;

$D_{общ.доб}$ – величина общей добычи угля по шахте, т.

Результаты исследований целесообразности сведены в таблицу 1.

Таблица 1

**ПОКАЗАТЕЛИ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ
ТОНКИХ И ВЕСЬМА ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ (НА ПРИМЕРЕ
ПЛАСТОВ ШАХТЫ «ДНЕПРОВСКАЯ» ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ»)**

| Мощность, m (м) | 0,4 | 0,65 | 0,8 | 0,9 | 1 |
|--|-------|-------|--------|-------|-------|
| Тепловой эффект, $T_{эф}$ (10^{12} ккал) | 1,26 | 1,41 | 1,85 | 2,06 | 2,25 |
| Прибыль, P (млн. грн) | 26,17 | 51,74 | 126,09 | 195,5 | 236,7 |
| Рентабельность, R (%) | 14 | 27,6 | 67,41 | 127 | 145,3 |

Таким образом, на основании рассмотренного материала по технологическим предложениям улучшения качества добываемого угля при подземной разработке тонких и весьма тонких пластов, можно сделать следующие выводы:

– предложено возвращение отходов обогащения угля – шламов – на шахту для последующей переработки, с помощью технологии адгезионо-химического окускования и получение твердого топлива с приведенными технологическими показателями;

– обоснована и предложена технологическая схема добычи угля с более полным использованием вторичных энергоресурсов;

– установлена целесообразность подземной разработки тонких и весьма тонких угольных пластов с присечкой вмещающих пород;

Список литературы

1. Пилов, П.И. Анализ факторов, обеспечивающих качество продукции угольной промышленности [Текст] / П.И. Пилов // Матер. III Міжнар. наук.-практ. конф. «Школа підземної розробки». – Дніпропетровськ-Ялта, 2009. – С. 48-63.

2. Спосіб згрудкування твердого палива органічного походження та шихта [Текст]: пат. 65923А Україна / П.І. Пілов, В.І. Бондаренко, Г.О. Куденко, Н.В. Канарська; опубл. 15.04.04, Бюл. № 4.

3. Гайдай, А.А. Исследования прочностных свойств брикетов из угольных шламов и штыбов, полученных способом холодного окускования [Текст] / А.А. Гайдай // Сб. научн. тр. НГУ, 2006. – № 26. – Т.1. – 208 с.

4. Гайдай, А.А., Мальченко, В.И. К вопросу окускования каменноугольных шламов, бурого угля и торфа [Текст] / А.А. Гайдай, В.И. Мальченко // 36. наук. пр. I Міжнар. наук.-практ. конф. «Школа підземної розробки». – Дніпропетровськ: НГУ, 2007. – С. 368-374.

DZIEDZICTWO KULTUROWE I HISTORIA GÓRNICTWА NA UKRAINIE: PROBLEM MUZEIFIKACJI GÓRNICZYCH ARTEFAKTÓW

Викладено світовий досвід збереження культурної спадщини гірників та історіографію розвитку гірництва й гірничої науки в Україні. Робиться висновок про необхідність розгортання вже сьогодні на державному рівні роботи по дослідженню та музеєфікації вітчизняних гірничих артефактів, доцільність введення для студентів гірничих спеціальностей дисципліни «Історія гірництва», видання друком лекцій з комплексу геолого-гірничих знань вчених Києво-Могилянської академії XVII ст. Інокентія Гізеля та Феофана Прокоповича.

Изложен мировой опыт сохранения культурного наследства горняков и историографию развития горного дела и горной науки в Украине. Делается вывод о необходимости развертывания уже сегодня на государственном уровне равные работы по исследованию и музефикации отечественных горных артефактов, целесообразность введения для студентов горных специальностей дисциплины «История горного дела», издание печатью лекций из комплекса геолого-горных знаний ученых Киево-Могилянской академии XVII ст. Иннокентия Гизеля и Феофана Прокоповича.

Представление wymiany światowych doświadczeń ochrony dziedzictwa kulturowego górników oraz rozwoju historiografii górnictwa i nauki o górnictwie na Ukrainie. Wyciągnięcie wniosków na temat konieczności wdrożenia na poziomie centralnym pracy nad badaniami i muzeifikacją narodowych artefaktów górnictwa, celem wprowadzenia dla studentów specjalizacji górnictwa Historii górnictwa, wydanych drukiem wykładów geologiczno – górnictwa uczonych Akademii Kijowsko – Mohylańskiej XVII wieku – Inocentego Gisela i Feofana Prokopowycza.

Światowe doświadczenia

Muzeifikacja zabytków górnictwa, jako zbiorów naukowych, które mogą wejść w skład wystaw, jakie mogą oglądać wycieczki oraz mogą być wykorzystane dla celów kulturalno – naukowych jest bardzo ważną częścią składową kultury, nauki i oświaty/wykształcenia.

Muzeifikacja zabytków górnictwa wydaje się nam bardzo ważna ze względu na kluczową rolę górnictwa w rozwoju technologicznych i kulturalnych części składowych cywilizacji oraz wpływu górnictwa na wszystkie sfery społeczeństwa. Nie przypadkowo Lista Światowego Dziedzictwa UNESCO obejmuje swym zasięgiem znaczną część górnictwa obiektów powstałych w przeszłości (Królewska Kopalnia Soli w Wieliczce,

Kopalnia srebra Rammelsberg, kopalnia miedzi w Kopparbergu, Kopalnie Cesartswa Rzymkiego w Las-Meduas, Potosi i inne). Dawna historia podziemia pozostawiła po sobie znaczną ilość unikatowych struktur i zabytków. Doskonale rozumieją to kraje – liderzy współczesnego świata, które aktywnie badają i zachowują dziedzictwo kulturowe górnictwa, opracowują taktykę i strategię dla następnych pokoleń w oparciu o doświadczenia z przeszłości i czasów obecnych. Na przykład W Stanach Zjednoczonych gdzie znajduje się wiele muzeów poświęconych górnictwie – w stanach Montana, Arizona, Kolorado, Kentaki, Michigan, Nowym Meksyku, Wyoming, Dakota, Minnesota oraz innych – są to muzea poświęcone wydobyciu miedzi, złota, węgla oraz innych gałęzi przemysłu górniczego.

W Niemczech, w których przez wieki górnictwo było przykładem dla wielu krajów znajduje się nie mniejsza liczba muzeów. Główne – Niemieckie Muzeum Górnictwa w Bochum – położone w Zagłębiu Rhury niegdyś najbardziej rozwiniętego zagłębia górniczego w Niemczech. Dobrą sławą cieszą się również górnictwo muzea w Rammelsberhu, a także muzeum politechniki niemieckiej w Monachium. Szczególna popularnością cieszą się kopalnie – muzea, które są usytuowane w dawnych kopalniach i posiadają trasy do zwiedzania (takich muzeów w Niemczech istnieje ponad trzydzieści). W Europie muzea górnicze są rozmieszczone/położone w ośrodkach gdzie kiedyś były wydobywane surowce, przede wszystkim w górnictwo-metalurgicznych (hutniczych) centrach kraju. Wśród liderów z zachowaniem/pielęgnowaniem dziedzictwa górniczego przodują Austria, Wielka Brytania, Hiszpania, Polska, Słowacja, Czechy.

W krajach powstałych po rozpadzie Związku Radzieckiego (w krajach postsowieckich) można mówić jedynie o początku tego procesu (jednym ze znanych muzeów na świecie jest jedynie Górnicze Muzeum Instytutu Górnictwa w Sankt Petresburgu, które działa od 1773 roku i posiada w swych zbiorach około 230 tysięcy eksponatów). Trudno jest przecenić wkład górniczych regionów w historii górnictwa, w światową naukę i praktykę górnictwa. Z tym wyraźnie kontrastuje utrata dużej części historycznego dziedzictwa górników. Sytuacja na Ukrainie nie jest o wiele lepsza niż w innych państwach byłego ZSRR. Zachowanie ogromnego doświadczenia zdobytego dzięki poprzednim pokoleniom górników oraz wprowadzenie go w sferę naukową oraz w oświatę – to ważne zadanie współczesnej nauki o górnictwie i ukraińskiej górniczej wspólnoty.

Sprawa muzeifikacji przedmiotów związanych z górnictwem na świecie oraz w konkretnych państwach jest powiązane z historią górnictwa, jego gałęzi, historią górniczych regionów, specjalistycznych szkół wyższych i ich wydziałów a także przedsiębiorstw górniczych. Ważnym faktem jest by historycznie – krajoznawcze badania były przedstawiane nie tylko w artykułach, monografiach, podręcznikach dla szkół o profilu górniczym ale i pracami mającymi szerszy zasięg. Ważne są także badania porównawcze procesów rozwoju dynamiki w różnych regionach świata, a także porównanie procesów i dynamiki rozwoju górnictwa na tle innych państw. Powinno się znaleźć także miejsce dla badań o wąskiej tematyce – badania historii wydobycia jednego rodzaju kopaliny czy rozwoju kopalni. Wszystko to stworzy niezbędne naukowe podstawy dla procesu kształcenia i muzeifikacji oraz zachowania dziedzictwa kulturowego górnictwa.

Historia rozwoju górnictwa oraz nauki o górnictwie na Ukrainie

W kulturze zachodnioeuropejskiej rozwój wydawnictw związanych z górnictwem zaczął się już w XVI wieku (A. Magnus, G. Agricola, V. Biringuccio) Na ziemiach wschodniej Europy, w tym na Ukrainie rozpoczął się później pod wpływem osiągnięć zachodnich. Jednak indywidualne osiągnięcia naukowe uczonych od dawna były znane w różnych gałęziach przemysłu górniczego i nauk powiązanych z nim.

Pierwszym znanym dziełem ukraińskich uczonych dotyczącym górnictwa i nauki o ziemi i znaczącym odkryciem były Izborniki Światosława 1073-1076 rok – zabytek literatury staroruskiej, zawierające wykaz i opis wielu kamieni szlachetnych oraz ich ceny i wiele innych informacji.

Najstarsza wzmianka, jaka jest powiązana z ukraińską nauką działalnością górnictwem dotyczy Świętopełka Fioła (1460-1526), który w Krakowie wydrukował pierwsze książki po ukraińsku “Триодъ Пісна”, “Триодъ Цвітна”, “Часословець” i “Осьмогласник”. Prócz działalności wydawniczej Fioł zajmował się także mechaniką górnictwem i opracowywaniem projektów maszyn górniczych. 9 marca 1489 roku otrzymał on od polskiego króla Kazimierza IV przywilej/ patent na wynalezioną przez niego maszynę do odpompowywania wody z chodników kopalnianych, jaka miała być zastosowana w kopalni w Olkuszu. Ten wynalazek zaciekał wybitnego inżyniera górnictwa i projektanta maszyn górniczych Jana Thurzo (1473-1508), współwłaściciela przemysłowych i bankowych spółek, który utworzył pierwszy w Europie górniczo – metalurgiczny monopol. Fakt współpracy między Fiołem a Thurzo zapisano w krakowskich archiwach i po raz pierwszy opublikowano w 1922 roku przez polskiego historyka Jana Ptasznika.

Drugą chronologicznie ważną postacią w historii narodowej Nauki o Ziemi jest Innocenty Gizel (1600-1683). Był pierwszym ze słynnych profesorów Akademii Kijowsko-Mohylańskiej, wykłady którego zawierały wiele danych/szczegółów dotyczących nauki o ziemi i górnictwa. To on przedstawił tezę o niezniszczalności substancji, która została w rozwinięta znanych pracach Lawuazje i Łomonosowa.

W roku 1627 w Kijowie ukazał się drukiem “Leksykon Sławenorosskij” Pamby Stefana Beryndy, jaki pośród 7 tysięcy haseł zawierał w sobie także terminy powiązane z górnictwem.

Następne w kolejności chronologicznej są prace Feofana Prokopowicza – rektora Kijowsko – Mohylańskiej Akademii. XVIII wiek był zmiennym dla rozwoju górnictwa. Na Akademii Kijowsko – Mohylańskiej już w latach 1705-1706 studiowano podstawy nauki o minerałach kopalnianych. W książce rektora Akademii Feofana Prokopowicza (1681-1736) Na zaawansowanych mieszane ciało martwe – metale, kamienie i inne”, był opisane takie złoża jak smoła i siarka, nafta, bursztyn, glina (ceramiczna, margle, biała), sól (morska, kamienna, amonowa i inne) To w tej książce po raz pierwszy wspomniano o chorobach zawodowych górników “Większość chorób z jakimi borykają się górnicy i hutnicy pochodzi od złóż siarki i rtęci”.

Prokopowicz opisał minerały szlachetne w skałach i hemach. Opracował ich klasyfikacje. Wydzielił skały/kamienie porowate i gęste, przejrzyste i ciemne, szlachetne i perły. Opisał dziesiątki najbardziej znanych minerałów; budowlanych, kamieni

szlachetnych i półszlachetnych, specyficzne skały/kamienie : pumeks, marmur, magnat, szmaragd, diament, rubin, ametyst, opal, topaz, beryl, kryształ, jaspis itp.

W tworzeniu prawa, reguł górnictwa, stosunków przemysłowych i organizacji górniczych na Ukrainie odegrały ważną rolę Uniwersały hetmanów ukraińskich, zokrema J. Mazepy, D. Mnogogrisznego, J. Samojłowycza i in.

Naukowcy z zagranicy.

Wpływ na tworzenie się i rozwój ukraińskiej myśli geologicznej oraz na badania geologiczne miały ekspedycje znanych badaczy rud, których Rosyjskie Imperium wysyłało na Ukrainę w XVIII wieku w celu wykrywania/odkrywania złóż mineralnych (badania George Nixona, Gottlieba Junkera, Rajzera Gustawa, Petra Pallasa, Samuela Hmelina i innych). Niestety do stworzenia warunków dla stałej wymiany doświadczeń i wiedzy (utworzenia szkół) wtedy nie doszło.

Odkrycie pokładów węgla w Donbasie

Odkrycie oraz pierwsze próby wykorzystania pokładów donbaskiego węgla powiązane jest z działalnością zarządcy Bachmutskich kopalni soli, szlachcica polsko-ukraińskiego pochodzenia Nikity Węprejskiego i komendanta Bachmutskiej twierdzy Semena Chirkova w 1721 roku. W tym czasie lokalne lasy zostały praktycznie wyeksploatowane, a drewno było użyte na potrzeby kopalni w celu odparowania soli w Bahmutskich i Torskich zakładach przemysłowych, co doprowadziło do sytuacji, w której zaczęto szukać innych źródeł paliwa. Miejscowa ludność, jaka korzystała już z węgla kamiennego w domu, wskazała na miejsca gdzie złoża węgielne były na powierzchni ziemi – na rzece Bileńkij (Gorodyscze w rejonie Perewalskim) i w ur. Skelewatym na rzece Ługań. Zebrane próbki węgla kamiennego i rudy zostały wysłane do Sankt Petersburga w celu testowania. Testy wykazały wysoką, jakość węgla. W 1723 roku pod kierownictwem Węprejskiego i Chirkova rozpoczęło się przemysłowe wydobywanie i wykorzystanie złóż węgla, które znajdowało się na powierzchni ziemi (było w to zaangażowanych mniej więcej 200 robotników), jednak kopalni w tym miejscu nie wybudowano.

Działalność C. Gascoigne

Pierwszym istotnym krokiem w kierunku systematycznego upowszechniania i wykorzystywania wiedzy z zakresu górnictwa i geologii na Ukrainie była budowa Ługańskiej ływarni i kopalni w Łisiczansku (1796 rok). Kopalnie ta znajdowała się pod kierownictwem wybitnego szkockiego inżyniera górnictwa i hótnictwa Charlesa Gascoigne (odnego z głównych działaczy Rewolucji przemysłowej w Anglii) i jego utalentowanego zespołu (A. Pikaron, T. Roper, A. Smith, D. Sherif) Pod kierownictwem Gascoigne odbywały się wszystkie ekspedycje, jakie w znacznej mierze odbywały się w celu zbadania regionu donbaskiego, co natomiast sprzyjało rozwojowi przemysłowemu regionu oraz przygotowaniu do pracy pierwszych kadr górniczych, kuźnią, jakich stał się zakład w Ługańsku. Ługańsk skupił wokół siebie wielu znakomitych.

Szkoła Górnicza w Lisiczańsku

Znaczące sukcesy w dziedzinie przemysłowego wydobywania węgla (wprowadzenie zaawansowanego sprzętu, w tym silników parowych, organizacja zaplecza socjalnego

dedykowanego górnikom) oraz świadomość perspektywy rozwoju dla obszarów Donbasu, przyczyniły się do utworzenia tam w 1806 roku pierwszej szkoły górniczej na Ukrainie.

Placówka ta cieszyła się dużym prestiżem i szacunkiem w środowisku górników, istniała prawie przez pół wieku. Po przerwie w jej istnieniu Departament Górnictwa Imperium Rosyjskiego w 1872 roku postanowił ponownie otworzyć słynny zakład nauczania w Lisiczańsku, a rozporządzenie o jej reaktywacji osobiście podpisał sam Aleksander II. W statucie szkoły szczególnie nacisk został położony na cel istnienia placówki, a mianowicie:

“... Sztygar szkolenia, czyli mistrzów górnictwa, dla regionu węgla w Doniecku”.

Rozporządzenie wprowadziło pięciostopniową skalę ocen, a promocję na następny rok można było otrzymać wyłącznie wtedy, gdy student z przedmiotów ogólnych otrzymał co najmniej trzy punkty, a ze “sztuki górnictwa” i “marksgórnictwa” – przynajmniej cztery. Najlepsi uczniowie byli nagradzani premiami Zjazdu Przemysłowców Górnictwa.

Szkoła otrzymała przestronny budynek w centrum miasta. Nieco później przekazano jej także laboratorium zakładu hutniczego. Uznano bowiem za oczywiste, iż górnik powinien orientować się również w sztuce hutnictwa. Ponad to zbudowano kopalnianą szachtę dla zajęć praktycznych.

W 1873 roku do szkoły przyjęto 40 uczniów. Zespół wykładowców składał się z doświadczonych fachowców Ługańskiego Okręgu Górniczego oraz absolwentów Instytutu Górnictwa z Sankt Petersburga. Zgodnie z górniczą tradycją w szkole obowiązywały mundurki, w ich skład wchodził między innymi skórzany pas, na sprzączce którego umieszczono symbol górnictwa, czyli skrzyżowany kilof i młot. Poza tym placówka posiadała orkiestrę dętą, teatr, organizowane były także “wieczorki” literackie.

O wysokim poziomie nauczania Szkoły Górniczej w Lisiczańsku świadczył fakt, iż jej absolwentów zapraszano nie tylko do kopalń Ukrainy, ale również Kaukazu, Uralu oraz Syberii.

Do 1917 roku szkoła wykształciła ponad 700 górników, którzy następnie obejmowali różne funkcje (łącznie ze stanowiskami kierowniczymi) w zakładach zajmujących się wydobywaniem węgla na terenie Donbasu. Oprócz przedstawionej szkoły na Ukrainie w latach 70-ych XIX stulecia w Krzywym Rogu i Horliwce zaczęły tworzyć się prywatne placówki kształcące przyszłych górników.

Naukowe Towarzystwo im. Szewczenki

Rozwojowi nauk przyrodniczych oraz tworzeniu ukraińskiej terminologii w zakresie nauk o Ziemi sprzyjało powstanie w 1873 roku Naukowego Towarzystwa im. Szewczenki – będącego w zasadzie pierwszą ukraińską akademią nauk. W fundamentalnej w swoim znaczeniu 11-tomowej pracy “Encyklopedia ukrainoznawstwa” (1955-1984) uczeni Towarzystwa jako pierwsi encyklopedycznie opisali powstanie znaczących kopalń Ukrainy, jak również stworzyli wykaz geologicznych, górniczych basenów i warstw. Dodatkowo zdefiniowali wiele technicznych terminów, związanych z wydobywaniem przydatnych substancji kopalniny.

Otwarcie Wyższej Szkoły Górniczej w Katerynosławiu

Punktem kulminacyjnym rozwoju szkolnictwa w dziedzinie górnictwa na Ukrainie było otwarcie w 1899 roku Katerynosławskiej Wyższej Szkoły Górniczej, znanej dziś pod nazwą Narodowego Uniwersytetu Górniczego (miasto Dniepropietrowsk). Ciekawostką związaną z otwarciem szkoły jest fakt, iż decyzję o rozpoczęciu działalności placówki podjęto zgodnie z rozporządzeniem XXI zjazdu przemysłowców górnictwa Południowej Rosji, a koszty jej powstania w znacznej mierze zostały pokryte przez przemysłowców - mecenasów (w pierwszej kolejności należy wymienić przemysłowca i bankiera O Aleksija Alczewskiego).

Centrum kształcącym "siłą techniczną" miała stać się wyższa szkoła w Katerynosławiu, która co więcej znajdowała się terenie otoczonym przez "prowincje" bogate w złoża mineralne, (m. in. doniecki węgiel czy żelazo z Krzywego Rogu).

12 października 1899 roku w pałacu Potiomkina miała miejsce ceremonia otwarcia Katerynosławskiej Wyższej Szkoły Górniczej. Jej pierwszym dyrektorem został inżynier górnictwa S. Suczow (1899-1908), drugim zaś profesor geologii M. Lebediew. Początkowo szkoła miała dwa wydziały – górniczy i fabryczny. Wyposażona była w bibliotekę z dwoma działami, muzeum minerałów oraz laboratorium chemiczne, techniczne oraz eksperymentalne. 25 kwietnia 1903 roku car Mikołaj II przyjął uchwałę Dumy dotyczącej czasu nauczania w katerynosławskiej szkole – tytuł inżyniera górnictwa otrzymywano po 4 latach kształcenia. 19 czerwca 1912 roku Duma zatwierdziła rozporządzenie mówiące o przemianach w Katerynosławski Instytut Górniczy. Jego pierwszym rektorem został wspomniany już wcześniej M. Lebediew. W 1912 roku kadre stanowiło 44 wykładowców, w tym 14 profesorów, zaś ilość studentów wahała się w granicach 700-800 osób.

W. Wernadski (Instytuty PAN Ukrainy)

Znaczący wkład w rozwój badań naukowych związanych z górnictwem wniosły instytuty Państwowej Akademii Nauk Ukrainy. Odwołując się do antycznej maksymy "początek to połowa całości" należy nadmienić postać założyciela i pierwszego kierownika Ukrainskiej Akademii Nauk (1918 r.) Włodzimierza Wernadskiego. Naukowa ścieżka wybitnego przyrodnika i uczonego-encyklopedysty w znacznym stopniu nawiązywała do nauk z dziedziny górnictwa i przyrodznawstwa. Mineralogia, krytalografia, geochemia, radiogeologia, badanie biosfery i noosfery – oto dziedziny, jakimi zajmował się ukraiński uczonek. Traktował on człowieka jako naturalną część biosfery, a jego działalność uważał za najważniejszy element w geologii. Wernadski zapoczątkował badania historii górnictwa i geologicznej nauki, nadawał ogromne znaczenie przeszłości nauki i techniki.

Dorobek początku XXI wieku

Obecnie na Ukrainie gałąź przemysłu górnictwa i wydobywczego jest dobrze rozwinięta. Studia w tej dziedzinie można podjąć w Państwowym Uniwersytecie Górniczym oraz na uniwersytetach w Doniecku, Krzywym Rogu i Alczewsku. Prowadzonych jest szereg

бadań, istnieją specjalistyczne instytuty, działa kilka państwowych akademii, między innymi Górnicza Akademia Ukrainy czy Ukraińska Akademia Naftowo-Gazowa.

Spółród ukraińskich publikacji ostatnich lat należy wymienić trzytomowy “Encyklopedyczny słownik górnictwa” (2001, 2002, 2004) oraz “Małą encyklopedię górnictwa” (2004, 2007) – inicjatorem i kierownikiem obu tych wydań był W. Bileckij, Bibliotekę inżyniera górnictwa w 14 tomach (za redakcji prof. W. Byzova), sześciotomowy “Atlas naftogazowych prowincji Ukrainy” (zespół autorów) oraz rząd oryginalnych wydań z dziedziny minaralogii, geologii, teorii podziemnego wydobnictwa (D. Gursky, V. Bojko, V. Pavlyshyn, L. Galetsky, W. Bondarenko i in.). Pokrycie historii górnictwa na Ukrainie – w szeregu publikacji za autorstwem G. Gajko, W. Bileckiego, J. Browendera, G. Vilkula, W. Pirko i in.

Streszczenie

1. Potężny i wielowiekowy dorobek ukraińskiego górnictwa niezaprzecalnie potrzebuje dziś roztoczenia nad nim profesjonalnej oraz odpowiedzialnej opieki, mającej zająć się ochroną jego artefaktów. Niezbędna do tego jest naukowa i finansowa pomoc państwa.

2. Docelowo do programów nauczania w szkołach górniczych należy wprowadzić przedmiot “Historia górnictwa”, wymaga to przygotowania odpowiedniego podręcznika. Zajęcia te powinny przedstawiać wielowiekowy rozwój górnictwa jako jeden system i ewolucję dziedziny, budząc tym ciekawość studenta, podwyższając jego zaangażowanie i motywację oraz sprzyjać odrodzeniu górniczych tradycji.

3. Spośród zadań z dziedziny historii ojczystych nauk o ziemi i górnictwie należy w pierwszej kolejności podjąć się wydania drukiem publikacji powstałej na bazie prac uczonych z Akademii Kijowsko-Mohylańskiej XVII wieku – I. Gizela oraz F. Prokopowycza pt. “Traktat o kamieniu i gemach” – pierwszej ukraińskiej publikacji z zakresu nauk geologiczno-górnicznych.

Literatura

1. Білецький, В.С. Хронологія гірництва в країнах світу [Текст] / В.С. Білецький, Г.І. Гайко. – Донецьк: Донецьке відділення НТШ, «Редакція гірничої енциклопедії», УКЦентр, 2006. – 224 с.

2. Гайко, Г.И. История освоения земных недр [Текст] / Г.И. Гайко. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2009. – 269 с.

3. Гайко, Г.І. Історія гірництва на землях України [Текст]: зб. наук. пр. «Історичні і футурологічні аспекти розвитку гірничої справи» / за заг. ред. Г.І. Гайка. – Алчевськ: ДонГТУ, 2005. – С. 8-18.

4. Дивовижний світ давнього гірництва [Текст] / за заг. ред. Г.І. Гайка. – Алчевськ: ДонДТУ, 2005. – 130 с.

5. Кононець, О. Розвиток природничих і технічних знань в Україні (від найдавніших часів до XVI ст.) [Текст]. Т. IV. Студії з поля історії української науки і техніки: праці Наукового товариства ім. Шевченка / О. Кононець. – Львів, 2000. – С. 19-38.

6. Сірополко, С. Історія освіти в Україні [Текст] / С. Сірополко. – К.: Наукова думка, 2001. – 912 с.

7. Криворізький залізорудний басейн. До 125-річчя з початку промислового видобутку залізних руд України [Текст] / Вілкул Ю. Г. та ін. – Кривий Ріг: Видавничий центр Криворізького технічного університету, 2006. – 583 с.

8. Пірко, В. Соляні промисли Донеччини в XVII-XVIII ст. (Історико-економічний нарис і уривки з джерел) [Текст] / В. Пірко, М. Литвиновська. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. – 136 с.

9. Brovender, Yu. Ancient mines in east Ukraine / Yu. Brovender, G. Gayko // *Materialy szkoly eksploatacji podziemnej*. – Krakow: IGSME PAN, 2003. – S. 609-616.

10. Гайко, Г. Гірництво і підземні споруди в Україні та Польщі (нариси з історії) [Текст] / Г. Гайко, В. Білецький, Т. Мікось, Я. Хмура. – Донецьк: Український культурологічний центр, Донецьке відділення НТШ, Редакція Гірничої енциклопедії, 2009. – 296 с.

Tłumaczenie na język polski Karoliny Bursztynowicz, Pauliny Szybińskiej

ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОТЫ ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Виконано аналіз та розроблено алгоритм імітаційної моделі оптимізації застосування прохідницького обладнання за допомогою програмних пакетів Matlab та Simulink. Встановлено залежності часу роботи, коефіцієнта готовності і трудомісткості від технологічних параметрів для двох варіантів прохідницьких комплексів.

Выполнен анализ и разработан алгоритм имитационной модели оптимизации применения проходческого оборудования с помощью программных пакетов Matlab и Simulink. Установлены зависимости времени работы, коэффициента готовности и трудоемкости от технологических параметров для двух вариантов проходческих комплексов.

The analysis of the algorithm and simulation optimization model of tunneling equipment with the help of software packages Matlab and Simulink. The dependences of the time, and labor availability factor of the process parameters for the two options tunnel complexes.

Введение

Одним из основных экспортных товаров Украины является железорудное сырье, металл или изделия из него. Уровень экспорта металла зависит от эффективности работы горнодобывающего комплекса Украины. Поэтому приоритетность повышения его эффективности отмечается стратегией развития Украины. Центральное место в горнодобывающем комплексе занимают горнопроходческие работы, которые составляют 30-40% трудозатрат на добычу полезного ископаемого. Одно из направлений совершенствования горнодобывающего комплекса это разработка научно-обоснованных методов определения эффективности горного оборудования отечественных и зарубежных производителей, которое используется при проведении горных выработок.

Для решения подобных задач в последнее время широко применяются системный анализ и его метод – *имитационное моделирование*. При использовании системного анализа при решении подобных задач необходимо обоснование цели системы, структуры и функциональных свойств системы. Из теории системного анализа, *цель* – это образ несуществующего, но желаемого состояния среды, которое позволяет решать проблему при данных ресурсах.

Целью исследуемой системы будет:

- производительность машин, шп.-м/смену, м³/смену;
- коэффициент готовности машин;
- трудоемкость проведения выработки, чел-смен.

Структура системы – это ее порядок в совокупности объектов. Структура горнопроходческого комплекса представляет сложную систему с внешней средой и несколькими входами и выходами параметров. При проведении выработки машины имеют последовательное, параллельное и смешанное соединение. Определенная структура расположения оборудования влияет на эффективность системы и зависит от результата каждого из процессов. Система делится на подсистемы, которые имеют связи между собой и внешней средой. Внешняя среда представлена горными породами в массиве и в разрушенном состоянии также влияет на структуру. Функции системы зависят от ее структуры, и характеризуется технической производительностью, уровнем надежности и эффективностью использования оборудования во времени.

Основная часть

Из широко применяемых методов для системного анализа основным является имитационное моделирование. Выбор имитационного моделирования для выполнения исследований заключался в следующем:

1. Увеличивая или уменьшая количество исходных данных модели, можно строить системы любой степени сложности.

2. С использованием алгоритмов и языков высокого уровня программирования, например Matlab, можно воспроизводить сколько угодно связей между элементами, блоками и подсистемами модели.

3. Усложняя имитационную модель, можно добиться высокой точности результатов моделирования.

Такой подход позволяет решить ряд актуальных проблем эффективного управления горнопроходческих комплексов. Основными проблемами, мешающими эффективному управлению горнопроходческих комплексов, являются:

- большое количество горного оборудования: бурового, погрузочного, транспортного, вспомогательного;
- при различных видах горнопроходческого оборудования возможны различные совмещения рабочих процессов;
- большое количество рабочих процессов, которые взаимодействуют между собой и внешней средой;
- различные во времени и пространстве взаимодействия подсистем оборудования.

При построении имитационной модели необходимо воспроизвести структуру и функции системы, а также рассмотреть критерии работы системы и ограничения. Основным критерием эффективности является коэффициент готовности машины, производительность машин, и затраты энергии на работу машины. В модели рассчитывается производительность и уровень использования машины на проходческом участке, также при работе оборудования должна определяться производительность и надежность оборудования. Оценка каждого варианта проходческого комплекса про-

изводится по максимальной производительности при минимальных затратах в данных горно-геологических и технологических условиях.

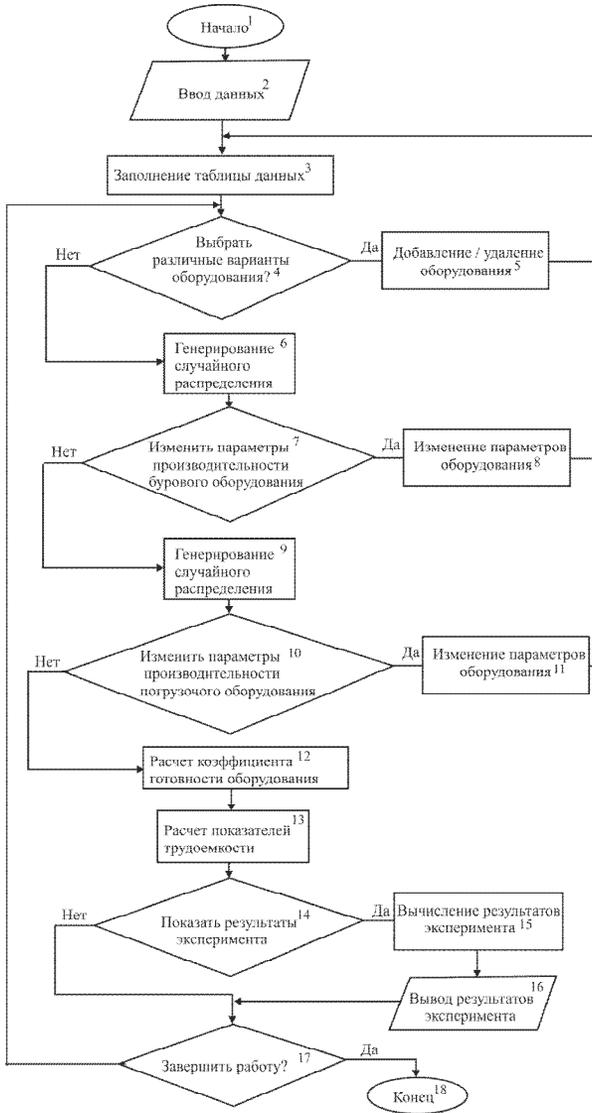


Рис. 1. Алгоритм имитационной модели

шпуров в забое и погрузка горной массы, а также определение коэффициента использования оборудования в зависимости от эксплуатации в различных горно-геологических условиях.

Имитационное моделирование состоит из следующих этапов:

1. Постановка задачи и согласование целей системного анализа с целью имитационного моделирования, рассматриваются показатели эффективности и ограничения.

2. Изучение горно-геологических и горнотехнических условий, в том числе случайных законов распределения прочности пород.

3. Выделение основных факторов: тип машин, скорость проведения выработки, эксплуатационная производительность, зависимость производительности машин от геотехнологических условий.

4. Формулировка, построение математической модели и планирования численного эксперимента.

5. Составление программы в Matlab и проведение эксперимента.

6. Верификация и анализ результатов имитационного моделирования.

Целью имитационного эксперимента является: выбор и определение эксплуатационной производительности горнопроходческого оборудования, определение трудоемкости основных рабочих процессов, таких как бурение

Алгоритм имитационной модели

Общая схема алгоритма имитационного моделирования основных процессов при проведении подготовительных выработок представлена на рис. 1. Алгоритм состоит из различных модулей, которые подразделяются на основные и вспомогательные. К основным относятся: 3, 8, 11, 12, 13. Остальные модули можно рассматривать как вспомогательные. Вспомогательные модули служат для ввода и вывода данных (2, 16), изменения установленных параметров моделирования (5), вычисления требуемых показателей (15), определения режима работы программы (4, 6, 7, 9, 10), а также обеспечения взаимодействия и функционирования основных модулей алгоритма. Здесь и далее нумерация модулей алгоритма осуществляется в соответствии со схемой, приведенной на рис. 1.

Модуль № 2. Блоки исходных данных состоят, из двух подразделов:

1. Технологические параметры горной выработки (форма поперечного сечения и геометрические размеры) и горно-технологические условия ее проведения;
2. Рассматриваются технические характеристики горнопроходческого оборудования, совместимых с исходными данными по двум вариантам.

При выборе вариантов горнопроходческих комплексов учитывались следующие горно-геологические и горнотехнические условия: крепость пород, максимальный размер куска и фронт погрузки и т.д.

Модуль № 3. В данном модуле осуществляется заполнение таблицы данных и хронометража времени по выполнению отдельных операций.

Модуль № 5. В данном модуле осуществляется работа с базой данных: выбор или удаление оборудования из справочного пособия [1].

В модули №№ 6, 9 входит генерирование случайного распределения величин.

Модуль 7. Сменная эксплуатационная производительность (норма выработки) установки бурильной шахтной определяется по формуле [1]:

$$H_{\sigma} = \frac{T - (t_{nz} + t'_{nz} + t_{om} + t_{взр})}{\frac{1}{(k_o \cdot n \cdot v)} + (t_{ман} + t_{об.х.} + t_k)}, \text{ ш.-м/смену,}$$

где T – продолжительность смены, мин;

t_{nz} – время общих подготовительно-заключительных операций, принимается равным 2,5% от продолжительности смены, мин;

t'_{nz} – время подготовительно-заключительных операций при бурении шпуров, принимается равным 9,5% от продолжительности смены, мин;

t_{om} – время на отдых проходчиков, принимается равным 10% от продолжительности смены, мин;

$t_{взр}$ – время на технологический перерыв на взрывные работы, принимается равным 12% от продолжительности смены, мин;

n – число бурильных машин на установке;

k_o – коэффициент одновременности работы бурильных машин, равный 0,78 при $n = 2$ и 0,73 при $n = 3$;

$t_{ман}$ – время, затрачиваемое на манипулирование по установке и перестановке бурильных машин, обычно равно 0,25-0,5 мин на 1м шпура;

$t_{об.х.}$ – время обратного хода бурильной головки на 1м шпура, м/мин;

$t_{об.х.} = 1/V_{об.х.}$, здесь $V_{об.х.}$ – скорость обратного хода (м/мин), равная в среднем 20 м/мин;

t_k – время на замену коронок, 0,1 мин на 1 м шпура;

v – чистая скорость бурения бурильной машиной (м/мин), зависящая от крепости пород.

Скорость бурения бурильной машины:

$$v = \frac{13400 \cdot A \cdot n}{d^2 (10 \cdot \sigma_{сж})^{0,59}}, \text{ мм/мин,}$$

где A – энергия удара, Дж;

n – частота удара, Гц;

d – диаметр шпура, мм;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности породы на одноосное сжатие, МПа, т.е. $\sigma_{сж} = 10 \cdot f$, МПа;

f – коэффициент крепости горных пород по шкале проф. М.М. Протодыяконова.

Модуль 10. Сменная эксплуатационная производительность (норма выработки) погрузочно-доставочных машин определяется по формуле [1]:

$$H_n = \frac{(T - t_{n3} - t_n) \cdot V \cdot K_3}{[t_o + t_e] \cdot k_{om} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{смену,}$$

где t_{n3} – продолжительность подготовительно-заключительных операций зависящие от типа машины и равные 30-70 мин на смену;

V – объем кузова или ковша, м³;

t_e – вспомогательных операций, связанных с маневрами машины, штабелевкой горной массы, ее разрыхлением и разбивкой негабаритов, равное 0,8-3 мин/рейс (большее время относится к погрузочно-транспортным машинам);

t_o – время основных операций на рейс, определяется по формуле:

$$t_o = \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_n + t_p, \text{ мин,}$$

где L – расстояние транспортирования, м; v_c – средняя скорость транспортирования, равная 75–80 м/мин; t_p – время разгрузки, в среднем равное 1 мин; t_n – время

погрузки, равное для накопления ковша погрузочно-доставочных машин 0,9-1,4 мин.; K_p – коэффициент разрыхления горной массы, равный 1,5-1,8.

Модуль 12. Коэффициент готовности K_z может быть установлен по формуле из [2]:

$$K_z = \frac{Q_{сум}}{Q(T - t_{e.o})n_{p.см} - A Q_{сум}},$$

где $Q_{сум}$ – суточная проектная производительность горнопроходческого оборудования, шп.-м/сутки или м³/сутки;

Q – эксплуатационная производительность за смену, шп.-м/смену или м³/смену;

T – продолжительность смены, ч;

$t_{e.o}$ – регламентированное время ежесменного обслуживания, ч;

A – вероятность поломки проходческого оборудования, доли ед.;

$n_{p.см}$ – число смен в сутки.

Модуль 13. Трудоемкость бурения шпуров в забое установкой бурильной шахтной:

$$\tau_{\delta} = \frac{V_{\delta}}{H_n}, \text{ чел-смен,}$$

где V_{δ} – объем работ по бурению шпуров в забое, шп.-м;

Трудоемкость по погрузке горной массы, погрузочно-доставочной машины:

$$\tau_{zm} = \frac{V_{zm}}{H}, \text{ чел-смен,}$$

где V_{zm} – объем горной массы полученный за один взрыв в забое, м³.

Модули 14, 17 обеспечивают пользователю удобство работы с программой и выполняют вспомогательную функцию.

Моделирования работы горнопроходческих комплексов

Для имитационного моделирования были выбраны два варианта горнопроходческих комплексов, которые рекомендуется использовать в горно-геологических условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» (ЗАО «ЗЖРК») [1]. Первый вариант горнопроходческого комплекса состоит из установки бурильной шахтной типа Ахега 5-126 (производства «SANDVIK TAMROCK», Финляндия) и погрузочно-доставочной машины PNE-2500 (производства «STROJARNE PRIEVIDZA», Словакия), а второй вариант – УБШ-312 А и погрузочная машина ПД-5А (производства Украина) (табл. 1 и 2).

Составим математическую модель работы проходческого оборудования с помощью программных пакетов Matlab и Simulink.

Пакет моделирования динамических систем Simulink предназначен для математического моделирования линейных и нелинейных динамических систем и устройств, представленных своей функциональной блок-схемой (рис. 2).

Таблица 1

ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА УСТАНОВОК БУРИЛЬНЫХ ШАХТНЫХ

| Параметр | Axera 5-126 | УБШ-312 А |
|---|--------------|---------------|
| Зона бурения (высота × ширина) | 5,89 × 6,49 | 5,0 × 7,0 |
| Коэффициент крепости буримых пород, f | ≤ 20 | 6-20 |
| Глубина бурения шпуров, м | ≤ 3,09 | ≤ 3,9 |
| Тип бурильной машины | HLX5, HL510 | Б-106, Б-106А |
| Тип ходовой части | пневмошинный | пневмошинный |
| Длина, м | 10,855 | 12,0 |
| Ширина, м | 1,75 | 2,0 |
| Высота, м | 2,1–3,1 | 2,5 |
| Масса, т | 12,0 | 15,5 |

Таблица 2

ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНЫХ МАШИН

| Параметр | PNE-2500 | ПД-5А |
|-----------------------------------|----------|-------|
| Грузоподъемность, т | 6,0 | 6,0 |
| Вместимость ковша, м ³ | 2,42 | 3,0 |
| Высота разгрузки, м | 1,6 | 1,525 |
| Мощность привода, кВт | 55 | 100,4 |
| Радиус поворота, м | 3,075 | 7,2 |
| Длина, м | 7,39 | 8,0 |
| Ширина, м | 1,65 | 2,2 |
| Высота, м | 2,0 | 1,85 |
| Масса, т | 18,6 | 15,0 |

В нем реализованы принципы визуально-ориентированного программирования, что позволяет легко набирать нужные блоки и соединять их с целью составления модели системы или устройства.

Используя компоненты блок-схем, исследователь может переносить нужные компоненты блоков в окно редактора пакета Simulink и соединять линиями входы и выходы блоков. Таким образом, создается блок-схема моделируемой системы в Simulink. Часть блоков схемы представляет собой алгебраические и дифференциальные уравнения, а остальные блоки обеспечивают работу Simulink-модели.

При этом сложнейшие уравнения состояния, описывающие работу моделей систем или устройств, формируются автоматически, обеспечивая визуальный контроль за поведением созданной модели.

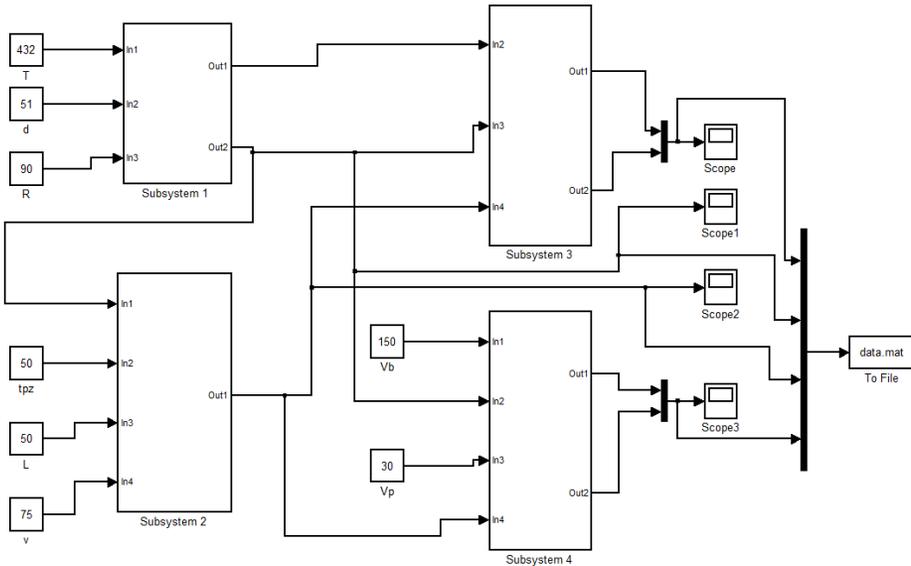


Рис. 2. Функциональная схема Simulink-модели

На рис. 2 представлены основные обозначения и переменные, использованные в математической модели: Subsystem 1 – производительность бурового оборудования, структура подсистемы показана на рис. 3, Subsystem 2 – производительность погрузочного оборудования, Subsystem 3 – коэффициент готовности оборудования, Subsystem 3 – определение трудоемкости. Блоки Constant – показывают исходные данные для модели. Результаты моделирования записываются в файл результатов с использованием блока To File, а также заносятся в блок Scope.

Ввод данных осуществлялся с командной строки, таблицы данных, а управление моделированием – с M-файлов в Simulink-модели.

Результаты моделирования

Результаты имитационного моделирования были получены для условий эксплуатации Южно-Белозерского месторождение богатых железных руд. Характер изменения сменной производительности (нормы выработки) установки бурильной шахтной от изменения прочности горных пород представлен на рис. 3.

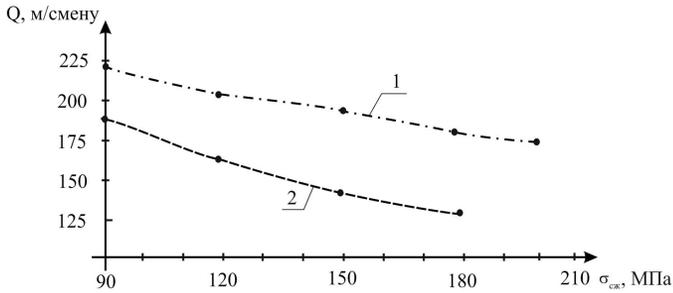


Рис. 3. График зависимости производительности установок буровых машин от прочности пород: 1 – Ахега 5-126; 2 – УБШ-312А

Из полученных зависимостей, представленных на рис. 3 видно, что производительность буровых машин уменьшается при увеличении прочности пород.

Характер изменения производительности машин погрузочных при погрузке 30 м^3 горной массы от длины транспортирования представлен на рис. 4.

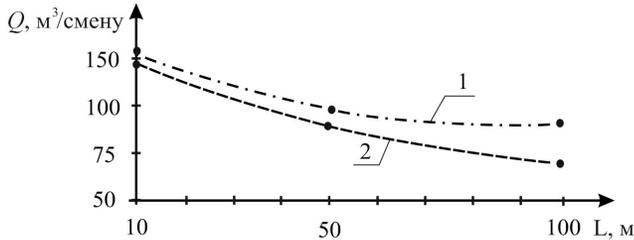


Рис. 4. График зависимости производительности погрузочно-доставочных машин от длины доставки: 1 – PNE-2500; 2 – ПД-5А

Из полученных зависимостей рис. 4 видно, что производительность погрузочных машин уменьшается при увеличении прочности пород.

Характер изменения коэффициента готовности бурового оборудования представлен на рис. 5.

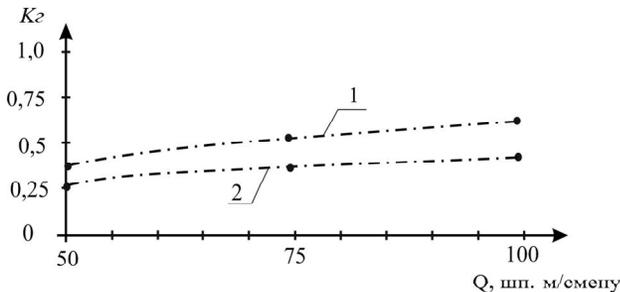


Рис. 5. График изменения коэффициента готовности от производительности установок буровых машин: 1 – Ахега 5-126; 2 – УБШ-312 А

По зависимостям рис. 5 можно установить, что коэффициент готовности уменьшается при увеличении производительность установок буровых шахтных.

Характер изменения коэффициента готовности погрузочных машин представлен на рис. 6.

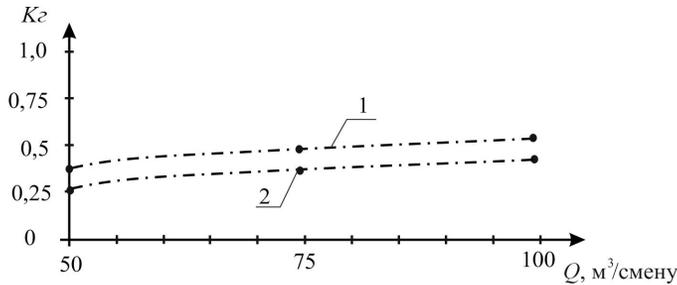


Рис. 6. График изменения коэффициента готовности от производительности погрузочно-доставочных: 1 – PNE-2500; 2 – ПД-5А

По зависимостям рис. 6 можно установить, что коэффициент готовности уменьшается при увеличении производительности погрузочно-доставочных машин.

Трудоемкость зависит от производительности горнопроходческого оборудования, а также от объема работ и для данных условий будет равняться:

- установка бурильная шахтная Ахега 5-126, $\tau_{\delta} = 0,44$ чел-смен;
- погрузочно-доставочная машина PNE-2500, $\tau_{\text{дм}} = 0,3$ чел-смен;
- установка бурильная шахтная УБШ-312А, $\tau_{\delta} = 0,62$ чел-смен;
- погрузочно-доставочная машина ПД-5А, $\tau_{\text{дм}} = 0,35$ чел-смен.

Выводы

Из результатов моделирования работы двух вариантов горнопроходческого оборудования видно, что повышение прочности пород влияет на более высокопроизводительное буровое оборудование. При увеличении длины доставки горной массы более эффективны образцы импортного оборудования. Повышение производительности машин на коэффициент готовности существенного влияния не оказывает. Рациональный выбор оборудования позволяет повысить скорость проведения горных выработок и снизить трудоемкость горнопроходческих работ.

Список литературы

1. Хоменко, О.Е. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений [Текст]: справочное пособие / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев. 2-е изд. перераб. и доп. – Днепропетровск: НГУ, 2011. – 448 с.
2. Гетопанов, В.Н. Проектирование и надежность средств комплексной механизации [Текст]: учебник для вузов / В.Н. Гетопанов, В.М. Рачек – М.: Недра, 1986. – 208 с.

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГАЗОВЫХ ГИДРАТОВ ЧЕРНОМОРСКОЙ ВПАДИНЫ – АКТУАЛЬНАЯ ЗАДАЧА В СОВРЕМЕННОМ ПОИСКЕ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ИСТОЧНИКОВ ЭНЕРГИИ НА ТЕРРИТОРИИ УКРАИНЫ

Дана коротка оцінка стану проблеми з пошуку та розвідки родовищ газових гідратів. Розглянута актуальність освоєння газових гідратів як нового джерела енергії на території України. Запропоновано розробляти екологічно безпечні схеми освоєння альтернативних джерел.

Дана краткая оценка состояния вопроса по поиску и разведке месторождений газовых гидратов. Рассмотрена актуальность освоения газовых гидратов как нового источника энергии на территории Украины. Предлагается разрабатывать экологически безопасные схемы освоения альтернативных источников.

Short evaluation of the problem state concerning search and prospecting of gas hydrates deposits is given. Currency of gas hydrates development as new source of energy on territory of Ukraine is considered. It is proposed to develop ecologically safe schemes of alternative sources extraction.

В современном мире все чаще поднимается тема альтернативных источников энергии. Становится очевидным, что в будущем человечество исчерпает все месторождения природного газа, позволяющие его добычу традиционными способами. Остается два пути: переход на альтернативные виды топлива и поиск дополнительных источников традиционных энергоресурсов. Пока не изобретен еще вид топлива, способный стать достойной заменой традиционным видам, поэтому основным направлением в этом аспекте становится разработка новых способов добычи топлива традиционного. Именно таким нетрадиционным дополнительным энергоресурсом, является метаносодержащий газовый гидрат [1].

В связи с постоянно растущими ценами на природный газ и актуальностью данной проблемы для Украины, в соответствии с Законом Украины «Про пріоритетні напрями розвитку науки і техніки» от 12.10.2010 №2519-17, в Национальном горном университете на кафедре подземной разработки месторождений полезных ископаемых на протяжении последних трех лет ведутся исследования в этом направлении, создана лаборатория радикальных технологий, искусственным путем получены газовые гидраты.

На протяжении последних 40 лет, учеными многих стран обсуждаются вопросы существования и изучаются условия образования в природе этого вида полезного ископаемого. Способность образовывать газовые гидраты присуща многим газам. Это зависит от условий их образования – состава природного газа, температуры среды и давления (рис. 1) [2].

Замечательной особенностью газогидратов является то, что 1 м^3 этих кристаллов может содержать $0,87 \text{ м}^3$ воды и 164 м^3 метана в газообразном состоянии. К сожалению, на сегодняшний день до сих пор не выявлен полный потенциал таких запасов. По данным научной печати [3, 4], по предварительным оценкам, на суше содержится $14 \cdot 10^{12}$ – $34 \cdot 10^{15} \text{ м}^3$, в акватории Мирового океана $3,1 \cdot 10^{15}$ – $7,6 \cdot 10^{18} \text{ м}^3$ метана в газогидратах. Даже если лишь незначительную часть (10%) этих запасов считать извлекаемыми, они вдвое превысят сегодняшние мировые запасы традиционного природного газа. Идея получения метана из газогидратов не так уж нова. Первая информация о возможности существования в природе газовых гидратов появилась в конце 60-х годов прошлого столетия.

В 1963 году в Якутии была пробурена Мархинская скважина, вскрывшая на глубине 1450 м газосодержащие породы с температурой 0°C , после чего и возникла гипотеза о существовании в природе нового полезного ископаемого – газового гидрата. Спустя несколько лет, в Заполярье было выявлено первое газогидратное Мессояхское месторождение, которое в январе 1970 года было введено в промышленную разработку [5]. Изначально его запасы составляли около 30 млрд. м^3 метана, из них на сегодняшний день добыто уже более половины. Мир получил новое подтверждение наличия газогидратных залежей и реальную возможность их промышленного освоения. На крупнейшем в Заполярье металлургическом комбинате это месторождение обеспечило замену дорогостоящего привозного угля на высокоэкологичный дешевый природный газ.

В настоящее время разработкой технологий добычи газовых гидратов занимаются США, Англия, Япония, Китай, Германия и Норвегия. Например, Конгрессом США выделено несколько миллиардов долларов из госбюджета на разработку газовых гидратов термическим способом. Там уже успешно протестирована такая технология добычи. В Японии в 2012 году начала работу одна из наиболее крупнейших приоритетных национальных программ в мире с бюджетным финансированием, направленная на разработку морских газогидратных месторождений трога Нанкай с глубины 950 м [6].



Рис. 1. Схема образования в природе газовых гидратов

В условиях постоянно ведущихся научных исследований в направлении поиска дополнительных источников энергии, становится очевидной необычайная актуальность разработки месторождений метаносодержащих газовых гидратов на территории нашего государства.

На территории Украины, в силу ее геолого-морфологического строения, отсутствуют материковые залежи газовых гидратов. Особый интерес в условиях Украины, представляют месторождения, обнаруженные в 90-х годах в Черноморской впадине, в 20 км южнее города Ялта [7]. Объединением «Южморгеология» был организован ряд экспедиций, пробурены скважины, получены керны с образцами газовых гидратов. По данным А.Ю. Глебова и Р.П. Кругляковой [8], газогидраты, поднятые с глубоководной части Черного моря, к югу от Ялты, содержат в среднем 95% метана и до 4% этана.

Перспективная оценка газоносности черноморских недр наиболее четко выражена в работах О.Д. Корсакова, А.Ю. Бякова, С.Н. Ступака [9, 10]. Почти вся глубоководная часть Черноморской впадины является благоприятной для гидратообразования.

Региональные геофизические исследования этих авторов позволили получить пространственную картину распространения газогидратов природного газа в Черном море, образование которых термодинамически возможно при глубинах 300-350 м, а для чистого метана – начиная с мощности водной толщи 700-750 м. Этими исследователями определена нижняя граница развития гидратов в толще осадков по геотермическим данным в пределах 400-500 м, в отдельных случаях максимум этой границы, по мнению ученых, находится на глубине 800-1000 м ниже дна моря [11].

По данным региональных сейсмических профилей по сетке 25×25 км, выполненных объединением «Южморгеология» [12], установлено широкое развитие залежей газогидратов в пределах глубоководной части Черного моря и построена карта-схема перспектив газоносности зоны гидратообразования (рис. 2). Наиболее перспективна центральная глубоководная часть Черного моря, включающая сводовые участки валов Шатского и Андрусова, восток Западно-Черноморской впадины, материковый склон между Анапой и Сочи, Туапсинскую впадину. Близки к этим выводам О.Д. Корсакова и др. [9, 10] и заключения болгарских геологов А. Вассилева и Л. Димитрова [13].

По данным геофизических исследований, мощность залежей газогидратов со-

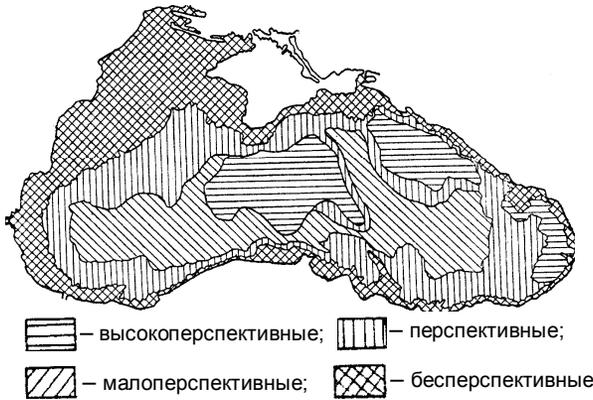


Рис. 2. Карта-схема перспектив газоносности зон гидратообразования Черноморской впадины по Корсакову [9]

ставляет примерно 300-500 м. Ученые предполагают, что газогидраты делают осадки непроницаемыми и являются покрывками в ловушках углеводородных газов.

Сейсмогеологическая модель газогидратной залежи рисуется этими авторами как относительно однородный пласт, имеющий пониженную плотность и повышенную скорость упругих волн. Залежь имеет контрастные границы. Верхняя граница проходит почти у поверхности дна, нижняя соответствует граничной глубине термобарической стабильности гидратов. При этом нижняя граница залежи грубо повторяет рельеф дна и нередко пересекает литологические границы. Все эти предпосылки необходимо учесть в будущем при разработке схемы добычи газа из залежи. Планируется так распланировать схемы вскрытия залежи и поля ведения работ, чтобы полностью исключить возможность рассредотачивания газа в сторону от участков добычи.

Для черноморских газогидратов был выполнен подсчет запасов. О.Д. Корсаков и др. оценивают суммарные запасы газа в глубоководной части Черного моря в 20-25 трлн. м³, в том числе для центральной и восточной площадей (соответственно 60,6 и 48,5 тыс. км²) 7,0-7,7 трлн. м³ и 5,7-7,0 трлн. м³. А. Вассилев и Л. Димитров [13] оценивают газогидраты в донных осадках Черного моря в $300-350 \cdot 10^9$ м³, причем содержание газа в них цифрой порядка $42-49 \cdot 10^{12}$ м³ метана.

Доля Украины в этом балансе запасов газогидратов определится после четкого проведения национальных морских границ. А если у нас будут соответствующие документы на разработку этих месторождений, то территория морских границ Украины будет весьма значительной.

Авторы этих исследований занимаются этой проблемой не только в связи с возможностью получения дополнительного энергоресурса, но и с обеспокоенностью тем, что в результате возможного стихийного выделения метана в атмосферу не только при неправильной разработке газогидратных месторождений, но и при относительно небольших изменениях термодинамических (климатических) условий, близких к границе фазовой устойчивости газовых гидратов, неизбежно возникнут серьезные экологические и климатические проблемы. Иными словами, в результате глобального потепления и повышения температуры Мирового океана залегающие на дне газогидраты могут начать неконтролируемо разлагаться даже без вмешательства человека, поскольку при сдвиге фазового равновесия при повышении температуры среды, возникнет цепная реакция высвобождения газа. Это впрямую касается и Черного моря.

Отсутствует научно обоснованная технология разработки месторождений газовых гидратов. Чтобы рационально освоить дополнительный природный энергоресурс, необходимо отработать технологические схемы с учетом конкретного геолого-морфологического строения каждой конкретной залежи и максимально щадящую для окружающей природной среды технологию добычи газа из газогидратного месторождения. Необходимо разработать комплексный подход к освоению данного природного ресурса. Учитывая широкомасштабные мировые исследования в этой области, становится очевидным, что необходимо досконально исследовать характер взаимодействия всех процессов в рассматриваемых системах, детально изучить фазовые переходы газогидратных систем различного состава в каждом конкретном месторождении.

Список литературы

1. Ганушевич, К.А. Термодинамические особенности газовых гидратов [Текст] / К.А. Ганушевич, Е.С. Сай // Материалы V междунар. научн.-практ. конф. «Школа подземной разработки». – Днепропетровск: НГУ. – 2011. – С. 190-195.
2. Bondarenko, V., Ganushevych, K., Sai, K. Substantiation of technological parameters of methane extraction from the black sea gas hydrate // Materiały Konferencyjne “Szkoła Eksploatacji Podziemnej”. – Krakow, 20-24 lutego 2012. – P. 191-196.
3. Макогон, Ю.Ф. Газогидраты – дополнительный источник энергии Украины [Текст] / Ю.Ф. Макогон // Нефтегазовая и газовая промышленность. – 2010. – № 3. – С. 47-51.
4. Dallimore, S. Scientific Results from JAPEX / JNOC / GSC Mallik 2L-38 Gas Hydrate research Well / S. Dallimore, T. Collett, T. Uchida. – Canada: Geological survey of Canada, Bulletin, 1999. – 403 p.
5. Закиров, С.Н. Влияние процесса разложения гидратов на разработку Мессояхского месторождения [Текст] / С.Н. Закиров, Д.А. Дубровский, В.М. Толкач. – М.: ВНИИЭгазпром. – 1989. – 23 с.
6. Бяков, Ю.А. Газогидраты осадочной толщи Черного моря – углеводородное сырье будущего [Текст] / Ю.А. Бяков, Р.П. Круглякова // Разведка и охрана недр. – 2001. – № 8. – С. 14-19.
7. Бондаренко, В.И. К вопросу скважинной подземной разработки газовых гидратов [Текст] / В.И. Бондаренко, К.А. Ганушевич, Е.С. Сай // Науковий вісник НГУ. – №1 (121). – 2011. – С. 60-66.
8. Глебов, А.Ю. Естественное выделение газов в Черном море [Текст] / А.Ю. Глебов, Р.П. Круглякова, С.К. Шельтинг // Разведка и охрана недр. – 2001. – № 8. – С. 19-23.
9. Корсаков, О.Д. Газовые гидраты Черноморской впадины [Текст] / О.Д. Корсаков, Ю.А. Бяков, С.Н. Ступак // Сов. геология. – 1989. – № 12. – С. 4-10.
10. Корсаков, О.Д. Черноморские газогидраты – нетрадиционный вид углеводородного сырья [Текст] / О.Д. Корсаков, С.Н. Ступак, Ю.А. Бяков // Геол. журн. – 1991. – № 5. – С. 67-75.
11. Bondarenko, V., Ganushevych, K., Sai, K., Tyshchenko, A. Development of gas hydrates in the Black sea // Materials of the V International scientific-practical conference “School of Underground Mining”. – Netherlands: CRC Press, Balkema. – 2011. – P. 55-59.
12. Шнюков, Е.Ф. Минеральные богатства Черного моря [Текст] / Е.Ф. Шнюков, А.П. Зиборов // Научн. изд. НАН Украины. – 2004. – С. 95-96.
13. Вассилев, А. Оценка пространственного распределения и запасов газогидратов в Черном море [Текст] / А. Вассилев, Л. Димитров // Геология и геофизика. – 2002. – Т. 43. – № 7. – С. 672-684.

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СКОРОСТИ ВЫГОРАНИЯ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ

Розглянуто пошук способів керування процесом підземної газифікації вугілля з метою оптимального й найбільш раціонального використання горючих продуктів з урахуванням теоретичної оцінки лінійної швидкості вигорання вугільного пласта. Наведено приклади розрахунку швидкостей хімічних реакцій при ПГВ з використанням повітряного, пароповітряного й парокисневого дуття. Обґрунтовано можливість використання технології утилізації теплової енергії ПГВ за допомогою тепловідводних свердловин з урахуванням часу експлуатації підземного газогенератора.

Рассмотрен поиск способов управления процессом подземной газификации угля с целью оптимального и наиболее рационального использования горючих продуктов с учетом теоретической оценки линейной скорости выгорания угольного пласта. Приведены примеры расчета скоростей химических реакций при ПГУ с использованием воздушного, паровоздушного и парокислородного дутья. Обоснована возможность использования технологии утилизации тепловой энергии ПГУ с помощью теплоотводящих скважин с учетом времени эксплуатации подземного газогенератора.

Search of ways of management by process of underground gasification of coal for the purpose of the optimum and the most rational using of combustible products taking into account a theoretical assessment linear speeds of burning out of a coal seam is considered. Examples of calculation of speeds of chemical reactions are given at PGU with using of air, vapor-air and vapor oxygen blasting. Possibility of the use of technology of utilization of thermal energy of PGU by means of heat-removing wells taking into account time of operation of an underground gas generator is proved.

Мировая тенденция возрастания стоимости энергоресурсов, высокие темпы исчерпания разведанных запасов жидких и газообразных углеводородов, необходимость разработки каменноугольных месторождений в сложных горно-геологических условиях больших глубин открывают новые перспективы подземной газификации углей (ПГУ). В настоящее время в мире действует или находится в стадии проектной разработки 45 станций ПГУ, часть из которых относится к разряду опытных [1].

К числу нерешенных проблем технологии ПГУ относятся большие (30-50%) потери тепловой энергии в недрах. В ДонГТУ впервые разработаны способы скважинной утилизации тепловой энергии ПГУ, предполагающие сооружение в почве

угольного пласта теплопроводящих скважин, оснащение их трубными ставами и циркуляцию по ним жидкого теплоносителя с последующей генерацией электроэнергии на гидропаровых турбинах [2, 3]. Экономическая целесообразность применения разработанной технологии утилизации тепловой энергии в значительной степени зависит от времени эксплуатации подземного газогенератора, что, в свою очередь, обусловлено его размерами и линейной скоростью выгорания угольного пласта. В этой связи теоретическая оценка скорости выгорания угольного пласта приобретает дополнительный интерес.

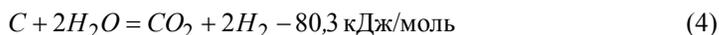
Процесс горения угля находится в зоне внимания исследователей уже более 100 лет, причем интерес к его изучению не снижается, а возрастает. Происходит это потому, что спектр неразрешенных вопросов постоянно расширяется: механизм основных и сопутствующих реакций горения, кинетика процесса с точки зрения современных представлений, утилизация веществ и энергии, образующихся в результате горения, и конечно поиск способов управления процессом подземной газификации угля (ПГУ) с целью оптимального и наиболее рационального использования горючих продуктов с минимальным экологическим ущербом окружающей природной среде.

Мы попробовали взглянуть на проблему определения элементов управления подземной газификацией угля, углубившись в особенности кинетики процесса.

Поскольку процесс горения угля носит многостадийный характер, скорость всего процесса будет определяться скоростью протекания наиболее медленной (лимитирующей) стадии. Изменения скорости протекания отдельных стадий будут влиять на интенсивность процесса в целом.

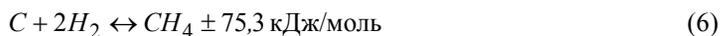
Реакции, сопровождающие взаимодействие углеродной части топлива с дутьем (кислород, пар), можно подразделить на первичные и вторичные [4].

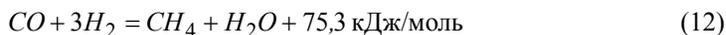
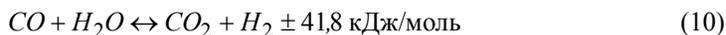
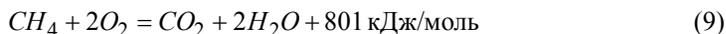
Первичные:



Реакции (1) и (2) – основные источники теплоты, которая расходуется при взаимодействии углерода с водяным паром в реакциях (3) и (4).

Вторичные реакции протекают при взаимодействии газообразных продуктов первичных реакций (1) – (4) с углеродом топлива, кислородом, водяным паром и друг с другом:





При дутье с участием паров воды основным процессом получения газа является разложение водяного пара. С учетом этого реакции (3), (4) и (10) играют большую роль.

По другим источникам [5] первичными называют только реакции (1) и (2), а ко вторичным относят реакции (5) и (7).

При высокотемпературном горении углерода, помимо указанных первичных и вторичных, на внешней поверхности угля и на поверхности пор протекают итоговые реакции (3), (4) и (6).

В условиях встречной диффузии продуктов неполного сгорания от поверхности угольного пласта в поток дутья происходят процессы (7) – (10).

При ПГУ концентрация окислителя (кислорода) практически всегда во много раз выше концентраций CO_2 , H_2 и CH_4 , поэтому реакции горения этих газов можно отнести к реакциям первого порядка, а изменениями концентрации кислорода при протекании процесса можно пренебречь, поскольку они будут очень незначительными.

Зависимость изменения констант скоростей реакций от температуры подчиняется закону Аррениуса и для каждой реакции будет справедливо равенство:

$$dG_i = C_i k_{o_i} \cdot e^{-\frac{E_i}{RT}} d\tau, \quad (13)$$

где G_i – количество i -го реагирующего вещества, моль/(м³·с);

C_i – концентрация i -го компонента, кмоль/м³;

E_i – энергия активации i -й реакции, кДж/моль;

R – универсальная газовая постоянная, 8,31·10³ Дж/(кмоль·К);

T – термодинамическая температура, К;

τ – время, с;

k_{o_i} – предэкспоненциальный множитель, 1/с – для гомогенной реакции первого порядка; м/с – для гетерогенной реакции первого порядка.

В таблице 1 приведены интервалы значений энергии активации, полученные в различных исследованиях для реакций взаимодействия углерода с кислородом и основными газообразными продуктами, участвующими в процессе горения угольного пласта.

Таблиця 1

ЗНАЧЕНИЯ ЭНЕРГИИ АКТИВАЦИИ E ДЛЯ РЕАКЦИЙ ГОРЕНИЯ УГЛЯ

| № п/п | Схема реакции | Интервалы значений энергии активации E , кДж/моль |
|-------|-----------------------|---|
| 1 | $C + O_2 = CO_2$ | 75 – 140 |
| 2 | $2C + O_2 = 2CO$ | 85 – 125 |
| 3 | $C + CO_2 = 2CO$ | 100 – 200 |
| 4 | $C + H_2O = CO + H_2$ | 140 – 180 |

При подземной газификации соотношение компонентов в получаемом газе изменяется в широких пределах в зависимости от природы угольного топлива, температурных и гидродинамических условий, а также от вида дутья (таблица 2).

Таблиця 2

ХАРАКТЕРИСТИКА ГАЗОВОЙ СМЕСИ ПРИ ПГУ

| Вид дутья | Состав газа, объемные % | | | | | |
|---|-------------------------|-------|--------|--------|-------------|----------|
| | CO | H_2 | CH_4 | CO_2 | $N_2 + O_2$ | C_nH_m |
| Подземная газификация каменного угля ($C_{yc} = 80...95\%$; W до 5%; $\rho = 1,30...1,75$ г/см ³) | | | | | | |
| Воздушное | 18,4 | 9,4 | 5,7 | 29,6 | 36,6 | 0,3 |
| Паровоздушное | 19,9 | 9,6 | 6,0 | 28,6 | 35,9 | 0,3 |
| Парокислородное | 35,0 | 18,0 | 10,1 | 16,7 | 20,0 | 0,35 |
| Подземная газификация бурого угля ($C_{yc} = 60...70\%$; W до 40%; $\rho = 1,15...1,35$ г/см ³) | | | | | | |
| Воздушное | 14,9 | 10,7 | 7,1 | 11,6 | 55,5 | 0,5 |
| Паровоздушное | 5,6 | 15,0 | 7,8 | 21,6 | 49,7 | 0,3 |
| Парокислородное | 10,5 | 31,0 | 13,1 | 15,1 | 30,0 | 0,3 |

Основными реакциями, протекающими при горении угля, с нашей точки зрения являются реакции (1), (2), (7), (8) и (9).

Для расчета скорости основных реакций воспользуемся равенством (13), преобразовав его в вид

$$\frac{dG}{d\tau} = C \cdot k_o \cdot e^{-\frac{E}{RT}}$$

Значения суммарных кинетических констант E и k_o возьмем из таблиц 2 и 3.

Для гетерогенных реакций (1) и (2) рекомендуется использовать значения $E = (132...138,3)$ кДж/моль и $k_o = (1,6...1,8) \cdot 10^5$ м/с [2].

Таблица 3

КИНЕТИЧЕСКИЕ КОНСТАНТЫ ГОМОГЕННЫХ РЕАКЦИЙ ГОРЕНИЯ УГЛЯ

| Компонент газовой смеси | E , кДж/моль | k_0 , 1/с |
|-------------------------------|----------------|----------------------|
| Оксид углерода CO (сухой) | 96,8 | $7,05 \cdot 10^6$ |
| Оксид углерода CO (влажный) | 96,3 | $1,4 \cdot 10^{12}$ |
| Водород H_2 | 129,0 | $2,14 \cdot 10^{14}$ |
| Метан CH_4 | 103,8 | $5,6 \cdot 10^{12}$ |

Рассмотрим примеры расчета скоростей реакций при ПГУ каменного угля с использованием воздушного, паровоздушного и парокислородного дутья.

Выразим концентрации компонентов газовой смеси в моль/м³:

| Газовый компонент | CO | H_2 | CH_4 | CO_2 | O_2 | N_2 | C_nH_m |
|-----------------------------------|-------|-------|--------|--------|-------|-------|----------|
| Концентрация, моль/м ³ | | | | | | | |
| Воздушное дутье | 8,21 | 4,20 | 2,55 | 13,21 | 3,43 | 12,91 | 0,13 |
| Паровоздушное дутье | 8,88 | 4,29 | 2,68 | 12,77 | 3,37 | 14,52 | 0,13 |
| Парокислородное дутье | 15,63 | 8,04 | 4,51 | 7,46 | 1,88 | 7,05 | 0,16 |

и рассчитаем скорости основных реакций для $T = 1000$ К.

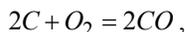
Результаты расчетов приведены в таблице 4.

Таблица 4

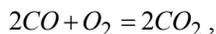
ЗНАЧЕНИЯ СКОРОСТЕЙ ОСНОВНЫХ РЕАКЦИЙ ГОРЕНИЯ УГЛЯ ПРИ ПГУ

| Номер и схема реакции | Значение скорости при: | | |
|---|---|-------------------|----------------------|
| | *ВД | **ПВД | ***ПКД |
| (1) $C + O_2 = CO_2$ | 10,43 | 10,22 | 5,702 |
| (2) $2C + O_2 = 2CO$ | 8,25 | 8,11 | 4,52 |
| (7) $2CO + O_2 = 2CO_2$ | 5535 | $1,54 \cdot 10^8$ | $4,77 \cdot 10^8$ |
| (8) $2H_2 + O_2 = 2H_2O$ | $7,05 \cdot 10^9$ | $7,36 \cdot 10^9$ | $2,58 \cdot 10^{10}$ |
| (9) $CH_4 + 2O_2 = CO_2 + 2H_2O$ | $2,15 \cdot 10^7$ | $2,26 \cdot 10^7$ | $3,79 \cdot 10^7$ |
| * ВД – воздушное дутье ** ПВД – паровоздушное дутье *** ПКД – парокислородное дутье | Единицы измерения скорости реакций (1) и (2): моль/(м ² ·с) Единицы измерения скорости реакций (7) и (8): моль ² /(м ⁶ ·с); (9): моль/(м ³ ·с) | | |

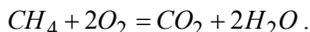
Из расчетов видно, что гетерогенная стадия процесса горения угля с использованием всех трех видов дутья (ВД, ПВД и ПКД) лимитируется реакцией (2):



Гомогенная стадия в случае ВД лимитируется реакцией (7):



а в случаях ПВД и ПКД – реакцией (9):



Этот факт объясняется тем, что участие в реакции (7) паров воды очень сильно влияет на механизм и скорость реакции: пары воды являются катализатором, в присутствии которого реализуется цепной свободно-радикальный механизм. Об этом свидетельствуют и значения предэкспоненциального множителя реакции (7) (таблица 3), который, по сути, является константой скорости реакции.

Таким образом, учитывая лимитирующую стадию гетерогенного процесса, несложно рассчитать теоретическое значение скорости выгорания угля при подземной газификации. Так, для каменного угля при $T = 1000$ К теоретическая линейная скорость газификации угольной стенки огневого забоя составляет 0,15 м/час (3,6 м/сутки) – это хорошо согласуется с экспериментальными данными (0,01-0,1 м/час) [4, 6]. Следует заметить, что на практике линейная скорость выгорания угольного пласта может быть существенно (в несколько раз) ниже теоретического значения, что объясняется одновременным влиянием на процесс горения многих факторов, суммарное воздействие которых весьма сложно оценить аналитически. Сравнительно небольшие скорости выгорания пласта (меньшие теоретических значений) согласуются с фактическим КПД процесса подземной газификации, который не превышает 50%, что указывает на перспективность применения технологии ПГУ в сочетании с разработанными способами утилизации тепловой энергии подземного газогенератора.

Для управления ПГУ существуют различные приемы, связанные в первую очередь с повышением интенсивности гетерогенных процессов, протекающих на границе раздела твердой и газообразной фаз. Следует учитывать, что интенсификацию этих процессов необходимо осуществлять, изменяя группу факторов, влияющих на общую скорость процесса и выход продуктов реакций.

Одним из управляющих элементов ПГУ может быть вид и объем дутья. Как говорилось выше, наличие паров воды сильно влияет на механизм и скорость реакции окисления монооксида углерода, которая лимитирует процесс ПГУ. Поэтому вид дутья (без пара или в его присутствии) будет определяться конечной задачей подземной газификации, а содержание пара и объем дутья могут подбираться экспериментально. При этом, полученная линейная скорость выгорания угольного пласта свидетельствует о целесообразности оснащения подземного газогенератора теплоотводящими скважинами, поскольку время их эксплуатации (с учетом принятых размеров газогенераторов) будет достаточным для получения дополнительного экономического эффекта, существенно превышающего затраты на сооружение скважин.

Список литературы

1. Крейнин, Е.В. Анализ и перспективы современных проектов подземной газификации углей в мире [Текст] / Е.В. Крейнин, С.Г. Стрельцов, Б.Ю. Сушенцова // Уголь. – 2011. – № 1. – С. 40-43.
2. Gayko, G., Zayev, V. Development of methods for utilization of thermal energy in the underground gasification of coal mining // School of underground mining / Technical and Geoinformational Systems in Mining. – London-New York-Leiden: CRC Press Taylor & Francis Group, 2011. – P. 33-36.
3. Гайко, Г.І. Новий спосіб отримання електроенергії при підземній газифікації (спаленні) вугільних пластів [Текст] / Г.І. Гайко, В.В. Заєв // Донецький вісник НТШ. Т. 29. – Д.: Східний видавничий дім, 2010. – С. 64-67.
4. Теория и практика термохимической технологии добычи и переработки угля [Текст]: монография / под общ. ред. О.В. Колоколова. – Днепропетровск: НГА Украины, 2000. – 281 с.
5. Померанцев, В.В. Основы практической теории горения [Текст] / В.В. Померанцев, К.М. Арефьев, Д.Б. Ахмедов и др. – Л.: Энергоатомиздат, 1986. – 312 с.
6. Янченко, Г.А. О скорости горения угля в очаге подземного пожара [Текст] / Г.А. Янченко, Л.С. Кузьяев, Л.Х. Серра-Суарес // Изв. Вузов. Горный журнал. – 1988. – № 2. – С. 36-40.

ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ МНОГОФАЗНОГО СНАРЯДНОГО ПОТОКА

Выполнены экспериментальные исследования параметров снарядной структуры течения в вертикальном трубопроводе. Разработан численно-аналитический метод расчета параметров снарядного потока с учетом механизма транспортирования твердых частиц и морфологии гетерогенного течения. Установлены закономерности транспортирования твердого материала восходящим снарядным потоком. Выявлена возможность нарушения устойчивого подъема частиц снарядным потоком, что приводит к негативным последствиям для промышленных гидроподъемов.

Виконані експериментальні дослідження параметрів снарядної структури течії у вертикальному трубопроводі. Розроблений чисельно-аналітичний метод розрахунку параметрів снарядного потоку з урахуванням механізму транспортування твердих частинок та морфології гетерогенної течії. Встановлені закономірності транспортування твердого матеріалу висхідним снарядним потоком. Виявлена можливість порушення стійкого підйому частинок снарядним потоком, що призводить до негативних наслідків для промислових гідропідйомів.

The experimental researches of slug flow regime parameters are done. The numeric-analytic method of slug flow parameters calculation getting into account the solid particle transport mechanism and heterogeneous stream morphology are developed. Regularities of solid material transportation by rising slug flow are obtained. Possibility of the breaking of the particle stable lifting by slug flow, which leads to negative effects for industrial hydraulic hoists, is detected.

Актуальность темы. Многофазные течения распространены в природных процессах, а также нефтяной, химической, атомной, горной и др. отраслях промышленности. В горном деле сегодня интенсивно развивается новая область – морское горное дело.

В XXI веке с учетом глобального роста численности населения на планете потребность в полезных ископаемых, как основе производства материальных благ, будет возрастать независимо от изменений конъюнктуры мирового рынка. Наряду с сокращением запасов минерального сырья в недрах континентов на дне Мирового океана сосредоточены значительные залежи сульфидов, кобальто-марганцевых корок, полиметаллических и золотосодержащих конкреций, представляющих коммерческий интерес в плане промышленного производства никеля, вольфрама, кобальта, меди, золота и др. цветных металлов. Согласно документам Международного органа

ООН по морскому дну [1], в период с 2012 по 2015 гг. планируется завершение основных геологических исследований подводных месторождений Мирового океана.

Расположение большинства подводных месторождений, представляющих интерес для промышленной разработки, в условиях больших глубин обуславливает высокую энергоемкость доставки горной массы на поверхность водного бассейна. Использование эрлифтных гидроподъемов существенно сокращает количество мощного электромеханического оборудования в зонах высоких гидростатических давлений. Данный фактор повышает надежность морского горнодобывающего комплекса, что свидетельствует о перспективности использования эрлифтов. Поэтому определение рациональных параметров глубоководных эрлифтных гидроподъемов (ГЭГ), минимизирующих энергоемкость установок, на современном этапе развития морского горного дела является актуальным.

Постановка задачи. Методы определения параметров эрлифтов базируются на использовании безразмерных расходных характеристик [1, 2] или на интегрировании различной сложности дифференциальных уравнений гидродинамики гетерогенных потоков [3-12].

Одной из специфических особенностей ГЭГ является многократное расширение воздуха в транспортирующем потоке, что приводит к возникновению нескольких структур течения гетерогенной смеси (пузырьковой, снарядной, кольцевой, дисперсной). Структуры течения многофазного потока отличаются механизмами взаимодействия фаз. Различные механизмы взаимодействия фаз смеси оказывают существенное влияние на изменение параметров гетерогенного потока и его способность транспортировать твердый материал. Однако в методах [1-6] не рассматривается влияние изменений структур течения на параметры гидроподъема, а общий недостаток указанных выше работ заключается в отсутствии учета влияния различных механизмов взаимодействия фаз смеси на транспортирующую способность многофазного потока. Критический анализ известных методик показал, что расчет параметров восходящего трехфазного потока смеси газа, жидкости и твердых частиц базируются на предположении, что скорость частиц независимо от их физико-механических характеристик и структуры течения возрастает с увеличением скорости транспортирующей их среды. В данных моделях роль твердой фазы смеси сводится лишь к влиянию на плотность пульпы. Для ГЭГ такой подход не улавливает возникновение в подъемном трубопроводе неблагоприятных условий для транспортирования твердого материала, которые могут выразиться в срыве устойчивого подъема частиц.

Таким образом, известные методы не дают объективной информации об изменении скорости и концентрации твердой фазы по длине многофазного потока, что свидетельствует о необходимости их дальнейшего совершенствования.

Цель работы – установление закономерностей изменения параметров снарядной структуры течения и разработка метода расчета параметров снарядного потока с учетом морфологии гетерогенного течения и механизма транспортирования твердых частиц.

Специфика гетерогенного течения выводит на первый план экспериментальные методы исследований с последующим теоретическим описанием полученных результатов. Экспериментальные исследования выполнялись на базе разработанного и

смонтированного в условиях кафедры горной механики ГВУЗ «НГУ» комплексного экспериментального гидравлического стенда, позволяющего осуществлять физическое моделирование одно-, двух- и трехфазных течений в проточных частях насосной, эрлифтной и насосно-эрлифтной установок [13, 14]. Разработанный стенд схематически отображен на рис. 1 и содержит компрессорную установку 1 с нагнетательным трубопроводом 2, бассейн 3, центробежный насос 4 с всасывающим 5 и нагнетательным 6 трубопроводами, подъемную 7 и подводящую 8 трубы, смеситель 9, воздухоотделитель 10, водопровод 11, резервуары 12 и 13, источник лазерного излучения 14, фоторезистор 15, ЭВМ 16, трубопроводы 17-21, выполненную из прозрачного пластика трубу 22, патрубки 23-29, датчик определения уровня жидкости 30, счетчик расхода газа 31, датчик измерения вакуумметрического давления 32, манометры 33 и 34, обратные клапаны 35 и 36, а также задвижки 37-52.

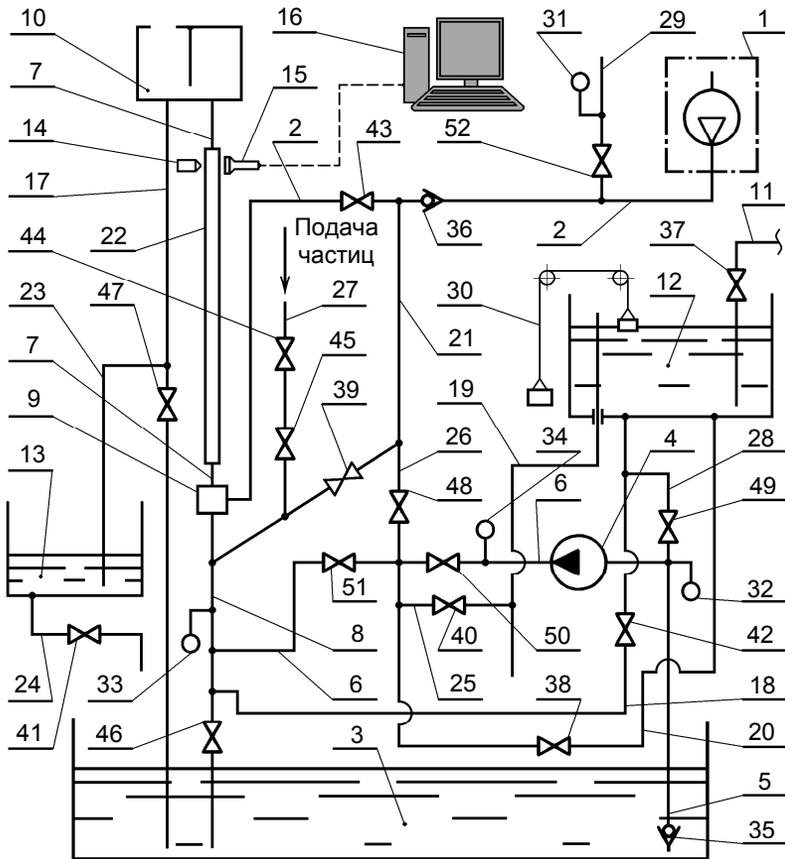


Рис. 1. Комплексный гидравлический стенд

В процессе экспериментальных исследований подъема частиц твердого материала водовоздушным потоком при различных структурах течения впервые было установлено следующее. Снарядная структура, образуемая перекрывающимися внутреннее сечение трубопровода пузырями воздуха (газовыми снарядами) и расположенными между ними жидкостными пробками, содержит аномальную область, характеризующуюся снижением скорости подъема частиц при увеличении расхода транспортирующей их среды [13]. Полученные результаты экспериментальных исследований движения частиц в снарядном потоке совместно с результатами теоретических исследований приведены ниже. Выполненные эксперименты определили необходимость углубленного изучения снарядной структуры течения (ССТ) водовоздушной смеси.

С увеличением массового расхода газа в гетерогенном потоке подъемного трубопровода уровни расположения зон формирования структур течений понижаются, а при уменьшении – повышаются. Поэтому исследование морфологии ССТ осуществлялось в фиксированном поперечном сечении подъемной трубы 7 при изменении расхода подаваемого в смеситель 15 воздуха.

Результаты эксперимента, полученные при моделировании рабочего процесса эрлифта с относительным геометрическим погружением смесителя 0,95, отображены на рис. 2 и 3. Снарядная структура течения в трубе 22 наблюдалась при изменении объемного газосодержания смеси в диапазоне 0,365...0,731 дол. ед. Значения длин газовых снарядов $L_{г.с}$ при различных величинах объемного расхода приведенного к нормальным условиям воздуха в потоке $Q_{г.0}$ в виде точек проиллюстрированы на рис. 2.

Введено понятие связки, состоящей из газового снаряда и расположенной за ним жидкостной пробки. На рис. 3 изменения экспериментальных значений длин связки $L_{св}$ и жидкостной пробки L_n (обозначены точками с контурами соответственно ромбов и квадратов) от $Q_{г.0}$ отображены кривыми 1 и 2. Результаты эксперимента позволили установить, что в восходящем снарядном потоке увеличение длин газовых снарядов и уменьшение длин жидкостных пробок от объемного газосодержания смеси с удовлетворительной для инженерных расчетов точностью могут быть описаны соответственно логарифмической и гиперболической зависимостями [14].

Экспериментальные результаты показывают, что обтекание водой коротких воздушных снарядов происходит более интенсивно, чем длинных. Однако при возрастании длин воздушных снарядов более чем в 3,1...3,3 раза от минимальных размеров, характерных для зоны возникновения ССТ, приращение длин воздушных снарядов уменьшается вследствие замедления оттока воды из жидкостных пробок. Это объясняется увеличением воздействия газовых снарядов на сосредоточенную между их боковой поверхностью и стенками трубопровода жидкость [14].

Снарядная структура течения распространяется на 65...75 % от всей длины подъемного трубопровода ГЭГ [9]. Следовательно, в глубоководных эрлифтах основная работа по подъему минерального сырья выполняется снарядным потоком при значительном увеличении размеров газовых снарядов вдоль трубопровода. Замедление подъема крупных и тяжелых твердых частиц в газовых снарядах кроме влияния на параметры смеси может спровоцировать срыв транспортирования твер-

дого материала с последующей забутовкой транспортного трубопровода горной массой, что парализует работу морского горного предприятия в целом. Наряду с этим в существующих методах расчета параметров эрлифтов [1-12] не рассматриваются силовое взаимодействие частиц с газовыми снарядами (динамика частиц) и влияние изменения размеров газовых снарядов и жидкостных пробок (морфологии снарядного течения) вдоль потока на устойчивость транспортирования твердого материала.

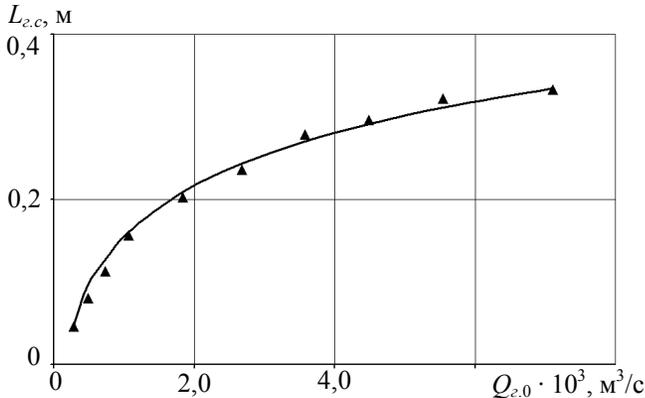


Рис. 2. Закономерность изменения длин газовых снарядов в фиксированном сечении трубопровода

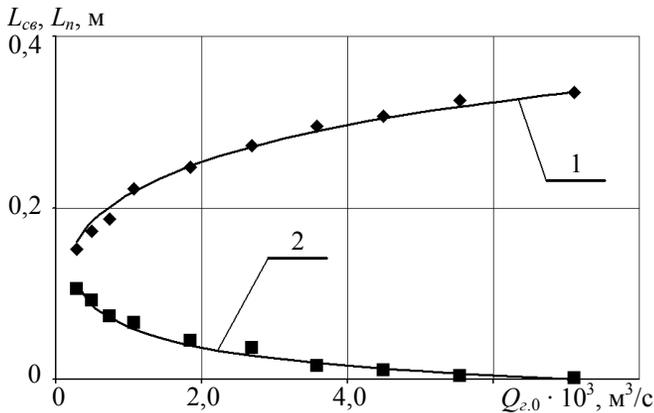


Рис. 3. Закономерности изменения длин связок и жидкостных пробок в фиксированном сечении трубопровода

жидкости на границах газовых снарядов и жидкостных пробок, а течение считается одномерным и изотермическим [15].

Перейдем к теоретическим исследованиям ССТ в наиболее полной постановке с учетом основных определяющих факторов. На рис. 4 отображены действующие в восходящем водовоздушном потоке на твердую частицу 1 силы тяжести R_g и Архимеда R_a , а также гидродинамические силы влияния транспортирующей среды при квазистационарном движении R_c и инерции транспортирующей среды R_j . Уравнение движения твердой частицы в потоке газожидкостной смеси имеет вид (1). В уравнении не учитываются силы Саффмена, Бусройды и Магнуса с результирующим влиянием на движение частицы не более 6...8%, взаимодействие частицы со стенками ограничивающего поток трубопровода, сила поверхностного натяжения

$$m_T \frac{dV_T}{dt} = -m_T g \cos \theta_{mp} + m_c g \cos \theta_{mp} + \frac{1}{2} S_M C_x \rho_c |W_T| W_T + m_{npuc} \frac{dW_T}{dt}, \quad (1)$$

где m_T – масса твердой частицы, кг;

V_T – абсолютная скорость частицы, м/с;

t – время движения частицы, с; $g = 9,81$ м/с²;

θ_{mp} – угол наклона трубопровода к вертикали;

m_c – масса транспортирующей среды в объеме частицы, кг;

S_M – площадь Миделя частицы, м²;

C_x – коэффициент лобового сопротивления частицы;

ρ_c – плотность транспортирующей среды, кг/м³;

W_T – скорость частицы относительно транспортирующей среды, м/с;

m_{npuc} – присоединенная масса, кг,

$$m_{npuc} = m_c / 2, \quad C_x = A / Re^n,$$

где Re – число Рейнольдса.

Коэффициенты A и n имеют следующие значения в диапазонах изменения числа Рейнольдса [15]:

| | | | |
|------------|--------------------------|-------------------|------------------|
| <i>I</i> | $0 < Re_I < 1$ | $A_I = 24,$ | $n_I = 1;$ |
| <i>II</i> | $1 \leq Re_{II} < 30$ | $A_{II} = 9,8,$ | $n_{II} = 0,5;$ |
| <i>III</i> | $30 \leq Re_{III} < 400$ | $A_{III} = 3,54,$ | $n_{III} = 0,2;$ |
| <i>IV</i> | $400 \leq Re_{IV}$ | $A_{IV} = 1,1,$ | $n_{IV} = 0.$ |

$$Re = W_T \cdot d_T / \nu_c,$$

где d_T – диаметр твердой частицы, м;

ν_c – кинематический коэффициент вязкости транспортирующей среды, м² / с.

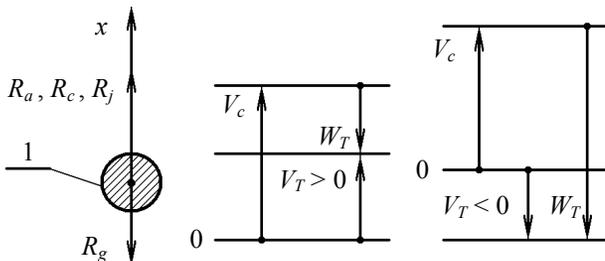


Рис. 4. Схемы действующих на твердую частицу сил в восходящем водовоздушном потоке и возможных направлений ее скоростей

Перед интегрированием уравнение (1) было приведено к безразмерной форме с использованием следующих безразмерных параметров:

$$\overline{d_T} = d_T / L_{св}, \quad \overline{V_T} = V_T / V_c, \quad \overline{x} = x / L_{св}, \quad \overline{t} = V_c \cdot t / L_{св}, \quad \overline{\rho_c} = \rho_c / \rho_T, \\ \overline{W_T} = (V_c - V_T) / V_c, \quad (3)$$

где V_c – скорость газожидкостной среды, м/с;
 x – изменяющаяся вдоль движения смеси координата твердой частицы, м;
 ρ_T – плотность материала частицы, кг/м³;
 $\overline{d_T}$, \overline{t} , $\overline{V_T}$, $\overline{W_T}$ и \overline{x} – приведенные к безразмерной форме диаметр, время движения, абсолютная скорость, относительная скорость и координата частицы;
 $\overline{\rho_c}$ – безразмерная плотность транспортирующей среды.

Полученное выражение для определения безразмерной предельной относительной скорости частицы для различных диапазонов (2) имеет вид:

$$\overline{W_{Tni}} = \left(\frac{3}{4} \frac{\alpha_c \cdot F^{n_i}}{A_i \cdot E} \overline{d_T}^{-n_i+1} \right)^{0,5-n_i},$$

$$\alpha_c = (1 - \overline{\rho_c}) / \overline{\rho_c}, \quad E = V_c^2 / (L_{св} \cdot g \cdot \cos \theta_{mp}), \quad F = V_c \cdot L_{св} / v_c,$$

где i – диапазон изменения Re (2).

Из выражения (1) для диапазонов (2) получены следующие зависимости:

$$\overline{W_{TnI}} = 0,0555 \cdot \overline{d_T}^2 \alpha_c \frac{F}{E},$$

$$\overline{W_{TnII}} = \overline{d_T} \left(0,136 \cdot \alpha_c \frac{F^{1/2}}{E} \right)^{2/3},$$

$$\overline{W_{TnIII}} = \left(0,377 \cdot \alpha_c \frac{F^{1/5}}{E} \overline{d_T}^{-6/5} \right)^{5/9}, \quad \overline{W_{TnIV}} = \left(1,212 \cdot \alpha_c \frac{\overline{d_T}}{E} \right)^{1/2}.$$

Теперь, используя всего два безразмерных параметра – начальную $\overline{W_{Tn}}$ и предельную $\overline{W_{Tn}}$ относительные скорости, можно выполнить полную классификацию всех возможных типов движения твердой частицы в безграничной среде.

Установлено, что в зависимости от соотношения значений безразмерных параметров $\overline{V_c}$, $\overline{W_{Tn}}$ и $\overline{W_{Tn}}$ может реализовываться 13 качественно различных типов движения твердой частицы. Характер данных типов движения частицы графически проиллюстрирован на рис. 5-17 в виде зависимостей безразмерных параметров абсолютной скорости $\overline{V_T}$ и координаты \overline{x} твердой частицы от \overline{t} , а условия их возникно-

вения выражены в виде соответствующих неравенств и тождеств. На рисунках безразмерные начальная и предельная абсолютные скорости частицы обозначены соответственно $\overline{V}_{Tн}$ и $\overline{W}_{Tн}$, безразмерная абсолютная скорость среды $\overline{V}_c=1$, величина $\overline{V}_{Tн}$ характеризуется тангенсом угла θ_n , а безразмерные абсолютная и относительная скорости твердой частицы связаны между собой следующим образом:

$$\overline{V}_T = 1 - \overline{W}_T .$$

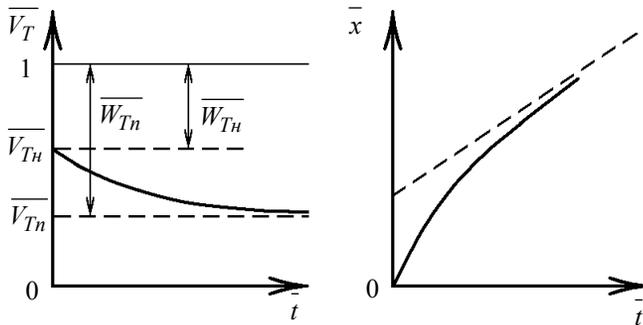


Рис. 5. Движение частицы при условии $\overline{W}_{Tн} < \overline{W}_{Tн} < 1$

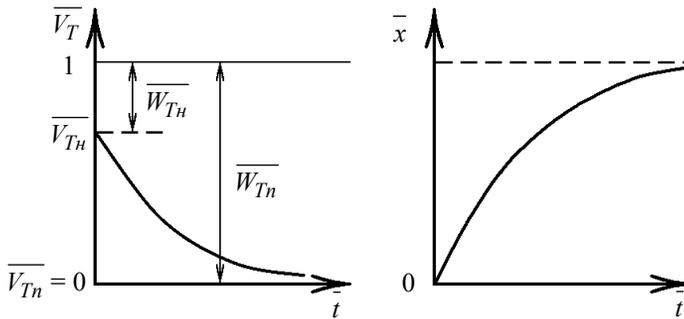


Рис. 6. Движение частицы при условии $\overline{W}_{Tн} < \overline{W}_{Tн} = 1$

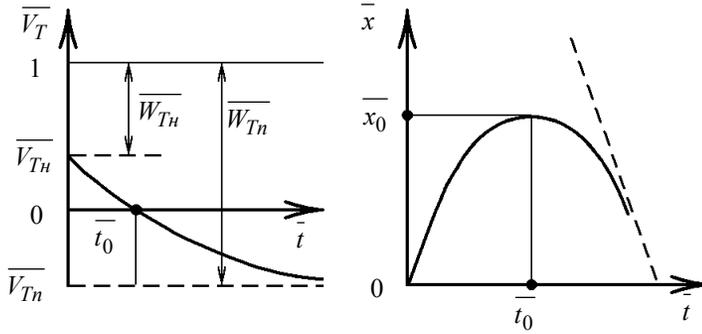


Рис. 7. Движение частицы при условии $\bar{W}_{Tn} < 1 < \bar{W}_{Tn}$

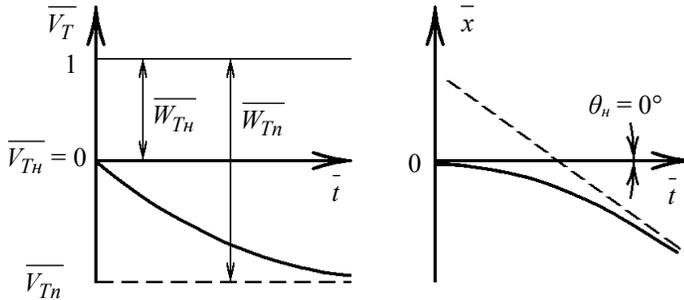


Рис. 8. Движение частицы при условии $1 = \bar{W}_{Tn} < \bar{W}_{Tn}$

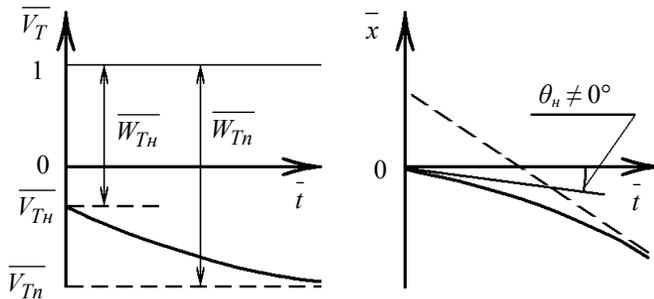


Рис. 9. Движение частицы при условии $1 < \bar{W}_{Tn} < \bar{W}_{Tn}$

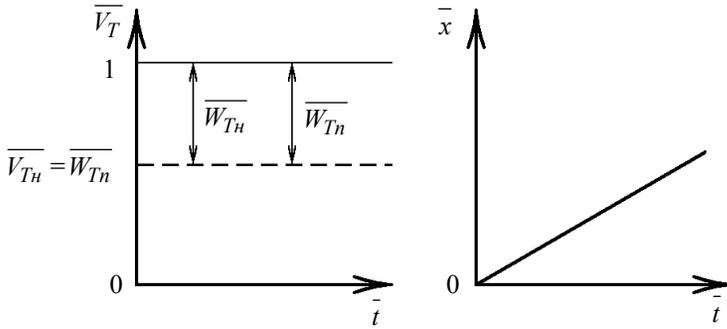


Рис. 10. Движение частицы при условии $\bar{W}_{Tn} = \bar{W}_{Tn} < 1$

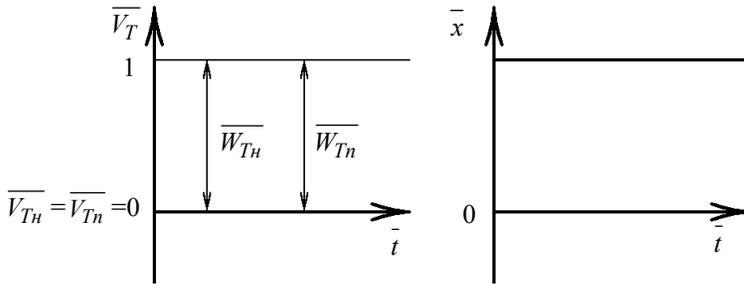


Рис. 11. Движение частицы при условии $\bar{W}_{Tn} = \bar{W}_{Tn} = 1$

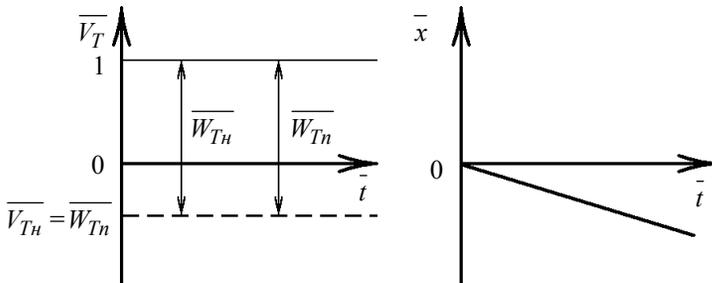


Рис. 12. Движение частицы при условии $\bar{W}_{Tn} = \bar{W}_{Tn} > 1$

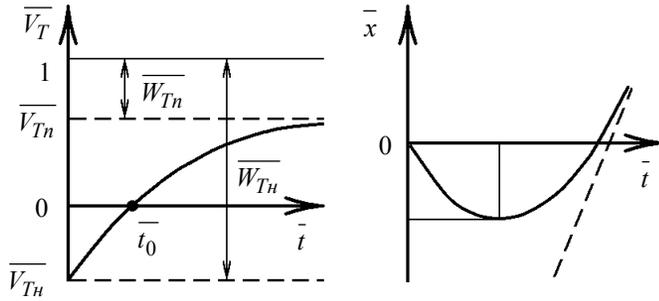


Рис. 13. Движение частицы при условии $\bar{W}_{Tn} < 1 < \bar{W}_{Th}$

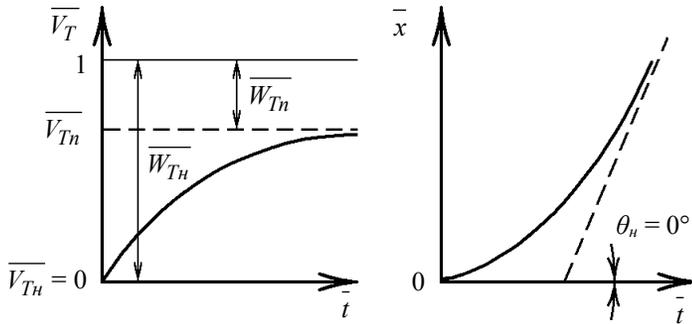


Рис. 14. Движение частицы при условии $\bar{W}_{Tn} < \bar{W}_{Th} = 1$

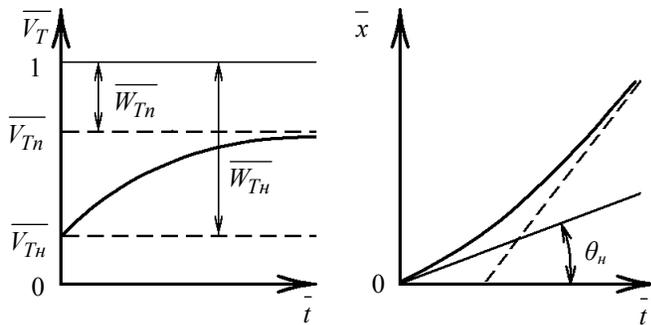


Рис. 15. Движение частицы при условии $\bar{W}_{Tn} < \bar{W}_{Th} < 1$

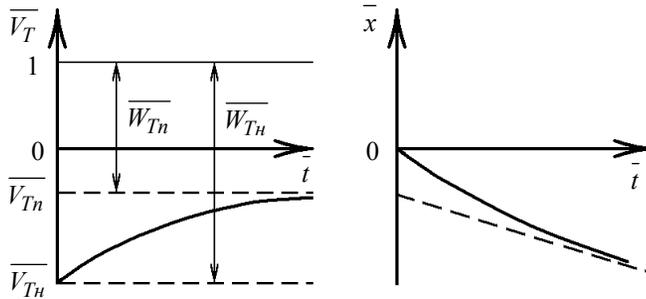


Рис. 16. Движение частицы при условии $1 < \bar{W}_{Tн} < \bar{W}_{Tн}$

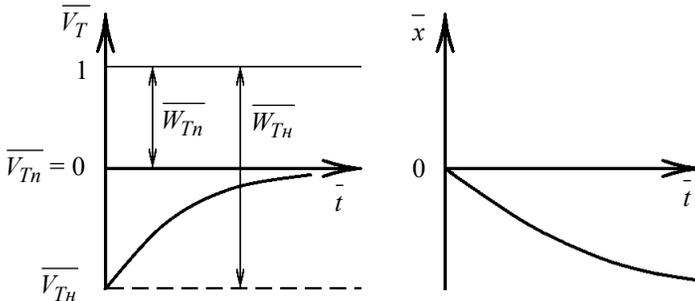


Рис. 17. Движение частицы при условии $1 = \bar{W}_{Tн} < \bar{W}_{Tн}$

Таким образом, можно сформулировать условия устойчивого подъема твердой частицы без остановки и опускания в поднимающихся воздушных снарядах и жидкостных пробках:

$$\begin{array}{ll} \bar{W}_{Tн} \leq 1, & \bar{W}_{Tн} < \bar{W}_{Tн}, \\ \bar{W}_{Tн} < 1, & \bar{W}_{Tн} = \bar{W}_{Tн}, \\ \bar{W}_{Tн} \leq 1, & \bar{W}_{Tн} > \bar{W}_{Tн}. \end{array}$$

Типы движения твердой частицы в газе и жидкости могут быть различны. В большинстве случаев значение скорости частицы в жидкости успевает приблизиться к предельному, а в газообразной среде это менее вероятно за счет высоких значений $\bar{W}_{Tн}$ для газа.

Параметри V_c , V_{Tn} и V_{Tn} являются независимыми, что показывает на теоретическую возможность реализации всех рассмотренных выше на рис. 5-17 типов движения твердой частицы в условиях безграничного водовоздушного потока. Однако для случая ограниченного стенками трубопровода снарядного потока в практически реализуемых диапазонах изменения длин воздушных снарядов и жидкостных пробок при ССТ очевидно будут реализовываться лишь участки полученных зависимостей.

Приведение уравнения (1) к безразмерной форме позволило проинтегрировать его в квадратурах и дать наглядную интерпретацию полученных в общей форме законов изменений скорости (3) и пути (4) частицы во времени при ССТ [16].

$$f_1(Z_i) = (\bar{t}_0 - \bar{t}) / \lambda_{ci}, \quad (4)$$

$$\bar{S} = \bar{S}_0 - f_2(Z_i) \cdot \lambda_{ci} \cdot \overline{W_{Tni}}, \quad (5)$$

где \bar{S} – безразмерные путь, пройденный водовоздушной средой относительно твердой частицы;

\bar{t}_0 и \bar{S}_0 – начальные значения безразмерных параметров времени движения и пути частицы;

$$\lambda_{ci} = \frac{1 - 0,5\rho_c}{1 - \rho_c} \cdot E \cdot \overline{W_{Tni}}, \quad Z_i = \overline{W_T} / \overline{W_{Tni}},$$

$$f_1(Z_I) = \ln \left| \frac{1 - Z_I}{1 - Z_{0I}} \right|,$$

$$f_1(Z_{II}) = \frac{1}{3} \ln \left| \frac{1 - \sqrt{Z_{II}}}{1 - \sqrt{Z_{0II}}} \right| - \frac{1}{6} \ln \frac{1 + \sqrt{Z_{II}} + Z_{II}}{1 + \sqrt{Z_{0II}} + Z_{0II}} +$$

$$+ \frac{1}{\sqrt{3}} \left(\operatorname{arctg} \frac{2\sqrt{Z_{II}} + 1}{\sqrt{3}} - \operatorname{arctg} \frac{2\sqrt{Z_{0II}} + 1}{\sqrt{3}} \right),$$

$$f_1(Z_{III}) = \frac{0,01953}{\prod_{k=1}^4 \sin^2 \frac{k\pi}{9}} \ln \left| \frac{1 - Z_{III}^{1/5}}{1 - Z_{0III}^{1/5}} \right| -$$

$$- \sum_{m=1}^4 \frac{0,1562}{\prod_{\substack{k=1 \\ k \neq m}}^4 \left(\cos \frac{2m\pi}{9} - \cos \frac{2k\pi}{9} \right)} \left[\frac{1}{1 - \cos \frac{2m\pi}{9}} \ln \left| \frac{1 - 2Z_{III}^{1/5} \cos \frac{2m\pi}{9} + Z_{III}^{2/5}}{1 - 2Z_{0III}^{1/5} \cos \frac{2m\pi}{9} + Z_{0III}^{2/5}} \right| \right] +$$

$$\begin{aligned}
 & + \frac{2}{\sin \frac{2m\pi}{9}} \left[\operatorname{arctg} \frac{Z_{III}^{1/5} - \cos \frac{2m\pi}{9}}{\sin \frac{2m\pi}{9}} - \operatorname{arctg} \frac{Z_{0III}^{1/5} - \cos \frac{2m\pi}{9}}{\sin \frac{2m\pi}{9}} \right], \\
 f_1(Z_{IV}) &= \frac{1}{2} \ln \left| \frac{1-Z_{IV}}{1-Z_{0IV}} \cdot \frac{1+Z_{0IV}}{1+Z_{IV}} \right|, \quad f_2(Z_I) = Z_I - Z_{0I} + \ln \left| \frac{1-Z_I}{1-Z_{0I}} \right|, \\
 f_2(Z_{II}) &= 2(\sqrt{Z_{II}} - \sqrt{Z_{0II}}) + \frac{2}{3} \ln \left| \frac{1-\sqrt{Z_{II}}}{1-\sqrt{Z_{0II}}} \right| - \frac{1}{3} \ln \frac{1+\sqrt{Z_{II}}+Z_{II}}{1+\sqrt{Z_{0II}}+Z_{II}} - \\
 & - \frac{2}{3} \left(\operatorname{arctg} \frac{2\sqrt{Z_{II}}+1}{\sqrt{3}} - \operatorname{arctg} \frac{2\sqrt{Z_{0II}}+1}{\sqrt{3}} \right), \\
 f_2(Z_{III}) &= 5(Z_{III}^{1/5} - Z_{0III}^{1/5}) + \frac{5}{256 \prod_{k=1}^4 \sin^2 \frac{k\pi}{9}} \ln \left| \frac{1-Z_{III}^{1/5}}{1-Z_{0III}^{1/5}} \right| + \\
 & + \sum_{m=1}^4 \frac{(-1)^m \cdot 5}{32 \sin \frac{m\pi}{9} \prod_{\substack{k=1 \\ k \neq m}}^4 \left(\cos \frac{2m\pi}{9} - \cos \frac{2k\pi}{9} \right)} \left[2 \left(\operatorname{arctg} \frac{Z_{III}^{1/5} - \cos \frac{2m\pi}{9}}{\sin \frac{2m\pi}{9}} - \right. \right. \\
 & \left. \left. - \operatorname{arctg} \frac{Z_{0III}^{1/5} - \cos \frac{2m\pi}{9}}{\sin \frac{2m\pi}{9}} \right) - \operatorname{ctg} \frac{2m\pi}{9} \ln \frac{1-2Z_{III}^{1/5} \cos \frac{2m\pi}{9} + Z_{III}^{2/5}}{1-2Z_{0III}^{1/5} \cos \frac{2m\pi}{9} + Z_{0III}^{2/5}} \right], \\
 f_2(Z_{IV}) &= \frac{1}{2} \ln \left| \frac{1-Z_{IV}^2}{1-Z_{0IV}^2} \right|.
 \end{aligned}$$

Безразмерный путь, пройденный водовоздушной средой относительно твердой частицы в масштабе связи, может быть определен из уравнения:

$$\bar{S} = (V_c \cdot t - x) / L_{cв}. \quad (6)$$

В зависимости от движения частицы в рассматриваемый момент времени в жидкостной пробке или газовом снаряде параметры с индексом «с» принимают значения соответствующие воде или воздуху. Выражения (3), (4) и (5), (6) дают параметрические зависимости соответственно для скорости $V_T(t)$ и пути $x(t)$.

Используя полученные выражения для диапазонов $I-IV$ (2) можно получить явные параметрические зависимости $V_T(t)$ [17]. Так, например, для диапазона I такая зависимость имеет следующий вид:

$$V_{TI} = V_{Tn} \left[1 - \left(\frac{V_{Tn}}{V_{Tn}} - 1 \right) e^{D \cdot \tau} \right],$$

где V_{Tn} – абсолютная предельная скорость твердой частицы, м/с;

V_{Tn} – абсолютная начальная скорость частицы, м/с;

τ – безразмерное время, имеющее структуру типа числа Фурье (параметр гомохронности).

$$D = \left[0,0555 \cdot \left(\frac{1}{\rho_c} - 0,5 \right) \right]^{-1}, \quad \tau = \frac{t \cdot v_c}{d_T^2}.$$

На основании теоретического исследования динамики одиночной твердой частицы в поднимающихся с постоянной скоростью газовых снарядах и жидкостных пробках при $\theta_{mp} = 0$ и постоянстве $\bar{d}_T = 0,02$ (рис. 18) получены качественные зависимости $\bar{V}_T = f(\bar{t})$ (кривая 1) и $\bar{x} = f(\bar{t})$ (кривая 2) [16]. Направление оси x совпадает с направлением движения транспортирующего потока. Приведенные случаи отличаются лишь значениями отношения длины газового снаряда к длине жидкостной пробки 0,85 и 1,75 (рис. 18 (а), (б), соответственно). Движение границ между газовыми снарядами и жидкостными пробками отобрано штрихпунктирными линиями 3 (рис. 18 (а)). Характер изменения скорости частицы в связках циклически повторяется, поэтому мгновенные величины скорости и координаты частицы не дают представления о результирующем направлении ее движения. Для анализа движения частицы при ССТ введено понятие ее фазовой скорости. Значение фазовой скорости частицы по модулю равно результирующей скорости этой частицы, а положительная или отрицательная ее величина определяет подъем или опускание в потоке. Фазовая скорость частицы характеризуется тангенсом угла наклона огибающей (пунктирные линии 4) кривой $\bar{x}(\bar{t})$. Нарушение подъема частиц снарядным потоком происходит в случаях отрицательных (см. рис. 18 (б)) и нулевых значений их фазовой скорости.

На рис 19 (а), (б) приведены результаты теоретических и экспериментальных исследований подъема твердых частиц шарообразной формы плотностью 1200 кг / м^3 с диаметрами соответственно 0,006 м и 0,018 м на участке подъемной трубы экспериментального гидравлического стенда (рис. 1). Полученные зависимости показывают на уменьшение фазовой скорости частиц $V_{T\phi}$ (кривые 1) в начале ССТ, несмотря на рост скорости транспортирующей частицы водовоздушной среды (изменение скорости воздушных снарядов $V_{z.c}$ отображено кривыми 2) [13]. Разность между результатами теоретических и экспериментальных исследований не превышает 19 %.

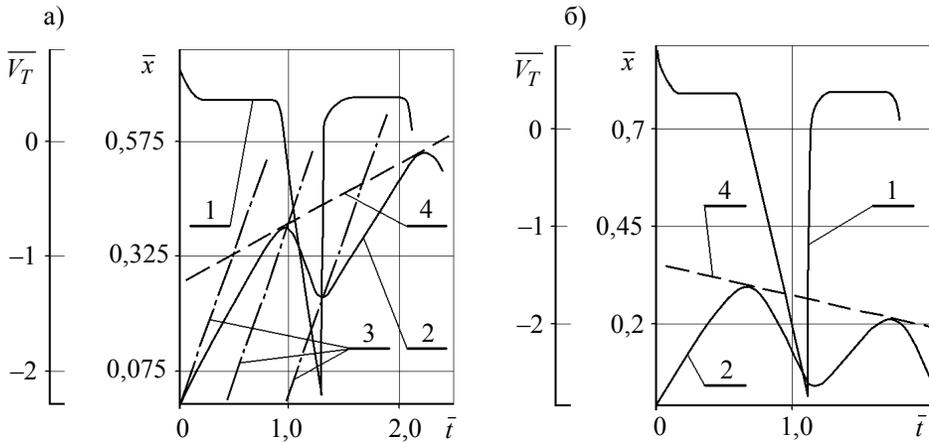


Рис. 18. Закономерности движения твердой частицы при ССТ

Таким образом, в восходящем снарядном потоке может произойти срыв подъема твердого материала, приводящий к забутке трубопровода. Установленное явление по результатам экспертизы Международной академии авторов научных открытий и изобретений (РФ, г. Москва) признано Научным открытием, что подтверждено Дипломом № 413 на открытие «Явление нарушения подъема частиц твердой фазы восходящим газожидкостным эрлифтным потоком в виде газовых снарядов и жидкостных промежутков между ними» от 21 мая 2011 г.

Экспериментально установлено, что функция средней скорости транспортирования твердых частиц газовыми снарядами и жидкостными пробками от объемного газосодержания смеси может быть удовлетворительно описана степенной зависимостью с минимальным значением при экстремуме кривой в зоне расширения воздушных снарядов в 3,1...3,3 раза от минимального размера [13, 14]. Снижение транспортирующей способности снарядного потока начинается после перехода от пузырьковой структуры течения к снарядной вследствие высоких интенсивностей увеличения длин газовых снарядов и сокращения длин жидкостных пробок совместно со снижением плотности транспортирующей среды, несмотря на рост скорости смеси.

Для определения параметров многофазного потока с учетом динамики твердых частиц при ССТ авторами данной статьи разработан численно-аналитический метод [17], состоящий из двух блоков. Численный блок представлен разработанной проф. Кириченко Е.А. полуэмпирической моделью двухфазного газожидкостного потока (7)-(12) [9], предусматривающей расчет численным методом, а в аналитический блок входят уравнения движения частицы в газовых снарядах и жидкостных пробках (3)-(6). Данный подход распространяется и на группу частиц с одинаковыми физико-механическими характеристиками.

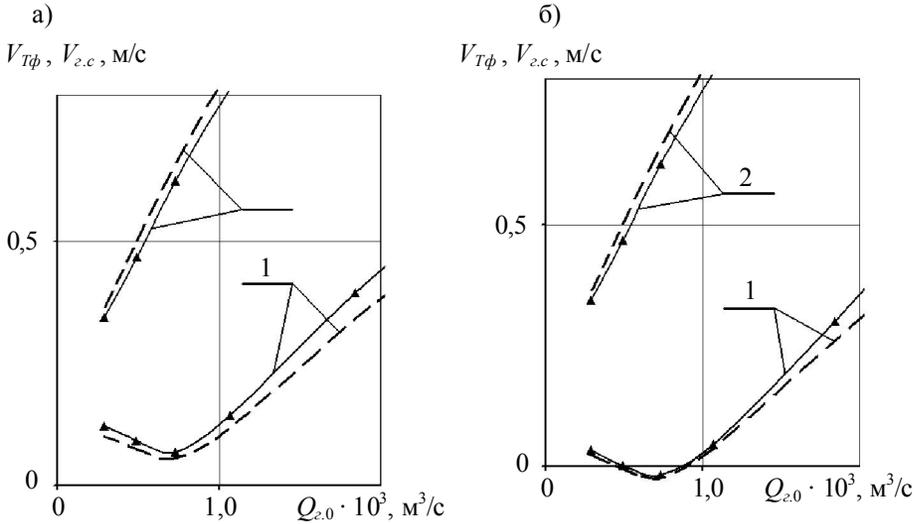


Рис. 19. Зависимости изменения фазовой скорости твердых частиц и скорости воздушных снарядов от объемного расхода воздуха
 — экспериментальные данные; - - - результаты расчета

Полуэмпирическая модель движения потока газожидкостной смеси в подъемном трубопроводе ГЭГ с учетом разности скоростей газовой и жидкостной фаз базируется на уравнениях сохранения массы газовой фазы (7), сохранения массы смеси (8) и движения смеси (9).

$$\rho_2 \cdot \varphi_2 \frac{dv_2}{dz} + \rho_2 \cdot v_2 \frac{d\varphi_2}{dz} + v_2 \cdot \varphi_2 \frac{d\rho_2}{dz} = M_{1,2} \quad (7)$$

$$\rho_1(1 - \varphi_2) \frac{dv_1}{dz} + (\rho_2 \cdot v_2 - \rho_1 \cdot v_1) \frac{d\varphi_2}{dz} + \left(\rho_2 \frac{dv_2}{dz} + v_2 \frac{d\rho_2}{dz} \right) \varphi_2 = 0 \quad (8)$$

$$(1 - \varphi_2) \cdot \rho_1 \cdot v_1 \frac{dv_1}{dz} + \varphi_2 \cdot \rho_2 \cdot v_2 \frac{dv_2}{dz} = \frac{dp}{dz} - g \cdot \cos \theta_{mp} [\rho_1(1 - \varphi_2) + \rho_2 \cdot \varphi_2] - (v_2 - v_1)(G_1 + G_2) \frac{d\chi}{dz} - \frac{\lambda_c}{2 \cdot D_3} \left[\varphi_2 \cdot \rho_2 \cdot v_2^2 + (1 - \varphi_2) \rho_1 \cdot v_1^2 \right] \quad (9)$$

$$M_{1,2} = \alpha \cdot (1 - \varphi_2) \cdot v_1 \cdot \rho_{2,0} \frac{dp}{dz} \quad (10)$$

$$\rho_1 = \text{const} \quad (11)$$

$$p = \rho_2 \cdot k_2 \cdot R \cdot T \quad (12)$$

где ρ_1 и ρ_2 – плотности жидкостной и газовой фаз, кг/м³;
 φ_z – истинное объемное газосодержание смеси;
 z – координата длины, отсчитываемая от выходного сечения подъемной трубы в противоположном потоку направлении, м;
 $M_{1,2}$ – приведенная скорость переходов фаз, кг/(м³ · с);
 v_1 и v_2 – истинные скорости жидкостной и газовой фаз, м/с;
 G_1 и G_2 – приведенная массовая скорость жидкостной и газовой фаз, кг/(с · м²);
 θ_{mp} – угол наклона трубы к вертикали;
 χ – расходное массовое газосодержание;
 λ_c – коэффициент гидравлического сопротивления смеси;
 $D_э$ – диаметр трубы, м;
 $g = 9,81$ м/с²,
 α – коэффициент пропорциональности, м · с²/кг;
 $\rho_{2,0}$ – плотность атмосферного воздуха, кг/м³;
 p – давление, Па;
 R – газовая постоянная, Дж/(кг · К);
 T – абсолютная температура, К;
 k_2 – коэффициент сжимаемости газа, являющийся функцией текущих значений давлений и температур.

Температура считается одинаковой для разных фаз, а давление предполагается неизменным по площади поперечного сечения потока. Для ССТ индексы 1 и 2 обозначают пульпу и газ соответственно, а замыкающие исходную систему уравнений (7)-(12) эмпирические зависимости имеют вид:

$$\varphi_z = \frac{0,83 \cdot \beta \cdot Fr_c^{0,5}}{0,29 + Fr_c^{0,5}},$$

$$\lambda_c = \lambda_0 \left\{ \frac{1 - 0,78 \cdot \beta \cdot [1 - \exp(-2,2\sqrt{Fr_c})] - 0,22 \cdot [1 - \exp(-15 \frac{\rho_2}{\rho_1})] \beta}{1 - \beta} \right\},$$

$$Fr_c = \left[\frac{4 \cdot (Q_1 + Q_2)^2}{\pi \cdot D_э^2} \right] \frac{1}{g \cdot D_э}, \quad \lambda_0 = 0,067 \cdot \left(\frac{158}{Re_c} + \frac{2 \cdot \delta}{D_э} \right)^{0,2},$$

где Fr_c – критерий Фруда для смеси;
 λ_0 – коэффициент Дарси для однородной жидкости;
 β – расходное объемное газосодержание;
 Q_1 и Q_2 – объемные расходы жидкостной и газовой фаз, м³ / с;
 Re_c – число Рейнольдса для смеси;
 δ – абсолютная шероховатость трубы, мм.

Уравнения (7)-(12) совместно с эмпирическими зависимостями образуют систему, замкнутую относительно неизвестных p , v_1 , v_2 , φ_2 , λ_c и ρ_2 . Полуэмпирическая модель адаптирована и к расчету параметров пузырьковой, кольцевой и дисперсной структур течения при использовании соответствующих замыкающих эмпирических зависимостей [9].

В укрупненном виде для случая монодисперсного состава твердой фазы смеси численно-аналитический метод заключается в следующем:

1. С использованием решаемой численным методом модели газожидкостного потока (7)-(12) с шагом по длине многофазного течения вычисляются величины давления, плотности газовой фазы, объемного газосодержания и скоростей фаз.

2. На основании вычисленных в пункте 1 значений давления и газосодержания смеси, а также полученных закономерностей изменений длин газовых снарядов и жидкостных пробок с учетом диаметра трубопровода определяются длины проходящих через рассматриваемый участок гетерогенного потока газовых снарядов и жидкостных пробок.

3. В соответствии с предложенным аналитическим описанием движения твердой частицы при снарядной структуре течения (3)-(6) выполняются расчеты скорости и координаты фиксированной частицы с шагом по времени в пределах текущего расчетного участка снарядного потока.

4. Определяется концентрация твердой фазы на текущем расчетном участке снарядной структуры при постоянстве массового расхода твердого материала $M_T = \text{const}$ и полученное значение используется в вычислениях параметров смеси на следующем расчетном участке снарядного потока по пункту 1 алгоритма.

В результате получаем распределение основных параметров снарядного потока по длине трубопровода.

На основании разработанного численно-аналитического метода и соответствующего программного обеспечения выполнены исследования транспортирования твердых частиц при снарядной структуре течения применительно к глубоководным гидроподъемам [18]. Рассмотрены варианты гидроподъема различных монодисперсных составов твердых частиц. Для приближения полученных результатов к промышленным установкам производительность по сухому минеральному сырью принята 77,8 кг / с (1000000 т / год), а изменение плотности твердых частиц выбрано в наиболее характерном для полезных ископаемых подводных месторождений диапазоне 1400...2500 кг / м³ [10]. Размеры частиц варьировались в диапазоне 0,001...0,15 м. Глубина разработки месторождения соответствовала 6000 м. Плотность частиц в каждом рассматриваемом монодисперсном составе твердого материала считалась постоянной. Подводящий и подъемный трубопроводы в данных расчетах приняты с неизменной площадью поперечного сечения и диаметром 0,46 м.

В результате изучения динамики формы расширяющегося газового пузыря в градиентном потоке с учетом влияния стенок трубы, установлено, что длина первого газового снаряда в момент образования ССТ может быть принятой равной диаметру трубы. Это позволило разработать замкнутую расчетную схему, предусматриваю предварительное определение длины первой жидкостной пробки и связки по высоте подъемной трубы. Величина истинного газосодержания в начале ССТ с одной сторо-

ны определялись на основании полуэмпирической модели двухфазного газожидкостного потока (7)-(12), а с другой стороны моделировались отношением длины газового снаряда к длине связки [18].

Ниже даны наиболее характерные результаты транспортирования монодисперсных смесей шаровидных частиц плотностью $\rho_T = 2200 \text{ кг / м}^3$.

За время движения по участку подъемной трубы, соответствующему снарядной структуре течения, твердые частицы в зависимости от крупности двигались непрерывно, скачкообразно и циклически. Под циклом подразумевается сумма восходящей и нисходящей (включая останов частицы) фаз движения в пределах одной или нескольких связок.

Частицы диаметром $d_T = 0,001 \text{ м}$ имели положительную фазовую скорость по всей протяженности ССТ и поднимались непрерывно вверх практически со скоростью транспортирующей (несущей) среды.

Частицы диаметром $0,004 \text{ м}$ имели положительную фазовую скорость по длине снарядного потока и транспортировались вверх скачкообразно, ускоряясь в жидкостных пробках и замедляясь в газовых снарядах.

Частицы крупностью $0,03 \text{ м}$ имели положительную фазовую скорость и транспортировались вверх скачкообразно, ускоряясь в жидкостных пробках и практически останавливаясь в газовых снарядах вблизи области с наименьшей транспортирующей способностью снарядного потока.

Частицы диаметром $0,05 \text{ м}$ имели положительную фазовую скорость и двигались циклически (число циклов 85) с ускорением подъема в жидкостных пробках и равномерным нисходящим движением малых амплитуд в газовых снарядах вблизи области с минимальной транспортирующей способностью снарядного потока, расположенной на расстоянии 760 м от смесителя.

Частицы диаметром $0,1 \text{ м}$ имели положительную фазовую скорость и двигались циклически (число циклов 128) с равномерным подъемом в жидкостных пробках и ускоренным нисходящим движением малых амплитуд в газовых снарядах во время прохождения области с минимальной транспортирующей способностью снарядного потока, удаленной от смесителя на 540 м .

Частицы диаметром $0,12 \text{ м}$ имели нулевую фазовую скорость, двигаясь с замедлением подъема в жидкостных пробках и ускоренным нисходящим движением средней амплитуды в газовых снарядах, и не поднимались выше 490 м от смесителя (уровень критического сечения для данных частиц).

Частицы диаметром $0,15 \text{ м}$ совершали циклическое движение, характеризующееся замедленным подъемом в жидкостных пробках и ускоренным нисходящим движением в газовых снарядах, а также не поднимались выше критического сечения, находящегося на расстоянии 445 м от смесителя. Это создает объективные предпосылки считать, что фазовая скорость данных частиц в потоке приобретает отрицательное значение. Следовательно, перед подачей в подводящий трубопровод глубоководного эрлифта такой твердый материал должен быть подвергнут предварительному дроблению.

Из анализа полученных результатов установлено, что твердые частицы по типу движения при ССТ с практической точки зрения целесообразно объединить в три

группы: мелкие частицы диаметром до 0,004...0,005 м, которые поднимаются непрерывно в жидкостных пробках и газовых снарядах; средние частицы диаметром до 0,02...0,03 м, движущиеся скачкообразно с замедлением подъема или остановкой в газовых снарядах; крупные частицы диаметром до 0,1...0,12 м, которые совершают циклическое движение с нисходящей фазой в газовых снарядах [18]. Поэтому частицы третьей группы перед подачей в подводящий трубопровод эрлифта должны обязательно подвергаться дроблению.

На основании комплексного анализа полученных зависимостей в работе получен новый **научный результат**, выражающийся в установлении следующих закономерностей:

– в восходящем снарядном потоке изменения длин газовых снарядов и длин выполняющих основную работу по подъему твердых частиц жидкостных пробок вследствие увеличения объемного газосодержания смеси с удовлетворительной для инженерных расчетов точностью могут быть описаны соответственно логарифмической и гиперболической зависимостями;

– в глубоководном эрлифтном гидроподъеме вследствие замедления подъема твердых частиц в воздушных снарядах средняя скорость транспортирования частиц газовыми снарядами и жидкостными пробками вдоль снарядного потока изменяется по параболической зависимости, минимальна при экстремуме кривой в области газовых снарядов с длиной 3,1...3,3 диаметра трубопровода и поэтому обеспечение заданной производительности гидроподъема может быть достигнуто путем регулирования скорости снарядного потока.

На основании результатов исследований можно сформулировать следующие

ВЫВОДЫ:

– в результате выполненных экспериментальных исследований на спроектированном комплексном экспериментальном гидравлическом стенде, позволяющем осуществлять физическое моделирование одно-, двух- и трехфазных течений в проточных частях насосной, эрлифтной и насосно-эрлифтной установок, впервые было установлено, что снарядная структура содержит аномальную область, характеризующуюся снижением скорости подъема частиц при увеличении расхода транспортирующей их среды;

– разработан численно-аналитический метод расчета параметров снарядного потока с учетом механизма транспортирования твердых частиц в газовых снарядах и жидкостных пробках и изменения геометрических параметров этих снарядов и пробок, позволяющий прогнозировать срыв устойчивого подъема частиц;

– в результате замедления подъема либо нисходящего (противоточного) движения твердых частиц, в зависимости от их физико-механических характеристик, в газовых снарядах движение частиц приобретает циклический характер, что вследствие аккумуляции твердой фазы на участке ССТ приводит к существенному влиянию на параметры потока вплоть до кризиса (срыва) транспортирования твердого материала с последующей забутовкой трубопровода;

– установлены закономерности транспортирования твердого материала восходящим снарядным потоком с учетом изменений длин газовых снарядов и жидкостных пробок, а также специфики движения частиц при снарядной структуре течения;

предложена классификация частиц по характеру их движения при ССТ.

Снарядная структура течения характеризуется такими специфическими эффектами, как цикличное движение частиц, полифуркационные режимы, аккумулярование твердой фазы, высокая вероятность агломерации частиц. Поэтому дальнейшим этапом исследования является разработка метода расчета параметров ССТ для случая полидисперсной смеси транспортируемых частиц.

Список литературы

1. Папаяни, Ф.А. Энциклопедия эрлифтов [Текст] / Ф.А. Папаяни, Л.Н. Козыряцкий, В.С. Пашенко, А.П. Кононенко. – М.: ИнформСвязьИздат, 1995. – 592 с.
2. Гейер, В.Г. Математическое описание безразмерных характеристик эрлифтов [Текст] / В. Гейер, Н. Логвинов // Разработка месторождений полезных ископаемых: Респ. межвед. научн.-техн. сб. – 1972. – Вып. 29. – С. 119-127.
3. Полярский, Ю. Добыча марганцевых конкреций со дна морей и океанов с использованием пневмо-гидравлического транспорта [Текст] / Ю. Полярский, Ф. Плева // *Preglad gorniczy*. – 1982. – № 5. – С. 152-161.
4. Weber, M. Vertical hydraulic conveying of Solids by air-lift / M. Weber // *Journal of Pipelines: International Journal of Miner.* – 1982. – № 3. – P. 137-152.
5. Chaziteodorou, G. Entwurf eines Abbanschemas Zur Gewinnung und Förderung von Mangankollen aus der Tiefsee / G. Chaziteodorou, S. Scheffel, A. Wienen // *Meers-technik*. – 1972. – № 2. – P. 56.
6. Уэки, С. Изучение возможностей эрлифта [Текст] / С. Уэки // Сайко то Хоан. – 1979. – № 8. – Т. 25. – С. 56-63.
7. Гриффитс, П. Двухфазное снарядное течение [Текст] / Питер Гриффитс, Грэхем Уоллис // *Тр. Амер. об-ва инж.-мех.* – 1961. – (Сер. “Теплопередача”) – № 3. – Т. 83. – С. 99-114.
8. Уоллис, Г. Одномерные двухфазные течения [Текст] / Грэхем Уоллис; [пер. с англ.]. – М.: Мир, 1972. – 440 с.
9. Кириченко, Е.А. Выбор и обоснование рациональных параметров глубоководной эрлифтной установки с учетом влияния питающей пневмосистемы [Текст]: дис. ... канд. техн. наук: 05.05.06 / Кириченко Евгений Алексеевич. – Днепропетровск 1989. – 157 с.
10. Кириченко Е.А. Научное обоснование параметров трубных систем для гидроподъема полезных ископаемых [Текст]: дис. ... доктора техн. наук: 05.05.06 / Кириченко Евгений Алексеевич. – Днепропетровск, 2001. – 292 с.
11. Кириченко, Е.А. Механика глубоководных гидротранспортных систем в морском горном деле [Текст] / Е.А. Кириченко. – Днепропетровск: НГУ, 2009. – 344 с.
12. Кириченко, Е.А. Динамика глубоководных гидроподъемов в морском горном деле [Текст] / Е.А. Кириченко, В.Г. Шворака, В.Е. Кириченко, В.В. Евтеев. – Днепропетровск: НГУ, 2010. – 259 с.

13. Евтеев, В.В. Экспериментальное исследование параметров вертикального потока трехкомпонентной смеси в эрлифтном гидроподъеме [Текст] / В.В. Евтеев, Е.А. Кириченко // Науковий вісник НГУ. – 2009. – № 1. – С. 47-54.

14. Самуся, В.И. Экспериментальное исследование параметров вертикального двухкомпонентного потока применительно к эрлифтному течению [Текст] / В.И. Самуся, В.В. Евтеев, В.Е. Кириченко // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 12. – С. 68-74.

15. Давидсон, В.Е. Модельная задача о транспортировании твердой частицы потоком водовоздушной смеси в эрлифте [Текст] / В.Е. Давидсон, В.Д. Ламзюк, Е.А. Кириченко, В.В. Евтеев // Гірн. електромеханіка та автоматика: Наук.-техн. зб. – 2007. – №. 79. – С. 66-73.

16. Давидсон, В.Е. Аналитическое решение циклической задачи применительно к снарядной структуре эрлифтного течения [Текст] / В.Е. Давидсон, В.Д. Ламзюк, Е.А. Кириченко, В.В. Евтеев // Гірн. електромеханіка та автоматика: Наук.-техн. зб. – 2008. – №. 80. – С. 109-117.

17. Кириченко, Е.А. К вопросу разработки численно-аналитического метода расчета глубоководных эрлифтов для гидроподъема твердого материала [Текст] / Е.А. Кириченко, В.Д. Ламзюк, В.В. Евтеев, В.Г. Шворак // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 8. – С. 83-88.

18. Кириченко, Е.А. Исследование параметров снарядной структуры течения в подъемной трубе глубоководного эрлифта [Текст] / Е.А. Кириченко, В.В. Евтеев, А.В. Романюков // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 9. – С. 66-72.

ФОРМУВАННЯ ГІДРОДИНАМІЧНОГО РЕЖИМУ В ЗОНІ ВПЛИВУ ВІДВАЛІВ ГІРСЬКИХ ПОРІД ТА ХВОСТОСХОВИЩ

За результатами моделювання з використанням тривимірної чисельної моделі, що комплексно відбиває планово-профільну фільтрацію в межах проникних і розділяючих шарів, встановлені закономірності геофільтрації у верхній частині породного масиву на ділянках розташування відвалів гірських порід і хвостосховищ. Виявлений характер впливу гідродинамічного режиму, що формується в умовах гравітаційно-навантаженого породного масиву, на геомеханічний стан прилеглої до об'єктів гірничого виробництва території.

По результатам моделирования с использованием трехмерной численной модели, комплексно отражающей планово-профильную фильтрацию в пределах проницаемых и разделяющих слоев, установлены закономерности геофильтрации в верхней части породного массива на участках расположения отвалов горных пород и хвостохранилищ. Определен характер влияния гидродинамического режима, формирующегося в условиях гравитационно-нагруженного породного массива, на геомеханическое состояние прилегающей к объектам горного производства территории.

The features of ground water flow have been determined for the top layers of the rock mass in dump tailing areas by numerical simulation using a model reproducing 3D ground water flow within aquifers and confining layers. The impact of the hydrodynamic regime formed in the gravitationally loaded rock mass on geomechanical conditions of the territory affected by mining industry sites has been revealed.

Розвиток гірничодобувної та переробної промисловості в більшості випадків супроводжується залученням в сферу несприятливого техногенного впливу територій, прилеглих до об'єктів гірничого виробництва. З точки зору розвитку негативних геодинамічних процесів їх вплив проявляється як безпосередньо, так і опосередковано – в результаті впливу змін гідродинамічного і гідрохімічного режимів на геомеханічний стан породних масивів.

У подібних випадках найважливішим завданням фахівців є встановлення причинно-наслідкового зв'язку, а також характеру цього зв'язку, між джерелом техногенного навантаження і об'єктом його впливу, на основі аналізу різних чинників і механізмів такого впливу. Дослідження впливу змін напружено-деформованого стану гравітаційно-навантаженого породного масиву і проникності порід на перерозподіл балансових складових фільтраційного потоку в межах ділянок розташування об'єктів гірничого виробництва виконано для умов Криворізького залізорудного басейну.

Метою виконаних досліджень є встановлення закономірностей формування гідродинамічного режиму на ділянці розташування хвостосховищ і відвалів гірських порід та встановлення характеру його впливу на геомеханічний стан прилеглої території.

До характерних особливостей геологічної будови досліджуваної території належить практично повсюдне, за винятком заплави р. Інгулець, поширення відкладень неогенової системи, представленої сарматським і понтичним ярусами (рис. 1).

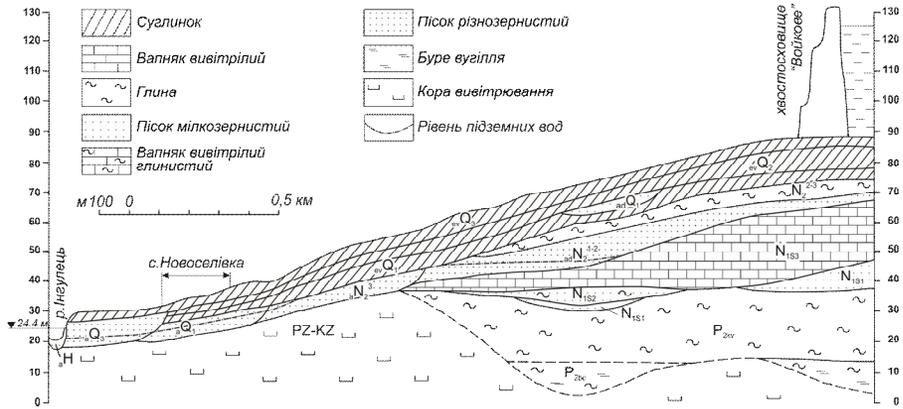


Рис. 1. Схематичний геологічний розріз по лінії I - I'

Сарматський ярус залягає безпосередньо на глинистих породах київської свити і складений різнозернистими пісками, глинами і вапняками. Вапняки у верхній частині поліморфні, мергелясті, рідше оолітові, черепашкові, в нижній частині - конгломератовидні, в прошарками мергелю. У північній частині ділянки вапняки фаціальні заміщаються пісками різнозернистими, іноді глинистими. Понтичний ярус представлений різнозернистими, дрібнозернистими пісками і пісковиками потужністю до 20 м. На окремих ділянках схилу долини річки залягають поховані неогенові тераси, складені алювіальними пісками, що заміщають в розрізі відкладення сармата і понту, які в заплаві річки розмиті.

В основу виконаних досліджень покладені чисельні розрахунки із застосуванням розробленої багатозарової планово-просторової геофільтраційної моделі [1], яка створена і адаптована для умов існуючого на момент початку будівництва і експлуатації гірничопромислових об'єктів гідрогеологічного режиму. Чисельна геофільтраційна модель реалізована в середовищі програмного комплексу *Visual Modflow*, в якому рішення рівнянь руху підземних вод в пористому середовищі здійснюється з використанням методу кінцевих різниць. Обчислювальний алгоритм програмного комплексу забезпечує можливість включення в розрахунок планово-профільної фільтрації всіх шарів, у тому числі і водотривких, як гідродинамічно активних.

В моделі забезпечувалося комплексне врахування вертикальної і горизонтальної складових фільтраційного потоку підземних вод в межах проникних і слабопро-

никних товщ, а також реалізація процесу осушення та повторного насичення модельованих шарів. На етапі вирішення комплексу прогнозних задач було відтворено гідродинамічний вплив таких об'єктів, як хвостосховища ПГЗК «Войково» та «Об'єднане», а також ставок-накопичувач шахтних вод у балці Свистуново. Відтворення хвостосховищ в чисельній моделі досягалося послідовним корегуванням абсолютних відміток денної поверхні в контурах розташування існуючих дамб на розрахункові часові періоди до відміток 135,0 і 130,0 м відповідно для хвостосховищ «Об'єднане» і «Войково».

Варіанти чисельних рішень містили оцінку балансових складових планово-профільного потоку в межах дамб хвостосховищ при їх зведенні відповідно на висоту 5, 10, 15, 25 і 40 м. Рішення задач планово-профільної фільтрації виконано в стаціонарній постановці при допущенні, що дамби для хвостосховищ зводилися в один час на однакову висоту щодо природних відміток поверхні землі. Відомо, що з глибиною коефіцієнти фільтрації глинистих ґрунтів, що лежать в основі гідротехнічних споруд, зменшуються за рахунок підвищення напружень ущільнення [2...4], при цьому при висоті гідровідвалу близько 50 м середні значення коефіцієнтів фільтрації суглинків, що залягають в його основі, змінюються на порядок по відношенню до їх природному залягання. Ці фільтраційні особливості знайшли відображення в моделі при постановці та проведенні розрахунків.

При моделюванні інтерес представляв розподіл балансових складових фільтраційного потоку в першому водоносному горизонті, приуроченому до четвертинних суглинків, і другому від поверхні неогеновому водоносному горизонті з урахуванням перетікання через слабопроникний шар в залежності від коефіцієнтів фільтрації порід основи та матеріалу тіла хвостосховищ.

Моделювання гідродинамічного режиму на ділянці розташування гідроспоруд передбачало проведення чисельних розрахунків за двома варіантами: при постійній величині техногенного живлення та постійному напорі в межах контурів гідроспоруд. У кожному з варіантів враховувалася зміна проникності порід і матеріалу гідроспоруд в процесі їх гравітаційного враховувалася на різних етапах зведення дамб хвостосховищ і відвалів гірських порід, які відповідають розрахунковим висотам 5, 10, 15, 25 і 40 м, що дозволило оцінити вплив як геометричних розмірів гідроспоруд, так і змін проникності породного матеріалу на розподіл балансових складових у межах досліджуваних ділянок.

За результатами проведених розрахунків встановлено, що в разі збереження незмінними величин проникності порід основи і матеріалу дамб при збільшенні висоти останніх у розглянутому діапазоні 5...40 м (в умовах сталості техногенного живлення) відбувається збільшення частки бокового розтікання у верхньому водоносному горизонті і відповідне йому зниження перетікання в залягаючий нижче горизонт (рис. 2).

Збільшення висоти гідроспоруд та пропорційна йому зміна проникності матеріалу дамби і порід основи в заданому діапазоні (зміна проникності в межах контурів хвостосховищ обмежена інтервалом від 0,4 до 0,04 м/добу) для кожного з висотних положень дамб призводить до перерозподілу складових гідродинамічного балансу в бік збільшення низхідного потоку (рис. 3). При цьому характерним для наведених

умов є переважний вплив зниження проникності порід на перерозподіл балансових складових у порівнянні з впливом збільшення висоти гідроспоруд, що за інших рівних умов забезпечує формування стійкого низхідного потоку в залягаючий нижче водоносний горизонт (рис. 4).

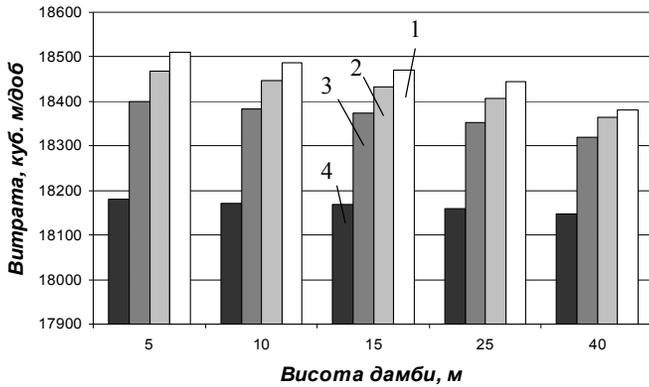


Рис. 2. Залежність величини перетікання води із хвостосховищ у неогеновий водоносний горизонт від висоти дамб при постійній техногенній інфільтрації і значеннях коефіцієнту фільтрації гірських порід і матеріалу дамб: 1 – 0,04 м/добу, 2 – 0,06 м/добу, 3 – 0,1 м/добу, 4 – 0,4 м/добу

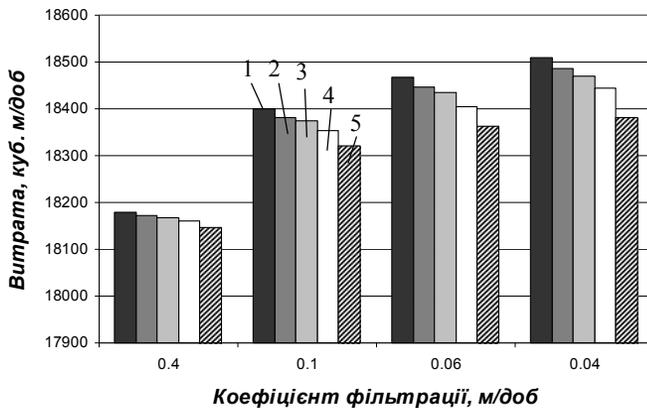


Рис. 3. Залежність величини перетоку води із хвостосховищ у неогеновий водоносний горизонт від зміни проникності в межах контуру хвостосховища при постійній техногенній фільтрації для висоти дамб відповідно 1 – 5 м, 2 – 10 м, 3 – 15 м, 4 – 25 м, 5 – 40 м

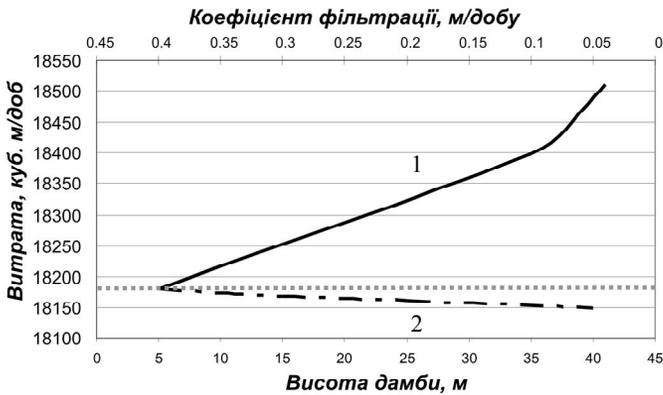


Рис. 4. Співставлення перерозподілу витрат перетоку через розділяючий шар: 1 – збільшення витрати при зменшенні проникності; 2 – зменшення витрати при нарощуванні дамби

При постійному напорі в контурах гідроспоруд, що відповідає абсолютній позначці верхнього рівня дамби, зменшення проникності ґрунтів дамби з 0,4 до 0,04 м/добу при інших рівних умовах також призводить до зниження частки техногенних вод у загальному балансі, що припадає на бічне розтікання в четвертинному горизонті – зменшення від 10,4% до 5,5% (рис. 5), і, відповідно, зростанню частки підземних вод, що беруть участь в низхідному потоці.

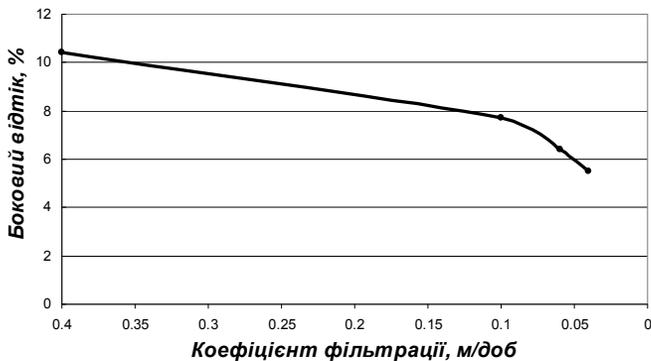


Рис. 5. Зміни складової бічного розтікання у водному балансі області при зменшенні проникності ґрунтів дамби

Тенденція до зростання перетікання складованих вод крізь шар, що розділяє, в залягаючі нижче неогенові відкладення в умовах геогравітаційного навантаження сприяє формуванню техногенного режиму неогенового водоносного горизонту, що знаходить своє відображення у зростанні рівнів підземних вод в межах прилеглих до гідроспоруд територій. Отримані за даними моделювання результати добре узгоджуються з даними режимних спостережень. Так, на період з 60-х по 90-і роки на досліджуваній території четвертинний водоносний горизонт залишався практично сухим за винятком деяких ділянок. При цьому підйом рівнів в неогенових відкладеннях досяг 5...18 і більше метрів.

Таким чином, зміна напружено-деформованого стану ґрунтів в основі хвостосховищ в процесі їх складування і зміна їх фільтраційних властивостей забезпечує формування гідродинамічного режиму, до особливостей якого відноситься перерозподіл вертикальної і горизонтальної складових в балансі потоку в межах ділянки розташування хвостосховищ. Характерним для наведених умов є переважний вплив змін проникності матеріалу дамб хвостосховищ і порід основи порівняно з впливом геометричної висоти гідроспоруд. Зниження проникності порід в результаті їх геогравітаційного ущільнення при незмінній величині техногенного живлення призводить до збільшення у водному балансі модельованої області частки, що припадає на фільтрацію через розділяючий шар в неогенових водоносний горизонт, наслідком чого є зміна його гідродинамічного та гідрогеохімічного режимів.

В умовах Криворізького басейну зміни гідрохімічного та гідродинамічного режимів, що визначають гідрогеомеханічний вигляд прилеглих до гідроспоруд територій, може стати причиною розвитку та інтенсифікації низки негативних інженерно-геологічних процесів, основними з яких є суфозійні прояви, карстоутворення та зсувні процеси.

Список літератури

1. Рудаков, Д.В. Идентификация трехмерной геофильтрационной модели техногенно-нагруженной территории центральной части Криворожского бассейна [Текст] / Д.В. Рудаков, В.И. Тимошук, Т.И. Перкова, Е.А. Шерстюк.
2. Норватов, Ю.А. Изучение и прогноз техногенного режима подземных вод (при освоении месторождений полезных ископаемых) [Текст] / Ю.А. Норватов. – Л.: Недра, 1988. – 281 с.
3. Багрий, И.Д. Влияние хвостохранилищ Центрального горно-обогатительного комбината на подземные и поверхностные воды [Текст] / И.Д. Багрий, Н.Г. Курочкина, Н.А. Белокопытова, В.Ю. Сынах, Г.Н. Лейко, В.Г. Чередниченко // Геологический журнал. – 2004. – № 1. – С. 54-61.
4. Никитин, В.В. Инженерно-геологическое обеспечение реконструкции хвостового хозяйства на Северном горно-обогатительном комбинате [Текст] / В.В. Никитин, Н.Ж. Месхи // Геология и разведка. – 1991. – № 8. – С.115-117.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГИДРОМЕХАНИЧЕСКОГО СПОСОБА ДОБЫЧИ УГЛЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ СТРУГА В РАЗЛИЧНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Виконано оцінку ефективності застосування гідромеханічного руйнування вугілля з використанням випереджального різання у струговій лаві. Встановлено узагальнену залежність між регульованими параметрами різання й рівнем енерговитрат при видобутку вугілля оточеного гірськими породами з високими міцнісними характеристиками.

Выполнена оценка эффективности применения гидромеханического разрушения угля с использованием опережающего резания в струговой лаве. Установлена обобщенная зависимость между регулируемыми параметрами резания и уровнем энергозатрат при добыче угля окруженного горными породами с высокими прочностным характеристиками.

The assessment efficiency of application of hydromechanical destruction of coal with using advancing cutting in a plough longwall is executed. The generalized dependence between adjustable parameters of cutting and level of energy consumption is established at coal mining surrounded with rocks with high strength characteristics.

Введение

Первые опыты по применению струи высокого давления для резки различных материалов относятся к 70-м годам прошлого века. Теперь этот метод находит применение в строительстве, химико-технологическом производстве, добыче полезных ископаемых, как звено технологического процесса изготовления различных изделий и т.д.

Суть гидрорезания заключается в формировании струи обычной воды через небольшое отверстие диаметром 0,1...0,5 мм, с давлением на выходе 1000...3000 бар, при этом скорость истечения воды из сопла составляет 400...1000 м/с. При воздействии такой струи на материал, ее энергия превращается в механическую работу резания, а сама струя является режущим инструментом. Главными достоинствами этой методики резания является отсутствие термических и механических напряжений в месте реза, минимизация ударной нагрузки, отсутствие обратной реакции на режущий инструмент, малая ширина реза.

Актуальность

Гидромеханический способ разрушения угля и горных пород основан на совместном использовании в исполнительных органах горных машин непрерывных струй воды и механического инструмента режущего или скалывающего действия.

Сущность способа заключается в том, что струя воды, ориентированная тем или иным путем относительно режущего механического инструмента, позволяет, при взаимодействии с горным массивом, снизить воздействующую на него нагрузку.

Перечислим основные достоинства гидромеханического способа разрушения угля и слабых горных пород:

- повышение энерговооруженности выемочных машин без увеличения габаритов и массы, увеличение скорости их подачи более чем в 2 раза за счет уменьшения усилий резания на резах в 1,5-1,8 раза;
- снижение запыленности атмосферы забоя до уровней, не превышающих предельно допустимых концентраций;
- улучшение сортности добываемого угля.

Существует три группы гидромеханических исполнительных органов разделяемых по диапазонам низкого, среднего и высокого давления струи воды.

Примером использования струй воды низкого давления в конструкциях проходческих комбайнов являются гидромеханические исполнительные органы, работа основана на разрушении породного массива резами совместно со струями воды давлением около 4 МПа, направленными непосредственно в зону резания. Опыт применения таких комбайнов в Великобритании показал, что их работа характеризуется только небольшим снижением пылеобразования и увеличением срока службы резов.

Струи воды при среднем давлении так же способствуют снижению пылеобразования в зоне ведения проходческих работ и в более значительной степени снижает износ резов, однако не обеспечивает ощутимый прирост производительности по разрушению пород. Поэтому, с точки зрения эффективности разрушения горных пород наибольший интерес представляют рабочие органы проходческих комбайнов, в которых используют струи воды высокого давления в сочетании с механическим инструментом.

Фирмами «Роббинс» и «Флоу Рисерч» (США) создан и испытан проходческий комбайн с гидромеханическим исполнительным органом роторного типа. На вращающейся планшайбе диаметром 2 м расположены шарошки и 35 насадок из сапфира диаметром 0,25 мм. Для создания высокоскоростных струй давлением до 420 МПа использовали две параллельно работающие насосные установки мощностью по 360 кВт. При испытаниях, проведенных на гранитах с пределом прочности на одноосное сжатие равным 235 МПа, скорость проходки увеличилась в 1,5-2 раза по сравнению с разрушением механическим способом.

Опыт эксплуатации гидромеханических исполнительных органов проходческих комбайнов позволил выделить следующие основные преимущества гидромеханического способа разрушения горных:

- расширение области применения проходческих комбайнов на более проч-

ные породы (предел прочности на сжатие 180-240 МПа);

- снижение усилий резания на 40-60% и подачи на 60-70%;
- уменьшение крутящего момента и потребляемой мощности на рабочем органе в 1,3-2,2 раза;
- повышение скорости проходки в 1,5-5 раза без увеличения установленной мощности двигателя исполнительного органа;
- уменьшение расхода механического инструмента в 2-6 раз;
- увеличение производительности комбайна при работе по прочным породам в 1,7-2,2 раза при сохранении массы и габаритов машины;
- уменьшение пылеобразования на 70-85% и искрообразования на 90-100%;
- снижение вибрации;
- уменьшение расходов на проходку на 30-50%.

Постановка задачи

Однако на пути широкого практического применения гидромеханического способа разрушения горных пород стоят серьезные технические проблемы.

Для эффективного применения в забое необходимо использовать струи воды с начальным давлением не ниже 100 МПа, а для прочных горных пород это значение должно находиться в диапазоне 200-500 МПа. Следовательно, проходческий комбайн избирательного действия должен быть оснащен насосом высокого давления, мощность которого равна мощности привода исполнительного органа, а зачастую и превышает ее.

Высокая скорость воды на выходе из формирующего струю устройства обуславливает его значительный абразивный износ, причем стойкость насадки быстро уменьшается с увеличением начального давления. При давлении в 70-80 МПа твердосплавная насадка служит примерно 200 ч, а при давлении в 350 МПа - всего 3-4 ч [1]. Стойкость сапфировых и алмазных насадок в 4-5 раз выше, но в связи с высокой сложностью обработки сапфировых и алмазных заготовок приходится применять не оптимальную форму насадки.

Большую трудность представляет канализация воды по проходческому комбайну и подвод ее к рабочему органу и резцам. По экономическим соображениям потери давления не должны превышать 10-15%, что приводит к большим условным расходам трубопроводов (в том числе гибких рукавов) и различной арматуры.

Все перечисленные проблемы могут быть частично или полностью решены только при условии получения диапазона наиболее приближенных к оптимальным значений технологических параметров резания для конкретной конструкции добычного или проходческого комбайна. Колебания значений таких параметров должны зависят от тех горно-геологических условий, в которых эксплуатируется конкретное оборудование.

Задачей данного исследования является определение технологических характеристик гидромеханической струговой установки с опережающей гидрорезкой по верхней и нижней границам «уголь – горная порода». Показатели этих технологических характеристик должны с одной стороны обеспечить большую производитель-

ность струга, с другой стороны гарантировать возможность эффективной реализации рассматриваемой технологии.

К основным управляемым технологическим параметрам, рассматриваемым в данной работе, отнесем связь H_{Δ} «глубина гидрорезки – толщина стружки». Производными от этой связи являются скорости передвижения формирующих струю насадок и резцов струга, величина опережения гидрорезкой основного фронта резания, и абсолютные значения глубины гидрорезки и толщины стружки. Все эти параметры в той или иной мере зависят от прочностных характеристик угля и примыкающих к нему горных пород [2].

Следовательно, определение оптимальных показателей управления работой гидромеханической струговой установки, сводится к выбору величины давления струи воды на горную породу, величины и характера опережения гидрорезки и скорости перемещения самого струга.

Определение оптимальных характеристик резания

В рассматриваемой установке реализуется две технологии разрушения материала – это резание с образованием элементной стружки и ударное разрушение водной струей. Физика процесса в обоих случаях имеет различный характер, поэтому для определения степени и вида взаимного влияния необходимо провести анализ воздействия этих процессов на НДС разрушаемых горных пород и угля.

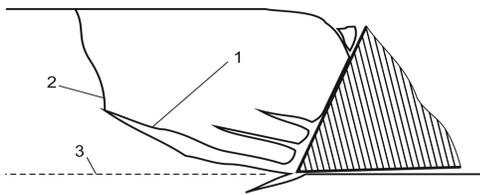


Рис. 1. Формирование системы трещин перед резцом струговой установки

Образование стружки при работе обычного струга имеет достаточно простое физическое описание характерной для процесса резания хрупких материалов [2]. В этом случае под воздействием передней поверхности резца, располагающейся непосредственно у режущей кромки, образуется система трещин распределяющихся в направлении движения резания (рис. 1).

На первом этапе формирования стружки происходит непрерывное повышение силы резания, обеспечивающее развитие ведущей равномерно-подвижной трещины 1. Это продолжается до тех пор, пока решающее значение в формировании элемента стружки не начнет приобретать напряжение изгиба, которое вызывает быстрое падение силы резания, вследствие отделения этого элемента стружки по поверхности 2. На втором этапе происходит зачистка поверхности резания 3, от мелких элементов. В ряде случаев на поверхности резания этот этап отсутствует вследствие развития основной трещины ниже поверхности резания 3. То есть, для системы «уголь - струг» разрушение происходит в виде хрупкого отрыва, обусловленного периодическим процессом развития опережающей трещины. При этом работа, затрачиваемая на образования стружки пропорциональна поверхности разрушения.

Пользуясь положениями академика С.А. Христиановича, можно сделать вывод, что в условиях образования элементных стружек срезаемого слоя угля разрушение происходит не по линиям максимальных касательных напряжений, а по линиям разрыва, которые образуются как огибающие линии скольжения. Образовавшиеся поверхности разрыва являются геометрическим местом точек, которые характеризуются резким изменением напряжений. Физически это и обуславливает образование трещины.

Показателем эффективности процесса резания, таким образом, можно считать удельную энергоемкость \tilde{E} , которая является величиной затрачиваемой энергии, приходящейся на единицу пути резания. В общем виде, зависимость этой величины от кинетической энергии струга может быть записана следующим образом

$$\tilde{E} = f(U_K, \sigma_{сж}, l), \quad (1)$$

где U_K – кинетическая энергия струга;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности угля на сжатие;

l – толщина стружки.

Представленная функциональная зависимость имеет вид кривой с несколькими минимумами соответствующими оптимальным показателям энергозатрат. Физически такое поведение функции можно объяснить следующим образом: при малых величинах энергии U_K , значения \tilde{E} велики (процесс не эффективен), с ростом кинетической энергии энергоемкость процесса резания падает, пока не достигнет оптимального минимума, с дальнейшим увеличением U_K величина \tilde{E} опять начинает расти и при нагрузках примерно в двое превышающих первое оптимальное значение образуется второй минимум кривой.

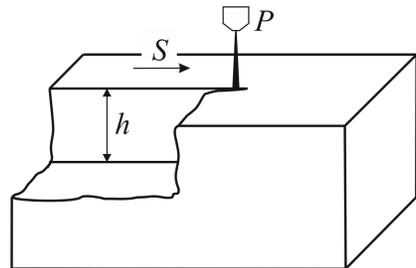


Рис. 2. Схема процесса резания горной породы струей воды высокого давления

Процесс нарезания щелей в породном массиве струей воды высокого давления (рис. 2) определяется следующими основными характеристиками: давлением воды P и диаметром отверстия формирующей струю насадки, скоростью перемещения насадки S , расстоянием между насадкой и поверхностью породы, количеством проходов струи и прочностными свойствами горной породы [3].

Диаметр струеформирующей насадки, расстояние между насадкой и поверхностью породы число проходов струи это те параметры, которые либо слабо поддаются управлению, либо не поддаются управлению вообще. Следовательно, в нашем случае, рассматривать их смысла не имеет.

Поскольку разрушение породы струей воды происходит под действием ударной нагрузки ориентированной строго перпендикулярно разрушаемой поверхности, то

основними напряжениями вызывающими формирование щели являются нормальные. Само разрушение не приводит к формированию трещин или зон пластических деформаций, так как порода разрушается мгновенно во всей зоне приложения нагрузки без возникновения краевого эффекта. Поэтому необходимая для резания величина давления струи воды всегда прямо пропорциональна пределу прочности на одноосное сжатие для любого разрушаемого материала.

Таким образом, становится необходимым оценить степень влияния давления воды на глубину щели [4]. Изменение давления воды принималось в диапазоне от 100 до 500 МПа, скорость перемещения насадки вдоль поверхности породы – 25 мм/с. Для этих показателей были получены следующие результаты: повышение давления воды приводит к увеличению глубины щели в 6 раз для горных пород с пределом прочности на одноосное сжатие от 85 МПа и выше, для пород с пределом прочности до 30 МПа глубина возросла в 29 раз. При этом абсолютные показатели глубины щели составили от 3 до 87 мм. Это позволяет говорить о том, что с технологической точки зрения наиболее приемлемой прогнозируемой глубиной опережающего резания для гидромеханического струга является 30-40 мм.

С точки зрения технических особенностей реализации наиболее важным можно считать определение оптимальной скорости передвижения струи воды относительно горной породы. Результаты, полученные при проведении исследований [3, 4], позволили сделать однозначный вывод о том, что во всем диапазоне давления воды увеличение скорости перемещения формирующей струю насадки приводит к уменьшению глубины щели h .

Поскольку, в дальнейшем, скорость перемещения насадки V при гидрорезании может стать сдерживающим фактором по определению оптимальных режимов работы гидромеханического струга ее расчетные показатели должны базироваться на учете величины давления воды и прочностных характеристиках горной породы. Зависимость, полученная в ходе экспериментальных работ в [3] выглядит следующим образом

$$V = P^2 \left(\sigma_{сж} \cdot 10^{-2} - 0,9 \right) \cdot 10^{-3} - \sigma_{сж} (6,5P - 0,84) + 0,57P - 50,98 \quad (2)$$

где P – давление воды;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности породы на сжатие.

Теперь определимся с параметрами опережающего резания при использовании гидромеханической струговой установки. В качестве базовых рассмотрим результаты вычислительных экспериментов проведенных в работе [5]. В ходе исследований был выполнен анализ влияния на удельную энергоемкость разрушения различных комбинаций взаимного расположения резцов.

В случае резания породы, с высокими прочностными характеристиками, группой резцов, был получен, как и следовало было ожидать, значительный прирост усилия резания по сравнению с резанием одиночным резцом. Однако, величина усилия резания для группы резцов не оказалась простой суммой значений одиночных резцов. Разница этого показателя для группы резцов и одиночного резца лежит в диапазоне 10-15 %.

Из этого следует важный вывод относительно резания материалов группой резцов. Максимальная эффективность резания соответствует условию суперпозиции НДС создаваемого задними и опережающими резцами. Это условие будет реализовано тогда, когда передние резцы опережают задние на величину, равную расстоянию от свободной грани модели до места излома линии, вдоль которой происходит разрушение. При условии равенства глубин резания резцов это означает приближительное равенство величин опережения и глубины резания.

Для оценки эффективности опережающего резания воспользуемся приведенной удельной энергоемкостью разрушения породы [6]

$$\tilde{E}_{II} = \frac{\tilde{E}}{\tilde{E}_{min}}, \quad (3)$$

где

$$\tilde{E} = \frac{E}{hl} = \frac{1}{hl} \int_{l_0}^{l_1} F(l) dl = \frac{V_s}{hl} \int_{t_0}^{t_1} F(t) dt;$$

\tilde{E} , E – удельные и полные энергозатраты резания соответственно;

\tilde{E}_{min} – минимально возможные энергозатраты резания;

$F(t)$, $F(l)$ – усилия резания как функции от времени и длины среза;

V_s , h , l – скорость, глубина и длина выполненного среза соответственно.

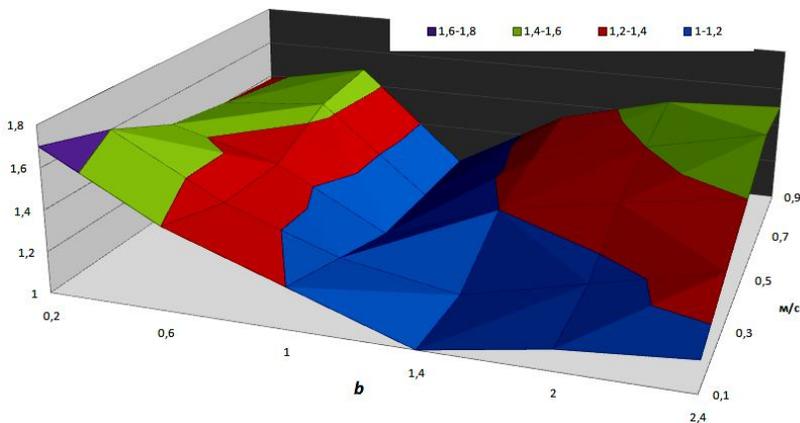


Рис. 3. Зависимость приведенной удельной энергоемкости разрушения от скорости резания и соотношения b длины опережения и глубины реза

Как видно на рис. 3 минимумы удельной энергоемкости разрушения горной породы находятся в диапазоне значений от 0,9 до 1,38 параметра b . Причем с ростом скорости резания для значений этого параметра в диапазоне 0,2-0,4 наблюдается

снижение удельной энергоемкости разрушения материала. Это может быть использовано при выборе оптимальных показателей управления процессом резания.

Поскольку, как было показано выше, ни в одном виде разрушений, при использовании гидромеханического струга, не наблюдаются пластические деформации, последующее решение может быть выполнено в рамках линейной механики разрушений.

При использовании обычной струговой установки формирование трещин, благодаря которым происходит срез угля, осуществляется за счет двух физических составляющих: перемещения берегов трещины вдоль нормали к ее исходной поверхности и деформации сдвига параллельно фронту трещины. Зачастую в пространственной задаче с криволинейным фронтом трещины особенность напряжений значительно отличается от корневой [7].

Энергетический интеграл, иначе интеграл Черепанова-Райса, не зависит от выбора контура интегрирования и поэтому называется инвариантным. Для рассматриваемого случая, обозначим J -интеграл в случае роста трещины в направлении оси перемещения струга символом J_x , а при приращении длины трещины в направлении перпендикулярном оси перемещения символом J_y . Тогда направление роста трещины из вершины совпадает с вектором суммарного изменения энергии J , компоненты которого определяются следующим образом

$$J_x = \frac{(1+\nu)(1+k)}{4E} (K_I^2 + K_{II}^2);$$

$$J_y = \frac{(1+\nu)(1+k)}{2E} K_I K_{II}, \quad (4)$$

где K_I, K_{II} – коэффициенты деформирования трещин;

$k = 3 - 4\nu$ для плоской деформации;

$k = (3 - \nu)/(1 + \nu)$ для плоского наряженного состояния;

ν – коэффициент Пуассона;

E – модуль упругости.

Теперь, учитывая весь комплекс энергозатрат при работе гидромеханического струга и установив механическую связь между основными характеристиками разрушения материала под воздействиями различных сред, была получена следующая функциональная зависимость

$$\tilde{E}_{II} = \frac{K_{II}^{0,57} \cdot V(0,92 - n \cdot S \cdot l)}{K_I \cdot V_s \cdot l_s} = \frac{K_{II}^{0,57} \cdot V(0,92/l - n \cdot S)}{K_I \cdot V_s} H_{\Delta}, \quad (5)$$

где S – величина опережения резания;

V_s, l_s – скорость перемещения и глубина резания основной каретки струга;

n – число проходов струи воды при опережающем резании.

Выводы

Определяющим фактором, влияющим на выбор оптимальных характеристик работы гидромеханического струга, является величина давления струи воды. При этом, баланс энергозатрат на единицу добытого угля, стремится к наименьшему минимуму когда H_{Δ} находится в диапазоне значений от 0,8 до 1,3. Однако, технологическое обеспечение таких значений H_{Δ} не имеет смысла из-за высоких абсолютных значений энергозатрат. Поэтому наиболее приемлемой является величина, находящаяся в диапазоне от 0,2 до 0,4.

Прочностные характеристики угля и пород оказывают на характеристики резания гидромеханического струга, тем большее значение, чем выше их разница. Влияние прочности угля и пород имеет нелинейный характер с максимумом в зоне наименьшей абсолютной разности этих показателей.

Таким образом, полученные зависимости могут быть использованы для управления процессом добычи угля с применением гидромеханического струга в широком диапазоне горно-геологических условий с применением автоматизированных систем управления производством, поскольку позволяет оперировать четко установленными признаками.

Список литературы

1. Подураев, В.Н. Резание труднообрабатываемых материалов [Текст] / В.Н. Подураев. – М.: Высшая школа, 1974. – 587 с.
2. Черепанов, Г.П. Механика хрупкого разрушения [Текст] / Г.П. Черепанов. – М.: Наука, 1974. – 640 с.
3. Бренер В.А. Результаты исследований процесса разрушения горных пород струями воды сверхвысокого давления [Текст] / В.А. Бренер, А.Б. Жабин, А.В. Поляков // Горное оборудование и электромеханика. – 2006. – № 6. – С. 29-32.
4. Головин, К.А. Установление влияние давления воды на эффективность процесса разрушения горных пород струями воды сверхвысокого давления [Текст] / К.А. Головин, А.В. Поляков, А.Е. Пушкарев // Материалы II Междунар. конф. по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики. – Тула, 2005. – С. 33-35.
5. Костандов, Ю.А. Влияние параметров динамического воздействия на разрушение горных пород [Текст] / Ю.А. Костандов // Динамические системы. Вып. 24. – 2008. – С. 121-131.
6. Костандов, Ю.А. Особенности поведения материалов при инструментальном резании [Текст] / Ю.А. Костандов // Динамические системы. Вып. 21. – 2006. – С. 107-114.
7. Брок, Д. Основы механики разрушения [Текст] / Д. Брок. – М.: Высшая школа, 1980. – 368 с.

ЕКОЛОГО-ЕКОНОМІЧНІ НАСЛІДКИ РОЗМІЩЕННЯ ВІДХОДІВ ВУГЛЕДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ

Проаналізовані еколого-економічні наслідки розміщення відходів як однієї з невід'ємних проблем реструктуризації вуглевидобувних підприємств. Запропоновано економічні та екологічні заходи щодо зменшення негативного впливу породних відвалів на стан об'єктів довкілля та здоров'я населення.

Проанализированы эколого-экономические последствия размещения отходов как одной из проблем реструктуризации угледобывающих предприятий. Предложены экономические и экологические мероприятия, направленные на уменьшение негативного влияния отвалов на состояние окружающей среды и здоровье населения.

The environmental and economic consequences of waste disposal as a one of the essential problems of coal mines restructuring are analyzed. The economic and environmental measures to reduce the negative impact of dumps causing to the state of environmental objects and public health are proposed.

Вугільна промисловість є однією з базових галузей економіки України. Вугільні поклади – стратегічна сировина, запаси якої є запорукою енергетичної безпеки країни. Донецький вугільний басейн, розташований головним чином в Луганській, Донецькій і Дніпропетровській, частково Полтавській та Харківській областях, являє собою найважливіший вугільний басейн в Україні, площа якого становить близько 50 тис. км². Розробка вугільних родовищ ускладнюється кризовою економічною ситуацією, пов'язаною з відсутністю чіткої державної стратегії щодо подальшого розвитку галузі. У 2005 р. була прийнята концепція розвитку вугільної промисловості, яка має багато невирішених питань та недостатність дієвих механізмів реалізації.

Кабінет Міністрів України прийняв до розгляду концепцію щодо реформування вугільної галузі, згідно з якою всі шахти з перспективними запасами віддаються на приватизацію. Концепція передбачає зміну підходів до державного управління, поліпшення стану підприємств галузі, вдосконалення стратегічних рішень тощо. Міністерство економіки України у 2007 році затвердило методичні рекомендації щодо здійснення реструктуризації державних підприємств, суттю якої є сукупність організаційно-економічних, правових, виробничо-технічних заходів, що спрямовані на зміну структури підприємства, форм власності, організаційно-правових відносин і можуть забезпечити фінансове оздоровлення й підвищення ефективності виробниц-

тва підприємства [1].

У той час, як поняття реструктуризації вугільної галузі передбачає розробку чіткого механізму роботи шахт, включаючи суто технологічні моменти, пов'язані з плановим припиненням роботи, заміною або вдосконаленням устаткування шахти, вирішення гострих соціальних питань, розробку, підготовку та реалізацію техніко-економічних заходів щодо перетворення шахти на екологічно безпечний об'єкт – фактично має місце лише часткове виконання цих положень [2]. Остання вимога, яка стосується екологічного стану промислового об'єкту, в більшості випадків є набагато важливішою за всі попередні, оскільки екологічний збиток у випадку закриття неперспективної шахти часто істотно перевищує всі можливі втрати від її функціонування, а кризова екологічна ситуація на територіях вуглевидобутку, нажаль, є невід'ємною частиною негативних наслідків діяльності вугільних підприємств.

Стан вугільної галузі в Україні, з одного боку, визначається дефіцитом коштів на реорганізацію, розробку дієвих механізмів для її втілення та подальший розвиток виробничого потенціалу галузі, з іншого – критично слабкою підготовкою до негативних екологічних наслідків реструктуризації шахт.

Однією з важливих проблем на шляху успішного розвитку вугільних господарств є безперервне накопичення відходів всіх типів, найбільш масштабними з яких є відвали пустих та розкривних порід. Лише в Луганській області, де видобуток вугілля підземним способом є одним з найвпливовіших чинників загального техногенного навантаження, відходи вуглевидобутку у вигляді 495 млн. м³ розкривних і шахтних порід розташовані на площі близько 3 тис. га, вилученій з господарського користування. На території області розташовано 566 відвалів, з яких 159 діючих та 66 горять.

Зміна форми власності, виробничо-технічних потужностей та інші кроки реструктуризації не звільняють підприємство від такого небезпечного спадку, і він має бути врахований при подальшій розробці заходів щодо утилізації відходів.

Поводження з відходами в Україні регулюється рядом нормативно-правових документів, серед яких налічується більше десяти законів, нормативні акти Кабінету Міністрів, регулятивні документи адміністративних відомств [2].

Економічні інструменти, якими оперує наша держава в цій сфері, обмежуються такими формами:

- екологічний податок за розміщення відходів;
- страхування екологічного ризику у випадку перевезення небезпечних відходів;
- спеціальні фонди цільового фінансування природоохоронних заходів, які включають фонди утилізації відходів (державний, а також місцеві фонди охорони навколишнього природного середовища);
- встановлення адміністративної та економічної відповідальності за екологічні правопорушення і компенсація збитків, нанесених навколишньому природному середовищу, здоров'ю населення або майну громадян чи суб'єктів господарського права в результаті недбалого поведіння з відходами різних класів небезпеки.

Проте з прийняттям Податкового кодексу України, в якому платежі за розміщення відходів трансформували в екологічний податок, було скасовано плату за по-

надлімітні обсяги розміщення відходів [3, 4], що нівелювало і без того недостатньо ефективну роль лімітів на утворення й розміщення відходів як регулюючого інструменту.

В Податковому кодексі приведено такі ставки податку за розміщення відходів, які встановлюються залежно від класу небезпеки та рівня небезпечності відходів (табл. 1) [3].

Таблиця 1

СТАВКИ ПОДАТКУ ЗА РОЗМІЩЕННЯ ВІДХОДІВ

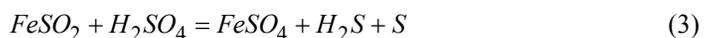
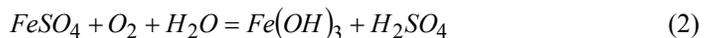
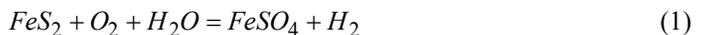
| Клас небезпеки відходів | Рівень небезпечності відходів | Ставка податку, грн. за 1 тону |
|-------------------------|---|--------------------------------|
| I | надзвичайно небезпечні | 762,3 |
| II | високонебезпечні | 27,77 |
| III | помірно небезпечні | 6,97 |
| IV | малонебезпечні | 2,72 |
| – | малонебезпечні нетоксичні відходи гірничодобувної промисловості | 0,27 |

За розміщення відходів, на які не встановлено клас небезпеки, застосовується ставка податку, встановлена за розміщення відходів I класу небезпеки. Крім того, за розміщення відходів на звалищах, які не забезпечують повного виключення забруднення атмосферного повітря або водних об'єктів, ставки податку, збільшуються у 3 рази.

Відходи гірничодобувних підприємств вважаються малонебезпечними, а плата за їх накопичення є найнижчою – 0,27 грн./т. Норматив збору за розміщення цих відходів з 1.04.2003 до 31.12.2010 рр. становив 0,03 грн./т.

В той час як нагромадження порід у вигляді териконів призводить до значної деградації об'єктів довкілля. Гірничі породи, що складають терикон, на поверхні землі потрапляють в інші, ніж у надрах, термодинамічні умови, стають в повітряних умовах значно нестабільними і зазнають небезпечних фізико-хімічних перетворень. Під впливом вологи та повітря вони інтенсивно окислюється до самозаймання, що обумовлено властивістю шарів відвалу адсорбувати кисень, що вступає до хімічних реакцій з вугільною речовиною. Цей процес супроводжується виділенням тепла та підвищенням температури, що ще більше підсилює реакції окислення [5].

Основні реакції, що протікають всередині відвалу, стосуються наявності піриту (FeS_2) у відвальній породі та особливостей його перетворень [5]:



Сірка згоряє у відвальній масі, утворюючи сірчистий ангідрид:



Вуглекислий газ, утворений в процесі окислення, взаємодіє з вугіллям:



Основним процесом, що призводить до утворення газів у відвалі, є взаємодія водяної пари з розжареним вугіллям:



Ці та інші хімічні реакції призводять до утворення агресивних сумішей, які вимиваються та вивітрюються з поверхні відвалів. Щорічно з кожного терикона вимивається та видувається понад 400 т твердих часток і вилюговується близько 6 т солей, радіонуклідів, важких металів, які потрапляють у водоносні горизонти, в результаті чого змінюється склад ґрунтових вод, спостерігається виснаження та деградація ґрунтів, розташованих навколо породного відвалу. Екологічна небезпечність відвалів, що горять, значною мірою збільшується за рахунок виділення не тільки великої 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.

Тобто в процесі накопичення хімічний склад розкривних та пустих порід зазнає серйозних перетворень і не співпадає з початковим, що означає також і невідповідність попередньо визначеному класу безпеки. За розміщення відходів, на які не встановлено клас безпеки, застосовується ставка податку, встановлена за розміщення відходів I класу безпеки [3]. Проте у Податковому кодексі відходи гірничих підприємств віднесені до «малонебезпечних нетоксичних відходів» і встановлена ставка податку у розмірі 0,27 грн. за тону.

Територія Свердловського еколого-господарського району є однією з найбільш техногенно навантажених в Луганській області і зазнає негативний вплив таких об'єктів вугільної промисловості: шахт (у тому числі закритих), підпорядкованих ДХК «Краснодонвугілля», ДХК «Донбасантрацит», ДП «Свердловантрацит», ДП «Антрацит», збагачувальних фабрик, промислових і побутових котельень, обслуговуючого гірничі виробки автомобільного транспорту. Стан атмосферного повітря погіршується, головним чином, через збільшення концентрації вугільного пилу і продуктів горіння породних відвалів [5].

Шахта «ім. Свердлова» є структурною одиницею підприємства ДП «Свердловантрацит» – одного з головних забруднювачів на рівні області, впливає на довкілля вище наведеним чином та має значні обсяги відходів вуглевидобутку у вигляді відвалів порід, характеристика яких наведена у табл. 2.

Податок за накопичення відходів розраховується за формулою [3]:

$$P_{PB} = \sum_{i=1}^n H_{Pi} \cdot M_{Li} \cdot K_T \cdot K_O, \quad (7)$$

де H_{Pi} – ставки податку в поточному році за тону і-того виду відходів у гривнях з копійками;

M_{Li} – обсяг відходів і-того виду в тоннах (т);

K_T – коригуючий коефіцієнт, який враховує розташування місця розміщення відходів і який наведено у пункті 246.5 статті 246 Податкового кодексу;

K_O – коригуючий коефіцієнт, що дорівнює 3 і застосовується у разі розміщення відходів на звалищах, які не забезпечують повного виключення забруднення атмосферного повітря або водних об'єктів.

Таблиця 2

ХАРАКТЕРИСТИКА ПОРОДНИХ ВІДВАЛІВ ШАХТИ ІМ. Я.М. СВЕРДЛОВА

| Породний відвал | Показники | | | | |
|---|--------------|------------------------------------|-------------------------------|--------------------|-----------------|
| | Висота, м | Площа основи, м ² | Об'єм, тис. м ³ | Нахил укосів, ° | Робочий стан |
| Плаский породний відвал «Шахта ім. Я.М. Свердлова» | 10,8 | 13200 | 112,1 | 35 | недіючий |
| Конусний породний відвал «Шахта ім. Я.М. Свердлова» | 40,5 | 74810 | 1501,6 | 38 | недіючий |
| Плаский породний відвал №23 | 31,6 | 30172 | 533,7 | 38 | недіючий |
| Плаский породний відвал №67 | 41 | 24826 | 350,0 | 36 | недіючий |
| Плаский породний відвал №42 | 40,4 | 56000 | 1030,0 | 32 | недіючий |
| Плаский породний відвал №1 | 11 | 11794 | 141,0 | 32 | недіючий |
| Плаский породний відвал №2 | 6 | 8960 | 37,6 | 32 | діючий |

У відповідності до Податкового кодексу можна визначити обсяг коштів, які стягуються з даного гірничого підприємства та порівняти розмір плати за накопичення відходів.

Згідно з даними Паспорту породних відвалів ВП «Шахта ім. Я.М. Свердлова» ДП «Свердловантрацит» об'ємна щільність відвальних порід складає 2 кг/м³, що дозволяє розрахувати загальну масу породи в відвалах, яка становить 7411,95 т. Розмір плати за наведену кількість гірничих відходів наведено нижче (табл. 3).

Згідно розрахунків, за накопичення майже 7,5 тис. т відходів вуглевидобутку у вигляді відвальних порід сплачується 18 тис. грн. Враховуючи шкоду, яка завдається цим видом відходів докільню та здоров'ю населення, така плата видається недостатньою з точки зору екологічних вимог, проте влаштовує гірничі підприємства, не виконуючи тим самим свою головну роль – регулюючого інструменту, впровадженого задля зниження негативного впливу гірничого виробництва на навколишнє середовище та стан здоров'я людей. Для порівняння в табл. 2 приведено за накопичення тієї ж кількості відвальних порід у випадку класифікації їх як малонебезпечних (IV класу безпеки), а також розмір плати при класифікації відходів як таких, на які не

встановлено клас небезпеки – загальна сума сплати має становити близько 51 млн. грн. Такий розмір податку напевно став би стимулюючим фактором для розробки дієвих та своєчасних заходів щодо поводження з відвальними масами.

Таблиця 3

РОЗМІР ПОДАТКУ ЗА НАКОПИЧЕННЯ ВІДХОДІВ РІЗНИХ КЛАСІВ НЕБЕЗПЕКИ

| Вид відходів | Ставка податку, грн./т. | Сума податку, тис. грн. |
|---|-------------------------|-------------------------|
| Малонебезпечні нетоксичні відходи гірничодобувної промисловості | 0,27 | 18,011 |
| IV клас небезпеки, (малонебезпечні) | 2,72 | 181,440 |
| Відходи на які не встановлено клас небезпеки (надзвичайно небезпечні) | 762,3 | 50851,170 |

Підставою для перерахунку розміру податку за ставкою найвищого I класу небезпеки може стати наявність в хімічному складі відвалів важких металів (*Fe, Cu, Pb, Cd, Ni* та інші) у великій кількостях. Окрім того, для багатьох речовин характерний синергізм, коли токсичність однієї речовини різко підсилюється в присутності іншої. Це явище відоме як ефект сумачії шкідливої дії і характерне для таких сполук, як діоксид сірки і аерозоль сірчаної кислоти, діоксид сірки, сірководень і нікель металевий, для сильних мінеральних кислот (сірчана, соляна, азотна) – сполук, які утворюються в результаті хімічних процесів всередині відвалів. При взаємодії кислотних розчинів з породою з неї вилугуюються *Al, Fe, Mg, Na* – головні видоутворюючі катіони більшості агресивних сульфідів і хлоридів. Вся суміш хімічно небезпечних речовин в процесі кислотного стікання з поверхні відвалів опиняється на поверхні ґрунтів, що розташовані поблизу населених територій [6].

Рівень здоров'я людини значною мірою залежить від якості середовища його перебування. Динаміка основних медико-демографічних показників та найважливіших критеріїв суспільного здоров'я населення Луганської області протягом останніх років у цілому є типовою для промислово-розвинених регіонів країни і відображає загальний процес погіршення популяційного здоров'я в Україні.

Одним з найбільш інформативних маркерів динаміки соціально-економічного благополуччя населення є показники первинної захворюваності. В структурі поширеності хвороб серед населення області 45,2% займають хвороби системи кровообігу, 19,6% – хвороби органів дихання, пневмонії, бронхіальна астма, 6,5% – хвороби органів травлення, 4,2% – хвороби сечостатевої системи, 3,2% – травми та отруєння, 2,9% – хвороби ендокринної системи, вроджені аномалії. Серед дорослого населення найбільш поширені хронічні захворювання системи кровообігу: гіпертонічна хвороба, ішемічна хвороба серця, інфаркт міокарду, які мають тенденцію зростання і за 5 останніх років збільшилися на 3,6-10,6% [7]. У містах з недопустимим рівнем забруднення атмосфери реєструється значно підвищений рівень захворюваності дітей до

14 років хворобами органів дихання, новоутвореннями, вродженими аномаліями розвитку, хворобами крові, ендокринної системи, системи кровообігу та ін.

Породні відвали є одним з джерел привнесення у доквітля значної кількості газоподібних речовин, токсичного пилу, які погіршують якість повітря та опосередковано впливають на здоров'я населення, викликаючи захворювання органів дихання та провокуючи ряд неспецифічних захворювань, послаблюють імунну систему та репродуктивну функцію, сприяють розвитку підвищеного рівня захворювань ендокринної і нервової систем, появи вроджених дефектів.

Варто зазначити, що породні відвали, згідно класифікації фахівців з охорони праці, відносяться також до небезпечних факторів, які можуть стати причиною тілесних пошкоджень та втрати працездатності. Джерелом небезпеки у таких випадках можуть стати падаючі уламки порід, деформації або провали поверхні відвалу, раптові викиди гарячих або отруйних парів чи газів, зсуви великих об'ємів порід та ін. [8]. У таких умовах відвал становить значну небезпеку для працівників, що його обслуговують, а також населення, що мешкає поблизу розташування відвалів.

Реструктуризація, поширене сьогодні явище для вугільної галузі, в більшості випадків має на увазі приватизацію шахт. Нові господарі підвищують показники виробництва, при цьому виділяючи недостатньо коштів на природоохоронні заходи, що призводить до погіршення екологічного стану техногенно-навантажених територій. Наслідком такого розвитку подій є погіршення медико-демографічних показників та соціально-економічного благополуччя населення, вирішення ж цих гострих проблем ведеться за рахунок державних, а не комерційних коштів.

Наведені вище фактори свідчать про необхідність пильної уваги до характеристик гірничих відвалів та ретельної перевірки їх відповідності визначеному рівню безпеки, а також коригування плати за накопичення таких відходів згідно Податкового кодексу. Впровадження таких заходів має багато переваг, адже економічні стягнення стануть дієвим та стимулюючим механізмом регулювання поведінки з відходами.

Для чіткого встановлення класу безпеки відвальних мас стане необхідним проведення фізико-хімічних, а також біологічних досліджень, що дозволить визначити стратегію подальшого поводження з гірничими відходами (закладання виробленого простору задля попередження просідання земної поверхні, використання відвалів як вторинного джерела корисних копалин, будівельних матеріалів, проведення технічної та біологічної рекультивация, формування екомереж тощо). Розробка ефективних методів управління промисловими відходами гірничих підприємств передбачає використання системи заходів щодо комплексної переробки відходів та їх залучення до вторинного виробництва.

Впровадження еколого-економічних заходів забезпечить виконання природоохоронних вимог щодо захисту доквітля, знизить частоту екологізалежних захворювань, покращить медико-демографічні показники та підвищить професійну репутацію вітчизняних гірничодобувних підприємств.

Список літератури

1. Постанова КМУ «Про Методичні рекомендації щодо проведення реструктуризації державних підприємств» від 27.03.2007 р.
2. Міщенко, В.С. Організаційно-економічний механізм поводження з відходами в Україні та шляхи його вдосконалення [Текст] / В.С. Міщенко, Г.П. Виговська. – К.: Наукова думка, 2009 – 294 с.
3. Податковий кодекс України № 2755-17. Відомості Верховної Ради України (ВВР), 2011, № 13-14, № 15-16, № 17, ст. 112.
4. Постанова Кабінету Міністрів України від 27 грудня 2010 р. № 1236 «Про визнання такими, що втратили чинність, деяких актів Кабінету Міністрів України» Урядовий кур'єр від 12.01.2011. – № 4.
5. Панов, Б.С. Особенности генезиса некоторых техногенных минералов горящих отвалов угольных шахт Донбасса [Текст] / Б.С. Панов, Ю.А. Проскурняк // Труды ДонГТУ. Сер. горно-геологическая, 2000. – № 11. – С. 141-145.
6. Гавриленко, Ю.Н. Техногенные последствия закрытия угольных шахт Украины [Текст] / Ю.Н. Гавриленко, В.Н. Ермаков, Ю.Ф. Кренида и др.: под ред. Ю.Н. Гавриленко, В.Н. Ермакова. – Д.: Норд-Пресс, 2008. – 631 с.
7. Обласна програма з охорони навколишнього природного середовища на 2008-2010 роки. Рішення Луганської обласної ради № 21/9 від 21.03. 2008 р.
8. Смирний, М.Ф. Екологічна безпека териконових ландшафтів Донбасу [Текст]: монографія / М.Ф. Смирний, Л.Г. Зубова, О.Р. Зубов. – Луганськ: видавництво СНУ ім. В. Даля, 2006. – 232 с.

ЧЕРЕДНИЧЕНКО ЮРІЙ ЯКОВИЧ (до 60-річчя з дня народження)



В квітні виповнилось 60 років з дня народження керівнику департаменту з технічного розвитку дирекції з видобутку вугілля «ДТЕК» Чередниченку Юрію Яковичу.

У 1969-1974 р.р. навчався у Донецькому політехнічному інституті за спеціальністю «Економіка та організація гірничої промисловості», де отримав кваліфікацію – «гірничий інженер-економіст». Свою трудову діяльність Чередниченко Ю.Я. розпочав у 1974 році гірничим майстром шахтоуправління ім. М. Горького комбінату «Донецьквугілля».

За свою багаторічну кар'єру Юрій Якович обіймав посади гірничого нормувальника, начальника відділу нормування праці та заробітної плати, заступника директора з економіки, директора шахтоуправління комбінату «Донецьквугілля», директора з економіки Донецького ВО з видобутку вугілля, директора ТОВ «Социс», заступника директора з соціального розвитку ЗАТ ДХК «Павлоградвугілля», керівника департаменту з видобутку вугілля ТОВ «ДТЕК», першого заступника Міністра вугільної промисловості України, радника директора з видобутку та збагачення вугілля ТОВ «ДТЕК», радника виконавчого директора ТОВ «ДТЕК».

Чередниченко Ю.Я. – Лауреат державної премії України в галузі науки і техніки (2011 р.).

За сумлінну працю нагороджений «Золотим знаком ДТЕК», повний кавалер знаків «Шахтарська слава і «Шахтарська доблесть».

Учасники Школи підземної розробки, колеги щиро вітають Юрія Яковича з ювілеєм та бажають йому подальших творчих успіхів на благо гірничої промисловості, міцного здоров'я і благополуччя, натхнення, нових ідей і починань.



РЯБІЧЕВ ВІКТОР ДРОНОВИЧ (до 60-річчя з дня народження)



Доктор технічних наук, професор, декан Антрацитівського факультету гірництва та транспорту Східноукраїнського національного університету ім. В. Даля. Указом Президента України від 18 серпня 2006 року №694 Рябічеву В.Д. присвоєно почесне звання «Заслужений будівельник України» за значний особистий внесок у соціально-економічний, культурний розвиток держави, вагомі трудові досягнення та з нагоди 16-ої річниці незалежності України.

Народився 12 травня 1952 року в місті Ровеньки Луганської області. Трудову діяльність розпочав підземним електрослосарем ш/у ім. Ф.Е. Дзержинського комбінату «Донбасантрацит».

Після закінчення Комунарського гірничо-металургійного інституту з 1977 по 1983 роки працював на посаді інженера інституту «Ворошиловграддіпрошахт». З 1983 по 1986 роки обіймав посади, пов'язані з вуглевидобутком. З 1986 по 2003 рік трудова діяльність Віктора Дроновича пов'язана із шахтним та підземним будівництвом. Він послідовно працює гірничим майстром, головним інженером, начальником шахто-прохідницького управління №1 тресту «Луганськшахтопрохідка», головою правління ВАТ «Антрацитшахтобуд».

За його безпосередньої участі було збудовано декілька об'єктів виробничого призначення, у тому числі на шахтах ім.

М.В. Фрунзе, «Комсомольська», «Краснокутська» у містах Ровеньки, Красний Луч, Антрацит Луганської області.

При будівництві цих об'єктів, за ініціативою особисто Рябічева В.Д., були впроваджені нові технології спорудження вертикальних шахтних стволів, які не мали аналогів у світовому шахтобудівництві.

Віктор Дронович є відомим представником шахтобудівельної еліти Луганщини.

У 2002 році він був призначений деканом Антрацитівського факультету гірництва та транспорту Східноукраїнського національного університету ім. В. Даля. Під час роботи на посаді декана факультету Віктор Дронович сформувався як відомий науковець у галузі технології спорудження і проведення гірничих виробок у складних гірничо-геологічних умовах глибоких шахт Донбасу.

Його роботи зі створення нетрадиційних технологій кріплення та тампонування вертикальних гірничих виробок великого перерізу не мають аналогів у світовій практиці. Вони впроваджені на шахтах України та Росії проектними закладами вуглевидобувної галузі. Розвиваючи цей науковий напрям, Віктор Дронович створює нові технології проведення гірничих виробок. Одна із цих його наукових розробок визнана Науковим відкриттям. За вагомий внесок у підземне і шахтне будівництво Луганщини він нагороджений медалями «За заслуги перед Луганщиною» та «За розвиток регіонів».

За наукові досягнення Рябічева В.Д. нагороджено срібною медаллю ім. академіка П.Л. Капіци «Автору Наукового відкриття» та вищою інженерною нагородою Європи – орденом «Золотого орла» Європейської академії природничих наук (м. Ганновер, Німеччина). Віктор Дронович є повним кавалером знаків «Шахтарська слава» і «Шахтарська доблесть».

Рябічев В.Д. є автором 64 наукових праць, у тому числі 15 підручників та монографій. Він – дійсний член Академії будівництва України, лауреат премії академіка М.С. Буднікова, доктор будівництва АБ України та академік Академії гірничих наук України. Веде активну роботу з відродження українського козацтва

Більше чверті віку в підземному будівництві та гірничій науці Рябічев В.Д. віддає свій талант інженера і науковця добувачам «чорного золота» України.

Представники та учасники Школи підземної розробки, друзі та колеги широко вітають Віктора Дроновича з ювілеєм та бажають йому міцного здоров'я і подальших творчих успіхів.



ЛОЗОВСЬКИЙ СЕРГІЙ ПЕТРОВИЧ (до 55-річчя з дня народження)



Лозовський Сергій Петрович народився 01 лютого 1957 року. В 1980 році закінчив Дніпропетровський орден Трудового Червоного Прапора гірничий інститут ім. Артема за фахом «Технологія та комплексна механізація підземної розробки родовищ корисних копалин».

Трудову діяльність розпочав у 1975 році на шахті «Світанок» ВО «Шахтарськантрацит». Після закінчення навчання в інституті з 1980 року працював на шахті «Комсомолец Донбасу» гірничим майстром, помічником начальника дільниці шахтного транспорту, заступником начальника й начальником дільниці з видобутку вугілля. В 1992 році Лозовського С.П., як здібного фахівця, енергійного й ініціативного керівника призначають головним інженером шахти, а з грудня 2005 року його обрано на посаду генерального директора ВАТ «Шахта «Комсомолец Донбасу», яку він займав по квітень 2009 року.

Досконале знання гірничої справи й неординарні організаційські здібності Лозовського С.П. стали гарантією високого рівня виконання всього комплексу підготовчих робіт і досягнення високих виробничих показників. За 2006, 2007 і 2008 року колектив підприємства виконав завдання з видобутку вугілля на 166,4%, 131,9% і 127,1% відповідно. Продуктивність праці робітників з видобутку вугілля зросла з 52,9 т/міс. у 2006 році до 71,1 т/міс. у 2008 році. Продукція підприємства неодноразово відзначалася призами міжнародних виставок. Лозовський С.П. – один з ініціаторів розробки інвестиційного проекту «Відпрацювання пласта L₃ комплексом ВМ-14/R3», впровадження якого

дало можливість довести навантаження на очисний вибій до 2500 тонн вугілля за добу, і проекту підготовки блоку №2 пласта L₄, що дало можливість продовжити термін служби шахти.

Лозовський С.П. постійно вдосконалює свої професійні знання. В 2005 році захистив кандидатську дисертацію на тему «Обґрунтування параметрів способу підвищення стійкості підготовчих виробок із підшовою, що піднімається, у зоні впливу очисних робіт». Йому присуджений науковий ступінь кандидата технічних наук.

11 березня 2010 року Лозовського С.П. призначено генеральним директором ДП «Донецька вугільна енергетична компанія». Великий досвід роботи, системний підхід в організації керування виробництвом, що є показником професіоналізму в роботі, і чіткому курсу, спрямованому на стабілізацію роботи підприємств ДП «Донецька вугільна енергетична компанія», дозволили Лозовському С.П. виконати завдання, які були поставлені Міністерством енергетики та вугільної промисловості України перед підприємством. Сьогодні ДП «Донецька вугільна енергетична компанія» займає лідируючі позиції серед вугільних підприємств державного сектора, що входять у Міненерговугілля. З початку 2012 року видобуток вугілля склав більше 1,4 млн. т. Завдання з видобутку вугілля виконуються на 114,8%. Понад план з початку року видобуто більше 178 тис. т вугілля, що на 278 тис. т більше відповідного періоду минулого року.

Лозовський С.П. бере активну участь у громадському житті області. В 2006 і 2010 році Лозовський С.П. обирався депутатом Донецької обласної ради. На даний час, виконуючи обов'язки депутата, він є членом постійної комісії з питань промисловості, паливно-енергетичного комплексу, транспорту й телекомунікацій, приймає саму активну участь у засіданнях робочих груп з підготовки Угоди між Донецькою обласною радою й Кабінетом Міністрів України з розвитку й реструктуризації вугільної галузі в регіоні, а також питань на засідання постійної комісії.

Лозовський С.П. – професіонал, ініціативний, добре знає проблеми вугільної промисловості регіону, постійно в ході своєї діяльності вносить конкретні пропозиції в проекти рішень засідань робочих груп, постійної комісії й сесій обласної ради. Також велику допомогу він надає виборцям у своєму окрузі. Тільки за минулий рік ним проведено 26 особистих прийомів, прийнято більше 140 громадян.

Сергій Петрович є прекрасним організатором, відповідальним керівником, має заслужений авторитет у трудовому колективі й членів постійної комісії.

За сумлінну працю нагороджений орденом «За заслуги» III ступеню, повний кавалер знаків «Шахтарська слава» і «Шахтарська доблесть».

Представники і учасники Школи підземної розробки, колеги по роботі сердечно вітають ювіляра та бажають йому міцного здоров'я, творчих успіхів, нових перемог і звершень.



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 54 чоловіка, серед них 10 професорів, 20 доцентів і 10 асистентів.

Кафедра веде підготовку майбутніх фахівців з таких напрямків та спеціальностей:

Напрямок підготовки: 0503 Гірництво

Спеціальність: 7.05030101, 8.05030101

Розробка родовищ та видобування корисних копалин (за способом видобування – підземна)

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 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



Спеціалізація: РОЗРОБКА РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН З ВИВЧЕННЯМ ПРОФЕСІЙНОЇ АНГЛІЙСЬКОЇ МОВИ



Багатогранник можливостей

Можливості:

- навчання і стажування в провідних ВНЗ гірничого профілю країн Європейського Союзу, північної Америки та Австралії;
- отримання диплома міжнародного зразку;
- працевлаштування на гірничих підприємствах Європи та світу.

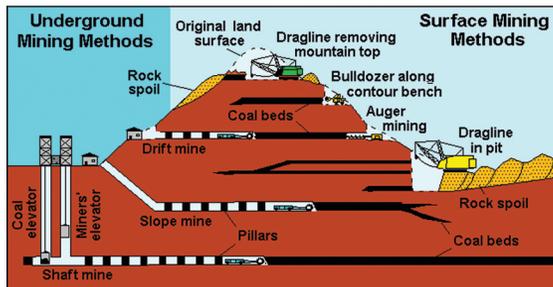


Схема видобування вугілля

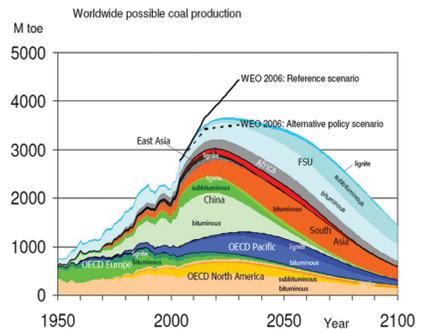


Світові запаси вугілля (www.mapsofworld.com)

Освітньо-кваліфікаційні рівні: бакалавр, спеціаліст, магістр.
Кваліфікація фахівців: гірничий інженер.
Форми навчання: денна.
Терміни навчання: бакалавр – 4 роки; спеціаліст (магістр) – 1 рік.

Гірничі інженери зі знанням загальної та професійної англійської мови завжди вельми конкурентоспроможні на світовому ринку праці.

COAL our most abundant fuel



Прогноз світового вугільного виробництва



Розвиваючи розробку корисних копалин інших країн світу, ми стаємо сильнішими, досвідченішими в їх державах, і заможнішими у себе – в Україні.

В.І. Бондаренко

Реквизиты в гривнях:

НДІ гірничих проблем АИН 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:

НИИ горных проблем АИН Украины, код 20202852
Адрес: 49050, г. Днепропетровск, пр. Гагарина, 105/44
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
ОКПО 20202852
49050, г. Днепропетровск, пр. Гагарина, 105/44
ПАО УКРСОЦБАНК
МФО 300023 ОКПО банка 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 ОКПО 00039019

Приглашаем Вас принять участие в VII Международной научно-практической конференции «ШКОЛА ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ - 2013»

Адрес организационного комитета:

**Кафедра подземной разработки месторождений,
ГВУЗ «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
kosganush@yahoo.com
vvlapko@mail.ru**

<http://www.msu.org.ua>

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

| | |
|------------------------------|--|
| Аксенов Владимир Валерьевич | доктор технических наук, профессор кафедры горношахтного оборудования Юргинского технологического института (филиала) ФГБОУ ВПО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», заведующий лабораторией угольной геотехники Института угля СО РАН (Россия) |
| Антощенко Николай Иванович | ректор Донбасского государственного технического университета (ДонГТУ), доктор технических наук, профессор кафедры охраны труда (г. Алчевск) |
| Бабец Дмитрий Владимирович | кандидат технических наук, доцент кафедры высшей математики Национального горного университета (НГУ) |
| Билецкий Владимир Стефанович | доктор технических наук, профессор Донецкого национального технического университета (ДонНТУ) |
| Блашук Михаил Юрьевич | старший преподаватель кафедры горношахтного оборудования Юргинского технологического института (филиала) ФГБОУ ВПО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет» (Россия) |
| Бондаренко Владимир Ильич | заведующий кафедрой подземной разработки месторождений НГУ, доктор технических наук, профессор, лауреат Государственной премии Украины в области науки и техники, заслуженный деятель науки и техники Украины |
| Борис Мирон Емельянович | генеральный директор ЗАО «Тране Текникк», доктор физико-математических наук (Россия-Норвегия) |
| Brodzik Paul | проектный менеджер компании Derrick Corporation (Россия-Норвегия) |
| Бубунец Юрий Владимирович | инженер, ассистент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых ДонГТУ |

| | |
|---------------------------------|---|
| Бузило Владимир Иванович | декан горного факультета НГУ, доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Вивчаренко Александр Васильевич | директор Департамента угольной промышленности Министерства энергетики и угольной промышленности Украины (г. Киев) |
| Владыко Александр Борисович | кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Вольный Константин | магистр инженер-эксперт по горноспасательной отрасли, советник польского профсоюза горных спасателей |
| Гайдай Александр Анатольевич | кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ, |
| Гайко Геннадий Иванович | доктор технических наук, профессор ДонНГУ |
| Голинько Василий Иванович | заведующий кафедрой аэрологии и охраны труда НГУ, доктор технических наук, профессор |
| Горовая Алла Ивановна | заведующая кафедрой экологии НГУ, доктор биологических наук, профессор |
| Горпинич Александр Владимирович | доцент кафедры прикладной экономики НГУ |
| Гребенкин Сергей Семенович | доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник Донбасского научно-исследовательского и проектно-конструкторского угольного института |
| Гребенкина Александра Сергеевна | кандидат технических наук, доцент кафедры высшей математики ДонНГУ |
| Демидов Максим Сергеевич | аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Демченко Юрий Иванович | кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Дерюгин Валентин Георгиевич | кандидат технических наук, доцент кафедры горной механики НГУ |

| | |
|---------------------------------|--|
| Должиков Петр Николаевич | заведующий кафедрой строительных конструкций Донбасского государственного технического университета, доктор технических наук, профессор (г. Алчевск) |
| Дехлер Маркус | инженер, руководитель лабораторного комплекса TOMRA Sorting Solutions/Mining CommodasUltrasort (Россия-Норвегия) |
| Золотько Олег Сергеевич | заместитель директора ООО «Западно-Донбасский научно-производственный центр «Геомеханика» (г. Павлоград) |
| Евтеев Владимир Васильевич | аспирант кафедры горной механики НГУ |
| Казанцев Антон Александрович | заведующий кафедрой горношахтного оборудования Юргинского технологического института (филиала) ФГБОУ ВПО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет» |
| Касьян Николай Николаевич | заведующий кафедрой разработки месторождений полезных ископаемых ДонНТУ, доктор технических наук, профессор |
| Кириченко Владимир Яковлевич | директор ООО «Западно-Донбасский научно-производственный центр «Геомеханика», кандидат технических наук, Лауреат Государственной премии в области науки и техники (г. Павлоград) |
| Кириченко Евгений Алексеевич | доктор технических наук, профессор кафедры горной механики НГУ |
| Кириченко Владимир Евгеньевич | кандидат технических наук, ассистент кафедры автоматизации компьютерных систем НГУ |
| Кипко Александр Эрнестович | исполнительный директор ООО «Славсант», доктор технических наук (г. Антрацит) |
| Ковалевская Ирина Анатольевна | доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ, лауреат Государственной премии Украины в области науки и техники |
| Коваленко Анастасия Анатольевна | аспирантка кафедры экологии НГУ |

| | |
|----------------------------------|--|
| Козлов Алексей Анатольевич | директор ООО «Краснолиманское» |
| Кононенко Максим Николаевич | кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Корнеев Иван | заместитель генерального директора ЗАО «Тране Текникк», (Россия-Норвегия) |
| 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) |
| Кузьменко Александр Михайлович | доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ, лауреат Государственной премии Украины в области науки и техники |
| Кулакова Светлана Ивановна | аспирантка кафедры охраны труда Донбасского государственного технического университета (г. Алчевск) |
| Ламзюк Владимир Дмитриевич | заведующий кафедрой математического моделирования Днепропетровского национального университета, кандидат технических наук |
| Литвинюк Екатерина Александровна | студентка Горного института НГУ |
| Лысянский Павел Леонидович | аспирант Донбасского государственного технического университета (г. Алчевск) |
| Максимова Элла Александровна | кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Малеев Николай Владимирович | начальник ГП «Донецкий экспертно-технический центр Госгорпромнадзора Украины», кандидат технических наук |
| Мартынов Авинер Анатольевич | начальник научно-исследовательского отдела промышленной безопасности и охраны труда ГП «Донецкий экспертно-технический центр Госгорпромнадзора Украины», кандидат технических наук |

Школа підземної розробки-2012

| | |
|--------------------------------|--|
| Окалелов Василий Николаевич | проректор по учебной работе Донбасского государственного технического университета, доктор технических наук, профессор |
| Павличенко Артем Владимирович | кандидат биологических наук, доцент кафедры экологии НГУ |
| Павлыш Владимир Николаевич | заведующий кафедрой вычислительной математики и программирования Донецкого национального технического университета, доктор технических наук, профессор |
| Палейчук Николай Николаевич | аспирант кафедры строительной геотехнологии и горных сооружений Донбасского государственного технического университета |
| Петлеваный Михаил Владимирович | аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Пойманов Сергей Николаевич | аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Пустовой Дмитрий Сергеевич | младший научный сотрудник кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Рябичев Виктор Дронович | декан факультета горного дела и транспорта Восточнoукраинского национального университета им. В. Даля, доктор технических наук, профессор |
| Сай Екатерина Сергеевна | аспирантка кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Самуся Владимир Ильич | заведующий кафедрой горной механики НГУ, доктор технических наук, профессор |
| Сахно Иван Георгиевич | кандидат технических наук, доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Донецкого национального технического университета |
| Свистун Руслан Николаевич | директор ООО «Мокрянский каменный карьер №3» (г. Запорожье) |
| Светкина Елена Юрьевна | кандидат химических наук, доцент кафедры химии НГУ |

| | |
|--------------------------------|--|
| Симанович Геннадий Анатольевич | доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Снигур Василий Григорьевич | директор ПСП «Шахта «Западно-Донбасская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» |
| Сорбат Юрий Викторович | ассистент кафедры транспортных систем и технологий НГУ |
| Смирнова Ирина Владимировна | кандидат химических наук, доцент ДонГТУ |
| Сугаренко Георгий Георгиевич | кандидат технических наук, старший научный сотрудник ООО «Западно-Донбасский научно-производственный центр «Геомеханика» (г. Павлоград) |
| Сулаев Виктор Иванович | директор Института заочно-дистанционного образования НГУ, кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений |
| Тимофеев Вадим Юрьевич | старший преподаватель кафедры горношахтного оборудования Юргинского технологического института (филиала) ФГБОУ ВПО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет» (Россия) |
| Тимошенко Евгений Викторович | аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Тимошук Василий Ипполитович | кандидат технических наук, доцент кафедры гидрогеологии и инженерной геологии НГУ |
| Фомичев Вадим Владимирович | кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Фурдей Павел Глебович | исполнительный директор ООО «Славсант» (г. Антрацит) |
| Харин Евгений Николаевич | первый заместитель председателя Луганского областного совета |
| Хейло Александр Валерьевич | заместитель директора ООО «Краснолиманское» |
| Чеберячко Иван Михайлович | кандидат технических наук, доцент кафедры горной механики НГУ |

Школа підземної розробки-2012

| | |
|-------------------------------|---|
| Чеберячко Юрий Иванович | кандидат технических наук, доцент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ |
| Чепурная Любовь Александровна | аспирантка кафедры охраны труда ДонГТУ |
| Ширин Леонид Никифорович | заведующий кафедрой транспортных систем и технологий НГУ, доктор технических наук, профессор |
| Шептуцов Юрий Александрович | заместитель начальника Государственной горнотехнической инспекции в угольной промышленности |
| Шерстюк Евгения Анатольевна | ассистент кафедры гидрогеологии и инженерной геологии НГУ |
| Юнак Сергей Иванович | председатель Днепропетровской территориальной организации профсоюза работников угольной промышленности (г. Павлоград) |
| Яворский Василий Николаевич | технический инспектор Днепропетровской территориальной организации профсоюза работников угольной промышленности, кандидат технических наук (г. Павлоград) |
| Яворский Андрей Васильевич | кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ |
| Яворская Елена Александровна | кандидат технических наук, доцент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ |
| Яковенко Анатолий Кириллович | ведущий научный сотрудник лаборатории кондиционирования рудничного воздуха Государственного Макеевского научно-исследовательского института по безопасности работ в горной промышленности (МакНИИ), кандидат технических наук |
| Яркович Артем Игоревич | младший научный сотрудник кафедры горной механики НГУ |

ЗМІСТ

| | |
|---|-----|
| <i>Вивчаренко А.В.</i> Развитие угольной промышленности Украины в контексте современных вызовов | 3 |
| <i>Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Снигур В.Г.</i> Исследование особенностей формирования зоны шарнирно-блокового сдвижения надугольной толщи в окрестности очистного забоя | 12 |
| <i>Антощенко Н.И., Окалелов В.Н., Бубунец Ю.В.</i> О проблемах прогнозирования динамики газовыделения из сближенных угольных пластов | 19 |
| <i>Касьян Н.Н., Сахно И.Г.</i> Управление напряженно-деформированным состоянием горного массива с помощью невзрывчатых разрушающих материалов | 30 |
| <i>Мартынов А.А., Малеев Н.В., Яковенко А.К.</i> Комплексный подход в решении проблемы высоких температур воздуха в выработках глубоких шахт | 39 |
| <i>Бондаренко В.И., Сулаев В.И., Кошка А.Г., Гайдай А.А., Яркович А.И.</i> Экологические аспекты и технологические решения отработки весьма тонких угольных пластов Западного Донбасса | 48 |
| <i>Кириченко Е.А., Самуся В.И., Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Рябичев В.Д., Кириченко В.Е., Фомичев В.В., Евтеев В.В.</i> Исследование закономерностей изменения скорости звука в восходящих многофазных потоках | 53 |
| <i>Brodzik P., Борис М.</i> Применение технологии STACK SIZER™ компании DERRICK CORPORATION для уменьшения зольности угля в цикле обогащения со спиральными классификаторами | 66 |
| <i>Голинько В.И., Шептуцов Ю.А., Яворский В.Н., Яворская Е.А.</i> Использование информации о динамических параметрах воздушного потока в системах взрывозащиты | 73 |
| <i>Должиков П.Н., Кипко А.Э., Фурдей П.Г., Палейчук Н.Н.</i> Методика расчета параметров повышения устойчивости выработок в интенсивно трещиноватых породах глубоких шахт | 81 |
| <i>Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В.</i> Критерии механики разрушения углевмещающего массива при моделировании магистральных трещин породных слоев | 91 |
| <i>Кровяк А., Вольный К.</i> Распределение обязанностей и действия руководящего персонала при проведении спасательной операции в шахте | 100 |
| <i>Кузьменко А.М., Козлов А.А., Хейло А.В.</i> К вопросу зональности напряжений горного массива на пути подвигания очистного забоя при отработке запасов полезного ископаемого | 111 |
| <i>Бузило В.И., Яворский А.В., Пойманов С.Н., Юнак С.И.</i> Анализ энергоэффективности струговой и комбайновой технологии добычи угля | 119 |
| <i>Борис М.Е.</i> Технология пастового сгущения для обратного заполнения шахтных выработок | 129 |
| <i>Ширін Л.Н., Горпинич О.В., Сорбат Ю.В.</i> Мотивування доцільності використання проектних рішень з видобутку та утилізації метану вугільних родовищ | 136 |
| <i>Гребенкин С.С., Павлыш В.Н.</i> Обоснование каскадной технологии гидравлического воздействия на угольный пласт как способа преодоления его фильтрационной анизотропии | 143 |

| | |
|--|-----|
| <i>Окаленов В.Н., Лысянский П.Л.</i> Метановыделение при переходе лавами тектонических малоамплитудных нарушений | 151 |
| <i>Аксенов В.В., Казанцев А.А.</i> Обоснование необходимости создания систем крепи горных выработок при проходке по геовинчестерной технологии | 156 |
| <i>Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Рябичев В.Д., Свистун Р.Н.</i> Аналитические исследования по расчету рациональных параметров анкеров в составе рамно-анкерной крепи | 161 |
| <i>Кириченко В.Я., Сугаренко Г.Г., Золотко О.С.</i> Направления совершенствования замковых соединений крепей подготовительных выработок | 172 |
| <i>Чеберячко И.М., Пустовой Д.С., Дерюгин В.Г., Чеберячко Ю.И.</i> О методике исследования процессов измельчения и обеспыливания гетерогенных потоков в аппаратах с центробежным полем | 181 |
| <i>Дехлер М., Корнеев И.</i> особенности применения различных сенсоров в поточных сепараторах Commodasultrasort/Tomra Sorting Solutions Mining | 186 |
| <i>Блащук М.Ю.</i> Определение кинематических параметров трансмиссии геолода с гидророллами в разных фазах выдвигания | 195 |
| <i>Сай Е.С., Светкина Е.Ю.</i> Изучение процессов диффузии при разработке газогидратных залежей | 201 |
| <i>Тимофеев В.Ю.</i> Обсуждение возможности применения редукторного привода с зубчатой передачей в трансмиссии геолода | 207 |
| <i>Гребенкин С.С., Павлыш В.Н., Гребенкина А.С.</i> Развитие математических основ и технологического обеспечения процессов комплексного гидронеоматического воздействия на угольные пласты | 215 |
| <i>Кровяк А.</i> Соображения на тему идеи корпоративной социальной ответственности, применяемой в отношении угледобывающей отрасли | 220 |
| <i>Харин Е.Н., Антощенко Н.И., Кулакова С.И., Чепурная Л.А.</i> Комплексный и раздельный способы прогноза газовыделения из подрабатываемых угольных пластов и пород | 229 |
| <i>Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Демидов М.С.</i> Особенности сдвигания пород надугольной толщи при отработке угольных пластов в Западном Донбассе | 243 |
| <i>Петлеваный М.В.</i> Влияние структуры закладочного массива на его прочность | 253 |
| <i>Бабець Д.В., Тимошенко Є.В.</i> Аналітичне визначення технологічних параметрів та напружень при високошвидкісному вийманні тонких вугільних пластів | 259 |
| <i>Кириченко В.Я.</i> Новые решения повышения эксплуатационной устойчивости горных выработок | 265 |
| <i>Гайдай А.А., Сулаев В.И., Яркович А.И.</i> Технологические решения по улучшению качественных показателей угля при разработке тонких и весьма тонких пластов в условиях шахт Западного Донбасса | 271 |
| <i>Biletsky V.S., Gajko G.I.</i> Dziedzictwo kulturowe i historia górnictwa na Ukrainie: problem muzeifikacji górnich artefaktów | 276 |
| <i>Владыко А.Б., Кононенко М.Н., Литвинюк Е.А.</i> Имитационное моделирование работы проходческого оборудования при проведении горных выработок | 284 |
| <i>Бондаренко В.И., Максимова Э.А.</i> Разработка месторождений газовых гидратов Черноморской впадины – актуальная задача в современном поиске альтернативных источников энергии на территории Украины | 294 |

| | |
|---|-----|
| <i>Гайко Г.И., Смирнова И.В.</i> Теоретическая оценка скорости выгорания угольного пласта при подземной газификации | 299 |
| <i>Евтеев В.В., Кириченко Е.А., Ламзюк, В.Д. Кириченко В.Е.</i> Основные закономерности изменения параметров многофазного снарядного потока | 306 |
| <i>Тимошук В.І., Демченко Ю.І., Шерстюк С.А.</i> Формування гідродинамічного режиму в зоні впливу відвалів гірських порід та хвостосховищ | 329 |
| <i>Кровяк А., Фомичев В.</i> Определение оптимальных характеристик использования гидромеханического способа добычи угля с применением струга в различных горно-геологических условиях | 335 |
| <i>Горова А.І., Павличенко А.В., Коваленко А.А.</i> Еколого-економічні наслідки розміщення відходів вугледобувних підприємств | 344 |
| <i>Відомості про авторів</i> | 352 |

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

Матеріали VI міжнародної науково-практичної конференції
(24-28 вересня 2012 року)

Комп'ютерна верстка – О.К. Малова

Підписано до друку 03.08.12. Формат 70x100 1/16.
Папір офсет. Друк офсетний. Ум. друк. арк. 26,31.
Обл.-вид. арк. 29,79. Тираж 300 пр. Зам. №030812.

Підготовлено до друку в Державному ВНЗ
«Національний гірничий університет».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру: ДК №1842.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19