

**Міністерство освіти і науки України
Державний вищий навчальний заклад
«Національний гірничий університет»**

**ЗБІРНИК НАУКОВИХ ПРАЦЬ
НАЦІОНАЛЬНОГО ГІРНИЧОГО УНІВЕРСИТЕТУ**

№ 48

Дніпропетровськ
2015

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
Рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ. — Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2015 — № 48 — 325 с.

Наведено результати теоретичних і експериментальних досліджень з різних аспектів гірничої справи, розглянуто проблеми відкритої і підземної розробки родовищ корисних копалин, охорони праці і безпеки робіт на гірничих підприємствах, проблеми екології, маркшейдерії, геології, геоінформатики, електропостачання й автоматизації виробничих процесів у гірничій промисловості, висвітлені питання експлуатації гірничо-транспортного устаткування на шахтах, рудниках і кар'єрах .

Матеріали збірника призначені для наукових та інженерно-технічних працівників, які спеціалізуються в галузі гірничої справи .

Збірник друкується за рішенням вченої ради НГУ
(протокол № 5 від 13.05.2015 р.)

Комп'ютерна верстка і набір – С.Ф. Гупало

Збірник зареєстровано у державному комітеті
телебачення і радіомовлення України.
Свідоцтво про реєстрацію КВ № 9030 від 04.08.2004 р .

Ministry of Education and Science of Ukraine
State higher educational institution
«National Mining University»

COLLECTION OF RESEARCH PAPERS
OF NATIONAL MINING UNIVERSITY

№ 48

Dnipropetrovs'k
2015

Establisher and publisher
NATIONAL MINING UNIVERSITY
Established in 1999

Collection of research papers of National Mining University – D.: State higher educational institution «National Mining University», 2015 – № 48 – 325 p.

The results of theoretical and experimental studies in different branches of mining are described; the problems of open pit mining, labour safety and labour protection in mining enterprises, as well as the problems of ecology, surveying, geology, geoinformatics, power supply and automation of production in mining are considered. The issues of mining transport equipment operation in mines, pits, open casts are also covered.

The target readership of the collection includes research and engineering staff in the field of mining.

The journal is published by the decision of the the Scientific Council of State higher educational institution «National Mining University»
(Record № 5 of 13.05.2015)

Design and layout – S.F. Gypalo

State Registration Certificate of the printed source
of mass medium KV № 9030 of 04.08.2004

Редакційна Рада збірника:

акад. НАН України, д.т.н., проф. Г.Г. Півняк
 д.т.н., проф. П. І. Пілов
 д.т.н., проф. О.С. Бешта
 д.т.н., проф. О. М. Шашенко
 к.т.н., доц. В.В. Ішков

Редакція:

головний редактор – к.т.н., доц. В.В. Ішков
 заступник редактора – д.т.н., проф. С.Ф. Власов
 відповідальний секретар – н.с. В. В. Задорнова

Експертно-редакційна колегія:***Розробка родовищ корисних копалин***

Гуменик І. Л. – д.т.н., проф.
 Дриженко А. Ю. – д.т.н., проф.
 Четверик М. С. – д.т.н., проф.
 Прокопенко В. І. – д.т.н., проф.
 Симоненко В. І. – д.т.н., доц.
 Собко Б.Ю. – д.т.н., г.н.с.
 Бондаренко В. І. – д.т.н., проф.
 Кузьменко О. М. – д.т.н., проф.
 Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.
 Бузило В.І. – д.т.н., проф.
 Ковалевська І.А. – д.т.н., проф.

Збагачення корисних копалин

Пілов П. І. – д.т.н., проф.
 Младецький І. К. – д.т.н., проф.
 Полулях О. Д. – д.т.н., проф.
 Франчук В. П. – д.т.н., проф.
 Мостика Ю.С. – д.т.н., проф.
 Горобець Л.Ж. – д.т.н., проф.

Екологія та охорона праці

Зберовський О.В. – д.т.н., проф.
 Шапарь А.Г. – д.т.н., проф.
 Колесник В.С. – д.т.н., проф.
 Долгова Т.І. – д.т.н., проф.
 Горова А.І. – д.б.н., проф.
 Голінько В.І. – д.т.н., проф.
 Бойко В.О. – д.т.н., проф.
 Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.

Шахтні і підземні будівництва

Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
 Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.
 Роєнко А.М. – д.т.н., проф.
 Сдвіжкова О.О. – д.т.н., проф.
 Соболев В.В. – д.т.н., проф.
 Бондаренко В. І. – д.т.н., проф.
 Назаренко В.О. – д.т.н., проф.

Гірничі машини і геотехнічна механіка

Садовенко І.О. – д.т.н., проф.
 Бондаренко В.І. – д.т.н., проф.
 Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
 Власов С.Ф. – д.т.н., проф.
 Новікова Л.В. – д.т.н., проф.
 Москальов О.М. – д.т.н., проф.
 Франчук В.П. – д.т.н., проф..
 Самуся В.І. – д.т.н., проф..
 Заболотний К.С. – д.т.н., проф..
 Ширін Л.Н. – д.т.н., проф..
 Кіріченко Є.О. – д.т.н., проф.

Геологія, геофізика, буріння

Приходченко В.Ф. – д.геол.н., проф.
 Бусигін Б.С. – д.т.н., проф.
 Тяпкін К.Ф. – чл.-кор., д.г.-м.н., проф.
 Баранов П.М. – д.геол.н., проф.
 Кожевников А.О. – д.т.н., проф..
 Власов С. Ф. – д.т.н., проф..
 Москальов О.М. – д.т.н., проф..
 Симанович Г.А. – д.т.н., проф..
 Франчук В.П. – д.т.н., проф.

Електротехнічні комплекси і системи автоматизації

Півняк Г. Г. – проф., д.т.н., проф..
 Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.
 Випанасенко С.І. – д.т.н., проф.
 Мещеряков Л.І. д.т.н., проф.
 Ткачов В.В. – д.т.н., проф.
 Бешта О.С. – чл.-кор., д.т.н., проф.
 Кочура Є.В. – д.т.н., проф.
 Слесарев В.В. – д.т.н., проф.
 Алексєєв М.О. – д.т.н., проф.

Маркшейдерія і геоінформатика

Четверик М. С. – д.т.н., проф.
 Халимендик Ю.М. – д.т.н., проф.
 Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
 Петрук Є.Г. – д.т.н., проф.
 Назаренко В.О. – д.т.н., проф.
 Бусигін Б.С. – д.т.н., проф.
 Слесарев В.В. – д.т.н., проф.
 Зберовський О.В. – д.т.н., проф.

Закордонні члени редакційної колегії:

Др. Ян Барнес (Німеччина, університет Бергіше, м. Вупперталь)
 Проф. Карстен Дребенштедт (Німеччина, технічний університет „Фрайбергська гірнича академія“, м. Фрайберг)
 Проф. Мохамед Боуноала (Алжир, університет м. Аннаба)
 Др. Сліман Качі (Алжир, університет м. Гельма)
 Проф. Джиованні Пардіні (Іспанія, університет м. Жирона)
 Д.т.н., проф. Ян Ваховіч (Польща, головної інститут гірництва, м. Катовіце)
 Д.т.н., проф. Войцех Ченжковські (Польща, ТУ «Вроцлавська політехніка», м. Вроцлав)
 Д.геол.н., проф. В.В. Гавриленко (РФ, РДПУ ім. Герцена, м. Санкт-Петербург)
 Д.т.н., проф. С.К. Молдабаєв (Казахстан, КазНТУ імені К.І. Сатпаєва, м. Алмати)
 Д.т.н., Л.А. Манукян (Вірменія, ЗАО "Горнометаллургический институт", м. Єреван)
 Проф. А. Г. Магалашвілі (Грузія, Державний Університет ім. Іллі Чавчавадзе, м. Тбілісі)

Адреса редакції:

49005, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,
 НГУ, Ішкову В.В. тел./ факс 726-77-04,
 46-90-92, E-mail: zberovskya@mail.ru
 www.znp.nmu.org.ua

Editorial council:

Acad. NASU, D.Sc., prof. G.G. Pivniak
D.Sc., prof. P.I. Pilov
D.Sc., prof. O.S. Beshta
D.Sc., prof. O.M. Shashenko
Ph.D, associate prof. V.V. Ishkov

Editorial board:

Editor-in-Chief – Ph.D, associate prof. V.V. Ishkov
Deputy editor – D.Sc., prof. S.F. Vlasov
Responsible secretary – researcher. V.V. Zadornova

Review and editorial board:

Development of Useful Minerals Deposits

Gumenyk I.L. – D.Sc., prof.
Dryzhenko A.Iu. – D.Sc., prof.
Chetveryk M.S. – D.Sc., prof.
Prokopenko V.I. – D.Sc., prof.
Symonenko V.I. – D.Sc., associate prof.
Sobko B.Iu. – D.Sc., senior researcher.
Bondarenko V.I. – D.Sc., prof.
Kuzmenko O.M. – D.Sc., prof.
Ponomarenko P.I. – D.Sc., prof.
Buzlyo V.I. – D.Sc., prof.
Kovalevska I.A. – D.Sc., prof.

Mineral dressing

Pilov P. I. – D.Sc., prof.
Mladetskyi I. K. – D.Sc., prof.
Poluliakh O. D. – D.Sc., prof.
Franchuk V. P. – D.Sc., prof.
Mostyka Iu.S. – D.Sc., prof.
Gorobets L.Zh. – D.Sc., prof.

Ecology and Labor Safety

Zberovskiy O.V. – D.Sc., prof.
Shapar A.H. – D.Sc., prof.
Kolesnyk V.Ie. – D.Sc., prof.
Dolhova T.I. – D.Sc., prof.
Gorova A.I. – D.Sc., prof.
Golinko V.I. – D.Sc., prof.
Boiko V.O. – D.Sc., prof.
Shkrabets F.P. – D.Sc., prof.

Mining and Underground Construction

Shashenko O.M. – D.Sc., prof.
Ponomarenko P.I. – D.Sc., prof.
Roenko A.M. – D.Sc., prof.
Sdvizhkova O.O. – D.Sc., prof.
Sobolev V.V. – D.Sc., prof.
Bondarenko V.I. – D.Sc., prof.
Nazarenko V.O. – D.Sc., prof.

Mining Machinery and Geotechnical Mechanics

Sadovenko I.O. – D.Sc., prof.
Bondarenko V.I. – D.Sc., prof.
Shashenko O.M. – D.Sc., prof.
Vlasov S.F. – D.Sc., prof.
Novikova L.V. – D.Sc., prof.
Moskalov O.M. – D.Sc., prof.
Franchuk V.P. – D.Sc., prof.
Samusia V.I. – D.Sc., prof.
Zabolotnyi K.S. – D.Sc., prof.
Shyrin L.N. – D.Sc., prof.
Kirichenko Ie.O. – D.Sc., prof.

Geology, Geophysics, Drilling

Prykhodchenko V.F. – D.Sc., prof.
Busyhin B.S. – D.Sc., prof.
Tiapkin K.F. – correspondent Member of
NASU, D.Sc., prof.
Baranov P.M. – D.Sc., prof.
Kozhevnykov A.O. – D.Sc., prof.
Vlasov S.F. – D.Sc., prof.
Moskalov O.M. – D.Sc., prof.
Symanovych H.A. – D.Sc., prof.
Franchuk V.P. – D.Sc., prof.

Electrical Complexes and Systems automation

Pivniak G. G. – Acad. NASU, D.Sc., prof.
Shkrabets F.P. – D.Sc., prof.
Vypanasenko S.I. – D.Sc., prof.
Meshcheriakov L.I. – D.Sc., prof.
Tkachov V.V. – D.Sc., prof.
Beshta O.S. – correspondent Member of NASU,
D.Sc., prof.
Kochura Ie.V. – D.Sc., prof.
Sliesariiev V.V. – D.Sc., prof.
Aleksieiev M.O. – D.Sc., prof.

Mine Surveying and Geoinformatics

Chetveryk M.S. – D.Sc., prof.
Khalymendyk Iu.M. – D.Sc., prof.
Shashenko O.M. – D.Sc., prof.
Petruk Ie.H. – D.Sc., prof.
Nazarenko V.O. – D.Sc., prof.
Zberovskiy O.V. – D.Sc., prof.
Sliesariiev V.V. – D.Sc., prof.
Busyhin B.S. – D.Sc., prof.

Foreign members of editorial board:

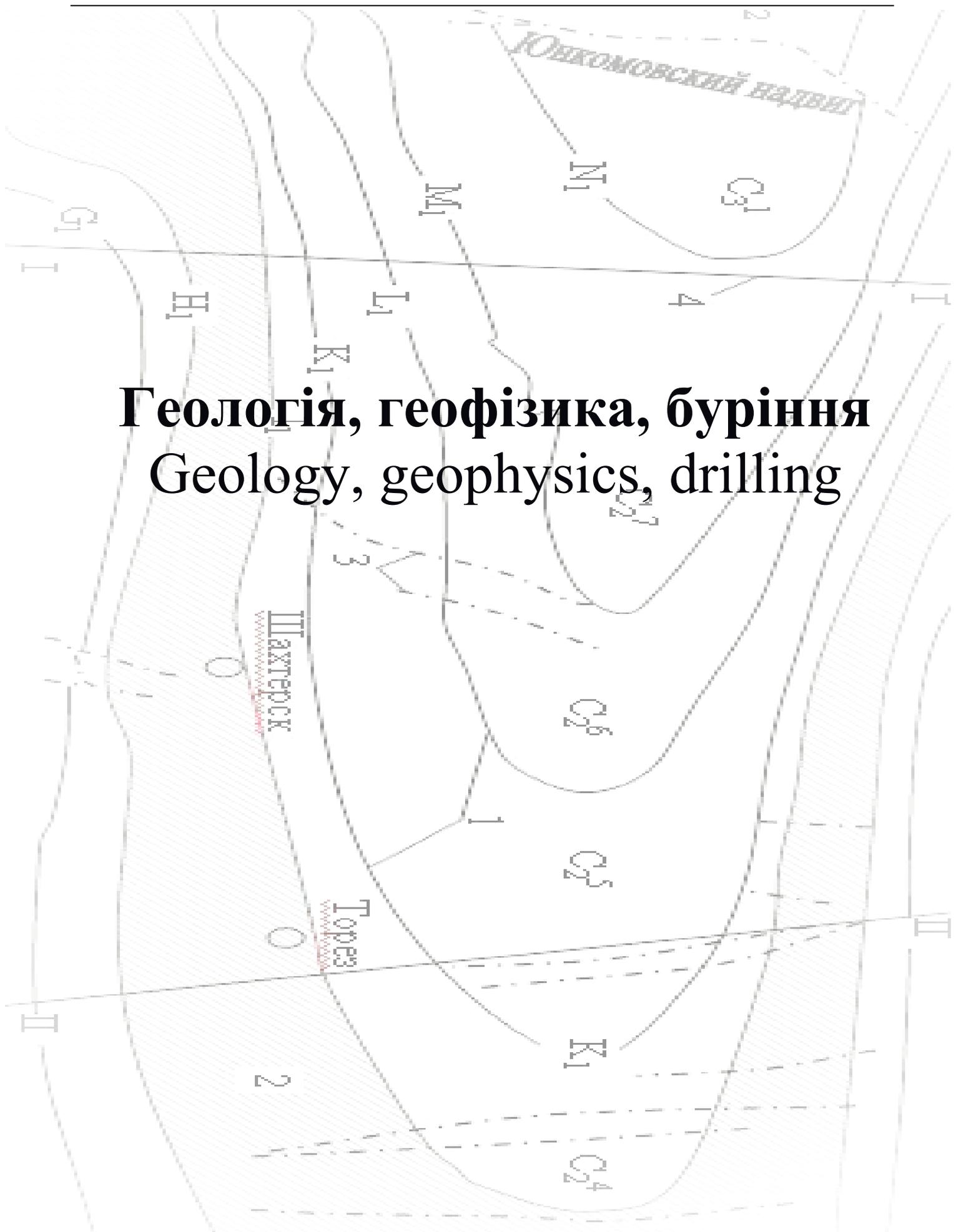
Dr. Ian Barnes (Germany)
Prof. C. Drebenstedt (Germany)
Prof. Mohamed Bounouala (Algeria)
Dr. Slimane Kachi (Algeria)
Prof. Giovanni Pardini (Spain)
D.Sc., prof. Jan Wachowicz (Poland)
D.Sc., prof. Wojciech Cigżkowski (Poland)
Dr. João Xavier Matos (Portugal)
D.Sc., prof. V.V. Gavrilenko (RU)
D.Sc., prof. S.K. Moldabaev (Kazakhstan)
D.Sc., prof. L.A. Manukyan (Armenia)
Ph.D., A.G. Magalashvili (Georgia)

Address:

49005, Dnipropetrovs'k, Karl Marx 19 Av.
NMU, V.V. Ishkov. tel./ fax 726-77-04,
46-90-92, E-mail: zberovskya@mail.ru
www.znp.nmu.org.ua

Геологія, геофізика, буріння

Geology, geophysics, drilling



ГЕОЛОГО-ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ДИАГНОСТИРОВАНИЕ УСЛОВИЙ УЧАСТКА «ОЛЬХОВО НИЖНЕЕ» ДЛЯ СОЗДАНИЯ ПОДЗЕМНОГО ТЕПЛОГЕНЕРАТОРА

На основе анализа геолого-структурных, физико-химических и гидродинамических характеристик определены критерии пригодности угольных пластов к подземному сжиганию, а водоносных – к аккумулярованию образующейся при этом тепловой энергии. С их помощью установлено, что в пределах участка «Ольхово нижнее» Чистяково-Снежнянского района оптимальным будет сжигание некондиционного пласта h_{10}^1 с использованием в качестве теплоносителей воды «бабаковских» песчаников.

На основі аналізу геолого-структурних, фізико-хімічних і гідродинамічних характеристик встановлено критерії придатності вугільних пластів до підземного спалювання, а водоносних – до акумулювання теплової енергії яка утворюється. За допомогою визначених критеріїв показано, що в межах ділянки «Ольхове нижнє» Чистяково-Сніжнянського району оптимальним буде спалювання некондиційного пласта h_{10}^1 з використанням в якості теплоносіїв води «бабаковських» пісковиків.

Based on analysis of environmental and structural, physical, chemical and hydrodynamic characteristics set eligibility to an underground coal seam burning, and aquifers - to the accumulation of heat is produced. On the basis of the results showed that within the plot «Olhove lower» Chistyakovo-Snezhnoye area is optimal combustion substandard h_{10}^1 layer using as coolant water «babakovskyh» sandstone.

Положительный мировой научно-практический опыт эксплуатации подземных теплогенераторов [1], предложенный способ увеличения их КПД и апробированная модель теплопереноса в покрывающих обводненных породах [2] говорят о возможности применения данной геотехнологии на угольных месторождениях Украины. Так, в качестве первоочередного объекта ее внедрения выбран участок «Ольхово Нижнее» расположенный в пределах Чистяково-Снежнянского геолого-промышленного района Донецкого бассейна с общими запасами более 3 млрд. тонн угля, из которых около 400 млн. тонн сосредоточено в пластах некондиционной мощности (табл. 1). Разработку не используемого угля, предполагается осуществлять способами термического воздействия в связи, с чем целью данной работы является установление критериев и оценка пригодности угольных пластов выделенного участка для подземного сжигания, а водоносных – для накопления, хранения и отбора поступающей из реакционного канала тепловой энергии.

В вопросе оценки пригодности угольных ресурсов для сжигания под землей необходимо учитывать комплекс горно-геологических факторов, к которым относится мощность, тектоника, газопроницаемость и качественный состав углей (табл. 2). Так, в работе [3], рациональной считается мощность 0,45 – 0,75 м, при этом верхняя граница принимается условно, исходя из непригодности менее мощных пластов для разработки шахтными методами. Нижняя граница расчетно-экспериментальная и связана с большими (более 80 %) теплотерями в окружающий массив при сжигании более тонких углей. Исходя, из обозна-

ченной мощности, угольные пласты с кондиционными показателями для подземного сжигания подразделяются на пригодные, на отдельных участках и по всей площади месторождения.

Тектонические нарушения и высокая газопроницаемость участка, могут привести к негативным последствиям, как во время подготовительных работ, так и в процессе работы теплового модуля. Возникающие неточности в соединении скважин и техногенные проницаемости покрывающих пород, значительно увеличивают утечки газа и приводят к загрязнению водоносных горизонтов продуктами газификации. Для предотвращения этой ситуации подземное сжигание угля (ПСУ) необходимо проводить в пределах тектонически не активных блоков горных пород, в разрезе продуктивной толщи которых угольный пласт заключен между способствующими его изоляции слабопроницаемыми породами (аргиллитами и алевролитами). При этом требуется учет нарушений всех рангов, как хорошо изученных на стадии геологической разведки региональных и субрегиональных разломов, так и мало выявленных малоамплитудных нарушений.

Таблица 1

Распределение запасов и прогнозных ресурсов угля
в Чистяково-Снежнянском районе

Всего, млн. тонн	Балансовые запасы, млн. тонн		Забалансовые запасы, млн. тонн	Прогнозные ресурсы, млн. тонн
	A + B + C ₁	C ₂		
3012,8	2243,1	375,6	25,7	368,4

К факторам качественной характеристики углей, влияющим на процесс подземного сжигания, относятся их температура плавления, влажность, зольность, серность, выход летучих компонентов и теплота сгорания. В случае, когда температура плавления минеральных компонентов угля и вмещающих пород будет меньше температуры сжигания (900 – 1100 °С), образующийся расплавленный шлак окутает пласт и прекратит доступ к нему дутьевого потока. Это вызовет уменьшение объема зоны синтеза горючих газов и полное затухание процесса. Увеличение твердого остатка (зольности) в угле, состоящего из кремнезема, глинозема, окислов железа, магния и кальция, приводит к понижению содержания углерода, что в свою очередь обуславливает рост расхода тепла на нагрев топлива и не равномерность его разработки по площади. Поэтому для подземного сжигания рекомендуется использовать пласты с зольностью не более 40 %. Сера угля ощутимо повышает себестоимость вырабатываемого газа в виду необходимости его отчистки на дневной поверхности от ее компонентов. Кроме того, соединения серы разрушают металлические конструкции эксплуатационных скважин и теплообменников, поэтому их количество не должно превышать 4,5 %. Летучие вещества значительно увеличивают теплоту сгорания газа из-за обогащения его состава высококалорийными газообразными углеводородами (СН₄, С₂Н₆, С₃Н₈ и др.), однако в виду большей важности для процесса ПСУ температуры образующегося

газа, это не имеет решающего значения. При этом основным фактором, влияющим на ее увеличение, является теплота сгорания сжигаемых топлив.

Проведенные научно-практические исследования показали, что гидрогеологические условия подземного теплогенератора также должны отвечать ряду требований. Нарушение соотношения окислителей (воды и дутья) в зоне синтеза обуславливает низкий выход и потерю калорийности вырабатываемого газа, неоправданные энергетические затраты, затухание огневого забоя и прекращение процесса сжигания. При этом в зависимости от количества воды разрабатываемые пласты делятся на 4 группы – сухие, мало (до 0,5 кг воды на 1 кг угля), средне (1 кг воды / 1 кг угля) и сильнообводненные (> 1 кг воды / 1 кг угля). Из углей первой группы можно получать как энергетический (CO₂ и CH₄), так и синтез газ (CO и H₂), из второй – синтез газ в соотношении H₂:CO = 1 : 3, из третьей – энергетический газ. Угли четвертой группы, в виду невозможности поддержания стабильных экзотермических реакций в реакционном канале, непригодны для подземного сжигания. Таким образом, на участке предполагаемого ПСУ необходимо определять общее количество воды поступающей в зону горения, состоящее из влаги угля и водонасыщенности вмещающих пород. Кроме того, водоносные пласты, предполагаемые для аккумуляции тепловой энергии, должны быть хорошо изолированы, и содержать подземные воды непригодные для водоснабжения.

Таблица 2

Критерии оценки пригодности угольных пластов
для подземного сжигания

Наименование угля	Мощность пласта, м	Зольность, %	Серность, %	Глубина разработки, м
Каменный	0,45 – 0,75	до 40	4,5	70 – 600

Несмотря на все многообразие перечисленных факторов, на начальных этапах исследований, рациональные для подземного сжигания запасы угля, можно выделить с помощью их мощности и теплоты сгорания. Так как, мощность ниже 0,75 м считается не пригодной для традиционной добычи, в подсчетах геологических запасов выделяется отдельная группа не используемых угольных пластов (0,45 – 0,75 м), являющаяся первоочередной для разработки способом подземного сжигания. Распределение ресурсов в ее пределах может быть произведено с помощью теплоты сгорания, величина которой согласно классификации подразделяет угли на: бурые < 28 МДж/кг, длиннопламенные < 32 МДж/кг, газовые < 34 МДж/кг, жирные < 34,5 МДж/кг, отощённо-спекающиеся < 35 МДж/кг, тощие < 35,5 МДж/кг и антрациты < 36 МДж/кг. Таким образом, с учетом обозначенного ранее влияния теплоты сгорания угля на температуру вырабатываемого газа, для подземного сжигания в целом пригодны некондиционные пласты мощностью 0,45 – 0,75 м преимущественно высококалорийных марок.

Обоснованным критериям соответствует большинство углей Донецкого бассейна. При этом их общие запасы составляют свыше 85 млрд. тонн, из которых почти 19 млрд. находятся в тонких пластах содержащих угли нужных марок в количестве 8,5 млрд. тон. Эти запасы распределены по глубине залегания следующим образом – до 600 м – 48 %, 600 – 900 м – 29 %, 900 – 1200 м – 23 %, что свидетельствуют о наличии на относительно небольших глубинах (до 600 м) свыше 4 млрд. тонн угля пригодного для подземного сжигания и являющегося мощной базой для развития данной геотехнологии. Однако, при оценке перспектив каждого конкретного участка нужно детальное изучение тектонических, гидрогеологических и петрографических характеристик угольных пластов.

Выделенный в качестве объекта первоочередных исследований участок «Ольхово Нижнее» расположен в пределах Чистяково-Снежнянского района находящегося в восточной части Донецкой области и имеющего размеры 55 на 15 км (рис. 1). Рельеф местности, в образовании которого главную роль играли эрозионные процессы, в значительной степени расчленен густой сетью балок с водораздельными поднятиями между ними. Его максимальные отметки отмечаются в восточной части (+ 325 м), минимальные – в западной (долина р. Ольховая + 125 м). На территории района размещены города Снежное, Торез, Шахтерск, ЗугрЭС, являющиеся крупными потребителями тепловой энергии.

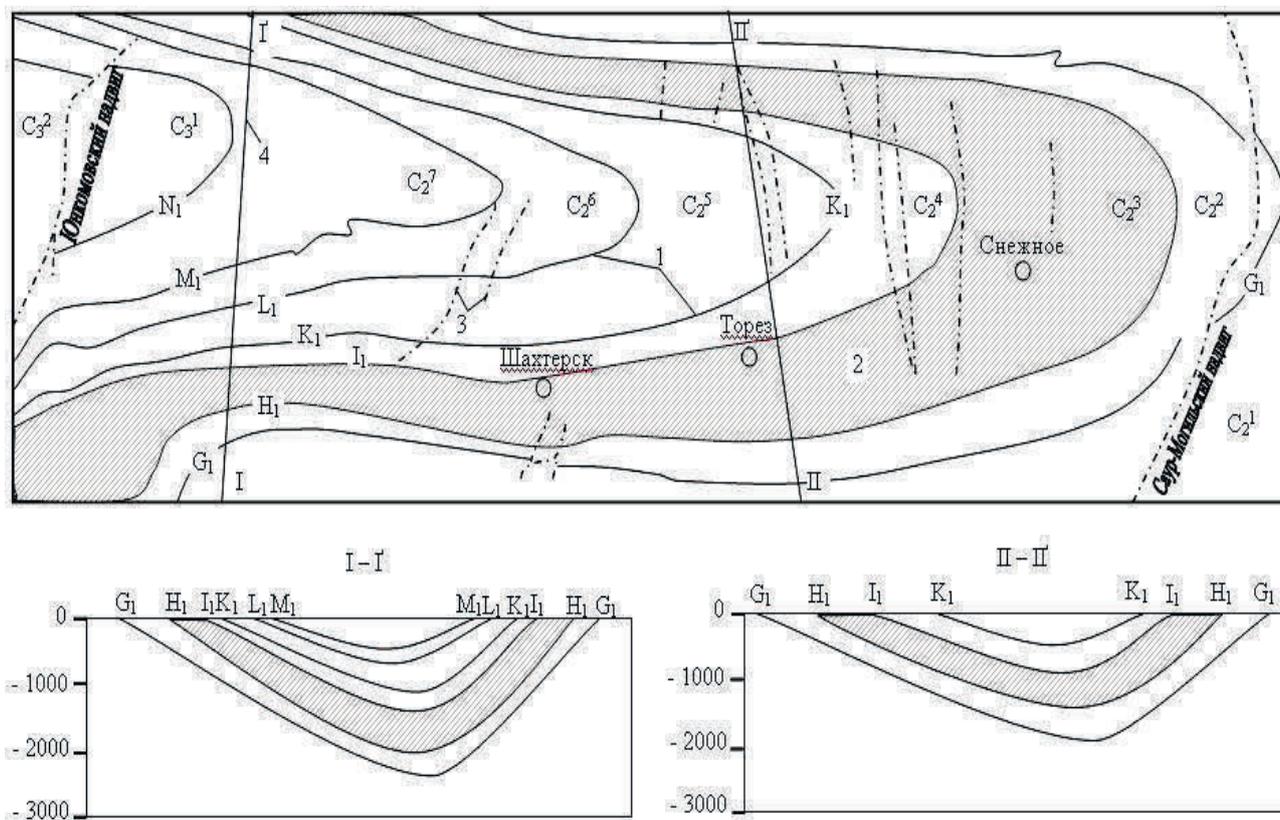


Рис. 1 Геологическая карта и разрез Чистяково-Снежнянского района: 1 – граничные известняки свит карбона; 2 – выходы свиты C₂³; 3 – разрывные нарушения; 4 – линия разреза

В тектоническом отношении район находится в пределах Чистяковской синклинали. Это достаточно мощная структура длиной более 50 км и шириной более 10 км. Ее складка размещена на восточном замыкании Кальмиус-Торецкой котловины, от которой синклиналь отделяется крупноамплитудной Ясиновско-Ждановской флексурой. Синклиналь имеет асимметричное строение и является замкнутой на востоке и открытой на западе. Ее северное крыло крутое с углами падения пород до 60° , южное – наклонное, с углами падения до 25° . Донная часть синклинали имеет почти горизонтальное залегание. В районе встречается ряд надвигов имеющих большую амплитуду и преимущественно северо-восточное простирание – Юнкомовский (тесно связан с Ясиновско-Ждановской флексурой), Саур-Могильский, Давыдовский и др.

Кроме крупноамплитудных нарушений, угленосные отложения Чистяково-Снежнянского района подвержены малоамплитудным разрывам с размерами меньше 10 м. Во время геологоразведочных изысканий они практически не проявляются, поэтому встреча их в процессе проведения горных работ является неожиданной и приводит к существенным негативным последствиям. По данным [4, 5], малоамплитудная нарушенность на полях шахт «Харцызская», «Фоминская», «Киевская № 12» и «Стожковская» в целом является небольшой. Вместе с тем, на поле шахты «им. 1 мая» она в несколько раз, а на поле шахты «Зуевская» на порядок больше чем на других шахтных полях. Это объясняется тем, что в восточной части шахты «им. 1 мая» проходит Давыдовский надвиг, в месте угасания которого сосредоточенно подавляющее большинство малоамплитудных разрывов. Технической границей шахты «Зуевская» является Ясиновско-Ждановская флексура, в пределах которой зафиксировано несколько десятков малоамплитудных надвигов длиной несколько сотен метров и амплитудой менее 1 м. Таким образом, на фоне незначительной малоамплитудной нарушенности района наблюдаются шахтные поля с аномально высокими разрывными нарушениями в большинстве своем связанными с Ясиновско-Ждановской флексурой.

На участке «Ольхово Нижнее» специальные исследования малоамплитудной тектоники не проводились, однако, учитывая установленные тектонические закономерности района, логичным будет предположение о достаточно высоком количестве разрывных нарушений, основанное на наличии на западной границе участка Юнкомовского надвига тесно связанного с Ясиновско-Ждановской флексурой.

Каменноугольная система в Чистяково-Снежнянском районе представлена средним и верхним отделом в виде закономерно увеличивающихся с запада на восток группы свит $C_2^2 - C_1^3$ [6]. Так, свита C_2^3 на западе (участок Ольхово Нижнее) имеет мощность 750 м, а на востоке (район Снежнянской группы шахт) – 900 м. Разрез карбона состоит из переслаивающихся слоев аргиллитов, алевролитов, песчаников, известняков и угля. В среднем аргиллиты и алевролиты составляют 54,8 – 72,2 % от мощности каждой свиты, песчаники – 24 – 41 %, известняки и уголь имеют подчиненное значение. Общая мощность среднего карбона по району (без свиты C_2^1) составляет 3760 м.

Выделенные каменноугольные свиты, на исследуемом участке, перекрываются неогеновыми отложениями (пластично-серыми глинами и желтыми песками) общей мощностью 25 м. Покрывающие их четвертичные породы мощностью до 35 м состоят на водоразделах из желто-бурых лессовидных суглинков, а на склонах рек и балок – из красных глин. Аллювиальные отложения в районе имеют ограниченное распространение.

Обобщая данные по угленосности Чистяково-Снежнянского геологопромышленного района можно отметить что, в его пределах выявлено 114 угольных пластов и пропластков, из которых только 43 на ограниченных участках обладают кондиционными показателями. Свиты C_2^2 , C_2^4 и C_3^1 содержат по одному пласту с предельной рабочей мощностью и не имеют промышленного значения.

Основными водоносными горизонтами в Чистяково-Снежнянском геолого-промышленном районе являются толщи выдержанных песчаников и известняков каменноугольного возраста, при этом аргиллиты и алевролиты этого периода практически не обводнены. Незначительное развитие также имеют подземные воды неогеновых песков, встречающиеся небольшими участками на северном крыле Чистяковской синклинали. В четвертичных породах воды приурочены к ограниченным по распространению аллювиальным отложениям.

Водоносность каменноугольных толщ зависит от их мощности и трещиноватости. Так, мощность песчаников, составляя обычно 10 – 20 м, иногда достигает 50 – 60 м (песчаник $h_{10}Sh_{11}$ «бабаковский»), а мощность известняков при средней величине 1,0 – 1,5 м, зачастую доходит до 5 м. Наибольшая водоносность пород, обусловленная их трещиноватостью, приурочена к зонам тектонических нарушений и выветривания. Воды каменноугольных отложений увеличивают свою минерализацию с востока (1,5 – 2 г/дм³) на запад (3 – 3,6 г/дм³), в связи с ростом в этом направлении покрывных отложений (табл. 3). Значение коэффициента фильтрации пород составляет 0,024 – 9,6 м/сут. На глубинах от 100 – 300 м почти по всей площади района прослеживается двухсотметровая зона хлоридно-натриевых (ХН) щелочных вод, непригодных для водоснабжения. Кроме того, на основе изучения микроэлементного состава было установлено, что в ряде свит района были встречены подземные воды с содержанием загрязняющих компонентов в количестве превышающем ПДК.

Участок «Ольхово Нижнее» располагается на сочленении юго-западной части южного крыла Чистяковской синклинали и северного крыла Зуевского купола. В его пределах породы карбона представлены осадочными отложениями свит C_2^2 – C_2^6 , при этом свита C_2^3 «Смоляниновская» мощностью 750 м является наиболее продуктивной. Свиты состоят из циклично чередующихся толщ мощных (до 60 м) песчаников, алевролитов и аргилитов, а также мало мощных пластов угля и известняка. Каменноугольные отложения иногда выходят на поверхность, но чаще перекрыты четвертичными образованиями, сложенными красно-коричневыми суглинками и почвенно-растительным слоем. Общие запасы угля на участке составляют 180 млн. тонн, из которых более 24 млн. находятся в пластах мощностью 0,45 – 0,75 м. Все запасы распределены

по глубине залегания следующим образом – до 600 м – 33 %, 600 – 900 м – 14 % и 900 – 1200 м – 22 %. Среди марок углей преобладают (65 %) антрациты, ресурсы которых в пригодных для подземного сжигания тонких пластах превышают 8 млн. тонн, без учета пропластков мощностью менее 0,45 м.

Таблица 3

Характеристика подземных вод Чистяково-Снежнянского района

Свита	Глубина опробования, м	Тип вод	Минерализация, г/дм ³	Наличие микроэлементов, количество которых превышает ПДК										
				Cu	Mn	Ni	Ba	Co	V	Br	Sr	F	Zn	
C ₃ ¹	85 – 88	ХН	2,3 – 2,4								+			+
C ₂ ⁶	800 – 900	ХН	2,4 – 2,6				+				+		+	
C ₂ ⁵	950 – 980	ХН	4,0 – 4,2	+							+		+	
C ₂ ⁴	105 – 172	ХН	2,9 – 3,4	+							+			
C ₂ ³	298 – 605	ХН	8 – 10,8	+				+	+	+	+			+
C ₂ ²	270 – 830	ХН	19 – 20	+	+	+				+	+	+		+

Границей участка является Юнкомовский надвиг, в северной части которого сосредоточено несколько его апофиз с амплитудой 7 – 87 м и углом падения сместителя 18 – 57°. Надвиг простирается в северо-восточном направлении, имеет сложную морфологию, сопровождается рядом мелких разрывов и зоной дробления пород мощностью 130 – 170 м. Также на участке горными работами шахты «Ольхово Западная» вскрыт находящийся параллельно Юнкомовскому среднеамплитудный (11 – 26 м) надвиг «М». В целом тектонику исследуемой территории можно определить как простую, за исключением участка в западной части (Ясиновско-Ждановская флексура) где сосредоточен ряд надвигов, и участка в центральной части в зоне сопряжения Чистяковской синклинали с Зуевским куполом.

На балансе шахты «Ольхово Западная» находятся 2 пласта h₁₁ и h₈. Угли пластов черно-блестящие, гумусовые, обладают полосатой структурой и эндоэкзогенными трещинами. Их основными компонентами являются витринит (80 %), фюзинит и маломощные прослои сапропелевых разностей. Минеральные включения в углях представлены глинистыми минералами, пиритом, кальцитом, кварцем и слюдой. Зола угля на 90 % состоит из двуокиси кремния, окислов алюминия и железа, а также имеет температуру начала деформации – 900 – 1200 °С, размягчения – 950 – 1400 °С и плавления – 1150 – 1500 °С. Содержание серы в угле изменяется от 2 до 4 %, при этом преобладающие значение имеет пиритная (60 – 80 %) и сульфатная (10 – 12 %) сера. Теплота сгорания органической массы колеблется от 31,5 до 34 МДж/кг и зависит от содер-

жання вуглерода (91,5 – 96 %) и водорода (2,1 – 4,2 %). Обогащенность углей по суммарному выходу фракции плотностью 1800 кг/м³ следующая: концентрат – 62,3 – 86,7 %; промпродукт – 11,2 – 13,4 %; порода – 10,2 – 24,1 %.

Пласт h_{11} , с углами падения 36 – 44°, имеет промышленное значение на западе шахтного поля, где разрабатывался с 1914 до 1970 г. Отработка пласта была остановлена в связи с уменьшением его мощности по простиранию и техническими проблемами. В кровле пласта h_{11} залегают обладающие средней устойчивостью и мощностью 2 – 3 м аргиллиты, выше которых располагаются алевролиты и песчаники. Аргиллиты кровли микрослоистые, имеют слабокомковатую текстуру с отпечатками углефицированной флоры и остатками фауны. Их предел прочности на сжатие в сухом состоянии составляет 57 – 93 МПа, в водонасыщенном – 37 – 42 МПа. В некоторых случаях в кровле угля залегают алевролиты мощностью до 15 м постепенно переходящие в мелкозернистые, кварцевые песчаники с пределами прочности 111 – 242 МПа (сухие) и 93 – 132 МПа (обводненные). Подошва угольного пласта состоит из слабослоистого алевролита вспучивающегося при наличии воды. Пласт h_{11} выдержан, обладает простым строением и мощностью от 0,6 до 1,49 м с расстоянием до ближайшего угольного пласта h_{11}^1 25 – 35 м. В целом, его условия разработки определены как удовлетворительные, с возможными осложнениями в виду незначительной тектонической нарушенности.

Пласт h_8 имеет углы падения около 40° и размеры отработанной части по простиранию – 150 – 300 м, по падению 100 – 150 м. В пределах поля шахты его кровля представлена среднепрочным аргиллитом мощностью 9,6 – 11,2 м переходящим в верхней части в алевролит. Аргиллит обладает прямолинейно-пустотными трещинами, увеличивающими свою интенсивность с востока на запад. В зонах его пониженной мощности и повышенной трещиноватости возможны проявления ложной кровли. Непосредственно на контакте с антрацитами встречается большое количество углефицированной флоры. В почве пласта преобладает горизонтально-слоистый алевролит, увеличивающий свою мощность с востока (0,12 м) на запад (11,6 м). В восточном блоке шахтного поля иногда встречается песчаник. Пласт h_8 относительно выдержан, обладает сложным строением и мощностью от 0,58 до 1,57 м с расстоянием до ближайшего угольного пласта h_7 100 – 115 м. В целом его вмещающие породы относятся к устойчивому типу, а условия разработки – к благоприятным.

Согласно приведенным геологическим данным и установленным критериям, предъявляемым к подземным теплогенераторам, для проведения промышленного эксперимента по ПСУ, в виду меньшей тектонической нарушенности, наиболее подходит восточная часть участка «Ольхово Нижнее», где между рабочими пластами h_8 и h_{11} развито несколько некондиционных угольных пластов и пропластков (h_9 , h_{10}^H и h_{10}^1). Так в соответствии с литологическим строением на 30 м выше и на 60 м ниже рабочего пласта h_{11} соответственно залегают некондиционные пласты h_{11}^1 и h_{10}^1 . В пределах стратиграфического разреза приведенные расстояния заполнены водообильными «бабаковскими» песчаниками, не используемыми для водоснабжения в виду повышенной мине-

рализации. Таким образом, на территории исследуемого участка оптимальным будет подземное сжигание угольного пласта h_{10}^1 с использованием в качестве теплоносителей подземных вод песчаников $h_{10}Sh_{11}$.

Список литературы

1. Marcouiller B.A. Overburden characterization and post-burn study of the Hanna 4, underground coal gasification site, Wyoming, and comparison to other Wyoming UGG sites / B.A. Marcouiller, L.K. Burns, F.G. Ethridge. – 1984. – 277 p.
2. Садовенко И.А. Численное исследование особенностей теплового поля вокруг подземного газогенератора / И.А. Садовенко, Д.В. Рудаков, А.В. Инкин // Збірник наукових праць НГУ. – 2012. – № 39 – С. 11 – 20.
3. Shimada S. Cost estimation of underground coal gasification in Japan / S. Shimada, K. Ohga, A. Tamari // Mineral Resources Engineering. – 1996. – Vol. 5 – P. 241 – 252.
4. Нагорный Ю.Н. Прогноз степени нарушенности пластов мелкоамплитудными разрывами на глубоких горизонтах / Ю.Н. Нагорный, А.З. Широков, В.Н. Нагорный // Уголь Украины. – 1984. – № 4 – С.36 – 37.
5. Приходченко В.Ф. Малоампліудна розривна порушеність вугленосної формації Донбасу / Приходченко В.Ф. – Дніпропетровськ: РВК НГА України, 2002. – 204 с.
6. Курмелев И.И. Оценка и прогнозирование содержаний токсичных элементов в системе уголь – горная масса – продукты обогащения (на примере Чистяково-Снежнянского геолого-промышленного района): дис. на соиск. уч. степ. канд. геол. наук: спец. 04.00.16. «Геология твердых горючих ископаемых» / Курмелев Игорь Иванович; Нац. горн. акад. Украины. – Днепропетровск, 1999. – 127 с.

*Рекомендовано до публікації: д.геол.н. Барановим П.М.
Надійшла до редакції 17.10.2014*

УДК 550.834

© П.И. Пигулевский, А.А. Трипольский

О ВОЗМОЖНЫХ ПРИЧИНАХ СУМСКОГО ЗЕМЛЕТРЯСЕНИЯ 03 ФЕВРАЛЯ 2015 ГОДА

Проанализированы причинно-следственные связи сейсмичности территории Днепроовско-Донецкого палеорифта (ДДП). Отмечены геолого-геофизические неоднородности, которые рассматриваются в качестве критериев для выделения возможных сейсмогенных зон. Анализ результатов глубинного сейсмического зондирования (ГСЗ) показывают высокую вероятность в будущем местных землетрясений в его пределах. А планируемая государством добыча сланцевого газа и нефти может значительно увеличить сейсмичность ДДП как по частоте реализации, так и по магнитуде землетрясений.

Проаналізовані причинно-наслідкові зв'язки сейсмічності території Дніпровсько-Донецького палеорифту (ДДП). Відзначені геолого-геофізичні неоднорідності, які розглядаються в якості критеріїв для виділення можливих сейсмогенних зон. Аналіз результатів глибинного сейсмічного зондування (ГСЗ) свідчить про високу ймовірність у майбутньому місцевих землетрусів в його межах. А запланований державою видобуток сланцевого газу і

нафти може значно збільшити сейсмічність ДДП як за частотою реалізації, так і за магнітудою землетрусів.

The causal relationships of the Dnieper-Donetsk paleo rift (DDP) seismicity are analyzed. The existences of geological and geophysical discontinuities, which are considered as criteria for the selection of possible seismic actively zones, are noting. The results of conducted near this area deep seismic sounding show a high probability of future registration of local earthquakes within it. A state-planned production of shale gas and oil can significantly increase the seismicity of Dnieper-Donetsk paleo rift, growth of the magnitude of earthquakes and theirs realization frequency.

Введение. Сумское землетрясение произошло в 05 часов 56 минут 31 секунду (время GMT) 03 февраля 2015 г. на глубине 10 километров с магнитудой 4.8. По своей природе является классическим сейсмическим событием. Его очаг (координаты эпицентра 50.64N, 34.13E) расположен в области сочленения Днепроовско-Донецкого палеорифта (ДДП) и Воронежского кристаллического массива (ВКМ) вблизи одной из сейсмогенных зон (рис. 1), выделенных в работе [1] и, непосредственно, в зоне пересечения сейсмотектонического линеамента Г1Г2 [2] и Северного краевого разлома ДДП (рис 1). Землетрясения являются одним из главнейших индикаторов геодинамических процессов и современной тектонической активности геологических разрывных структур, которые могут представлять опасность путем разрушений или повреждений техногенно-опасных объектов и жилищ людей. Результаты анализа сейсмотектонической ситуации, которые проясняют роль конкретных локальных структур в формировании тектонического землетрясения на платформенной части Украины приведены в работе [3]. Сейсмичность местных, потенциально сейсмогенных, структур юго-западной части Восточно-Европейской платформы (ВВП) изучена очень слабо. Это связано с отсутствием плотной сети сейсмических станций, которые могли бы регистрировать слабые землетрясения. Ощутимые землетрясения происходили здесь крайне редко, их магнитуды не превышали значений $M_{LH} = 5.0$ [4].

Цель статьи. Основной целью данной работы является выделение возможных сейсмотектонических зон, представляющих потенциальную сейсмическую опасность для размещенных в пределах ДДП особо важных потенциально опасных объектов.

В результате анализа причинно-следственных связей сейсмичности территории палеорифта с ее геолого-геофизическими характеристиками авторами сделана попытка прогноза местоположения возможных в будущем местных землетрясений. Предполагается, что повышенный уровень сейсмичности может быть пространственно приурочен к областям неоднородного строения земной коры и верхней мантии. Наличие таких областей рассматривается в качестве одного из критериев для выделения возможных сейсмогенных зон.

Структурно-тектоническая позиция. Землетрясение 3 февраля 2015 г. произошло в зоне Северного краевого разлома (рис. 1), который согласно [5] отделяет Северную бортовую зону от зоны Днепровского грабена Днепроовско-Донецкой (палеорифта) впадины (ДДВ).

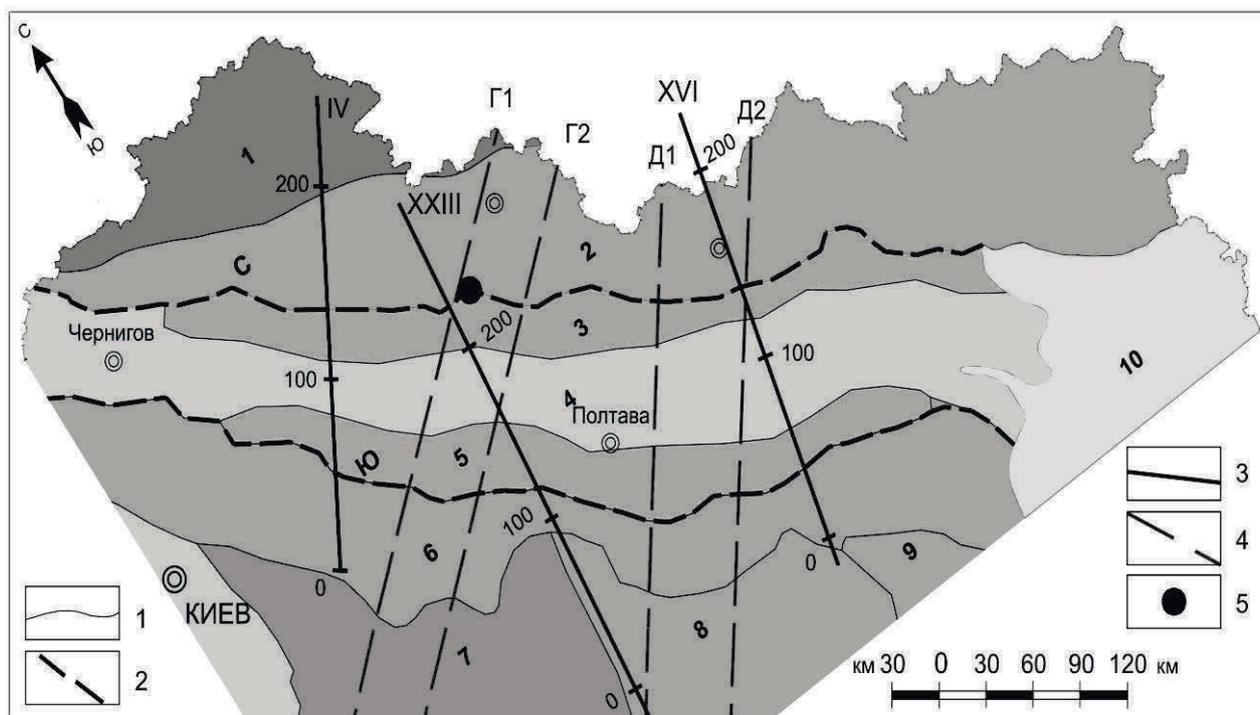


Рис. 1. Фрагмент схемы тектонического районирования Украины (по С.С. Круглову [5]): 1 – Воронежский массив; Днепровско-Донецкая впадина (палеорифт) – (2-6): 2 – Северная бортовая зона; 3 – Северная прибортовая зона; 4 – Центральная зона; 5 – Южная прибортовая зона; 6 – Южная бортовая зона; 7 – Ингульский; 8 – Среднеприднепровский и 9 – Приазовский мегаблоки Украинского щита; 10 – Складчатый Донбасс. С – Северный и Ю – Южный краевые разломы. Условные обозначения: 1 – границы геоструктур; 2 – краевые разломы; 3 – профили ГСЗ; 4 – мантийные линеаменты (по Соллогубу, 1986); 5 – землетрясение 03 февраля 2015 года

В целом ДДВ представляет собой наложенный осадочный бассейн, который заполняет глубоко погруженную часть консолидированного архейско-палеопротерозойского кристаллического фундамента [5]. Она входит в состав западного сегмента Сарматско-Туранского линеамента. Последний в пределах ВЕП отсекает Украинский щит (УЩ) от Русской плиты. Изученная часть осадочной толщи (от среднедевонских до четвертичных отложений) по мощности возрастает с запада на восток от 0,5 км в районе Брагинско-Лоевского выступа на границе с Припятским прогибом до 18-19 км на границе с Донецким складчатым сооружением. Аналогичное быстрое увеличение мощности осадочных образований происходит со склонов УЩ и Воронежской антеклизы в сторону осевой части впадины. Многоэтапное формирование впадины связано с изменениями тектонических режимов, которые вместе с активным галокинезом обусловили ее сложную многоэтажную структуру.

ДДВ состоит из следующих структур первого порядка: Днепровского грабена и симметрично расположенных вдоль него северного и южного бортов (рис. 1). Эти тектонические элементы разграничены так называемыми краевы-

ми разломами. В большинстве случаев они, по сути, являются системами узких ступенчатых блоков, которые по серии высокоамплитудных сбросов быстро погружаются в сторону осевой части впадины. Не исключена возможность наличия среди них взбросов времен ларамийской и, менее вероятно, заальской фаз складчатости. На тектонической карте Украины [5] краевые разломы трассируются по первому прямому сбросу со стороны бортов, который в большей части имеет большую амплитуду.

Северный борт впадины изучен значительно хуже, чем грабен, за исключением его юго-восточной части. Он характеризуется медленным нарастанием толщи осадочного чехла в сторону грабена. Углы наклона кристаллического фундамента увеличиваются в том же направлении от десятых градуса до $2 - 3^\circ$, а вблизи краевых разломов местами достигают $6-7^\circ$. Фундамент северного борта на отдельных участках вблизи Краевого разлома располагается на отметках ниже 5 км. В его наиболее изученной части закартирована плотная сеть прямых и обратных сбросов различной амплитуды, которые с краевым разломом близки по простиранию.

В пределах **северной прибортовой зоны** грабена по простиранию выделяются три подзоны: сложных дислокаций, моноклиальная и переходная. Первая из них начинается с восточных склонов Брусиловского выступа фундамента и заканчивается Валковской соляной структурой включительно. Дальше на востоке находится моноклиальная подзона, которая разделена переходной подзоной на две отдельные части: западную Змеевскую и восточную Сватовскую моноклинали. Переходная подзона наследует частично черты моноклиальной и сложных дислокаций. На ее территории проявляется активный галокинез и закартированы небольшие по размерам замкнутые поднятия, которые могут группироваться в короткие гряды. Северная прибортовая зона является продолжением северной зоны мелкой складчатости и переходной зоны Донецкого складчатого сооружения (по В.С. Попову).

В заключение характеристики тектоники ДДВ необходимо подчеркнуть, что она сама и ее тектонические элементы разных порядков формировались благодаря действию как вертикальных, так и горизонтальных движений, среди которых главенствующее место отводится первым. Наиболее наглядно проявления горизонтальных подвижек зафиксированы в юго-восточной части впадины.

Результаты глубинного сейсмического зондирования. Наличие в районе Сумского землетрясения возможной сейсмогенной зоны подтверждают следующие сейсмические разрезы ГСЗ [1].

1. На разрезе по профилю IV Пирятин-Талалаевка (Ильченко, 1997) в толще консолидированной коры выделена очень контрастная скоростная неоднородность (рис.2). Ее размеры равны 40 км по горизонтали и 25-30 км по глубине. Вдоль разреза положительные перепады скорости по отношению к прилегающим участкам достигают значений $+0.6 - +1.0$ км/сек. Принимая во внимание, что консолидированная кора, в целом, характеризуется преимущественно небольшими изменениями скоростей по горизонтали (как правило, не более 0.2 км/с), следует отметить, что подобная скоростная неоднородность представляет

собой контрастную аномалию. К тому же, в пределах данной неоднородности земная кора характеризуется уменьшенной мощностью (38 км) по сравнению со смежными участками разреза (47-48 км) (рис.2). В районе юго-западной границы неоднородности в 1905 г. зарегистрировано землетрясение [4].

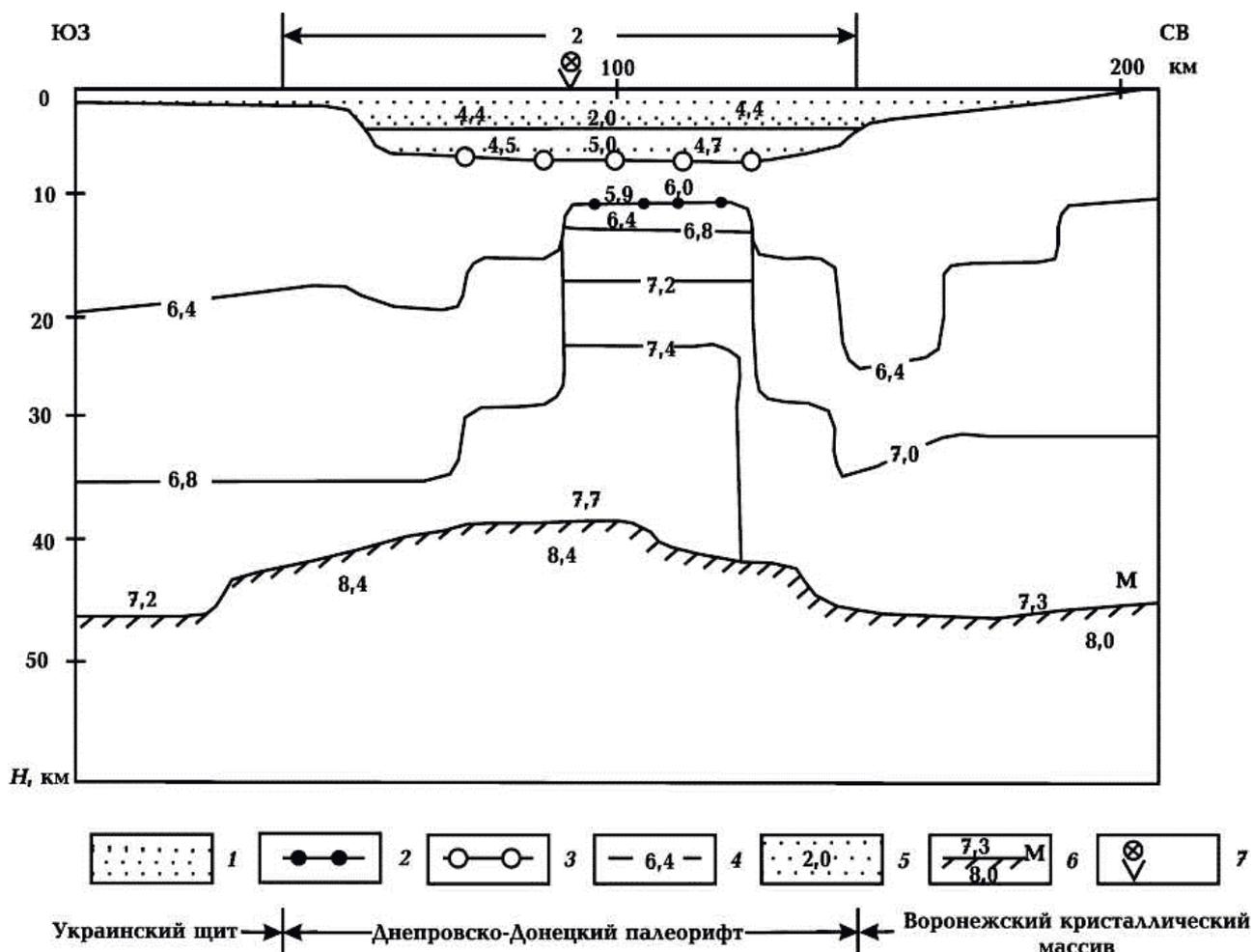


Рис. 2. Сейсмический разрез земной коры по профилю IV Пирятин – Талалаевка: 1 – осадочный чехол; 2 – архейско-раннепротерозойский фундамент; 3 – позднепротерозойский фундамент; 4 – изолинии скорости, км/с; 5 – скорости в осадочном чехле, км/с; 6 – раздел М; 7 – эпицентр землетрясения 1905 г. Цифры на разрезе: 7,2; 7,3; 7,7 – скорости в низах земной коры, км/с; 8,0, 8,4 – граничные скорости, км/с; 2 – предполагаемая сейсмогенная зона

2. В северо-восточной части профиля XVI Синельниково-Чугуев [Калужная и др., 2007] на ПК 150-190 (рис.3) прослеживается одновременное погружение к юго-западу поверхности кристаллического фундамента (амплитуда 7 км) и поверхности раздела М (амплитуда также 7 км). Кроме того, в этом районе зарегистрированы три землетрясения (период 1815-1913 гг.) [4], эпицентры которых проектируются на ПК 172. Все это, вместе взятое, повышает, на наш взгляд, вероятность регистрации новых землетрясений в окрестностях северо-восточной части профиля.

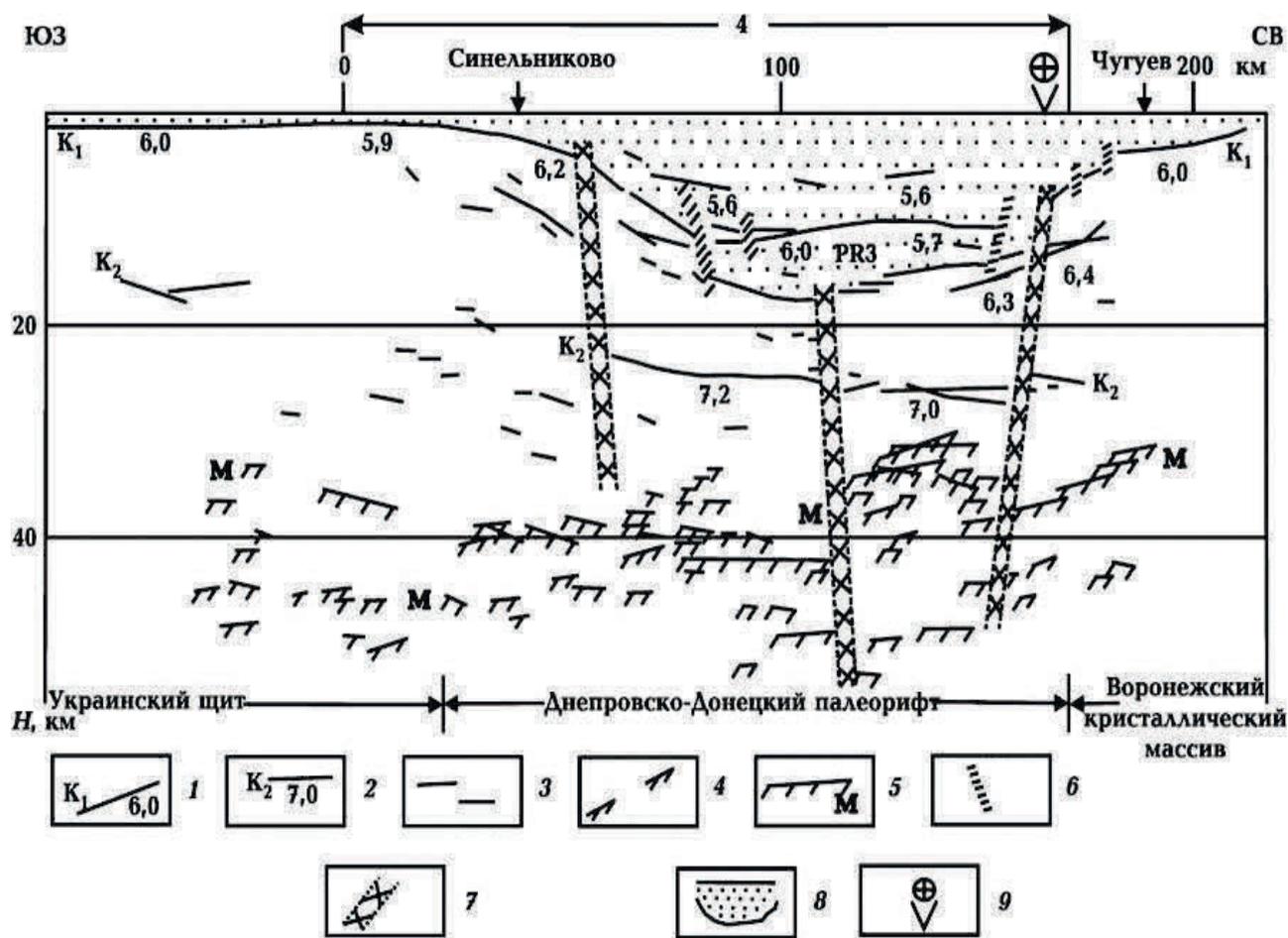


Рис. 3. Сейсмический разрез земной коры по профилю XVI Синельниково – Чугуев: 9 – эпицентр трех землетрясений в период 1815-1913 гг.; 4 – предполагаемая сейсмогенная зона. Остальные условные обозначения на рис. 4

3. Наибольший интерес представляет разрез по профилю XXIII Решетиловка-Синевка (Калужная, 1978) (рис.4). Во-первых, для выделения здесь возможной сейсмогенной зоны использовано четыре соответствующих критерия. Во-вторых, в окрестностях северо-восточной части профиля зарегистрировано Сумское землетрясение. Рассмотрим более детально геолого-геофизические характеристики литосферы области, в пределах которой произошло это сейсмическое событие.

Участок профиля XXIII, на который проектируется Сумское землетрясение, имеет следующие признаки или критерии, необходимые для выделения здесь сейсмогенной зоны: 1) резкое изменение вблизи Северного краевого разлома толщины земной коры на 5-10 км и более; 2) наличие блока с тонкой корой; 3) пересечение северного продолжения Криворожско-Кременчугского глубинного разлома (ККГР) и крупной мантийной разломной зоны северо-восточного простирания [5] (рис.1). В пределах этой зоны изменяются по горизонтали физические свойства вещества и происходят или происходили активные мантийные процессы (без вертикальных перемещений).

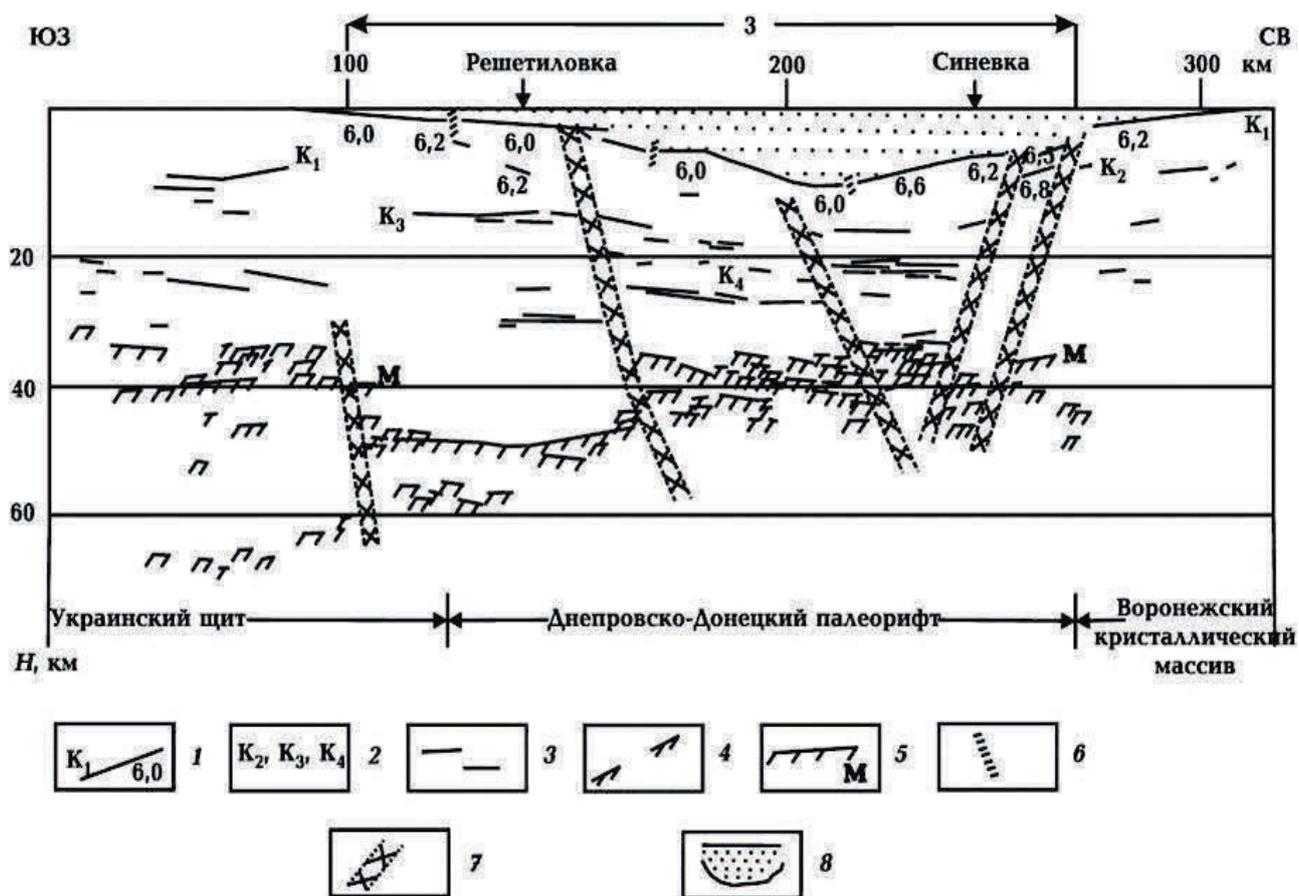


Рис. 4. Сейсмический разрез земной коры по профилю XXIII Решетилровка – Синевка: 1 – поверхность докембрийского фундамента, значения граничных скоростей, км/с; 2 – отражающие горизонты в толще кристаллической земной коры; 3 – отражающие площадки в земной коре; 4 – то же в верхней мантии; 5 – раздел М; 6 – тектонические нарушения по данным КМПВ; 7 – глубинные разломы по данным ГСЗ; 8 – осадочный чехол; 3 – предполагаемая сейсмогенная зона

Необходимо подчеркнуть, что линия профиля Решетилровка-Синевка пространственно совпадает с ККГР, вблизи которого в пределах Украинского щита в последние годы зарегистрирован ряд землетрясений [3]. Подобной активностью характеризуется также и мантийная разломная зона $\Gamma^1\Gamma^1$. Следовательно, район пересечения указанной зоны с ККГР предположительно может характеризоваться в будущем повышенным уровнем сейсмичности. Кроме того, очаг землетрясения находится в области сочленения северо-восточного борта палеорифта с южным склоном Воронежского кристаллического массива, где, согласно предположениям, высказанным в работе [1], уровень ожидаемой сейсмичности может быть выше по сравнению с юго-западным бортом.

С учетом регистрации Сумского землетрясения, которое произошло 03 февраля 2015 в 05:56 (по Гринвичу), предположение о возможном повышенном уровне сейсмичности в этом районе оказалось обоснованным, что, несомненно, повышает в будущем степень доверия к подобным прогнозам.

Выводы. Краткий анализ геолого-геофизических характеристик региона, прилегающего к очагу Сумского землетрясения 03 февраля 2015, показывает, что вероятность регистрации последующих местных землетрясений может быть оценена как повышенная по сравнению с сопредельными территориями (рис.1). К тому же, планируемая добыча сланцевого газа и нефти в будущем может значительно увеличить сейсмичность ДДП как по частоте реализации, так и по магнитуде землетрясений.

Этот прогноз авторов может подтвердиться, так как эксперты США прогнозируют, что сила подобных техногенных катастроф в штатах, где проводится активная разработка сланцевых месторождений, с каждым годом возрастет.

По данным USGS, с 2010 до 2014 гг. было зафиксировано около 450 землетрясений силой в 3 и более баллов, или в среднем более 100 в год. При этом в период наблюдений с 1970 по 2000 гг. среднее количество подобных землетрясений составляло около 20.

Список литературы

1. Трипольский А.А., Калюжная Л.Т., Трипольская В.А. Прогнозирование возможных сейсмогенных зон в Днепровско-Донецком палеорифте // Геофиз. журн. – 2012. – №1. – Т.34. – С.95-104.
2. Соллогуб В.Б. Литосфера Украины. Киев: Наук. думка, 1986. – 184 с.
3. Пустовитенко Б.Г., Кульчицкий В.Е., Пустовитенко А.А., Скляр А.М. Инструментальные и макросейсмические данные о процессах в очаговой зоне Криворожского землетрясения 25 декабря 2007г. // Геофиз. журнал. – 2010. – №2. – Т.32. – С.75–97.
4. Новый каталог сильных землетрясений на территории СССР с древнейших времен до 1975 г. / Под ред. Н.В. Кондорской и Н.В. Шебалина. М.: Наука, –1977. – 536с.
5. Тектоническая карта Украины. М-б 1:1 000 000. Пяснительная записка. – Киев: УкрНГРИ, 2007. – часть I – 95 с., часть II – 74 с.

*Рекомендовано до публікації д.г-м.н. Тяпкіним К.Ф.
Надійшла до редакції 15.11.2014*

УДК 553.41:550.387

© К.О. Змиевская

ОСОБЕННОСТИ РАСПРОСТРАНЕНИЯ РАЗРЫВНЫХ НАРУШЕНИЙ И ЛИНЕЙНЫХ КОР ВЫВЕТРИВАНИЯ И ИХ СВЯЗЬ С ЗОЛОТОРУДНОЙ МИНЕРАЛИЗАЦИЕЙ НА УЧАСТКЕ РУДОПРОЯВЛЕНИЯ СОЛНЕЧНОЕ (СОЛОНЯНСКОЕ РУДНОЕ ПОЛЕ)

Приведены результаты выделения разрывных нарушений, а также линейных кор выветривания участка рудопроявления Солнечное. Показана связь между жильными зонами и зонами прожилкования, выделенными на исследуемом участке, к которым чаще всего приурочена золоторудная минерализация и уровнем наблюдаемого естественного импульсного электромагнитного поля Земли.

Наведено результати виділення розривних порушень, а також лінійних кор вивітрювання ділянки рудопрояву Сонячний. Показано зв'язок між жильними зонами і зонами прожилкування, що виділені на досліджуваній ділянці, до яких найчастіше приурочена золоторудна мінералізація і рівнем спостережуваного природного імпульсного електромагнітного поля Землі.

The results highlight the faults and linear weathering crust section of ore Solnechnoe. The connection between vein zones and zones of veinlets allocated in the target area, which is most often confined gold mineralization and the level of natural impulse electromagnetic field of the Earth.

Актуальность. В 2012-2013 гг. на участке месторождения Сергеевское Солонянского рудного поля были выполнены исследования естественного импульсного электромагнитного поля Земли (ЕИЭМПЗ) с целью выделения разрывных нарушений и связанных с ними линейных кор выветривания. Данная работа базировалась на результатах опубликованных ранее исследований по изучению отражения разрывных нарушений в наблюдениях ЕИЭМПЗ Й.С. Белым, М.М. Довбничем, О.В. Орлинской, Д.С. Пикареной, А.Б. Посудиевским, В.П. Солдатенко и другими.

История проблемы. В 2009г. В.П. Солдатенко и др. [1], была опубликована физико-геологическая модель тектонического нарушения. Авторами было убедительно показано, что по данным ЕИЭМПЗ, выделяются разрывные нарушения и приуроченные к ним зоны гидротермально-метасоматической минерализации. Кроме того, было доказано, что при увеличении мощности перекрывающих пород снижается четкость и выразительность аномалий.

Объектом исследования являются разрывные нарушения и связанные с ними линейные коры выветривания участка рудопроявления Солнечное.

Целью данной работы является установление закономерностей распространения разрывных нарушений и линейных кор выветривания, а также их связь с золоторудной минерализацией на примере рудопроявления Солнечное.

Изложение результатов исследования. Рудопроявление Солнечное расположено в пределах Солонянского рудного поля, на западном фланге Андреевского участка, на левом берегу р. Тритузная. В геологическом плане рудопроявление Солнечное приурочено к северному эндо-экзоконтакту Южно-Петровского разлома. Рудопроявление Солнечное приурочено к клиновидной полосе интенсивно катаклазированных и измененных осадочно-вулканогенных и вулканогенных образований нижней части разреза аполлоновской толщи, прорванных серией субпараллельных даек кислого состава – субвулканитов сурского комплекса. С юга комплекс пород ограничен Южно-Петровским субвулканическим телом запад-северо-западного простирания, которое контролируется Южно-Петровским разломом северо-западного направления. С северо-востока толща ограничена Западно-Андреевским разломом северо-западного простирания [3].

Рудопроявление Солнечное осложнено нарушениями разных рангов субширотного, меридионального и диагональных направлений.

В настоящее время проводятся геологические исследования золоторудной минерализации в пределах данного рудопроявления. Доказано [3], что они тяготеют к жильным зонам, выполненным метасоматитами березит-лиственитового

типа, в основном, сульфидизированными, которые в большинстве своем являются линейными корами выветривания.

Для выделения разрывных нарушений и линейных кор выветривания, к которым приурочены жильные зоны, нами использовался метод наблюдения ЕИЭМПЗ. Наблюдения плотности потока ЕИЭМПЗ выполнялись по методике, описанной ранее [2, 4, 5].

Площадка исследований представляла собой неправильный прямоугольник с граничными точками А, В, С, D, вынесение которых, как и профилей наблюдения (I-XI) на дневную поверхность участка, выполнялось с помощью навигатора GPS map 60 CSX Garmin (точность ± 5 м) (рис.1).

Размеры площадки исследования: 200÷230÷200÷222 м.

Объем выполненных наблюдений: общее количество профилей – 11. Количество точек на профиль - 13. Общее число физических точек- 143 точки. Объем полевых работ – 2860 п.м.

С целью снижения влияния техногенных и природных помех, а также подтверждения достоверности полученных данных и контроля воспроизводимости результатов, были произведены повторные наблюдения в объеме 20 % от общего числа физических точек.

На рис. 1 приведена схема расположения профилей наблюдения ЕИЭМПЗ участка рудопроявления Солнечное М 1 : 2 000.

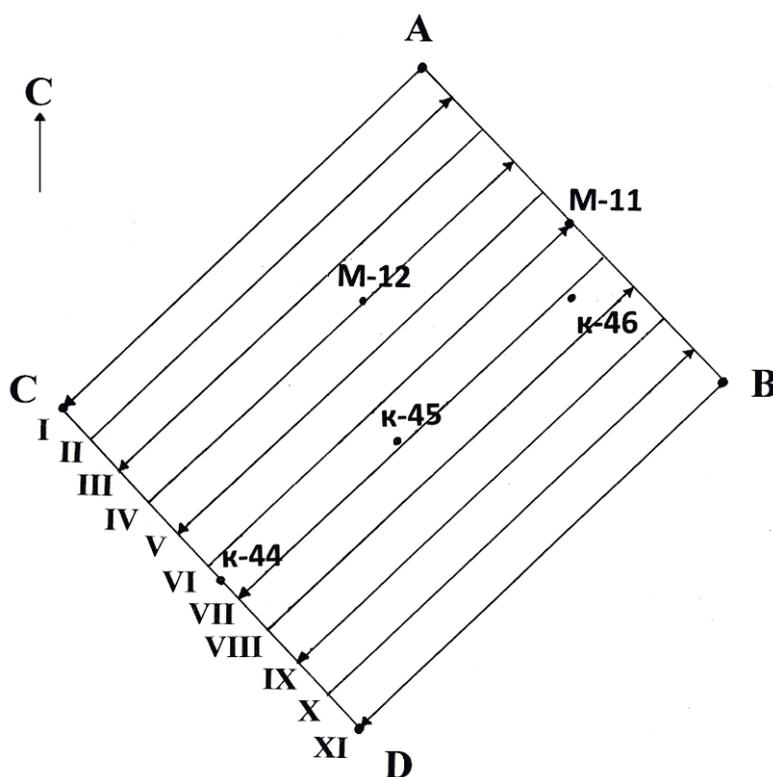


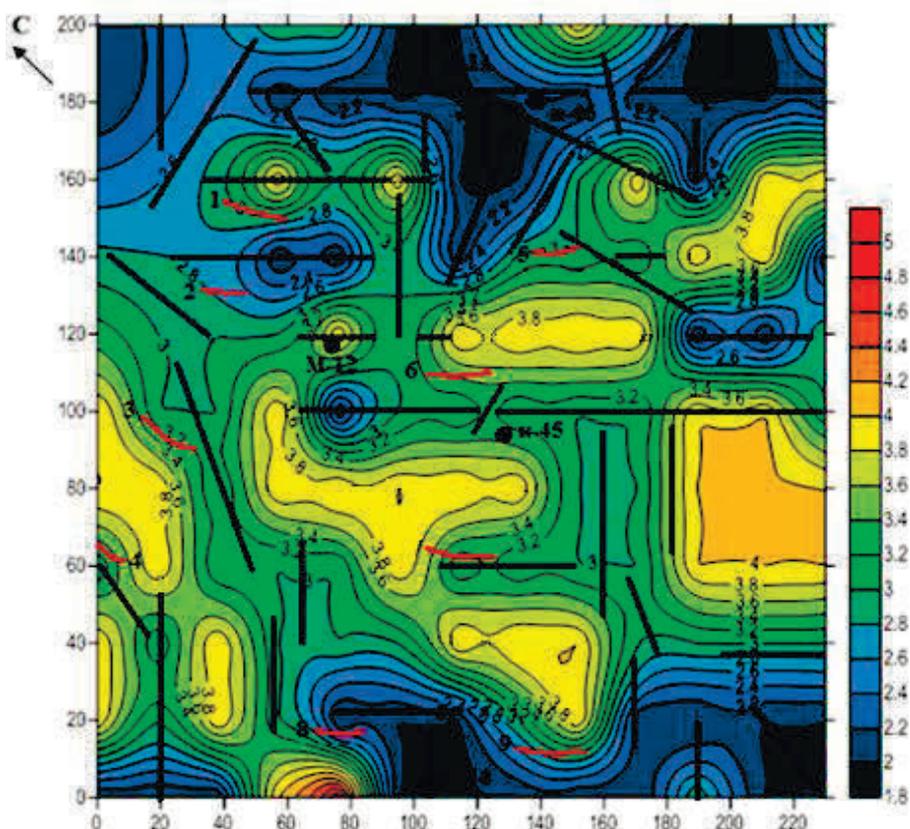
Рис. 1. Схема расположения профилей наблюдения ЕИЭМПЗ участка рудопроявления Солнечное М 1 : 2 000: II – номер профиля; D – граничная точка площадки; М-11 – буровая скважина, ее номер; \longrightarrow – направление хода

Участок съемки ЕИЭМПЗ характеризуется значительной техногенной нагрузкой в виде высоковольтной линии электропередач (ЛЭП). Кроме того, отмечается высокий уровень природных электромагнитных помех. Были исключены периоды, когда наблюдались ураганные значения регистрируемого поля.

Данные наблюдений были обработаны с помощью программного обеспечения Golden software Surfer 9. Затем, по этим данным были построены схемы плотности потока ЕИЭМПЗ на участке исследования.

На построенной схеме плотности потока ЕИЭМПЗ, выделялись разрывные нарушения и линейные коры выветривания с учетом методики, разработанной К.Ф. Тяпкиным [6], а также на представлениях модели формирования сигнала над зонами разрывных нарушений и линейными корами выветривания [2].

Положение проекций жильных зон на участке исследования рудопроявления Солнечное, показано на рис 2.



-  Изолинии плотности потока ЕИЭМПЗ, у.е. (условные единицы)
-  Оси выявленных разрывных нарушений
-  Жилы и прожилки кварц-карбонатного, хлорит-карбонат-кварцевого состава, метасоматиты березит-лиственитового типа

Рис. 2. Схема плотности потока ЕИЭМПЗ с выделенными на ней разрывными нарушениями и линейными корами выветривания на участке рудопроявления Солнечное и положением жильных зон М 1 : 2 000

В северо-западной и северо-восточной частях прослеживается однородный рисунок поля.

Центральная часть площадки исследования характеризуется зонами повышенных значений, имеющих, в основном, диагональные азимуты простирания.

По результатам съемки ЕИЭМПЗ, были выделены и трассированы аномальные зоны пониженных значений, соответствующие разрывным нарушениям и линейным корам выветривания. Азимутами простирания выделенных структур: 12°, 25°-30°, 40°, 45°, 70°-75°, 90°, 315°, 340°-345°, оси которых вынесены на схеме плотности потока ЕИЭМПЗ.

Доминирующим направлением на участке является северо-западное направление (315°-320°), что совпадает с направлением Южно-Петровского разрывного нарушения.

При сопоставлении полученных азимутов простирания разрывных нарушений и линейных кор выветривания участка исследования с азимутами простирания фрагмента участка Среднеприднепровского мегаблока тектонической карты Украины [7], представлены в таблице 1.

Как видно из табл. 1, доминирующими направлениями развития разрывных нарушений, являются направления граничного разлома – Криворожско-Кременчугского (12°) и широтно-меридиональное (0-90°).

Таблица 1

Азимуты простирания разрывных нарушений и линейных кор выветривания участка рудопроявления Солнечное и СПМБ, выделенных по данным тектонической карты Украины [7] и результатам съемки ЕИЭМПЗ

Среднеприднепровский мегаблок [7]	Солнечное рудопроявление (по данным ЕИЭМПЗ)
0°-360°	-
-	-
12°	12°
17° и 290°	-
25°	25°
30° и 300°	30°
35° и 305°	-
40°-45° и 310-315°	40°-45° и 315°
50° и 320°	-
-	-
-	70°-75° и 340°-345°
85°	-
90° (270°)	90° (270°)
-	-

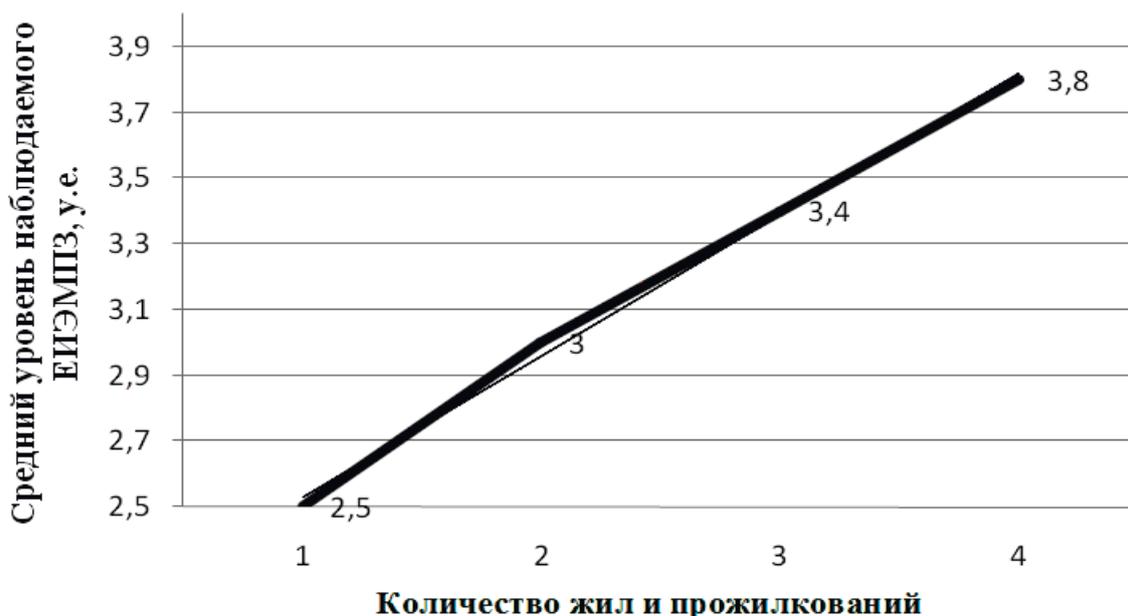
330°-335°	-
340°	-
350°	-

При рассмотрении связи разрывных нарушений, выделенных по результатам наблюдения ЕИЭМПЗ с золоторудной минерализации, которая приурочена к жильным телам, было установлено, что все 9 жильных зон, выявленных на территории исследуемого участка, тяготеют к пониженным значениям наблюдаемого ЕИЭМПЗ.

По данным бурения, в скв. М – 11 золотосодержащие породы вскрыты на глубине 226,0 м, среднее содержание золота составляет 1,1-1,5 г/т. В результате проецирования скважины М – 11 на полученную схему плотности потока ЕИЭМПЗ, было установлено, что золото в скважине тяготеет к зонам пониженных значений – 2,2-2,4 у.е.

В скважине М – 12 золотосодержащие породы вскрыты на глубине 176,1 м, со средним содержанием золота 0,2-1,1 г/т. При проецировании скважины М – 12 на полученную схему плотности потока ЕИЭМПЗ, также прослеживается приуроченность золоторудной минерализации к пониженным значениям ЕИЭМПЗ (2,8-3 у.е.).

Далее, для изучения связи между уровнем наблюдаемого ЕИЭМПЗ и положением жильных зон и зон прожилкований, был построен график и получено линейное уравнение связи, приведенные на рис. 3.



$y = 0,43x + 2,1$, где: x – количество жил и прожилков, y – уровень поля ЕИЭМПЗ (у.е.)

Рис. 3. График связи количества жильных зон и зон прожилкований и уровня наблюдаемого ЕИЭМПЗ

В зонах наблюдаемых пониженных значений ЕИЭМПЗ, характерных для линейных кор выветривания и разрывных нарушений, количество выделяемых зон прожилкований и жильных зон возрастает при возрастании уровня поля в выделенных зонах.

Выводы

1. По результатам наблюдений ЕИЭМПЗ, на участке рудопроявления Солнечное, выделены линейные структуры, которые представлены разрывными нарушениями и линейными корами выветривания, характеризующиеся зонами пониженных значений поля (менее 3,6 у.е).

2. Выделены разрывные нарушения и линейные коры выветривания участка рудопроявления Солнечное. Определены их азимуты простирания: 12°, 25°- 30°, 40°, 45°, 70-75°, 90°, 315°, 340°-345°.

3. Азимуты простирания разрывных нарушений и линейных кор выветривания фрагмента участка рудопроявления Солнечного совпадают с основными направлениями азимутов простирания нарушений Среднеприднепровского мегаблока Украинского щита.

4. Установлена связь между жильными зонами, зонами прожилкования, выделенными на фрагменте Солнечного рудопроявления, к которым чаще всего приурочена золоторудная минерализация, и уровнем наблюдаемого поля: $y = 0,43x + 2,1$.

Список литературы

1. Солдатенко, В.П. Моделирование геофизических полей над зонами гидротермально-метасоматически измененных пород [Текст] / В.П. Солдатенко, М.М. Довбнич, Д.С. Пикареня // Науковий вісник НГУ. - № 3, 2009. – с. 38-43.
2. Патент на корисну модель. Україна, МПК G01V 3/00. Спосіб виявлення розривних порушень у кристалічних породах / Змієвська К.О.; заявник і патентовласник Змієвська К.О. - u 201500013; заявл. 05.01.2015; опубл. 25.06.2015, Бюл. №12/2015.
3. Сукач, В.В. Типізація золоторудних об'єктів Солонянського рудного поля [Текст] / Сукач В.В., Л.В. Ісаков, М.Т. Цима // Науковий вісник НГУ. - № 9, 2005. - С. 10-15.
4. Додатко А.Д. Особенности линейных кор выветривания и тектонических нарушений высоких порядков на примере месторождения Сергеевское Солонянского рудного поля // А.Д. Додатко, К.О. Змиевская // Збірник наукових праць Національного гірничого університету. – Дніпропетровськ: НГУ, 2013. – № 42. – С. 11-17.
5. Змиевская К.О. Анализ золоторудной минерализации и уровня наблюдаемого естественного импульсного электромагнитного поля Земли на примере участка Сергеевского месторождения / К.О. Змиевская // Збірник наукових праць Національного гірничого університету. – Дніпропетровськ: НГУ, 2015. - № 46. С. 18-24.
6. Тяпкин К.Ф. Изучение тектоники докембрия геолого-геофизическими методами. – М.: Недра, 1972. – 258 с.
7. Гурский, Д.С. Тектонічна карта України М 1:1 000 000 [Карты] / Д.С. Гурский,
8. С.С. Круглов [та ін.] // К.: Державна геологічна служба. - 2004.

*Рекомендовано до публікації: д.геол.н. Барановим П.М.
Надійшла до редакції 23.09.2014*

USE OF THE LOST SEISMIC INFORMATION ABOUT UPPER PART OF GEOLOGICAL STRUCTURE FOR THE NOT PROSPECTING PURPOSES

Показаны результаты переобработки потерянной в процессе поисков углеводородов сейсмической информации для картирования скоростной характеристики (скорости продольных волн) верхней части геологического разреза для сокращения дорогостоящих инженерно-поисковых работ для промышленного и гражданского строительства и успешного развития точного земледелия на территории нефтегазовых регионов.

Показано результати переобробки втраченої в процесі пошуків вуглеводнів сейсмічної інформації для картування швидкісної характеристики (швидкості поздовжніх хвиль) верхньої частини геологічного розрізу для скорочення дорогих інженерно-пошукових робіт для промислового та цивільного будівництва та успішного розвитку точного землеробства на території нафтогазових регіонів.

The results of reprocessing of the lost (in hydrocarbon prospecting process) seismic information for the mapping of velocity characteristic (velocity of longitudinal waves) of the upper part of geological structure for reduction of expensive engineering-prospecting works for industrial and civil construction and for successful development of precise agriculture on the territory of oil and gas regions is shown.

Introduction

The oil and gas regions of Ukraine and Russia is densely covered with geological-geophysical prospecting, including seismic survey for the hydrocarbon prospecting purposes. This information may be used not only for the geological prospecting purposes, but also for drawing up projects for carrying out engineering-prospecting works for industry and agriculture. It is traditionally considered that the upper part of a geological cross section has no the useful prospecting information and it's only hindrance in seismic data processing and integrated interpretation of geologic and geophysical data. But other opportunities may be realized.

Main objective is reprocessing of the last seismic data of hydrocarbon prospectings for the mapping of velocity characteristic of the upper part of geological structure for reduction of expensive engineering-prospecting works for industrial and civil construction oil and gas regions and for the spatial prognostication of changes of humidity of soil and subsoil layers for implementation of precise agriculture.

Processing of velocity data about the upper part of geological structure

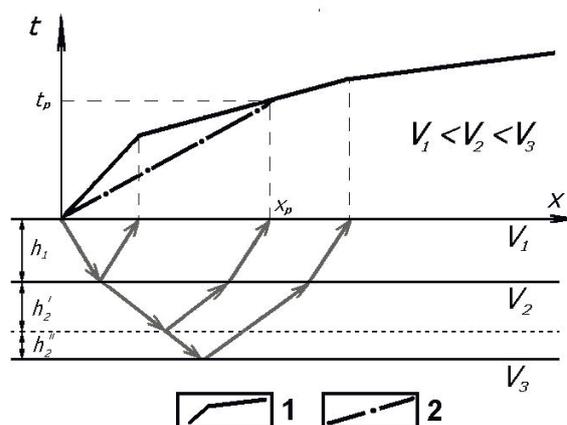


Fig. 1. Refraction travel-time curves of the first wave arrival from model section (1) and conditional layer (2).

This is determination of velocity characteristic of the upper part of a geological cross section for any seismic systems and energy sources (up to depth of tens of meters) without any additional special works in this part of geological section. The process is based on use of estimation of average velocity at the upper part of a geological cross section (up to depth h_1+h_2' , see Fig.1). The estimation of average velocity is carried out on times of the first wave arrival from the common range trace section on the distances, commensurable with thickness of the upper part of geological structure. The process uses the times of the first wave arrival of any types of registered waves (refracted, reflected etc.) and does not depend on curvature of borders of the investigated upper part of geological structure. For the mapping the results of calculations of estimated velocity in real points of geophysical surveys are interpolated to a regular grid.

This technology (on the basis of 2D and 3D seismic surveys of method common-depth point – CDP) was successfully applied on territory of North-West Siberia, where the upper part of a geological cross section consists from low-velocity top part of near surface layer and high-velocity upper part of thick permafrost layer (up to depth of 500 meters) with vertical and horizontal "mosaic" structure [1].

The mapping of velocity characteristic of the upper part of geological structure (on an example of North-West Siberia)

North-West Siberia is one of the most important Russian oil and gas regions. Now Russia satisfies 25 % of world demand for natural gas and 10 % – for oil and the main further prospect is development to commercial level of the production capacity of hydrocarbon deposits of North-West Siberia and Arctic off-shore. By 2020 in Russia the production of natural gas is planned at the level of 750 billions m^3 , from which 175 billions m^3 will be from new gas region – Yamal peninsula (North-West Siberia). Already about two hundred hydrocarbon deposits are found here. The huge reserves of natural gas (~ 42415 billions m^3) are concentrated on the territory of North-West Siberia. The development to commercial level of the production capacity of new hydrocarbon deposits of Yamal peninsula is the important step on way to the Russian Arctic off-shore (6,2 millions km^2) with total prospective reserves – 15,25 billions tons of oil and – 84500 billions m^3 of gas.

The large-scale industrial opening up of this region is impossible without construction of new objects for production, processing and transportation of hydrocarbon (not only on West, but also through East Siberia to China, Southern Korea, Japan) and also development of railway, auto and other transport networks. These objects will steadily function only if their foundations will be designed on the depths, where the temperature mode is saved within all year and density does not change. Many accidents and damages took place during last years at North-West Siberia because of unexplored heterogeneity of the upper part of a geological cross section – permafrost layer and first of all because of thawing of this layer under the foundations of different engineering objects. For the estimation of suitability of concrete site of permafrost layer for the construction (structural-tectonic conditions of the site, stable foundation, ability to deformation and

filtration etc.) is possible to use the near surface geophysical information – seismic data about the velocity characteristic of this layer.

The North-West Siberia is densely covered with geological-geophysical prospecting. There are ~16 thousand prospecting wells (total depth ~40 millions meters) and 63 thousand 2D seismic survey profiles (total length ~1,25 millions kilometers) on this territory already. By reprocessing of 2D seismic data for last 15-20 years the map of longitudinal waves velocities at the upper part of geological structure (scale 1:200000) is constructed for the most part of territory of North-West Siberia [1]. Now the map is ready on territory ~37,5 thousand km² (Fig.2).

Interpretation of velocity data about the upper part of geological structure with heterogeneous thick permafrost layer

The sites of the increased thickness of a permafrost layer (sites with increased velocity of longitudinal waves) and the sites of its almost complete absence – so-called “the zones of thawing” (sites with the lowered velocity) are well shown on our map of velocity characteristic of the upper part of geological structure. “The zones of thawing”

spatially coincide with some meandering rivers (in conditions of North-West Siberian marsh tundra) or with much traffic railways and motorways. The fragment of regional map of velocity of longitudinal waves at the upper part of geological structure along railway line Novy Urengoy – Nadym is illustrated on Fig.3a (light points). This line is located on border “zone of thawing” and frost zone. As a result deformations of the railway often take place because of seasonal and century fluctuations of temperatures. On this part of the railway line the constant speed restriction (no more than 20-30 kms/hours) is

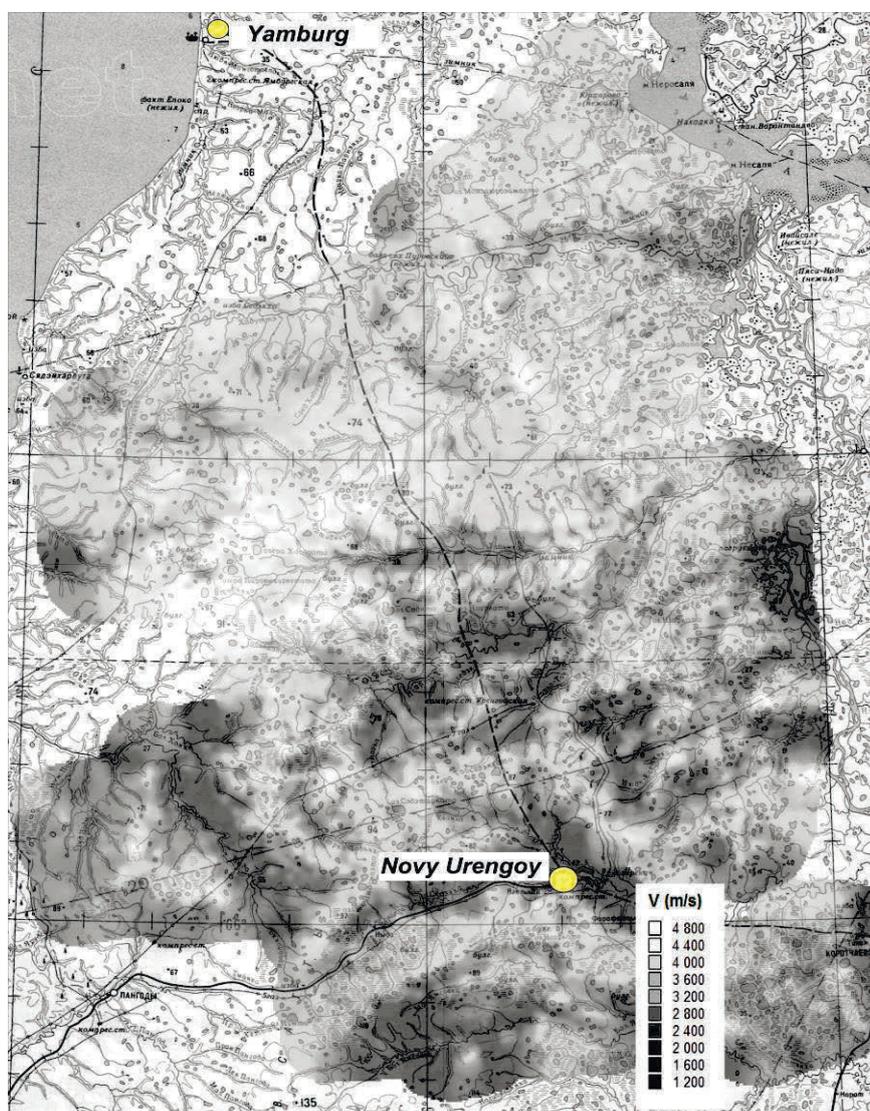


Fig. 2. The territory of North-West Siberia with already of available regional map of velocity of longitudinal waves at the upper part of geological structure

ordered because of possible deformations of the way and wrecks.

And also some “the zones of thawing” are the large territories with borders, which do not coincide with the rivers. It may be the display of some tectonic blocks of Earth crust, which have various modern geodynamic characteristics. (The fragment of the map of velocity characteristic of the upper part of geological structure, where territory along the rivers is not “the zone of thawing”, but even frost zone in river-heads is shown on Fig.3b.) It is the additional opportunities for mapping of fault-block tectonics of the region and estimation of the appropriate hydrocarbon prospects [2]. The earth's crust (lithosphere) is cut by the systems of subvertical faults having complicated hierarchy, starting with planetary faults and down to faults confining the blocks to several kilometers and even several meters.

The intersection of faults of various ranks and directions results in very mixed picture of lithosphere blocks, the horizontal dimensions of which are incomparably small with respect to the vertical ones. The analysis of geomorphological indications of the revealed faults has allowed to determine their fragments, which stirring up at the newest time. The important role of the tectonic information in researches of the top part of a geological section, soil and vegetation is possible to illustrate with results of previous researches. The interrelation of radioactive pollution of the upper part of geological structure, vegetation and agricultural goods, superficial and underground waters with Precambrian bedrock faults on the example of Kirovograd region of Central Ukraine (main center of uranium mining in Ukraine) was earlier shown [3].

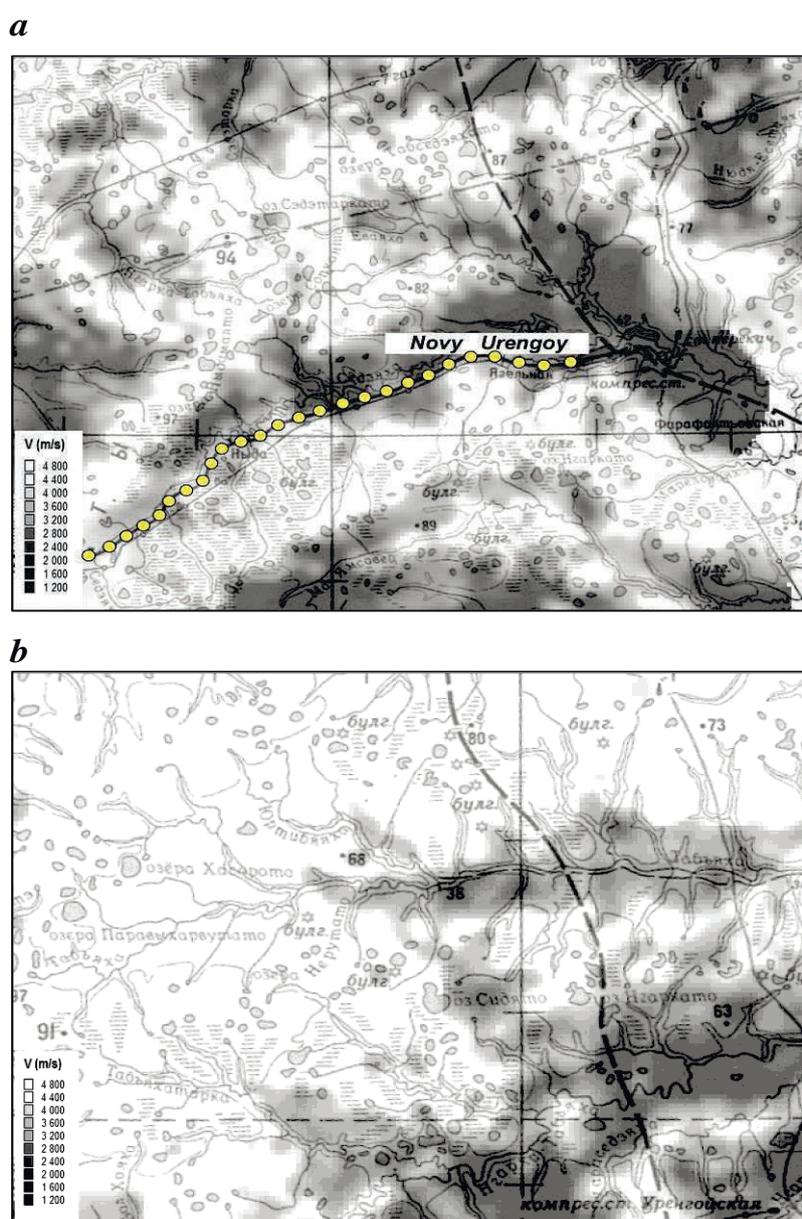


Fig. 3. The fragments of regional map of velocity of longitudinal waves at the upper part of geological structure: along dangerous part of railway line Novy Urengoy – Nadym (a) and along the rivers with absence of “the zones of thawing” (b).

The determined velocity characteristic of permafrost layer at the upper part of geological structure also represents potential interest for researches of gas accumulation in this layer. The total prognosis of gas resources in permafrost layer in Russia (for local gas supply in Arctic regions) are ~17000 billions m³ [4].

The map of velocity characteristic of the upper part of geological structure (based on seismic data densely covering the territory) is easily recalculated to the density (durability/stability) and engineering characteristics. It isn't only significant reduction of expensive engineering-prospecting works for construction of new industrial and civil objects, but also essential increase reliability and completeness of the initial data for drawing up a projects for carrying out these works, and also for prognosis negative ecological influences of the projected objects and organization of system of geocological monitoring in the natural-technogenous conditions of Arctic North.

The choice of concrete sites (outside of "the zones of thawing") for construction of objects of an industrial infrastructure (objects of support of drilling and preliminary processing of gas, underground gas storehouses, minifactories of the liquefied gas etc.) with social-civil objects is prime modern tasks of industrial opening up of new gas region – Yamal peninsula. However regional seismic data CDP of 2D is not enough for the complete solution of these tasks. And the use for mapping of velocity characteristic of the upper part of a geological cross section of the detailed seismic data CDP of 3D (the network of profiles (300-500)×(400-500) m, nominal overlap 30×-42× for bins 25×25 m) is necessary. The map of velocity characteristic of the upper part of geological structure on a basis of the detailed seismic data CDP of 3D is by much more detailed (Fig.4).

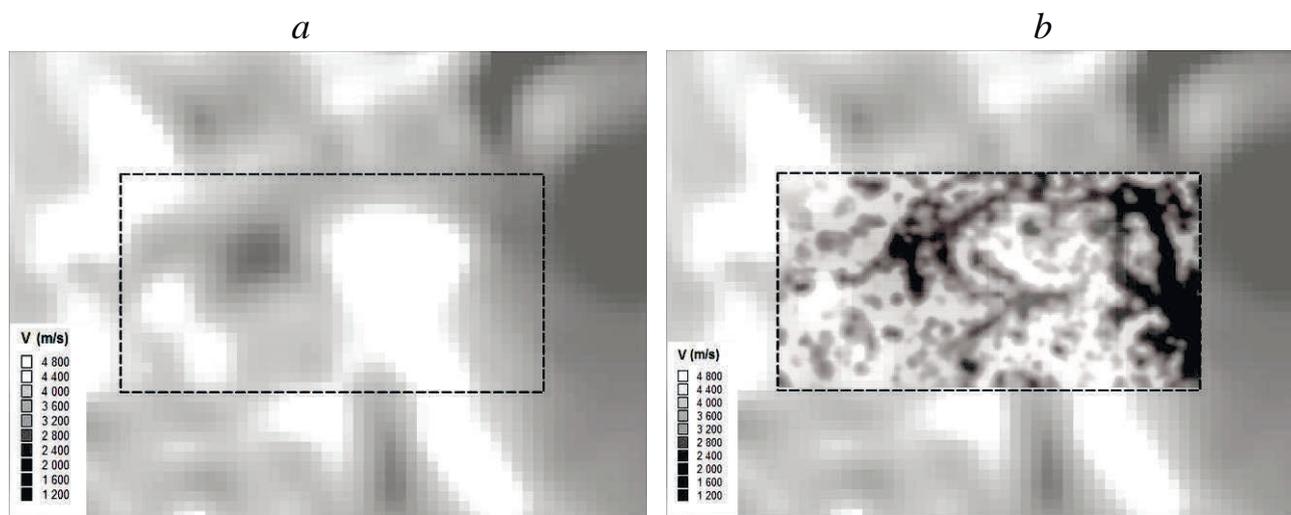


Fig. 4. The fragment of regional map of velocity of longitudinal waves at the upper part of geological structure on the basis of seismic data CDP of 2D (a) and the central part – of 3D (b).

Such detailed maps already begin to be used for planning lines and stations of railway, motorways and gas pipelines (with compressor stations) outside of “the zones of thawing” or with the minimal crossing with them. Also these detailed maps are used for the choice of concrete places for construction of railway bridges outside of “the zones of thawing” of the river-bed without erection of local dams for

construction of bridge piers (only with drilling of bore holes up to depth 20-40 m in permafrost). It is more economically and also saves ecosystem of the rivers.

The customer of the mapping of velocity characteristic of the upper part of geological structure may be not only regional and local governments, but the oil and gas companies, which earlier ordered seismic researches on own license sites. It's the real opportunity of essential economy in these companies with engineering researches for the subsequent construction of industrial and transport infrastructures. And as a result it is increase of profitability of the hydrocarbons production projects and reduction of the price of oil and gas not only in conditions of North-West Siberia, but also in other regions with Arctic climate, including Alaska (Northern America).

Use of the mapping of velocity characteristic of the upper part of geological structure for development of precise agriculture

The map of velocity characteristic of the upper part of geological structure (based on seismic data densely covering the steppe agricultural territories of Ukraine and Russia) is easily recalculated to the density and humidity. Therefore new perspective way of use of the maps is an agriculture of steppe zones and, first of all, precise agriculture. Here with these maps the research and spatial prognostication of changes of humidity of soil and subsoil layers (both on a horizontal and up to concrete depth) is possible. For these purposes the estimation of average velocity at the upper part of a geological cross section on times of the first wave arrival from the common range trace section on the different fixed distances are used. It allows to research features of a structure of the upper part of geological cross section on concrete depths (really – up to these depths). The comparison and joint research of the appropriate maps of velocity characteristic of the upper part of geological structure enables to define and to predict spatial changes of humidity and to find out its sources (origin): natural (including tectonic) or technogenous – for planning and realization of agricultural activity.

Mapping and interpretation of velocity characteristic of the upper part of a geological cross section may be shown on an example of the central part of Volgograd region (Fig.5) – one of the agricultural leaders of Russia [5]. The soil-climatic conditions and large sizes of farmland the Volgograd region (total area of the land – 8,8 millions hectares, including – 5,9 millions hectares of ploughed field) allow actively to develop here powerful agriculture. High potential for the further increase (annually on 5% till 2025) of agricultural production takes place here. But the region is located in a zone of risky agriculture because of a droughty climate. And one of the most critical factors, which constrain development of an agriculture in this region, is a small area of irrigation (only 2,5% of farmland). The significant development of irrigation systems is necessary.

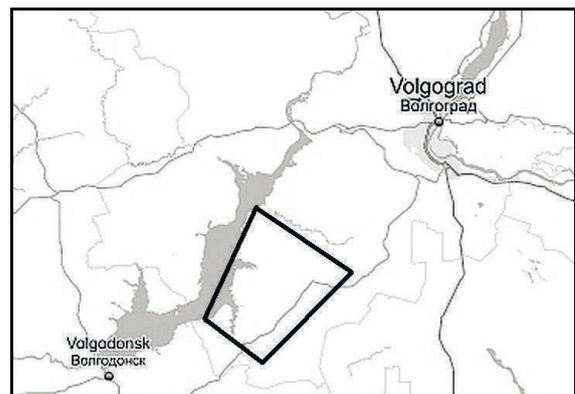


Fig. 5. The site of researches of velocity characteristic of the upper part of a geological cross section at the central part of the Volgograd region.

The sites with the increased humidity are displayed on the map by anomalies of increased velocity of longitudinal waves at the upper part of a geological cross section. As a rule it is lowered sites of rivers valleys. Towns and villages (with traditional problems of technogenous raising of underground waters level) increase intensity and area of these anomalies (Fig.6). Higher and more dry sites (on a natural status) are displayed on the map by anomalies of the lowered velocity of longitudinal waves at the upper part of a geological cross section. The new sites of abnormal humidity of technogenous origin are well shown on this background by changes of the velocity characteristic of the upper part of a geological cross section. The zones **A** of lowered velocity on height slope (Fig.6) are sites of draining influence of main irrigation channel.

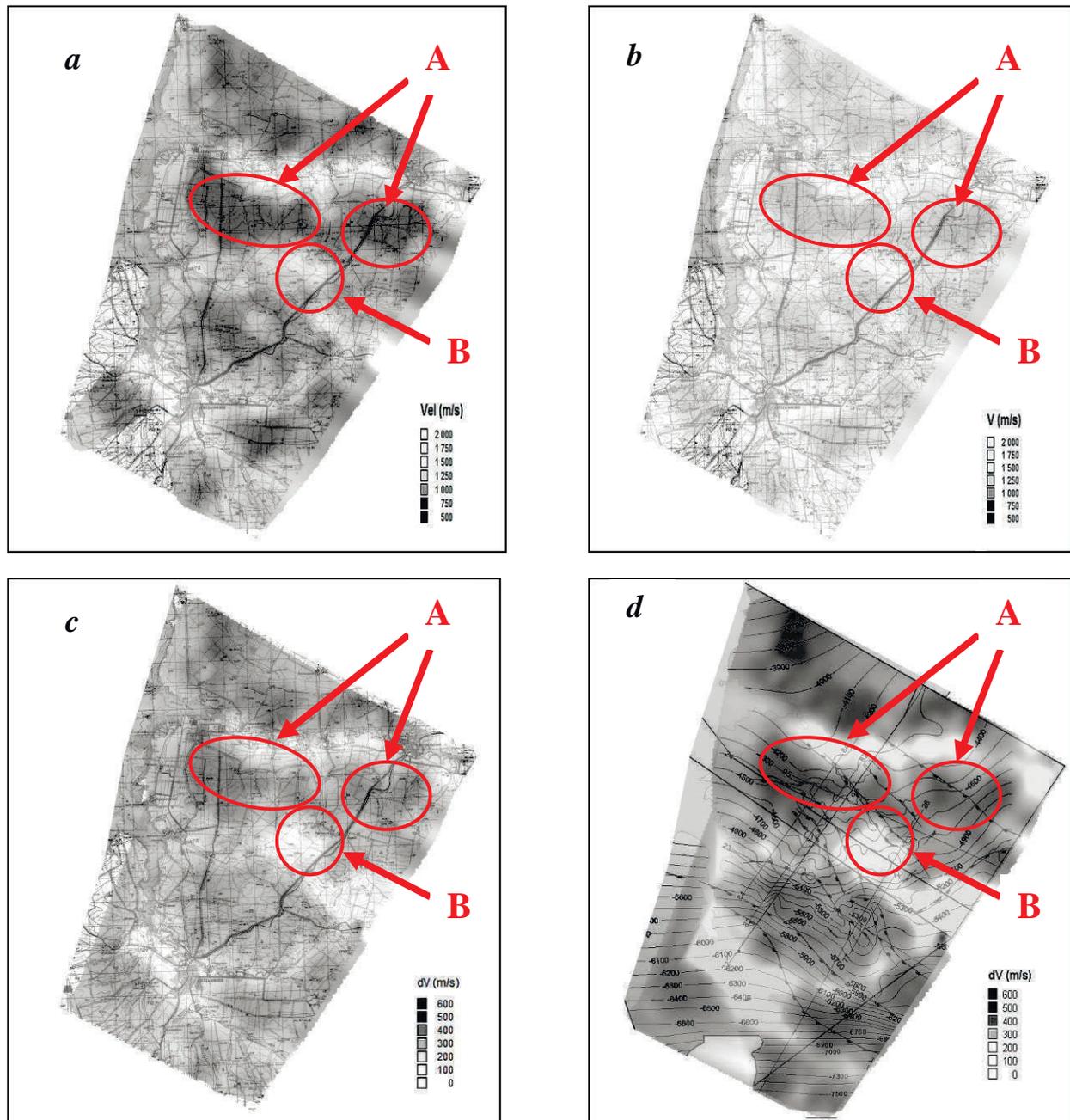


Fig. 6. The fragments of map of velocity of longitudinal waves at the upper part of geological structure up to depth ~10-15 m (*a*), ~40-45 m (*b*), in an interval of depths from 10-15 m till 40-45 m (*c*), the same with basic structurally-tectonic features (*d*).

The contrast of these anomalies decreases with increase of depth of research (Fig.6,*a,b*) because their sources is very close to a surface. Also it is illustrated on Fig.6,*c* by significant anomalies of a difference of velocity on small and large depths. And the zone B at the upper part of height is characterized of the increased velocity (and accordingly – increased humidity) because of a site on the tectonic block limited to northwest faults (Fig.6,*d*). Here difference of velocities on small and large depths (as well as for abnormal sites of valleys of the rivers along the basic fragments of faults) changes a little.

Conclusions

The upper part of geological structure is not only complication at processing the geophysical information, but also it's the source of useful near surface geophysical information for drawing up projects of construction of objects of industrial, transport and social infrastructures, effective development of an agriculture and first of all precise agriculture.

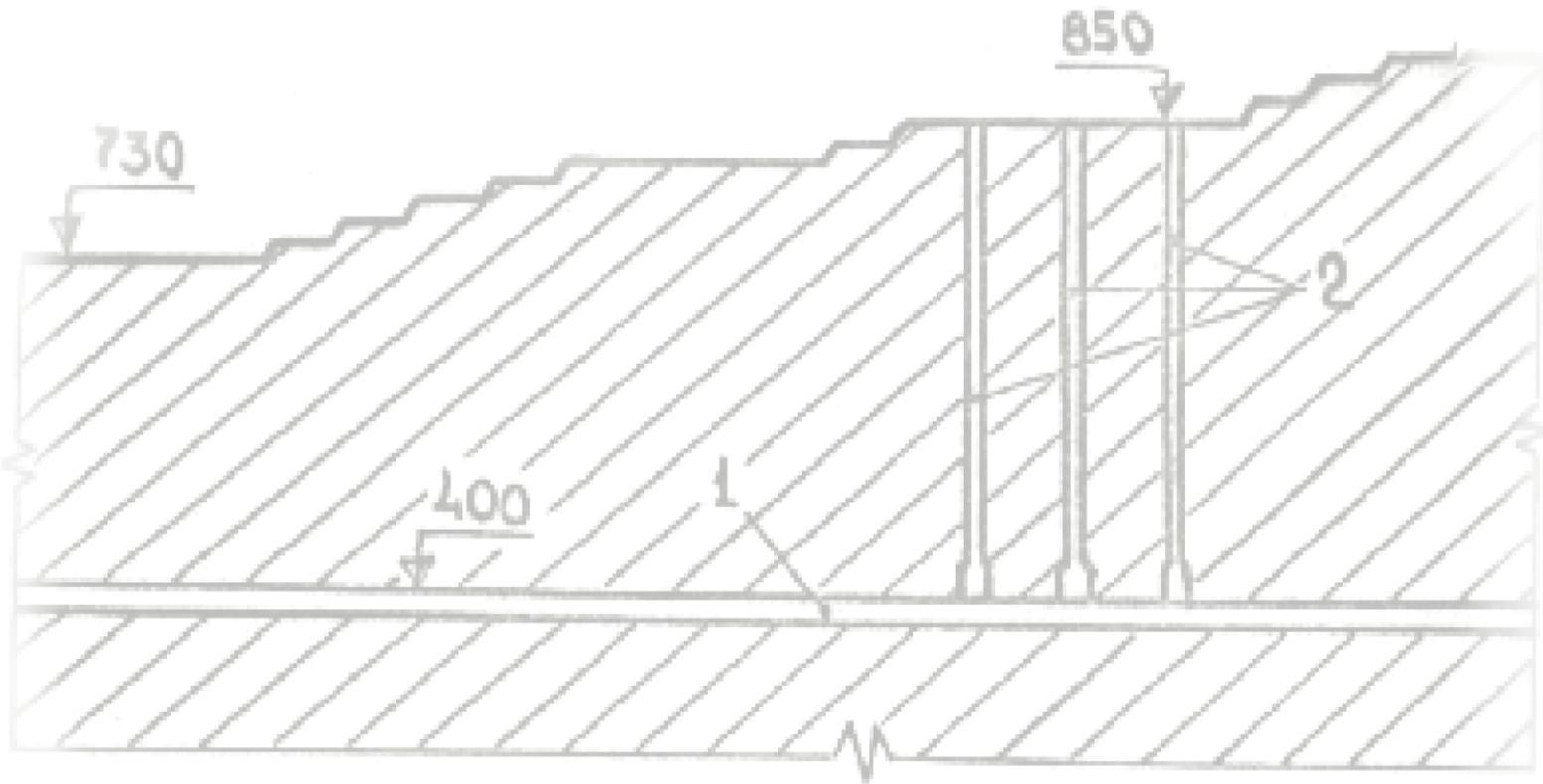
On a basis of reprocessing of past seismic data we constructed the maps of longitudinal waves velocity at the upper part of geological structure for the territory of most part of North-West Siberia, where the increased velocity show the sites of increased thickness of permafrost layer and the lowered velocity – so-called "the zones of thawing". The maps are the real opportunity to reduce expensive engineering-prospecting works for industrial and civil construction on areas of hydrocarbon deposits of North-West Siberia and they may be used for the prognosis of ecological influences of projected industrial and transport objects.

Also we constructed the same maps of longitudinal waves velocity at the upper part of geological structure of farmland. These maps may be used for the spatial prognostication of changes of humidity of soil and subsoil layers. And they are real preconditions for successful development of precise agriculture and the opportunity to pay back the appropriate expenses in short terms.

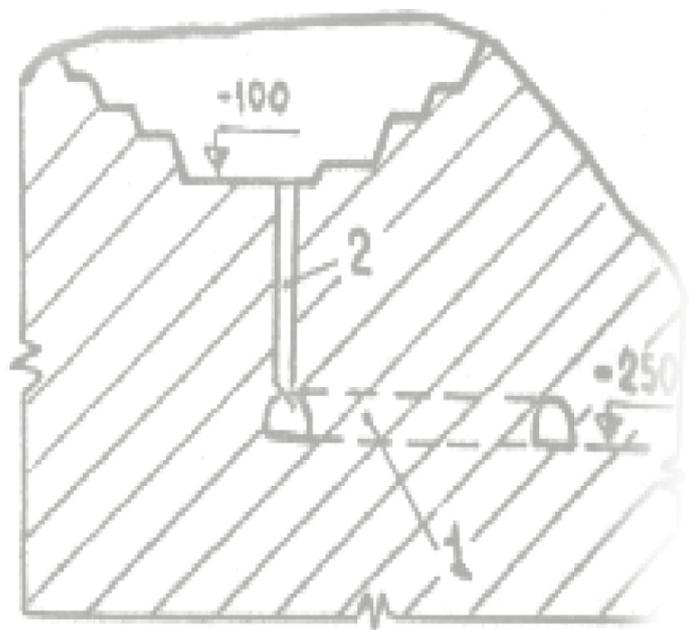
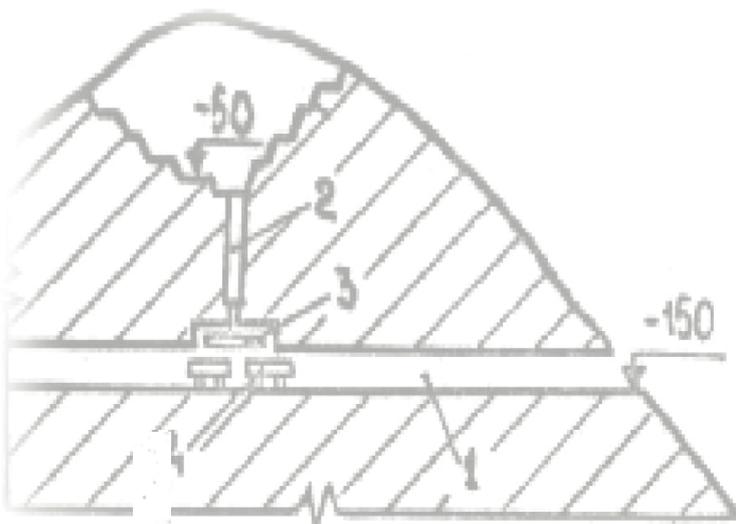
References

1. Tyapkin O.K. Near Surface Geophysical Information for Development of Socio-Economic Infrastructure of Oil and Gas Arctic Regions / O.K. Tyapkin, S.A. Onyshchenko // 76th EAGE Conference and Technical Exhibition. – Amsterdam, The Netherlands, 2014. – Paper Tu P12 03. – 4 p.
2. Tyapkin K.F. New technologies in assessment of outlooks on search for ore and hydrocarbon deposits / K.F. Tyapkin // Earth Science Frontiers (China University of Geosciences, Beijing), – 1998. – №5(1-2). – P.41-48.
3. Tyapkin O.K. Influence of Precambrian Bedrock Faults on Radioactive Pollution of an Environment – Case Histories / O.K. Tyapkin, J.G. Troyan, H.L. Bugrova // 61st EAGE Conference and Technical Exhibition. – Helsinki, Finland, 1999. – Paper 4-21. – 4 p.
4. Skorobogatov V.A. Sources of natural gas within permafrost of North-West Siberia / V.A. Skorobogatov, V.S. Yakushev, E.M. Chuvilin // Proceedings of the 7th International Permafrost Conference. – Yellowknife, Canada, 1998. – P.1001-1007.
5. Onyshchenko S.A. Use of the Lost Seismic Information about Upper Part of Geological Structure for Development of Precise Agriculture / S.A. Onyshchenko, O.K. Tyapkin // 1st Conference on Proximal Sensing Supporting Precision Agriculture. Near Surface Geoscience 2015. – Turin, Italy, 2015 – Paper Tu Prs 03. – 4 p.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченко В.Ф.
Надійшла до редакції 23.09.2015*



Розробка родовищ корисних копалин Development of Useful Minerals Deposits



ШАХТНІ ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ СИЛОВИХ ПАРАМЕТРІВ СЕКЦІЙ МЕХАНІЗОВАНОГО КРІПЛЕННЯ ВИХОДЯЧИ З КОЕФІЦІЄНТА ЛІТОЛОГІЧНОЇ БУДОВИ

Приведены результаты формирования имитационных моделей отображения литологической разницы породугольного массива при помощи новых математических подходов и современных информационных пакетов. Исходя из численных значений коэффициента литологической разницы предложен механизм определения силовых параметров механизированной крепи.

Наведено результати формування імітаційних моделей відображення літологічної різниці породовугільного масиву за допомогою нових математичних підходів та сучасних інформаційних пакетів. Виходячи із числових значень коефіцієнта літологічної будови запропоновано механізм встановлення силових параметрів механізованого кріплення.

The results of simulation systems forming of the rock-mass using the new mathematical approaches and modern information programs are presented. According to the coefficient of lithological difference data is proposed the technology of the loadings determination on mechanized support.

Вступ. Зміни в енергетичному секторі нашої держави у довгостроковій перспективі свого розвитку мають виходити із об'єктивних реалій національної паливно-сировинної бази. Обмеженість запасів нафти й газу, а також необхідність збільшення обсягів їх імпорту невідворотно ведуть до збільшення їх вартості на ринку України. Ціна на газ лише за останніх 15 років зросла із 50 \$/1000 м³ до 250 \$/1000 м³ і, за прогнозами, найближчим часом цей показник може подвоїтися, а вартість видобування нафти може зрости до 383,16 \$/т. Вичерпання запасів цих паливних призведе до суттєвого дефіциту енергетичної сировини на паливному ринку уже у найближчі 10 – 15 років. Виконані дослідження й експертні оцінки показують, що у цей період собівартість виробництва 1 т бензину із нафти та вугілля фактично буде однаковою [1]. Відповідно, для енергетичного сектору нашої держави вугілля залишатиметься основною сировиною серед невідновлюваних джерел.

В енергетиці пріоритетними чинниками є безпека, конкурентоспроможність й економічна доцільність отримання енергетичної сировини. За умови застосування сучасних технологій вугілля повинно стати головним джерелом отримання енергії в Україні [2]. Дана паливна сировина є гарантом енергетичної незалежності нашої держави та стабільним чинником розвитку економіки. Його частка в еквівалентному паливі складає 95,4 %. Для порівняння, частка нафти трохи перевищує 2 %, а природного газу знаходиться на рівні 2,6 % [3].

Тому розробка збільшення обсягів видобутку вугілля, що передбачає удосконалення технології та впровадження техніки нового технічного рівня, є вкрай важливою проблемою, вирішення якої є своєчасною та необхідною. Це дає можливість ефективного ведення гірничих робіт і керування гірським тиском.

У зв'язку зі складною політичною ситуацією, слід особливу увагу приділити західному регіону нашої держави. Тут ведуть видобування вугілля дві

компанії: ДП «Львіввугілля» та ДП «Волиньвугілля». До урахування слід прийняти усі негативні явища, що впливатимуть на обґрунтування параметрів відпрацювання запасів шахтами цих державних підприємств. Особливо це стосується зон підвищеного гірського тиску природного та техногенного походження, що є характерним для відпрацювання запасів у зонах слабометаморфізованих гірських порід.

До вирішення поставлених завдань спонукає також зношеність парку механізованих комплексів регіону та суттєва відпрацьованість запасів вугільних пластів. Ця робота неможлива без урахування впливу різного роду динамічних явищ, вивчення причин і наслідків формування напружено-деформованого стану, всебічного аналізу існуючих технологічних рішень на шахтах України та за кордоном.

Мета статті. Встановити закономірності зміни напружено-деформованого стану гірського масиву, а також силові параметри механізованого кріплення виходячи із гірничо-геологічних умов виємкового стовпа для ефективного його відпрацювання.

Основна частина. Для реалізації поставленої мети на прикладі лави № 309 пласта n^7_6 шахти «Зарічна» ДП «Львіввугілля» пропонується створення відповідної імітаційної моделі, що характеризує геометричні параметри та фізичні властивості гірського масиву. Прогнозування техніко-технологічної ситуації виємкового стовпа цієї лави пропонується виконувати через встановлений коефіцієнт літологічної будови [4] на підставі аналізу геоструктурних змін надвугільної товщі.

Аналіз гірничо-геологічних умов. На ділянці лави № 309 пласт n^7_6 простої будови, витриманий за потужністю, геологічна потужність – 0,7 м, виймана – 1 м, середня – 0,71 м. Вугілля пласта відноситься до марки Ж, міцність – 1,5. Вугілля гумусове, чорне, кларено-дюренове з включеннями фюзена, тріщинувате, слабке та легке. Контакти вугільного пласта з вміщуючими породами чіткі, рівні. Вугільний пласт не схильний до самозаймання, небезпечний за вибухами пилю.

Безпосередня покрівля пласта за низкою розвідувальних свердловин поверхневого буріння представлена глинистим сланцем, темно-сірого кольору, середньої міцності та стійкості, потужністю 1,64 – 3,75 м. Основна покрівля пласта – алевроліт сірий, горизонтально-шаруватий, щільний, слюдистий. Потужність до 5,5 м.

Крок обвалення безпосередньої покрівлі: первинний (l_{b0}) – 1,5 м;
наступний (l_{bi}) – 0,6 м.

Крок обвалення основної покрівлі: первинний (l_{k0}) – 15 – 20 м;
наступний (l_{ki}) – 8 – 12 м.

Безпосередня підощва представлена алевролітом, у верхній частині типу «кучерявчик» середньої міцності та стійкості (П2), при зволоженні має властивість до піднімання. Потужність 0,5 – 4,7 м. Нижче залягає пісковик.

Нижня частина безпосередньої покрівлі представлена сланцем вуглисто-глинистим, що обвалюється при вийманні вугілля. В місцях тектонічних порушень шар вуглисто-глинистого сланцю може досягти до 1 м. По верхньому контакту глинистого сланцю та вуглисто-глинистого сланцю спостерігаються дзеркала ковзання. Глинистий сланець безпосередньої покрівлі – тріщинуватий.

Підосва пласта представлена піщаним сланцем, який іноді перешаровується з пісковиком. Алевроліт темно-сірий, у верхній частині грудкуватої текстури типу «кучерявчик» з залишками обвугленої флори. Нижче по розрізу шаруватий, слюдяний. Потужність пласта до 5,65 м.

У тектонічному відношенні ділянка лави № 309 характеризується середньою складністю. Інтенсивність тріщинуватості порід безпосередньої покрівлі становить 4 – 7 тр/м, простягання тріщин приурочене до двох систем: північно-східного (основного) і північно-західного напрямку.

Засоби механізації гірничих робіт. Для механізації очисних робіт прийнято механізований комплекс 1КД90 із секціями комплексу 1КД80 із комбайном 1К101. Транспортування відбитого вугілля від масиву здійснюється скребковим конвеєром СП253. Для подачі робочої рідини у систему та її підтримки у робочому тиску емульсії використовується маслостанція СМТ32.

Виїмковий стовп лави № 309 шахти «Зарічна» оконтурений 309 конвеєрним та 9 бортовими штреками. Викопіювання із плану лави № 309 шахти «Зарічна» ДП «Львіввугілля» зображено на рис. 1.

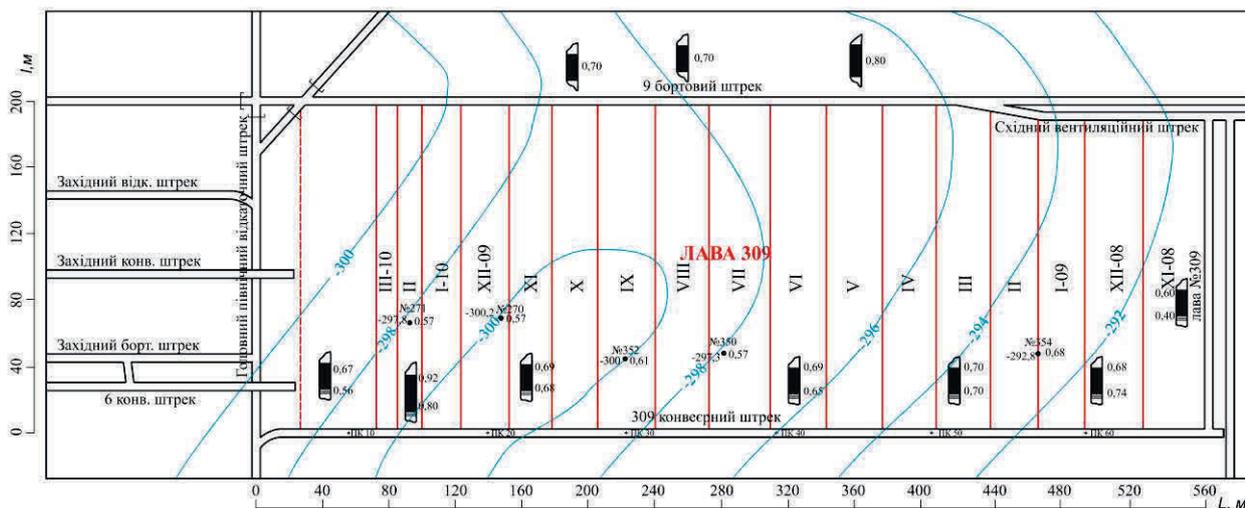


Рис. 1. Викопіювання із плану гірничих робіт 309 лави шахти «Зарічна» ДП «Львіввугілля»

Імітаційна система відображення літологічної будови. Аналіз міцнісних характеристик літологічної будови порід покрівлі показує, що безпосередня покрівля складає шар достатньо нестійких порід, які обвалюватимуться вслід за посуванням очисного вибою. Виходячи із встановлених деформаційних характеристик гірських порід [4] алевроліт, що представляє основну покрівлю, змінює межу міцності на одновісне стиснення у межах 22,2 – 29,1 МПа. Над осно-

вною покрівлею залягає шар «слабких» глиняних сланців (аргілітів) із межею міцності на одновісне стиснення у межах від характеристики 21,0 – 23,4 МПа. Оскільки деформаційні характеристики даного шару порід порівняні з породами основної покрівлі, то даний шар деформуватиметься разом із основною покрівлею. Його потужність змінюється від 3,2 м на пікеті ПК 0+5 до виклинювання на ПК 30+6. Відповідно, при максимальних значеннях потужності крок обвалення досягатиме 10 – 15 м. Даний шар порід може нависати чи повністю обвалюватися при різних швидкостях очисного вибою. В останньому випадку така ситуація формуватиме зону підвищеного гірського тиску та становитиме значне привантаження секцій механізованого комплексу.

Над даними породами залягає шар жорсткості з перешаруванням порід пісковіку й аргіліту. Крок обвалення цих порід перевищує 50 м. Причому деформації даного шару носитимуть пружно-пластичний характер і практично не привантажуватимуть механізоване кріплення очисного вибою.

Проблемну ділянку виїмкового стовпа становитиме відстань від ПК 0+3 до ПК10+7, де можливе розшарування цих порід створенням додаткового привантаження секцій механізованого кріплення.

Аналіз літологічної різниці показує, що на ділянці виїмкового стовпа ПК 0 – ПК 30+6 забезпечується наступною нерівністю:

$$R_{cm1} < R_{cm2} < R_{cm3} > R_{cm4} < R_{cm5},$$

де R_{cm1} – межа міцності на одновісне стиснення вугільного пласта $n^7_в$;

R_{cm2} – межа міцності на одновісне стиснення безпосередньої покрівлі;

R_{cm3} – межа міцності на одновісне стиснення основної покрівлі;

R_{cm4} – межа міцності на одновісне стиснення породного прошарку аргілітів;

R_{cm5} – межа міцності на одновісне стиснення пісковіку.

Основні навантаження на кріплення механізованого комплексу будуть відбуватися саме на основі переміщень основної покрівлі у вигляді алевроліту із привантаженими породами аргілітів. Співвідношення потужності надвугільної товщі до вийманої потужності вугільного пласта $n^7_в$, що береться до розрахунку навантажень на секції, складає 3,3 – 5,3. Така умова відповідає прийнятним нормам визначення необхідних силових параметрів механізованого кріплення.

Для імітаційного відображення особливостей літологічної та структурної будови гірських порід були накладені об'ємні Декартові координати відповідно у горизонтальній площині: довжина виїмкового стовпа і довжина лави, у вертикальній – літологічна будова вуглевмісної товщі порід. Для задавання особливостей будови вуглевмісної товщі за літологічною будовою були використані системи числового відтворення (табл. 1 і 2) та комп'ютерне забезпечення обробки даних у системі таблиць Exell – 2003 та OriginPro 8.5.1. Дані програмні продукти також використовувалися для встановлення числових значень отриманих площ шарів літологічної будови.

Складність будови вимагає досить суттєвої варіації даних, тому для відображення ліній контакту за окремими дільничними штреками були використані поліноми 6-го порядку.

У результаті апроксимації були отримані наступні математичні залежності для відображення ліній літологічної різниці 9 бортового штреку:

1. $y_1 = 0,12211 - 6,34E - 0,4x + 6,27E - 0,5x^2 - 2,65E - 0,7x^3 + 1,13E - 9x^4 - 2,81E - 12x^5 + 2,39E - 15x^6$, достовірність $R^2 = 0,9928$;
2. $y_2 = 0,80158 + 0,00421x - 1,95E - 0,5x^2 - 1,16E - 0,7x^3 + 8,81E - 10x^4 - 2,61E - 12x^5 - 2,32E - 15x^6$, достовірність $R^2 = 0,9935$;
3. $y_3 = 0,57513 + 0,0489x - 4,02E - 0,4x^2 + 1,33E - 0,6x^3 - 9,93E - 10x^4 - 2,37E - 12x^5 + 3,12E - 15x^6$, достовірність $R^2 = 0,9861$;
4. $y_4 = 4,19105 - 0,03021x + 8,50E - 0,4x^2 - 6,44E - 0,6x^3 + 2,24E - 0,3x^4 - 3,59E - 11x^5 + 2,15E - 14x^6$, достовірність $R^2 = 0,9717$;
5. $y_5 = 5,17867 - 0,00933x + 7,52E - 0,5x^2 + 4,63E - 0,4x^3 + 1,10E - 0,8x^4 - 1,62E - 11x^5 + 8,80E - 15x^6$, достовірність $R^2 = 0,9745$.

Для відображення ліній літологічної різниці 309 конвеєрного штреку:

1. $y_1 = 2,28833 - 0,08444x + 0,00131x^2 - 8,86E - 0,6x^3 + 2,93E - 0,8x^4 - 4,61E - 11x^5 + 2,74E - 14x^6$, достовірність $R^2 = 0,9941$;
2. $y_2 = 2,94141 - 0,07629x + 0,00121x^2 - 8,32E - 0,6x^3 + 2,8E - 0,8x^4 - 4,47E - 11x^5 + 2,68E - 14x^6$, достовірність $R^2 = 0,9815$;
3. $y_3 = 2,71477 - 0,02301x + 5,64E - 0,4x^2 - 5,01E - 0,6x^3 + 1,95E - 8x^4 - 3,37E - 11x^5 + 2,13E - 14x^6$, достовірність $R^2 = 0,9932$;
4. $y_4 = 5,97342 - 0,1097x + 0,00205x^2 - 1,46E - 0,5x^3 + 4,93E - 0,8x^4 - 7,76E - 11x^5 + 4,59E - 14x^6$, достовірність $R^2 = 0,9842$;
5. $y_5 = 7,38545 - 0,02667x + 4,84E - 0,4x^2 - 3,65E - 0,6x^3 + 1,29E - 0,8x^4 - 2,07E - 11x^5 + 1,22E - 14x^6$, достовірність $R^2 = 0,9854$.

Величина « x » показує апроксимацію лінії контакту за довжиною виїмкового стовпа, числова значення – коефіцієнт, що враховує особливості геологічної будови відповідно 9 бортового та 309 конвеєрного штреків.

Візуальне відображення ліній контакту літологічної будови гірського масиву 309 лави за перерізами 9 бортового та 309 конвеєрного штреків наведено на рис. 2.

Площа окремих шарів літологічної різниці в межах виїмкового стовпа 309 лави може бути визначено за наступними математичними виразами:

$$\begin{array}{ll}
 P_1 = \int_0^{560} f(y_2 - y_1) dx & P_1 = \int_0^{560} f(y_2 - y_1) dx \\
 ; & ; \\
 P_2 = \int_0^{560} f(y_3 - y_2) dx & P_2 = \int_0^{560} f(y_3 - y_2) dx \\
 ; & ; \\
 P_3 = \int_0^{560} f(y_4 - y_3) dx & P_3 = \int_0^{560} f(y_4 - y_3) dx \\
 ; & ; \\
 P_4 = \int_0^{560} f(y_5 - y_4) dx & P_4 = \int_0^{560} f(y_5 - y_4) dx \\
 ; & .
 \end{array}$$

Таблиця 1

Дані для цифрового відображення літологічної різниці за 309 конвеєрним штреком

		Довжина штреку, L, м																											
		20	40	60	80	10	12	14	16	18	20	22	24	26	28	30	32	34	36	38	40	42	44	460	480	500	520	540	560
7,3	7,2	7,1	7,0	7,1	7,2	7,0	7,1	7,1	7,1	7,2	7,0	7,1	7,1	7,2	7,3	7,8	7,7	8,2	8,6	9,3	9,4	9,4	9,9	10,1	10,0	10,2	10,9	10,2	10,1
5,9	5,1	3,4	3,7	3,4	4,9	5,5	5,4	5,8	6,0	6,2	5,9	5,8	5,7	5,8	6,0	6,8	7,6	8,0	8,6	9,3	9,4	9,3	9,6	9,5	9,3	9,4	9,3	9,8	10,1
2,8	2,1	2,2	2,6	2,9	2,8	2,5	2,4	2,6	2,9	2,8	2,5	2,1	2,1	2,1	2,2	2,8	3,4	3,7	4,2	3,9	4,0	4,3	4,0	3,8	3,6	3,7	3,5	3,7	3,8
2,8	2,1	1,5	1,7	2,2	2,2	1,9	1,5	1,4	1,5	1,5	1,9	1,5	1,4	1,5	1,5	2,3	3,0	3,2	3,6	3,4	3,5	3,8	3,4	3,2	3,0	3,2	2,9	3,1	3,3
2,1	1,4	0,6	0,9	1,6	1,6	1,2	0,9	0,7	0,7	0,9	1,2	0,9	0,7	0,7	0,9	1,6	2,3	2,4	2,9	2,8	2,9	3,1	2,7	2,5	2,4	2,5	2,3	2,4	2,6

Таблиця 2

Дані для цифрового відображення літологічної різниці за 9 бортовим штреком

		Довжина штреку, L, м																											
		20	40	60	80	10	12	14	16	18	20	22	24	26	28	30	32	34	36	38	40	42	44	460	480	500	560		
5,2	5,1	3,8	3,4	3,8	6,1	6,3	6,8	6,9	7,4	7,2	7,1	7,6	8,0	8,1	7,9	8,4	7,9	8,3	8,6	9,3	9,6	9,4	9,9	10,2	10,0	10,3	10,1	10,1	
4,0	4,2	4,1	4,4	4,4	5,6	5,6	5,4	5,6	6,1	5,9	6,0	6,8	7,3	7,2	6,9	6,6	7,6	8,0	8,6	9,3	9,5	9,3	9,6	9,6	9,3	9,5	9,4	10,2	
0,9	1,1	1,8	2,8	2,8	2,5	2,6	2,4	2,5	2,8	2,5	2,5	2,9	3,2	3,3	3,5	3,3	3,8	4,2	3,9	4,1	4,2	4,1	3,9	3,6	3,8	3,6	3,7	3,9	
0,8	1,0	0,8	1,1	1,3	1,4	1,4	1,5	1,8	2,0	1,8	2,1	2,3	2,6	2,8	3,4	3,4	3,1	3,6	3,4	3,4	3,7	3,4	3,3	3,0	3,2	3,2	2,8	3,2	3,3
0,1	0,2	0,0	0,3	0,0	0,4	0,5	0,6	0,9	1,2	1,0	1,4	1,6	1,9	2,1	2,6	2,7	2,4	2,4	2,9	2,8	2,8	3,0	2,6	2,4	2,4	2,4	2,2	2,4	2,7

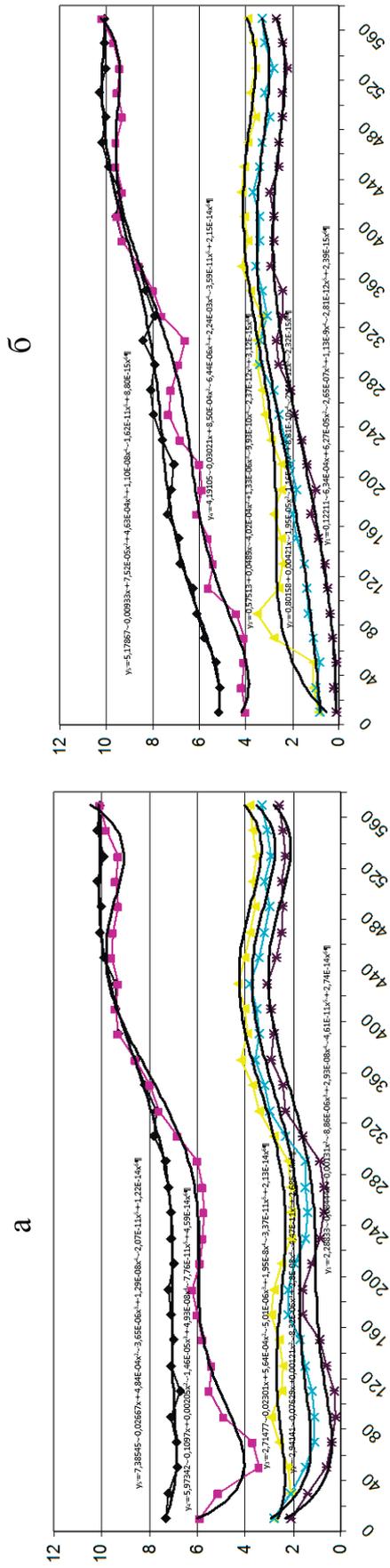


Рис. 2. Візуальне відображення ліній контакту літологічної різниці: а – за 309 конвеєрним штреком; б – за 9 борто-
вим штреком

Для знаходження площі необхідно провести інтегрування за кожним із виразів:

$$P = c_6 \frac{x^7}{7} + c_5 \frac{x^6}{6} + c_4 \frac{x^5}{5} + c_3 \frac{x^4}{4} + c_2 \frac{x^3}{3} + c_1 \frac{x^2}{2} + c_0 x$$

де $c_0 - c_6$ – емпіричні коефіцієнти поліноміального ряду. Визначаються різницею відповідних коефіцієнтів поліноміального ряду верхньої лінії контакту до нижньої.

Для просторового відображення геометричних форм був встановлений коефіцієнт ймовірності зміни літологічної будови за довжиною очисного вибою. Враховуючи, що у наших умовах довжина дільничних штреків однакова, тоді:

$$\xi = \frac{P_{ki} l_{ri}}{P_{ri} l_{ki}}$$

де P_{ki} , l_{ki} , P_{ri} , l_{ri} – відповідно площі та довжини оконтурюючих дільничних штреків.

Даний коефіцієнт буде відношенням площ літологічної будови за оконтурюючими штреками 309 лави. Отримані результати дослідження занесені у табл. 3.

Таблиця 3

Результати варіації площі порід літологічної різниці за дільничними штреками 309 лави

№ п/п	Зміна площ літологічної різниці за 9 борт. штр., м ²	Зміна площ літологічної різниці за 309 конв. штр., м ²	Коефіцієнт варіації площі, ξ
1	419,0	399,0	1,05
2	365,0	387,0	0,94
3	2268,0	2249,0	1,01
4	456,0	590,0	0,77

Виходячи із отриманих результатів, можна встановити варіацію геометричних параметрів за відповідними породними шарами (табл. 4) для формування систем просторового відображення поверхонь (Grid-systems). За допомогою програмного продукту Surfer 8.0 автором були отримані поверхні контактів шарів жорсткості. Для умов 309 лави першим шаром жорсткості слугує основна покрівля пласта (рис. 3).

Відповідно, використовуючи залежності наведені у четвертому розділі [4], можна отримати Grid – систему відображення коефіцієнта літологічної будови (табл. 5) та його просторове відображення (рис. 4). Відображення значень показує на прогноз режимів роботи механізованих комплексів за довжиною, виїмкового стовпа, режим роботи механізованого комплексу за фактором кріплення (нормальний критичний та замежний). При знаходженні механізованого

комплексу у «за межній» зоні слід вносити доповнення у технологічний процес кріплення та проводити перемонтаж його секцій.

Таблиця 4

Координати точок формування площини контакту основної покрівлі
з верхніми породами

Відображення літологічної різниці за 9 бортовим штреком	Координати точок																		Відображення літологічної різниці за 309 кон-верним штреком
	довжина лави																		
	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	
0	0	4,0	0	40	4,5	0	80	5,1	0	120	5,4	0	160	5,6	0	200	5,9		
40	0	4,1	40	40	3,9	40	80	3,8	40	120	3,6	40	160	3,5	40	200	3,4		
80	0	4,4	80	40	4,5	80	80	4,6	80	120	4,7	80	160	4,8	80	200	4,9		
120	0	5,4	120	40	5,6	120	80	5,2	120	120	5,3	120	160	5,5	120	200	5,4		
160	0	6,1	160	40	6,4	160	80	6,2	160	120	6,5	160	160	6,3	160	200	6,0		
200	0	6,0	200	40	6,2	200	80	5,8	200	120	6,4	200	160	6,2	200	200	5,9		
240	0	7,3	240	40	7,1	240	80	6,7	240	120	6,4	240	160	6,1	240	200	5,7		
280	0	6,9	280	40	6,8	280	80	6,5	280	120	6,4	280	160	6,2	280	200	6,0		
320	0	7,6	320	40	8,0	320	80	7,7	320	120	7,9	320	160	7,8	320	200	7,6		
360	0	8,6	360	40	9,0	360	80	8,6	360	120	8,2	360	160	8,4	360	200	8,6		
400	0	9,5	400	40	9,7	400	80	9,3	400	120	9,6	400	160	9,2	400	200	9,4		
440	0	9,6	440	40	10,0	440	80	9,7	440	120	9,3	440	160	9,4	440	200	9,6		
480	0	9,3	480	40	9,6	480	80	9,4	480	120	9,8	480	160	9,5	480	200	9,3		
520	0	9,4	520	40	9,7	520	80	9,6	520	120	9,1	520	160	9,2	520	200	9,3		
560	0	10,2	560	40	10,5	560	80	10,3	560	120	9,9	560	160	10,0	560	200	10,1		

Таблиця 5

Grid – система відображення коефіцієнта літологічної будови
за площею 309 лави

Відтворення літологічної будови за 9 бортовим штреком	Координати точок																		Відтворення літологічної будови за 309 кон-верним штреком
	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	x	y	z	
0	0	0,9	0	40	1,0	0	80	0,9	0	120	1,1	0	160	0,9	0	200	1,0		
40	0	1,5	40	40	1,3	40	80	1,4	40	120	1,2	40	160	1,5	40	200	1,3		
80	0	1,3	80	40	1,5	80	80	1,3	80	120	1,5	80	160	1,4	80	200	1,4		
120	0	1,7	120	40	1,7	120	80	1,5	120	120	1,6	120	160	1,7	120	200	1,5		
160	0	1,4	160	40	1,4	160	80	1,2	160	120	1,7	160	160	1,4	160	200	1,6		
200	0	1,1	200	40	0,9	200	80	1,0	200	120	0,9	200	160	1,1	200	200	1,0		
240	0	1,0	240	40	0,9	240	80	1,1	240	120	0,9	240	160	1,0	240	200	1,1		
280	0	0,7	280	40	0,5	280	80	0,4	280	120	0,8	280	160	0,7	280	200	0,8		
320	0	0,6	320	40	0,8	320	80	0,7	320	120	0,5	320	160	0,6	320	200	0,4		
360	0	0,7	360	40	0,6	360	80	0,5	360	120	0,8	360	160	0,7	360	200	0,8		
400	0	0,9	400	40	1,1	400	80	1,0	400	120	1,0	400	160	1,1	400	200	0,9		
440	0	0,9	440	40	1,0	440	80	1,1	440	120	0,9	440	160	1,0	440	200	1,1		
480	0	0,4	480	40	0,5	480	80	0,7	480	120	0,5	480	160	0,8	480	200	0,7		
520	0	0,6	520	40	0,8	520	80	0,6	520	120	0,4	520	160	0,6	520	200	0,6		
560	0	0,7	560	40	0,6	560	80	0,7	560	120	0,7	560	160	0,8	560	200	0,7		

Значення усереднених значень міцнісних характеристик порід покрівлі, силових параметрів секцій механізованого кріплення та коефіцієнта літологічної будови за довжиною виїмкового стовпа наведено у табл. 6 і на рис. 5 – 7.

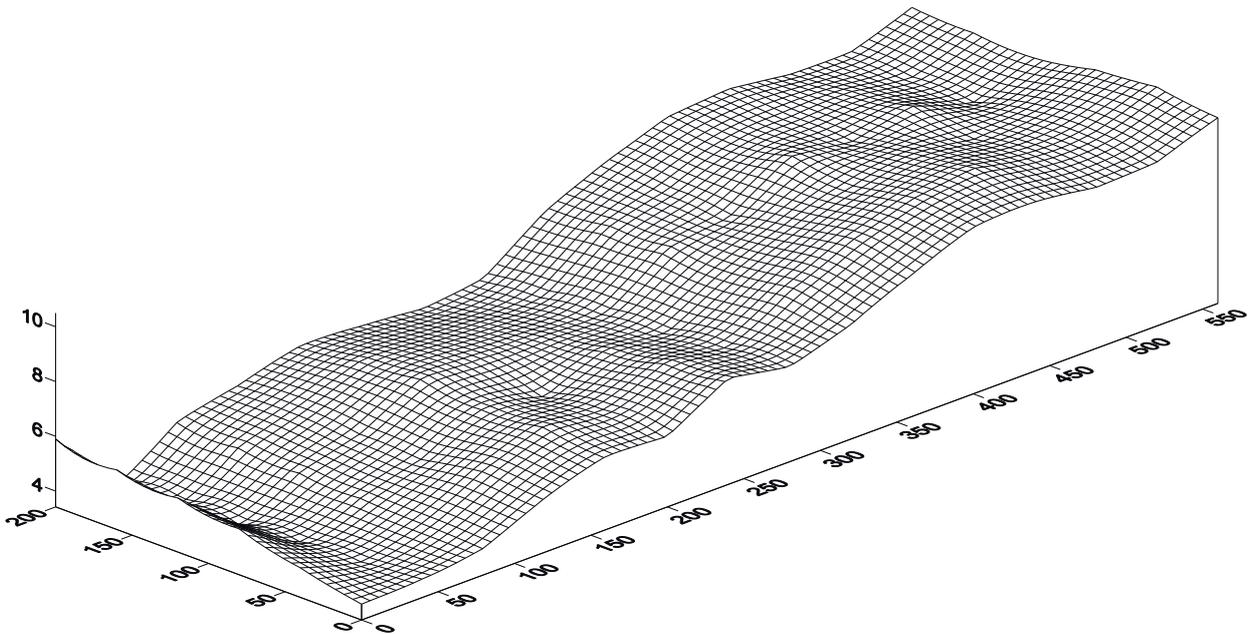


Рис. 3. Просторове відображення площини контакту основної покрівлі з верхніми породами для умов 309 лави

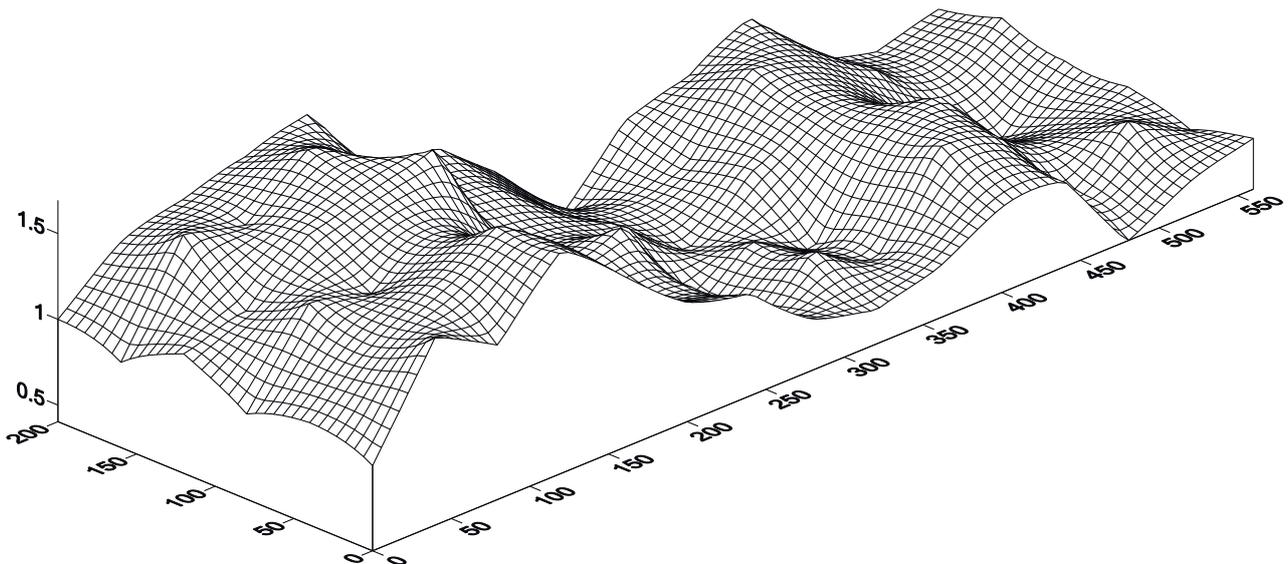


Рис. 4. Просторове відображення зміни коефіцієнта літологічної будови для умов 309 лави шахти «Зарічна» ДП «Львіввугілля»

Значення міцнісних характеристик гірського масиву

Параметр	Значення														
Довжина виїмкового стовпа, м	0	40	80	120	160	200	240	280	320	360	400	440	480	520	560
Межа міцності на однісне стиснення, МПа	21,4	20,7	20,3	20,4	20,3	20,2	21,1	22,7	23,4	23,1	24,2	23,1	24,6	24,5	25,6
Тиск у стояках (навантаження) секцій МК, Атм	174	183	201	195	205	187	179	172	167	183	189	185	173	175	180
Коефіцієнт літологічної будови	1,0	1,3	1,5	1,7	1,4	0,9	0,9	0,5	0,8	0,6	1,1	1,0	0,5	0,8	0,6

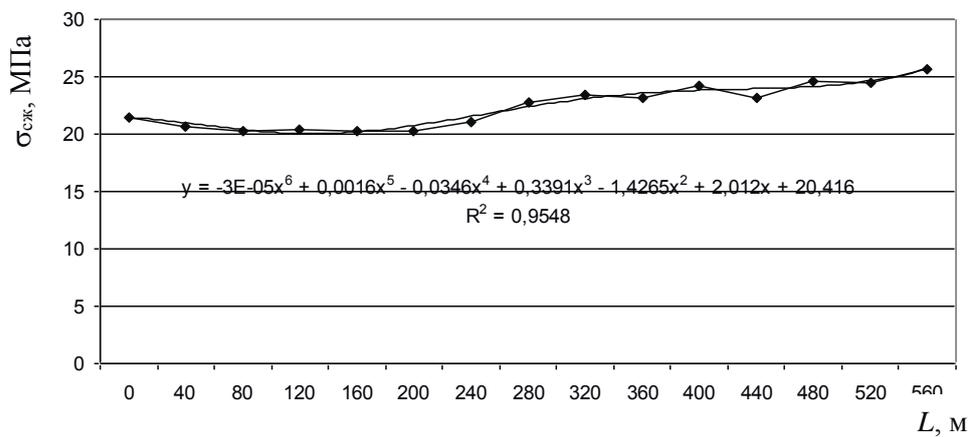


Рис. 5. Усереднені значення межі міцності порід основної покрівлі на однісне стиснення за довжиною виїмкового стовпа

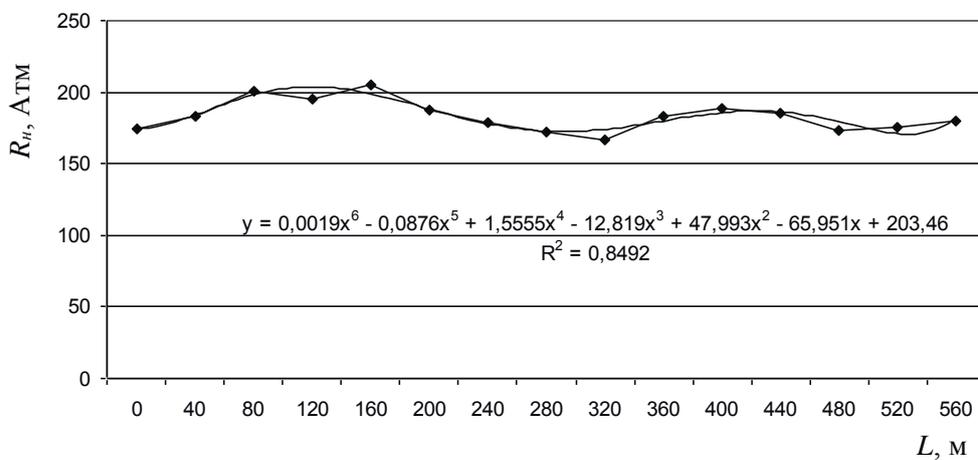


Рис. 6. Усереднені значення тиску у стояках секцій механізованого кріплення

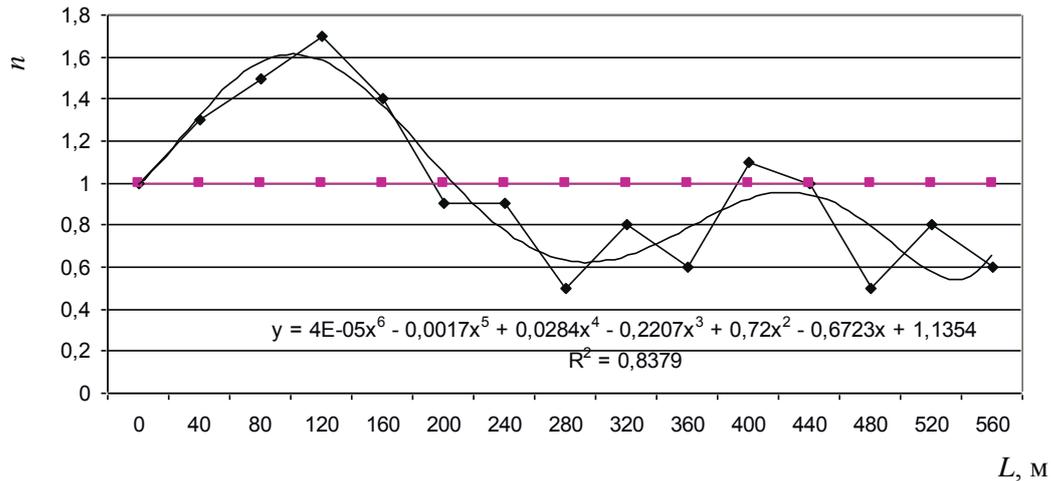


Рис. 7. Усереднені значення коефіцієнта літологічної будови за довжиною виїмкового стовпа

Результати дослідження проявів гірського тиску у робочому просторі лави. Дані дослідження спрямовано на встановлення залежностей прояву гірського тиску під час руху очисного вибою при високопродуктивному вийманні запасів виїмкового стовпа. Це здійснюється шляхом визначення напружень експериментально-аналітичними методами. Проявом дії напружень за певний проміжок часу є навантаження на кріплення очисного вибою, що відповідає тиску робочої рідини у системі живлення секцій. На першому етапі встановлюються ділянки шахтного поля із градієнтними напруженнями. Їм відповідають ділянки гірничих виробок, у яких відбувалися стабільні переміщення бічних порід і знаходяться вони поза зоною підвищеного чи пониженого тиску. Зміна переміщень призводить до адекватної зміни напружень. Причому чисельні відношення цих параметрів кратні один одному. Відношення отриманих величин до градієнтних показують приріст напружень на досліджуваній ділянці виїмкового стовпа.

Переміщення порід у робочому просторі лави визначалося вимірювальними стояками СУІ – 2 з насадками і маркшейдерською рулеткою. Аналіз величини навантажень бічних порід виконувався за допомогою шахтних манометрів і встановленням тиску в стояках механізованого кріплення.

Детально вивчалися зміни гірничо-геологічних умов залягання пласта: варіація потужності та кута падіння пласта, фізико-механічних властивостей вугілля і бічних порід. На їх основі розроблялися рекомендації щодо особливостей виконання технологічних процесів у лаві та надавалися рекомендації щодо керування гірським тиском [4]. Залежності кроку посадки основної покрівлі від коефіцієнта літологічної будови наведено на рис. 8.

Отримані залежності на рис. 8 підтверджують, що відстань первинної посадки покрівлі ($d1$) при високомеханізованому вийманні тонких та надтонких вугільних пластів в умовах слабометаморфізованих пород покрівлі (покрівля: Б2, Б3, А1, А2) визначатися за залежністю, близькою до лінійної від коефіцієн-

та літологічної будови (n), що у загальному вигляді виражається наступною залежністю:

$$dl = kn + c,$$

де k , c – емпіричні коефіцієнти, що характеризують гірничо-геологічну будову масиву; k – тангенс кута девіації гірських порід (визначається за принципом Кулона – Мора); c – коефіцієнт, що характеризує міцність та потужність шару жорсткості (у даному випадку порід основної покрівлі).

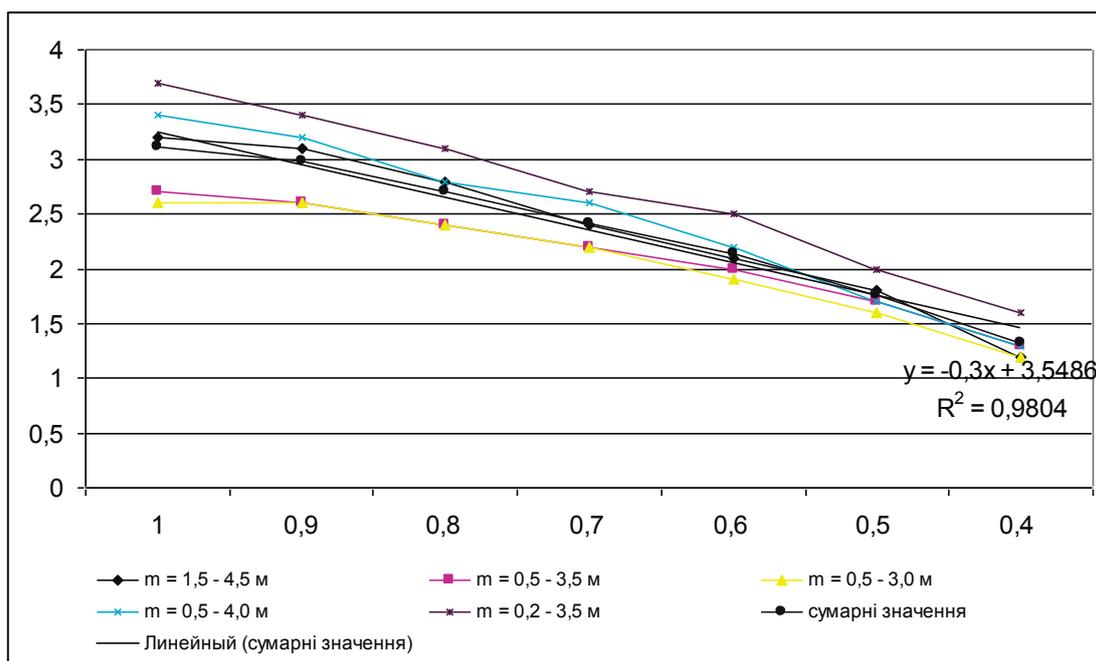


Рис. 8. Зміна величини посадки основної покрівлі залежно від коефіцієнта літологічної будови

Висновки. Формування доцільних геометричних розмірів виїмкової ділянки ґрунтується на усесторонньому вивченні механізму формування поля механічної напруженості вуглевмісних порід та його релаксації у міру руху очисних вибоїв вздовж виїмкових стовпів. Розвантаження масиву порід провадиться способом примусової зупинки очисних вибоїв чи зниження швидкості посування лави до меж первинної посадки основної покрівлі на рівні 2 – 3 потужностей вугільного пласта, що виймається. Поточне корегування силових параметрів механізованого кріплення здійснюється шляхом зміни тиску робочої рідини у стояках та впровадження додаткових пружних елементів до міжсекційного простору лави.

Коефіцієнт літологічної будови (n) є одним із визначальних при встановленні геометричних параметрів очисної ділянки та слугує показником для визначення ефективних способів керування гірським тиском при високомеханізованому вийманні тонких та надтонких вугільних пластів. Він також дає можливість встановлювати геометричні параметри очисного вибою до економічно доцільних розмірів за зниженням витрат на підготовку виїмкових стовпів, вноси-

ти удосконалення до технології керування гірським тиском за критеріями геолого-структурної будови слабометаморфізованих порід та ін.

Список літератури

1. Инновация в угольной промышленности // Эксперт. – 2011. – № 5. – 104 с.
2. Півняк Г.Г. Роль вугілля у стійкому розвитку енергетики/ Г.Г. Півняк // Науковий вісник НГА України. – 2001. – № 1. – С. 81 – 84.
3. Тулуб С.Б. Екологічні проблеми розробки вугільних родовищ/ С.Б. Тулуб // Науковий вісник НГА України. – 1999. – № 1. – С. 23 – 26.
4. Дичковський Р.О. Наукові засади синтезу технологій видобування вугілля у слабометаморфізованих породах / Р.О. Дичковський. – Д. : Національний гірничий університет, 2013. – 262 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бузилом В.І.
Надійшла до редакції 15.10.2014*

УДК 622.278-6

© В.Г. Лозинський

МЕТОДИКА ВИЗНАЧЕННЯ ДОЦІЛЬНОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ СВЕРДЛОВИННОЇ ПІДЗЕМНОЇ ГАЗИФІКАЦІЇ ВУГІЛЛЯ НА ОСНОВІ РОЗРАХУНКУ КОЕФІЦІЄНТА ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ

Проаналізовані наявні методи розрахунку параметрів економічної ефективності станції свердловинної підземної газифікації вугілля. Розроблена методика визначення доцільності вигазовування вугільних пластів підземними газогенераторами на основі розрахунку коефіцієнта економічної ефективності. Визначені граничні умови геометричних параметрів підземних газогенераторів.

Проанализированы имеющиеся методы расчета основных параметров экономической эффективности станции скважиной подземной газификации угля. Разработана методика определения целесообразности выгазовывания угольных пластов подземными газогенераторами на основе расчета коэффициента экономической эффективности. Определены граничные условия геометрических параметров подземных газогенераторов.

The methods of calculation the parameters of economic efficiency of borehole underground coal gasification station are analyzed. The method of determining the practicability of underground coal gasification on the base of commercial efficiency calculation is developed. Boundary conditions of geometrical parameters distribution in underground gasifier are defined.

Вступ. Однією з основних причин підвищення зацікавленості до підземної газифікації є економічний аспект. Досвід недалекого минулого [1], показує, що усунення проблем, пов'язаних з недостатньою оцінкою впливу геологічних порушень на процес підземної газифікації вугілля, може виявитися надзвичайно

дорогим. Затрати включають не лише витрати через зміну конфігурації свердловин, а й великі фінансові збитки через втрату залишених запасів вугілля [2, 3]. Відповідно, в даній роботі автор намагається знизити ці втрати, досліджуючи вплив геологічних порушень на процес свердловинної підземної газифікації вугілля з урахуванням стійкості експлуатаційних свердловин.

Дослідження економічної ефективності і доцільності застосування технології свердловинної підземної газифікації вугілля (СПГВ) присвячено досить багато публікацій [1-4], в яких висвітлюються результати техніко-економічних аналізів та техніко-економічних розрахунків, що виконувалися з метою вивчення доцільності і обґрунтування перспектив застосування даної технології. З методичної сторони отримання техніко-економічних показників приділяється досить мало уваги. Як виняток, в цьому плані можна відзначити роботу [4], в якій викладена методика розрахунку терміну окупності витрат на реалізацію технології СПГВ. Не зважаючи на вищезазначене типові методики розрахунок основних показників економічної ефективності в даний час не розроблені.

Таким чином, на основі аналізу наявних в літературі даних можна зробити висновок, що викладенні в публікаціях результати економічних розрахунків відносяться до тих або інших окремих випадків, визначених постановкою вирішуваних задач і отриманні при значних спрощеннях і допущеннях, а запровадження даної технології залежить, перш за все від коректності оцінки економічної ефективності.

Мета роботи: розробити методику визначення доцільності застосування технології свердловинної підземної газифікації вугілля на основі розрахунку коефіцієнта економічної ефективності для ділянок вугільних пластів що знаходяться в зонах впливу диз'юнктивних геологічних порушень.

Основна частина. Впровадження технології свердловинної підземної газифікації вугілля залежить, перш за все, від конкретних гірничо-геологічних умов розглядаючи ділянок вугільних пластів з визначенням оцінки економічної ефективності.

При веденні підземної газифікації одним із стримуючих факторів є геологічна порушеність вугільних пластів. Причому перехід будь-якого геологічного порушення пов'язаний із значними додатковими технологічними ускладненнями й економічними затратами [5].

Перед бурінням свердловин необхідно здійснити прогностичну оцінку економічної ефективності процесу підземної газифікації вугілля для встановлення порядку проведення всіх необхідних заходів щодо забезпечення надійності роботи газогенераторів з мінімальними капітальними й експлуатаційними затратами. Крім цього, прийняття технологічних рішень по переходу диз'юнктивних геологічних порушень залежить від конкретних умов і повинне оцінюватися індивідуально, через те що ведення гірничих робіт у зонах впливу геологічних порушень є досить складним технологічним завданням, яке ускладнюється необхідністю перетину ділянок породовугільного масиву з порушеними фізико-механічними властивостями.

Для проведення дослідження була вибрана північна ділянка шахти «Великомостівська» ДП «Львівугілля» по пласту n_7^H – Сокальський. Пласт n_7^H є нижнім робочим пластом. Балансові запаси пласта n_7^H , в основному відроблені. Залишилась незначна кількість запасів на окремих ділянках південного і північного крил, та біля виробок головних спрямувань. Пласт простої будови, його потужність 1,00 – 1,45 м. Літологічно представлений верхньою гумусовою пачкою і нижньою сапропелевою. Покрівля – аргіліт, подошва – алевроліт. Глибина залягання пласта коливається від 423 м у східній частині шахтного поля до 482 м у західній частині шахтного поля.

За результатами попередніх досліджень для СПГВ вибрано дві ділянки залишених вугільних пластів з диз'юнктивним зміщенням без розриву суцільності вугільного пласта. Спосіб розкриття і підготовки газогенераторів прийнятий за безшахтною технологією, шляхом буріння з поверхні землі вертикально-похило-горизонтальних свердловин. Горизонтальна частина проводиться по вугільному пласті. Газифікація вугілля передбачається за схемою з прямою теплопідготовкою вугілля і періодичним реверсуванням газодуттєвого потоку, а розпалювання вугільного пласта здійснюється бінарними зарядами через дутьову свердловину.

Першою ділянкою, для відпрацювання вугільного пласта за технологією СПГВ, вибрано північно-західну частину залишеного шахтного поля через складні гірничо-геологічні умови. В його межах знаходиться розривне геологічне порушення з розривом суцільності вугільного пласта (рис. 1).

Середня потужність пласта по даній ділянці становить 1,0 м. Буріння свердловин перших газогенераторів проводиться з поверхні землі, де вхід у вугільний пласт знаходиться на відстані 5 м від існуючого геологічного порушення амплітудою 0 – 10 м, та з 112 розвідувального штреку, що знаходиться на відстані 10 м. У зв'язку з наявністю геологічних порушень не було змоги гірничими роботами відпрацювати 20 північну лаву, тому ця лаву була залишена. Закладання газогенераторів в її межах є неможливим у зв'язку з проведенням відносно великої кількості розвідувальних виробок.

Буріння свердловин по вугільному пласту спочатку проводиться у висячому боці до зони підвищених напружень, після чого відбувається викривлення свердловини до пласта в лежачому боці, обминаючи відповідні напруження. Довжина газогенератора в даних умовах визначається межами наявності вугільного пласта і може бути збільшена у разі підтвердження його потужності до розрахункової межі пропускної та аеродинамічної здатності.

Процес вигазовування відбувається за підняттям вугільного пласта. Можливість вигазовування найкоротших газогенераторів визначається з економічного обґрунтування доцільності їх розробки і наведена в наступному підрозділі.

Після вигазовування вугілля у лежачому боці газогенератора необхідно провести повторне розпалювання вугілля. Для здійснення формування вогневого вибою пропонується використовувати спосіб розпалення вугільного пласта бінарними зарядами, що розроблений співробітниками кафедри підземної розробки родовищ та кафедри хімії Національного гірничого університету. Такий

спосіб дозволяє без особливих економічних затрат провести розпалення вугільного пласта через дуттьову свердловину.

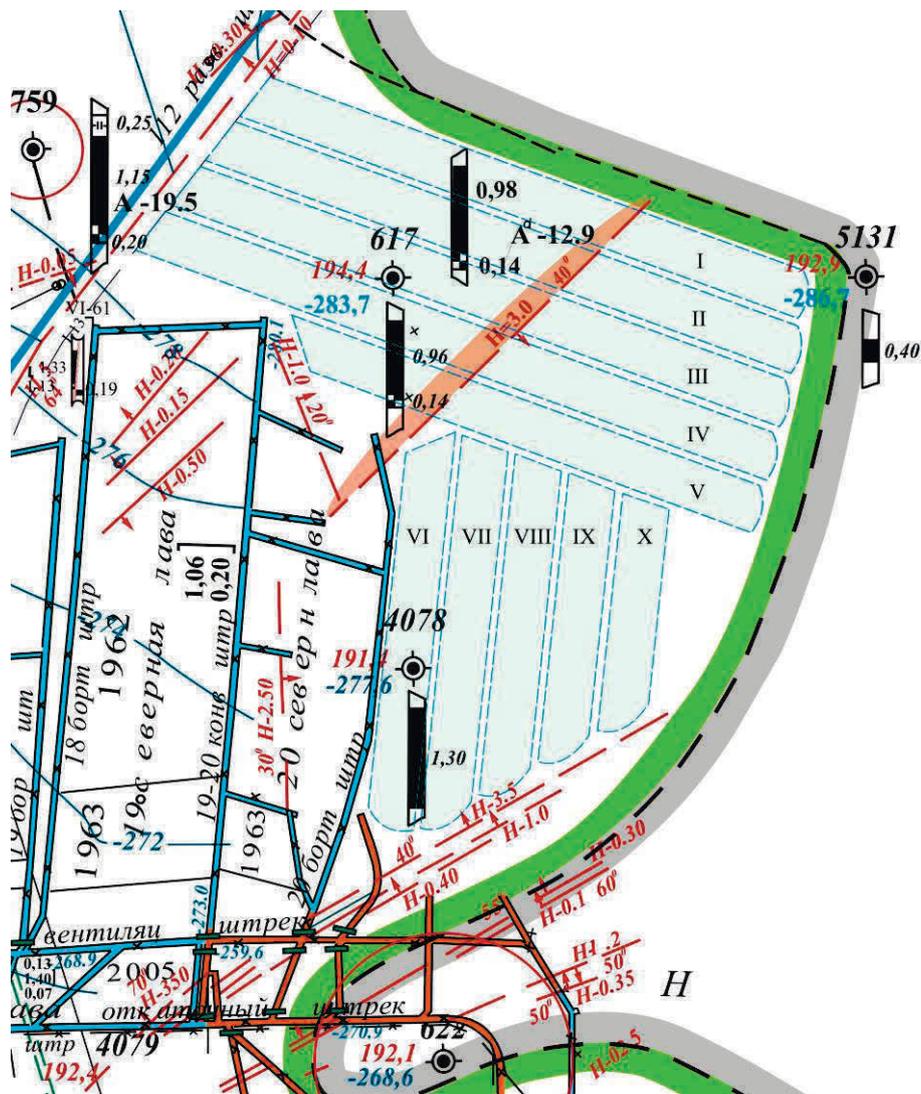


Рис. 1. План ділянки № 1 для впровадження технології СПГВ

Ефективність проведення газифікації в зоні впливу геологічного порушення значною мірою залежатиме від ступеня герметизації газогенератора. Герметичність підземного газогенератора може бути забезпечена розробками науковців НГУ, суть яких полягає у використанні ін'єкційної закладки виробленого простору та тріщинуватих порід покрівлі.

Що стосується ділянки № 2, то вона знаходиться у північній частині шахтного поля, відпрацювання якого не потребує переобладнання поверхневого комплексу очищення і переробки, оскільки розташована неподалік ділянки № 1. Схематичне зображення планування газогенераторів для ділянки № 2 наведено на рис. 2. У межах цієї ділянки, на краю шахтного поля, виявлено розривне геологічне порушення без розриву суцільності вугільного пласта. На даній ділянці можливим є розміщення чотирьох газогенераторів. Втрати вугілля в порівнянні з

ділянкою № 1 є незначними, проте на певному етапі вигазовування, у зв'язку з переходом геологічного порушення, ефективність процесу газифікації знизиться, про що свідчитиме вихід генераторного газу низької якості.

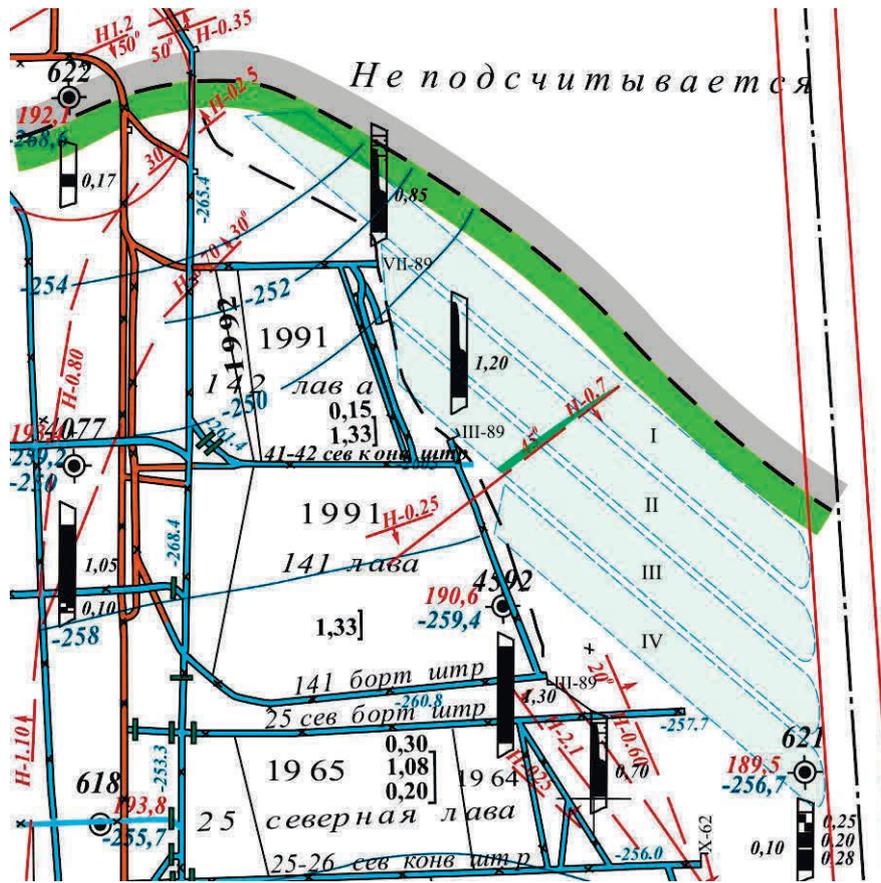


Рис. 2. План ділянки № 2 для впровадження технології СПГВ

На відміну від ділянки № 1 довжина газогенераторів на ділянці № 2 визначається межею шахтного поля. Між газогенераторами, а також між свердловинами та виробками залишаються цілики вугілля для запобігання втрат дуття та газу. Детальне вивчення гірничо-геологічних умов залягання вугільного пласта, що провадилося під час проведення гірничих виробок, є вкрай необхідним для вибору раціонального місця закладання підземних газогенераторів.

Базуючись на аналізі наявного досвіду підземної газифікації вугільних пластів на пілотних та експериментальних станціях, а також проведених власних дослідженнях на експериментальній стендовій установці, описані вище ділянки вугільних пластів можна розробляти впроваджуючи запропоновану технологію. У подальшому необхідно додатково вивчити інші ділянки вугільних пластів, залишені після експлуатації шахт, підземна розробка яких традиційним способом неефективна й недоцільна і які за розширеними критеріями можуть бути придатні до СПГВ.

Детальний аналіз економічних розрахунків впровадження технології підземної газифікації є дуже важливий для прийняття економічно ефективних та

обґрунтованих рішень щодо планування, будівництва, експлуатації та моніторингу станції СПГВ. Як вже зазначалося на сьогодні ще немає універсальної методики розрахунку економічної ефективності процесу газифікації, а існуючі станції підземної газифікації працюють за власними економічними оцінками, співставляючи індивідуальні затрати та прибутки, що отримані від реалізації отриманої продукції.

Найбільш достовірні показники економічної ефективності можуть бути отриманні на основі даних щодо фактичних капітальних та експлуатаційних затрат, отриманих після впровадження технології підземної газифікації. Економічна ж оцінка запропонованих заходів автором статті надається при розрахунку коефіцієнта економічної ефективності, як відношення отриманого результату до витрат, що його зумовили. Такий коефіцієнт може бути отриманий з виразу

$$E = \frac{P}{C}, \quad (1)$$

де P – сумарна вартість реалізації отриманої продукції, тис. грн; C – сумарні витрати на підготовку газогенератора та його вигазовування, тис. грн

$$C = \frac{100}{K} \cdot C_1,$$

де K – процентна складова вартості буріння до затрат по обслуговуванню та забезпечення вигазовування газогенератора. За даними роботи станцій підземної газифікації $K = 30\%$. C_1 – витрати на підготовку газогенератора, тис. грн.

$$C_1 = ((h_{г.н} + l_{г.г}) \cdot N_c + l_{р.к}) \cdot C_c,$$

де $h_{г.н}$ – глибина залягання вугільного пласта, м; $l_{г.г}$ – довжина газогенератора, м; N_c – кількість свердловин для розкриття газогенератора, шт.; $l_{р.к}$ – довжина реакційного каналу підземного газогенератора, м; C_c – витрати на буріння 1 м свердловини, тис. грн.

З виразу (1) сумарну вартість реалізації отриманої продукції P можна знайти з наступних формул

$$P = P_1 + P_2,$$

де P_1 – вартість реалізації отриманої енергії, тис. грн; P_2 – вартість реалізації отриманих хімічних продуктів, тис. грн

$$P_1 = \sum V_{г.г} \cdot Q_{г.г} \cdot P_Q,$$

де $\sum V_{г.г}$ – сумарний вихід генераторного газу з газогенератора, тис./м³; $Q_{г.г}$ – середня теплота згоряння генераторного газу, МДж/м³; P_Q – вартість 1 МДж енергії, грн

$$P_Q = \frac{P_{н.г}}{Q_{н.г}},$$

де $P_{н.г}$ – вартість природного газу, грн/тис. м³; $Q_{н.г}$ – теплота згоряння природного газу, МДж/тис. м³

$$P_2 = M_6 \cdot (M_{x.n} \cdot P_{x.n} + (M_{x.n} \cdot P_{x.n})_n),$$

де M_6 – маса вигазованого вугілля, т; $M_{x.n}$ – маса виходу хімічного продукту; $P_{x.n}$ – ринкова вартість реалізації 1 тонни хімічного продукту, тис. грн

$$M_6 = M_{6.2.2} - M_{втрав},$$

де $M_{6.2.2}$ – маса вугілля в газогенераторі, тис. грн; $M_{втрав}$ – маса втраченого вугілля, тис. грн

$$M_{6.2.2} = S_{2.2} \cdot \gamma \cdot t,$$

де $S_{2.2}$ – площа газогенератора, м²; γ – щільність вугілля, т/м³; t – потужність вугільного пласта, м.

$$M_{втрав} = M_p + M_{n.p} + M_c,$$

де M_p – втрати вугілля на формування реакційного каналу, т; $M_{n.p}$ – втрати вугілля на повторне розпалення реакційного каналу, т (при переході геологічного порушення з розривом суцільності вугільного пласта); M_c – втрати вугілля на перехід геологічного порушення без розриву вугільного пласта, т.

Результати виконаних розрахунків, що зроблені на основі геометричних параметрів газогенераторів, та проведених досліджень (табл. 1) для кожного з газогенераторів двох ділянок наведено в табл. 2 – 4.

З економічної точки зору відпрацювання вугільного пласта в межах ділянки № 2 є більш ефективним, оскільки викривлення свердловини відбувається в межах вугільного пласта, і не має потреби здійснювати його повторне розпалення. При переході геологічного порушення з розривом суцільності вугільного пласта втрати вугілля становлять до 6 %, а при переході геологічного порушення без розриву суцільності вугільного пласта максимальне значення становить 1,6 %. На основі проведених розрахунків отримана залежність зміни коефіцієнта економічної ефективності від довжини підземної частини газогенератора (рис. 3).

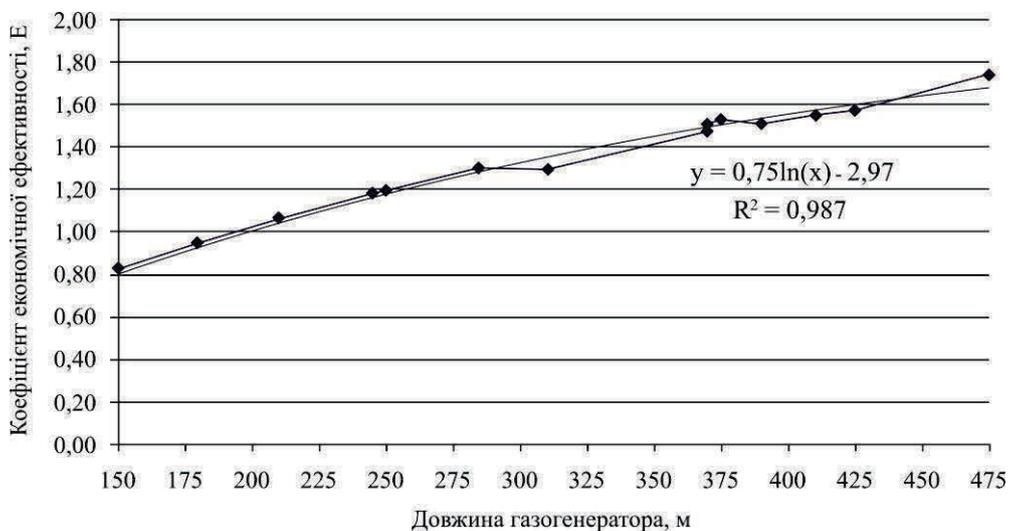


Рис. 3. Залежність зміни коефіцієнта економічної ефективності від довжини підземної частини газогенератора

Таблиця 1

Геометричні параметри газогенераторів (гг)

№ гг	Довжина гг, м	Площа гг, м ²	Маса вугілля в гг, т	Площа зони відсікання, м	Втрати вугілля		
					з зони відсікання, т	на формування реакційного(-их) каналу(-ів), т	з гг, %
Ділянка №1							
I	370	11 100	16 095	330	479	174	4,05
II	390	11 700	16 965	450	653	174	4,87
III	410	12 300	17 835	480	696	174	4,88
IV	425	12 750	18 488	530	769	174	5,10
V	310	9 300	13 485	480	696	174	6,45
VI	250	7 500	10 875	-	-	87	0,80
VII	245	7 350	10 658	-	-	87	0,82
VIII	210	6 300	9 135	-	-	87	0,95
IX	180	5 400	7 830	-	-	87	1,11
X	150	4 500	6 525	-	-	87	1,33
Ділянка №2							
I	475	14 250	20 663	-	-	196	0,95
II	375	11 250	16 313	-	-	218	1,33
III	370	11 100	16 095	-	-	261	1,62
IV	285	8 550	12 398	-	-	87	0,70
Всього	4 445	133 350	193 358	2 270	3 292	2 066	2,77

Таблиця 2

Результати розрахунку вартості отриманих хімічних продуктів

Ділянка		1	2	Сумарно	
Вихід хімічної продукції, тонн з 1 т вугілля	Смола	0,044	5 425	2 847	8 272
	Бензол	0,037	4 562	2 394	6 956
	Аміак	0,099	12 206	6 406	18 612
	Сірка	0,074	9 124	4 788	13 912
	Феноли	0,008	925	485	1 410
	Амоній	0,014	1 726	906	2 632
Ціна хімічної продукції, тис.грн	1 т хім. продукту				
	Смола	2,7	14 647	7 687	22 334
	Бензол	7,9	36 039	18 914	54 952
	Аміак	5,5	67 133	35 233	102 366
	Сірка	3,4	31 021	16 280	47 301
	Феноли	50,0	46 235	24 265	70 500
	Амоній	2,6	4 488	2 355	6 843
Вартість реалізації отриманих хімічних продуктів, тис. грн			199 563	104 734	304 296
Всього, тис. грн			525 983	276 044	802 026

Таблиця 3

Результати розрахунку вартості отриманої енергії

Ділянка		1	2	Сумарно
Вигазованого вугілля, т		123 294	64 706	188 000
Сумарний вихід генераторного газу, тис.м ³		271 246	142 354	413 599
Вихід генераторних газів, тис.м ³	СН ₄	29 837	15 659	45 496
	СО	66 455	34 877	101 332
	Н ₂	17 631	9 253	26 884
	Баластні гази	157 323	82 565	239 888
Середня теплота згоряння генераторного газу, МДж/м ³		7,75		
Вартість 1 МДж енергії, грн		0,16		
Вартість реалізації отриманої енергії, тис. грн		326 420	171 310	497 730

Таблиця 4

Загальна ефективність запропонованих заходів

№ гг	Довжина гг, м	Вигазованого вугілля, т	Витрати на підготовку газогенератора, тис. грн	Вартість реалізації отриманої продукції, тис. грн	Загальні витрати, тис. грн	Коефіцієнт економічної ефективності
Ділянка №1						
I	370	15 443	15 652	65 879	44 720	1,47
II	390	16 139	16 016	68 849	45 760	1,50
III	410	16 965	16 380	72 374	46 800	1,55
IV	425	17 545	16 653	74 849	47 580	1,57
V	310	12 615	14 560	53 817	41 600	1,29
VI	250	10 788	13 468	46 023	38 480	1,20
VII	245	10 571	13 377	45 095	38 220	1,18
VIII	210	9 048	12 740	38 600	36 400	1,06
IX	180	7 743	12 194	33 032	34 840	0,95
X	150	6 438	11 648	27 465	33 280	0,83
Всього	2940	123 294	142 688	525 983	407 680	1,29
Ділянка №2						
I	475	20 467	17 563	87 313	50 180	1,74
II	375	16 095	15 743	68 663	44 980	1,53
III	370	15 834	15 652	67 549	44 720	1,51
IV	285	12 311	14 105	52 518	40 300	1,30
Всього	1 505	64 706	63 063	276 044	180 180	1,53
Сумарно	4 445	188 000	205 751	802 026	587 860	1,36

Щодо аналізу отриманого коефіцієнта економічної ефективності, то його значення підтверджує доцільність впровадження запропонованих заходів та технологічних рішень при переході зон геологічної порушеності гірського масиву в умовах Львівсько-Волинського кам'яновугільного басейну лише для газо-

генераторів, довжина яких перевищує 200 м. В іншому випадку затрати на проведення газогенераторів та вигазовування вугільного пласта не покривають витрати на отримання товарної продукції.

Використання сучасних технологічних розробок, окрім значного економічного ефекту має й екологічні переваги застосування чистих вугільних технологій (Clean Coal Technology). Прогресивні технологічні рішення розроблені на сучасному рівні науки, мінімізують негативний вплив на навколишнє середовище, що дозволяє досить ефективно використовувати існуючі переваги свердловинної підземної газифікації вугілля.

Замкнений цикл підземної газифікації вугілля дає можливість вирішити актуальну екологічну проблему утилізації, переробки димових газів та відходів енергетичних підприємств. Газ СПГВ не вимагає додаткової підготовки і використовується як енергоресурс для отримання теплової та електричної енергії на самій станції підземної газифікації за допомогою поршневих агрегатів, паротурбінних або газотурбінних установках.

Висновки. На основі проведених досліджень автором було визначено доцільність застосування технології СПГВ на основі розрахунку коефіцієнта економічної ефективності, а саме:

– встановлено, що для розглядуваних умов довжина газогенераторів повинна становити не менше 200 м, для покриття витрат на отримання товарної продукції;

– економічна оцінка, що проведена на основі розрахунку коефіцієнта економічної ефективності, підтверджує доцільність застосування технології свердловинної підземної газифікації вугілля при вигазовуванні вугілля в зонах геологічної порушеності гірського масиву.

Список літератури

1. Olateju B. Techno-economic assessment of hydrogen production from underground coal gasification (UCG) in Western Canada with carbon capture and sequestration (CCS) for upgrading bitumen from oil sands / B. Olateju, A. Kumar // *Applied Energy*. – 2013. – Т. 111. – Р. 428 – 440.
2. Дичковський Р.О. Економічна доцільність сумісного відпрацювання вугільних пластів способом свердловинної підземної газифікації. / Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський, П.Б. Саїк [та ін.] // Школа підземної розробки: матер. V міжн. наук. практ. конф. – Д.: НГУ, 2011. – С. 403 – 411.
3. Falsztinskij W.S. Ekonomiczne uzasadnienie celowości doszczelniania skał stropowych nad obszarem podziemnego zgazowania węgla metodą otworów wiertniczych / W.S. Falsztinskij, R.E. Diczkowski, W.G. Łozinskij // *Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko*. – 2010. – Р. 51 – 59.
4. Дичковський Р.О. Наукові засади синтезу технологій видобування вугілля у слабометаморфізованих породах: монографія / Р.О. Дичковський. – Д. НГУ. 2013. – 262 с.
5. Лозинський В.Г. Інтенсифікація процесу свердловинної підземної газифікації вугілля малопотужних вугільних пластів / В.Г. Лозинський, П.Б. Саїк // *Наукова весна: матер. III Всеукр. наук. техн. конф.* – Д.: ДВНЗ НГУ, 2012. – С 39 – 40.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ковалевською І.А.
Надійшла до редакції 23.09.2014*

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ РАЗМЕРОВ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА НА НДС МАССИВА ПРИ ОТРАБОТКЕ КАМЕРНЫМИ СИСТЕМАМИ РАЗРАБОТКИ В КРЕПКИХ ПОРОДАХ

Изложена методика проведения лабораторных исследований с помощью эквивалентных материалов. Приведены результаты разрушения массива в камере. Сделаны выводы по полученным результатам лабораторных исследований и возможность его применения как косвенного способа определения НДС массива.

Викладена методика проведення лабораторних досліджень за допомогою еквівалентних матеріалів. Наведені результати руйнування масиву в камері. Зроблені висновки за отриманими результатами лабораторних досліджень та можливість його застосування як не прямого способу визначення НДС масиву.

The method of laboratory research using equivalent materials is presented. The results of the destruction of the rock mass in chamber are shown. Base on the findings of the laboratory tests, conclusions are drawn about the possibility of its usage to calculate strain-stress distribution.

Актуальность. Добыча руд (железных и урановых) подземным способом на шахтах Украины благополучно осуществляется посредством камерных систем разработки. При этом только урановые руды залегают в крепких породах. На текущий момент детально разведано 12 урановых эндогенных месторождений, которые образуют Восточную, Центральную и Северо-Западную рудоносные зоны, каждая из которых представляет собой серию рудных залежей [1]. Но разрабатываются только три месторождения: Ватугинское, Новоконстантиновское и Центральное. Крепость руд и вмещающих пород здесь колеблется довольно в широких пределах: от 120 до 180 Мпа на одноосное сжатие с плотностью 2,65 – 2,67 г/см³. Отработку рудных залежей производят при помощи камерных систем разработки с закладкой пустот твердеющими смесями. Для исследуемого Ватугинского месторождения (ш. «Смолинская») спроектирована и реализуется камерная система разработки подэтажными ортами и штреками с поочередной отработкой блоков по простиранию залежи и заполнением очистного пространства твердеющей смесью [1]. На ее основе и будут выполнены лабораторные исследования влияния размеров очистного пространства на напряженно-деформированное состояние (НДС) окружающего массива. Как известно, увеличение глубины разработки приводит к изменению влияния НДС на ведение очистных работ и, как следствие, изменение объемов вторичного дробления, взрывчатых веществ (ВВ), средств инициирования зарядов и др. В результате этого становится актуальным прогноз ведения очистных работ в таких условиях. На помощь приходит моделирование на эквивалентных материалах. Наряду с этим, изменение параметров разрушения горного массива с учетом НДС может обосновано снизить затраты на буровзрывные работы (БВР). Таким образом, лабораторные исследования влияния размеров очистного пространства с учетом НДС массива имеет актуальное научное значение.

Объектом исследования является методика проведения лабораторного исследования влияния размеров очистного пространства на изменение НДС окружающего массива.

Цель исследования проведение лабораторного моделирования изменения состояния НДС окружающего камеру массива на эквивалентных материалах для камерных систем разработки в крепких породах.

Изложение результатов. Можно выделить несколько основных методов физического моделирования, которые применимы для описанных типов руд – центробежного моделирования, оптический метод и на эквивалентных материалах. Сравнительный анализ этих методов поспособствовал выделению последнего, являющегося наиболее доступным и не менее эффективным. Основная сложность во время его применения – подбор эквивалентного материала в соответствии с основными физико-механическими свойствами исследуемых пород. Однако именно это и позволит провести более достоверные лабораторные исследования.

Физическое моделирование на эквивалентных материалах широко применяется для исследования горного давления в очистных и подготовительных выработках при подземной разработке месторождений, для изучения вопросов пучения пород и сдвижения массивов, а также других физических процессов протекающих в массиве пород [2, 3]. Сущность метода заключается в том, что на моделях, при соблюдении условий подобия, изучаются физические процессы, а результаты исследований используются для разработки теории процесса. В его основе лежит теория механического подобия Ньютона, которая описывает геометрическое, кинематическое и динамическое подобия. При этом существует возможность измерения показаний, отражающих напряженно-деформированное состояние массива горных пород в интересующих областях, которые в натуральных условиях выполнить практически невозможно ввиду труднодоступности участков массива. Соблюдая геометрическое подобие и граничные условия появляется возможность сформировать и испытать, за достаточно короткий срок, большое число моделей. Недостаток метода – достаточно высокая стоимость эквивалентного материала и трудоемкость его приготовления.

Очистные работы в условиях предприятия осуществляются в три этапа: подсечка и отрезка запасов камеры, очистная выемка. Они предусматривают отработку запасов в две очереди (камеры первой и второй очереди) с отработкой в нисходящем порядке, где прием отбитой горной массы производится на нижележащем горизонте. Очистные работы в камерах начинаются с образования подсечки камеры и формирования отрезной щели на всю её высоту. Подсечка камеры и отрезная щель осуществляется из нижних выработок путем взрывания восходящих веерообразных скважин.

Выполнение моделирования на эквивалентных материалах предлагается выполнить для основных стадий отработки камерных запасов, при этом степень отработки камеры характеризует такую стадию отработки, которая бы максимально была приближена к реальным условиям. Учитывая это, сформируем методику проведения физического моделирования для определения напряжений

вокруг очистных камер: подбор, приготовление и испытание эквивалентного материала; формирование модели; нагружение модели; проведение экспериментов.

Для испытания эквивалентного материала выполняется проверка его на соответствие основным требованиям моделирования: количественное подобие физико-механических свойств эквивалентного и натурального материалов; качественное соответствие характера деформации эквивалентного и натурального материалов; технологичность в качестве и скорости изготовления эквивалентного материала; однородность, прочность и способность материала деформироваться по всему объему модели; постоянство свойств готового материала при изменении условий окружающей среды и течения времени; доступность составляющих компонентов эквивалентного материала.

Итак, примем геометрический масштаб моделирования равным 1:250. В этом случае максимальный размер поперечного сечения выработанного пространства будет достигать 30 см. Предполагаем, что влияние выработанного пространства на окружающий массив будет иметь локальный характер, поскольку это расстояние равно 4 – 5 радиусам напряжения, а размер рабочей камеры плоского исследовательского стенда составляет $0,6 \times 0,6 \times 0,03$ м. При условии удовлетворения всех критериев подобия для эквивалентных материалов и обеспечении геометрического подобия натуры и модели совпадение механических процессов можно приступать к моделированию. Соблюдение же граничных условий по торцам модели не представляется возможным, однако в силу известного принципа Сен-Венана можно утверждать, что роль торцов становится заведомо малой поскольку расстояние от них соотносится с толщиной модели. Поэтому замеры величин смещений кровли и боков будут достоверными.

Следующим этапом является подбор и испытание эквивалентного материала для модели, который не обладал бы длительным сроком схватывания и твердения, а по своим физико-механическим свойствам обеспечивал бы подобие с горными породами. При этом безразмерные константы – коэффициенты Пуассона и углы внутреннего трения – должны численно совпадать в эквивалентном материале и натуральных горных породах [3]. Подбор эквивалентного материала производим путем определения его предела прочности на сжатие, модуля упругости и коэффициента Пуассона. Определение физико-механических свойств материала выполняем по образцам, которые имеют цилиндрическую форму с поперечным сечением 211 мм^2 и высотой 74 мм, с помощью малогабаритного пресса, который бы позволял регистрировать соответствующую деформацию и фиксировать нагрузку на образцы. Широкий спектр физико-механических свойств горных пород, весьма тяжело воспроизвести в лабораторных условиях. Поэтому моделирование производится на эквивалентном материале №7, свойства которого максимально приближаются к гранитовым рудам (магматитовым, альбититовым). В состав эквивалентного материала №7 входят: кварцевый песок – 30 %, молотый гранит – 35 %, чугунная стружка – 15 %, измельченная слюда – 10 % и парафин – 10 %. При исследовании такого

материала выявлено, что характер его деформации, при увеличении внешней нагрузки, имеет линейную зависимость, поэтому для определения процесса его деформирования принимается среднее значения в серии.

Приготовление эквивалентного материала выполняется в следующем порядке: кварцевый песок рассыпается тонким слоем и высушивается в течение 5 – 6 дней. С целью равномерной просушки песок мешается несколько раз в сутки. Затем полученный песок просеивается через сито для удаления крупных фракций и мусора. Параллельно измельчается гранит и рассыпается тонким слоем для подобного просушивания в течении 5 – 8 дней. Затем, аналогично, с помощью сита, просеивается для удаления крупных фракций. Далее подготавливается чугунная стружка путем его истирания на наждачном станке и просеиванием через сито для удаления крупных частиц. Затем подготавливается слюда путем измельчения ее с помощью мельницы и просеивания на сите для получения необходимой фракции. Натирается парафин до максимально мелкой возможной фракции. Подготовленный кварцевый песок и молотый гранит смешиваются между собой и высыпаются в сосуд. Затем чугунная стружка, измельченная слюда и парафин смешиваются между собой. Далее к полученной смеси добавляется смесь кварцевого песка и молотого гранита, все тщательно перемешивается. Полученная материал укладывается в металлическую емкость с плотной крышкой и ставится на водяную баню. Смесь прогревается 3 дня по 4 часа, при этом каждые 40 мин перемешивается для равномерности нагревания. Полученный эквивалентный материал проверяется на соответствие основным характеристикам прочности, то есть временному сопротивлению пород на сжатие $R_{сж}$ и растяжение R_p . После чего можно приступать к моделированию, которое производится на стенде моделирования горного давления (рис. 1).



Рис. 1. Общий вид стенда для моделирования на эквивалентных материалах

Как было сказано ранее стенд имеет размеры 600×600×30 мм, прикрытой толстой 30-ти миллиметровой прозрачной стенкой из оргстекла с одной стороны и металлическим листом – с другой; крепежных винтов и системы рычажных домкратов. К верхней крышке крепятся ребра жесткости, предохраняющие выпучивание оргстекла.

Формирование модели осуществляется в рабочей камере стенда слоями толщиной до 5 – 10 мм разогретого эквивалентного материала. Внутренняя поверхность рабочей камеры стенда перед формированием модели тщательно протирается графитовым порошком для уменьшения сил трения на контакте «эквивалентный материал – металл». Затем крепится передняя крышка стенда из оргстекла. К верхней кромке крышки крепится ребро жесткости для предотвращения ее выпучивания. С целью создания монолитной модели производится закатка каждого слоя с последующим мелким впусиванием поверхности для лучшего контакта между ними. Уплотнение каждого слоя осуществляется посредством приложения статической нагрузки массой 200 Н. После полного формирования модели к ней в течение часа прикладывается нагрузка интенсивностью 0,2 МПа, что соответствует глубине заложения камеры 500 – 600 м. После снятия первоначальной нагрузки отвинчивается прозрачная стенка стенда и на поверхности модели наносится прямоугольная мерная сетка 20×20 мм. В центре модели вырезается полость, которая моделирует очистную камеру. Затем на каждой последующей модели производится увеличение горизонтального размера камеры по описанной технологии. После очередного увеличения размера камеры в эквивалентном материале устанавливаются передняя съемная стенка, ребра жесткости и посредством домкратов массив нагружается. Нагрузка наращивается по 700 Н каждые 30 минут и на протяжении всего времени проведения эксперимента идет регистрация фотоаппаратом, находящийся в фиксированном положении. Впоследствии, по результатам смещения сетки, строится соответствующая зависимость, которая качественно и количественно должна отражать изменения НДС массива в окрестности очистной камеры. Поскольку данное моделирование выполняется без дополнительных датчиков, определяющих напряженное состояние в конкретных точках, будут учитываться деформации модели как основной результат. После соответствующих подготовительных работ поэтапно проводится моделирование.

Сначала, следуя технологии, эксперимент проводится на ранней стадии формирования очистной камеры – отрезной щели (рис. 2). На рис. 2 (1) видно, что влияние отрезной щели на прилегающее пространство камеры не значительно для всех буровых горизонтов. В производственных условиях, одновременно с образованием отрезной щели и подсечки в блоке, выполняется разбуривание камеры. Отрезная щель формируется снизу-вверх путем последовательного взрывания параллельных скважин на отрезной восстающей. Подсечка в блоке ведется из штрека вторичного дробления и нижнего бурового горизонта посредством взрывания восходящих веерообразных глубоких скважин. На модели подсечка и веер скважин не вырезаются из-за сложности исполнения и сомнительной целесообразности показывать и учитывать это. После образования отрез-

ной щели производится отбойка запасов руды посредством взрывания вееров восходящих скважин или штанговых шпуров, пробуренных из подэтажных штреков. В шахтных условиях плоскость вееров скважин и поверхность очистного забоя сохраняются вертикальными что и перенесено на модель. Опережение отработки верхнего бурового горизонта над нижним – допускается до 12 м, что дает возможность эффективно производить дробление и сброс отбитой горной массы. Поэтому переносим этот параметр на модель с таким же значением. Зная, что каждый массовый взрыв регулируется едиными правилами безопасности, внутренними требованиями предприятия, коэффициентами разрыхления пород и иными параметрами мы учитываем это и получаем второй этап для моделирования (рис. 2 (2)). Из него видно, что области деформаций, расположены в пределах очистной камеры и сконцентрированы на уровне 2 – 5 буровых горизонтов. Где области деформаций достигают своих максимальных значений на уровне 2 и 3 буровых горизонтов – 28 мм (8,5 м в натуре). Области упругих деформаций начинают формироваться с 5-го бурового горизонта от 12 мм и максимально увеличивая свое значение на 3 и 2, уходят в кровлю камеры и затухают, формируя, со смещением вниз, эллипсоидные очертания упругих деформации.

Далее, в условиях предприятия, после расширения отрезного восстающего, начинается подготовка и проведение следующего массового взрыва, где учитывается коэффициент разрыхления и возможности выпуска руды. Этот этап смоделирован и показан на рис. 2 (3). С него видно, что в окрестности 2 – 5 буровых горизонтов уже более явно прослеживаются деформации, которые достигают своих максимальных значений на уровне 3 и 4 буровых горизонтов – 32 мм (9,6 м в натуре). Характер распространения деформаций повторяет рис. 2 (2) наращивая отслоения и сохраняя эллипсоидную форму, но со смещением вниз.

После завершения очистных работ, когда размеры камеры достигают проектных размеров, технология отработки предполагает возведение заградительных перемычек во избежание попадания закладочной смеси в выработки, приступают к закладочным работам. Во время моделирования этой стадии более явно видны отслоения и отшелушивание материала модели (рис. 2 (4)). Здесь деформации распространяются уже за пределы очистной камеры по всей ее высоте достигая 33 мм (9,9 м в натуре) с сохранением характера эллипсоидной формы с легким смещением вверх от горизонтального центра камеры. Эта стадия моделирования не пригодна для определения разрушений в камере, поскольку мы видим разрушения за ее пределами, но она позволяет более точно построить зависимость их развития.

Кратко подытожив полученные результаты можно сказать, что деформации распространяются в плоскости залежи на всю мощность модели и достигают 32 мм формируя эллипсоидную форму с последовательным смещением вверх и вниз от горизонтального центра камеры. Поскольку по полученным изображениям можно определить только смещения, то именно по ним и будет выполнен анализ и построение соответствующего графика (рис. 3). После его построения и по-

лучения конкретных уравнений зависимостей величины деформации U можно провести анализ влияния на НДС массива. Уравнения изменения величины деформации для каждого бурового горизонта представлены ниже.

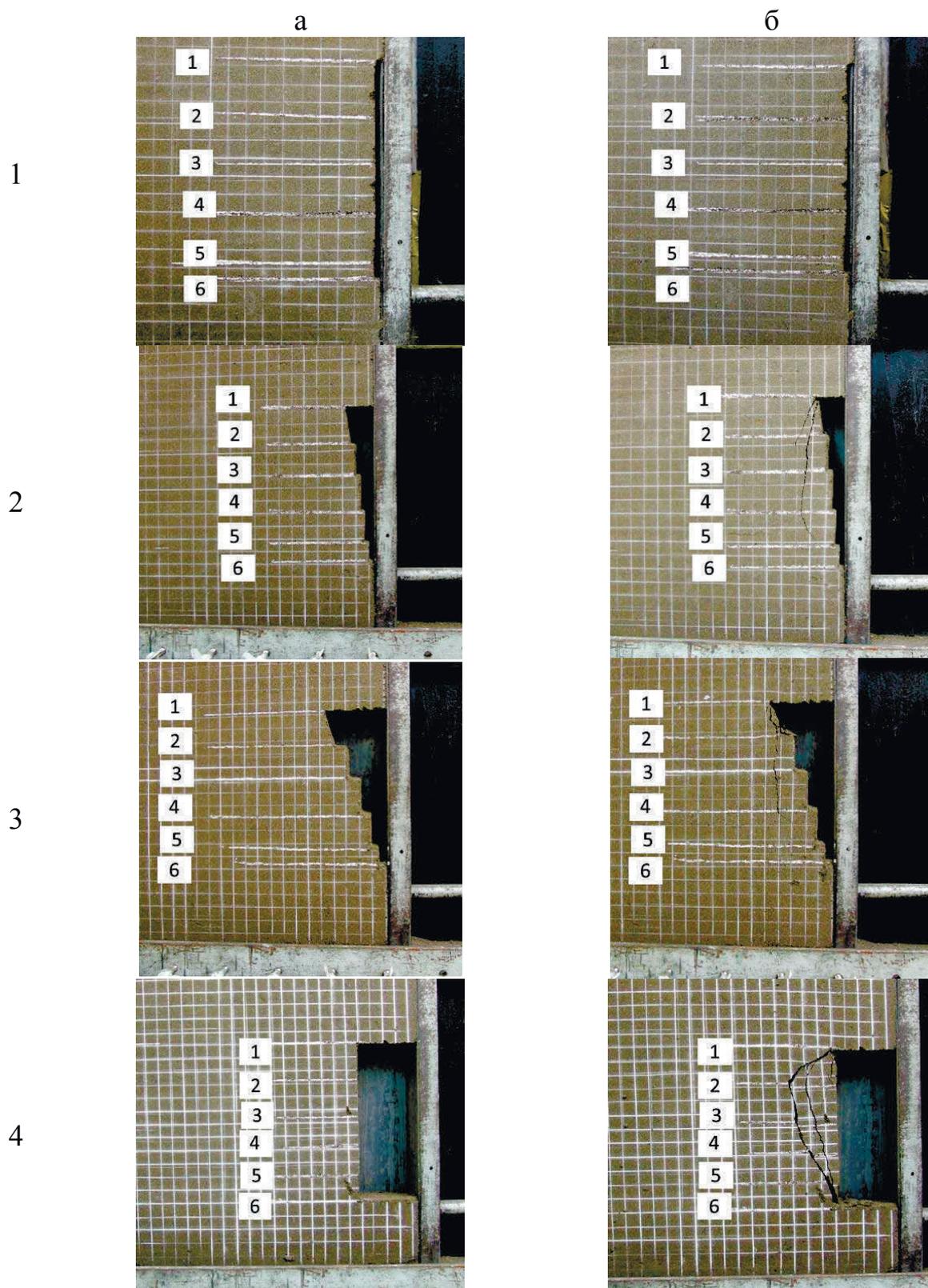


Рис. 2. Массив модели вокруг камеры до (а) и после нагружения (б) модели

Горизонт 1

$$U_1 = 0,00003l_k^3 - 0,0047l_k^2 + 0,2677l_k - 2,8039, \text{ мм, при } R^2 = 99 \%$$

Горизонт 2

$$U_2 = 0,0002l_k^3 - 0,0469l_k^2 + 3,0487l_k - 32,845, \text{ мм, при } R^2 = 99 \%$$

Горизонт 3

$$U_3 = 0,0003l_k^3 - 0,0577l_k^2 + 3,6548l_k - 39,142, \text{ мм, при } R^2 = 99 \%$$

Горизонт 4

$$U_4 = 0,0003l_k^3 - 0,0651l_k^2 + 4,025l_k - 42,869, \text{ мм, при } R^2 = 99 \%$$

Горизонт 5

$$U_5 = 0,00006l_k^3 - 0,0194l_k^2 + 1,5472l_k - 17,33, \text{ мм, при } R^2 = 99 \%$$

Горизонт 6

$$U_6 = 0,00003l_k^3 - 0,0056l_k^2 + 0,3587l_k - 3,8608, \text{ мм, при } R^2 = 99 \%$$

Обобщив уравнения распределения упругих деформаций по каждому горизонту получим вид: $U = al_k^3 - bl_k^2 + cl_k - d$.

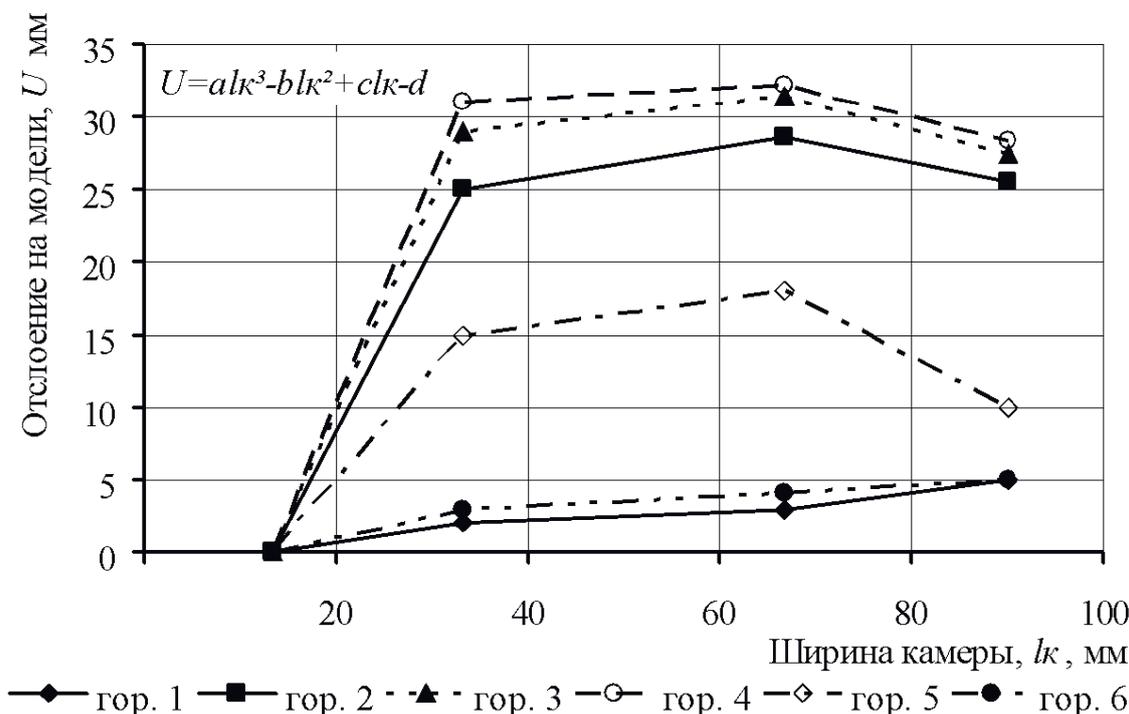


Рис. 3. Области деформации U , в зависимости от глубины заложения H , высоты очистной камеры $h_{ол}$ и степени развития очистных работ по ширине камеры l_k

После анализа полученных зависимостей для буровых горизонтов 1 и 6 становится очевидным, что они минимально подвергнуты влиянию выработанного пространства и, если подставить l_k в выражение, то мы получим деформацию стремящуюся к нулю. При этом максимальное влияние размеров выработанного пространства ощущается на 2, 3 и 4 буровых горизонтах после формирования и расширения отрезного восстающего.

По результатам моделирования можно сделать следующие выводы:

1. Величина упругих деформаций массива вокруг очистного пространства зависит от глубины заложения H камеры, ее высоты $h_{обл}$ и от степени развития очистных работ l_k . Главным образом на развитие деформаций влияют размеры камеры и степень развития очистных работ. Полученные эмпирическим путем зависимости показывают, что с увеличением очистного пространства камеры области упругих деформаций на каждом горизонте индивидуально изменяются по степенной зависимости $U=al_k^3 - bl_k^2 + cl_k - d$.

2. Исследована качественная и количественная характеристика деформаций с помощью физического метода моделирования на эквивалентных материалах, что говорит о возможности корректировки параметров буровзрывных работ в сторону увеличения в области 2, 3 и 4 буровых горизонтов при 60 – 100 % отработки запасов камеры. При этом влияние на отработку камер второй очереди не учитывается, поскольку в этом случае мы будем иметь наложение упругих деформаций.

3. Только одного лабораторного моделирования изменения размеров очистной камеры на НДС массива недостаточно, нужно провести сравнение и уточнение полученных результатов с теоретическим и промышленным исследованиями соответственно. Но уже сейчас можно сказать, что есть корреляция с результатами, приведенными в работах [4, 5].

Список литературы

1. Мальцев Д.В. Обоснование параметров буровзрывных работ при разрушении массива ураносодержащих руд: дис. ... к-та техн. наук: 05.15.02: – Д., 2013. – 177 с. защищена 26.04.2013; утв. 04.07.2013 / Д.В. Мальцев – Днепропетровск: ГВУЗ НГУ, 2002. – 177 с.
2. Кузнецов Г.Н. Изучение проявления горного давления на моделях / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Бунько, А.А. Филиппов [и др.]. – М.: Углетехиздат, 1959. – 283 с.
3. Изучение проявлений горного давления на моделях / М.Н. Кузнецов, М.Н. Будько, А.А. Филиппова и др. – М.: Углетехиздат, 1959. – 239 с.
4. Хоменко О.Е. Ресурсосберегающая технология буровзрывных работ для условий Ватутинского урановорудного месторождения / О.Е. Хоменко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2007. – №. 1. – С. 13 – 16.
5. Мальцев Д.В. Изучение напряженно-деформированного состояния массива урановых руд термодинамическим методом. Міжн. наук.-практ. конф. «Школа підземної розробки» 13 – 19 вересня 2009 р. – С. 600 – 614.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ковалевською І.А.
Надійшла до редакції 17.10.2014*

РАЗРАБОТКА МЕТОДА РАНЖИРОВАНИЯ КРИТЕРИЕВ ОПТИМАЛЬНОСТИ ПРИ ГОДОВОМ ПЛАНИРОВАНИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

В работе разработана методика расчета возможных условных экономических потерь в зависимости от возможных реализаций плана горных работ. Обоснован метод получения коэффициентов важности критериев оценки годовых планов.

The paper results was developed the method for calculating the economic potential contingent losses depending possible implementations of the mining plan. Based methods of obtaining the coefficients of the importance of the evaluation criteria of annual plans.

У роботі розроблена методика розрахунку можливих умовних економічних втрат у залежності від можливих реалізацій плану гірничих робіт. Обґрунтовано метод отримання коефіцієнтів важливості критеріїв оцінки річних планів.

Вступление. Актуальность данной работы вызвана необходимостью инженерно-технических работников при планировании горных работ находить рациональное решение исходя из множества условий. В практике открытых горных работ эти условия формализуют в том числе и в качестве критериев оценки плана горных работ [1, 2].

Не зависимо от применяемых методов решения задачи планирования с учетом многих критериев оценки плана, существует необходимость их предварительного ранжирования, а при математической постановке задачи еще и определения значений так называемых весовых коэффициентов или коэффициентов важности.

Формулирование целей исследований. В зависимости от условий планирования, традиций предприятия и множества других трудно формализуемых причин годовое планирование горных работ может выполняться по отношению к календарному плану и текущему годовому плану горных работ исходя из разных позиций.

В этой связи было сформулировано три основных стратегии планирования:

1. Стратегия минимизации отклонения от календарного плана горных работ: учитываются директивные показатели и выполняется минимизация отклонения от календарного плана горных работ.

2. Стратегия компенсации отклонения от годового плана горных работ: учитываются директивные показатели и выполняется компенсация отклонений в годовых контурах.

3. Стратегия планирования горных работ без учета отклонений от календарного плана: учитываются только директивные показатели.

Кроме разных стратегий планирования горных работ [3] в практике существуют различного рода условия планирования, которые используются в качестве критериев оценки годовых планов.

Изложение основного материала. Исходя из содержания представленных выше стратегий в работе было выделено два типа условий и соответствующие им критерии – это директивные показатели плана горных работ, которые задаются руководством с верхних уровней, и условия, учитывающие отклонение от годового или календарного плана горных работ (рис. 1).

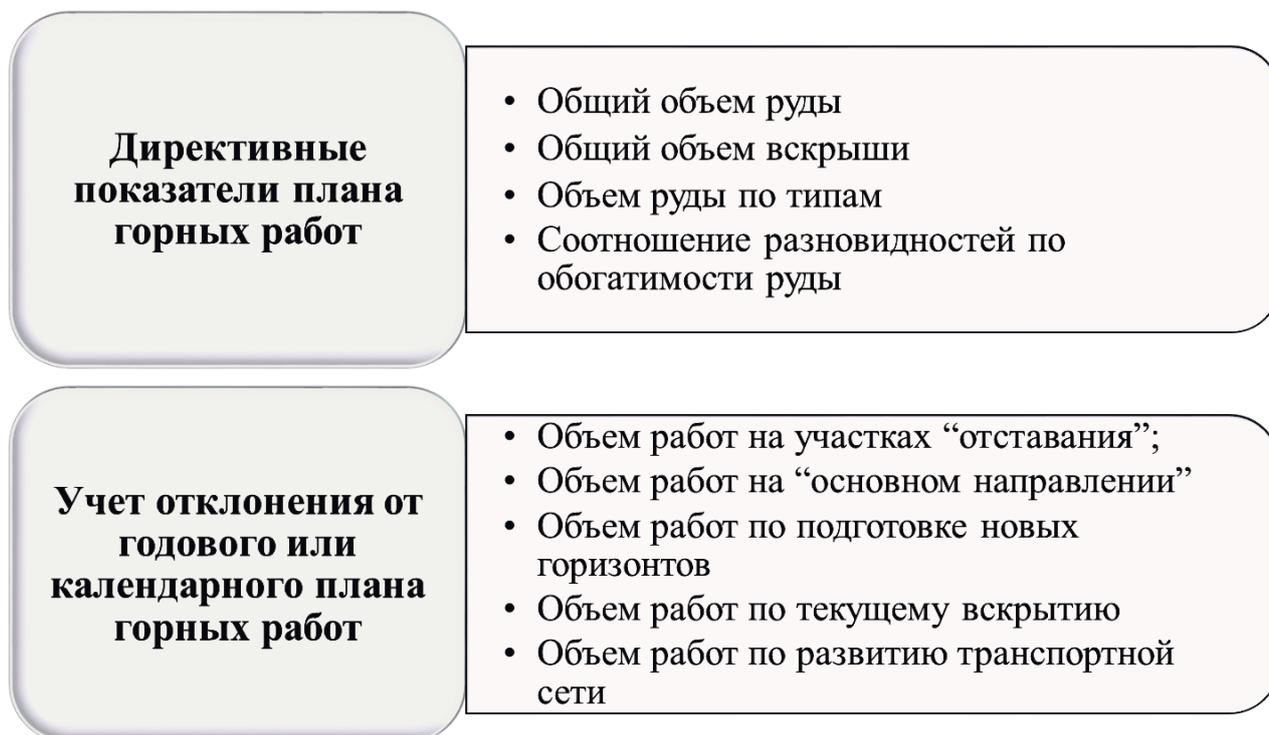


Рис. 1. Структуризация критериев оценки годового плана горных работ

Для указанных ранее стратегий представлены основные этапы процесса планирования с учетом возможной реализации плана горных работ (рис. 2 и рис. 3).

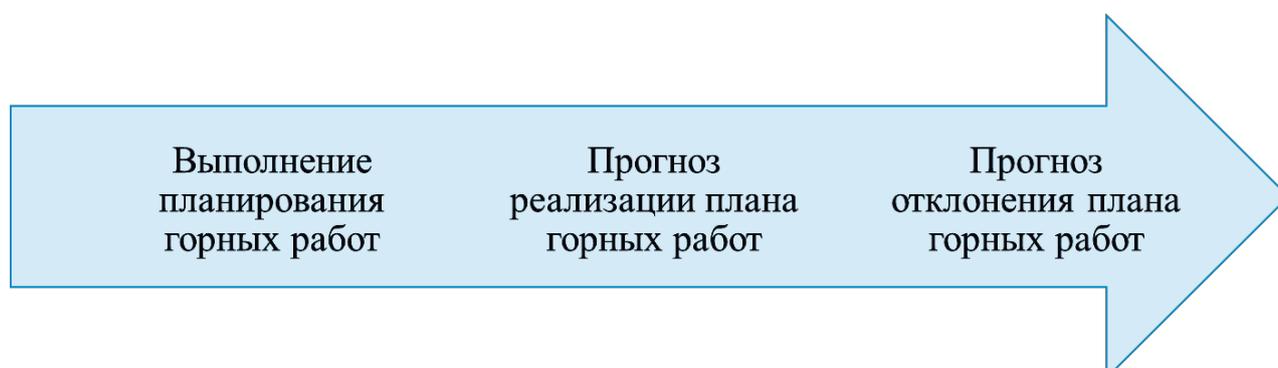


Рис. 2. Последовательность годового планирования для стратегий

Так, для стратегий, учитывающих отклонение от годового или календарного плана горных работ, предусмотрен прогноз реализации этого плана и про-

гноз возможного отклонения. При этом прогноз реализации плана осуществляется на основании текущих отклонений по сравнению с годовым или календарным планом горных работ.

Из данных, приведенных на рис. 3 для стратегии без учета отклонений соответствующий прогноз не выполняется.

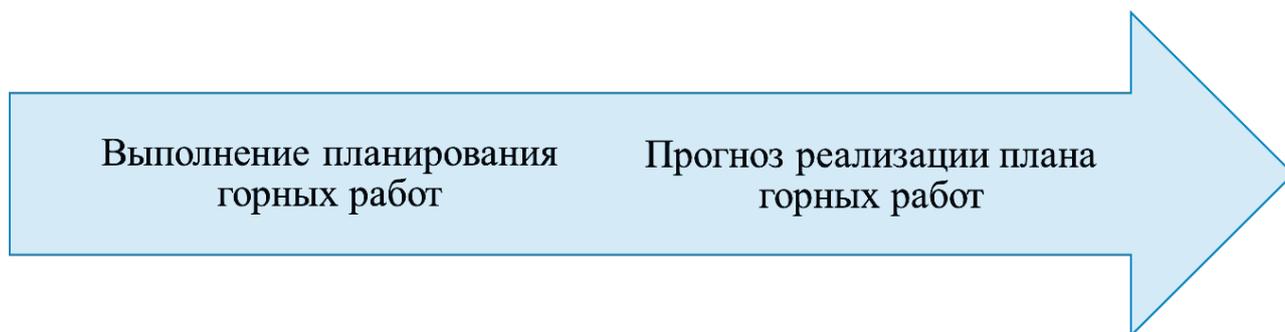


Рис. 3. Последовательность годового планирования для стратегий без учета отклонений

Для возможности прогноза отклонений планов горных работ была предложена методика расчета отклонений по указанным выше критериям оценки годового плана горных работ.

Известно, что, объем горной массы, который не был разработан, по сравнению с календарным планом, взаимосвязан с объемами работ, которые запланированы на будущие периоды. По этой причине, наряду с определением непосредственного отклонения от календарного плана, оцениваются условные технологические последствия этих отклонений, которые в совокупности будут иметь суммарную важность больше, чем выемка “отстающего” объема руды. В этой связи роль инженерно-технических работников состоит в установлении значения отклонения с учетом последующих отклонений, как показано на рисунке 4. При расчете отклонений от годового плана учитываются только “отстающие” объемы по указанным критериям оценки.

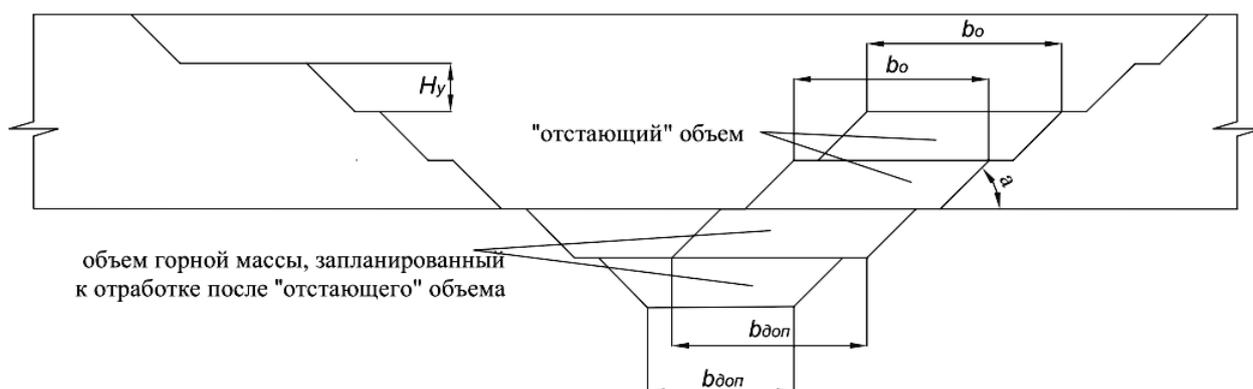


Рис. 4. Схема расчета отклонений объемов горной массы на “основном направлении” и участках “отставания”

Нижче приведені формули для розрахунку так называючого отстаючого об'єму горної маси і суммарного об'єму горної маси з урахуванням майбутніх періодів.

Указанні об'єми сумуються по всіх горизонтах.

Об'єм горних робіт, який не винят на так називаючих ділянках "отставання" можна визначити за формулою:

$$Q_o = \sum_{i=1}^N H_y^i \cdot b_o \cdot \operatorname{ctg} \alpha, \quad i = \overline{1, N} \quad (2)$$

де H_y^i - висота уступу на i -ом горизонті; b_o - ширина "отстаючого" об'єму; α - кут відкосу уступу; N - кількість горизонтів.

Загальний об'єм горних робіт, отриманий в результаті відхилення поточного положення від календарного плану з урахуванням майбутніх періодів визначається за формулою:

$$Q_{\text{общ}} = \sum_{i=1}^N H_y^i \cdot b_o \cdot \operatorname{ctg} \alpha + \sum_{i=1}^N H_y^i \cdot b_{\text{дон}} \cdot \operatorname{ctg} \alpha, \quad i = \overline{1, N} \quad (3)$$

де $b_{\text{дон}}$ - ширина робочої площадки уступу, на якій знаходиться об'єм несучий додаткову вагу.

В разі відхилення від плану горних робіт, де "отстаючий" об'єм досягає дна кар'єру, останній буде причиною невыполнения робіт по поточному відкриттю.

Для забезпечення планової ширини дна кар'єру необхідно винести об'єм, рівний сумарному об'єму різниці по всіх горизонтах між плановим положенням фронту горних робіт і фактичним (рис. 5).

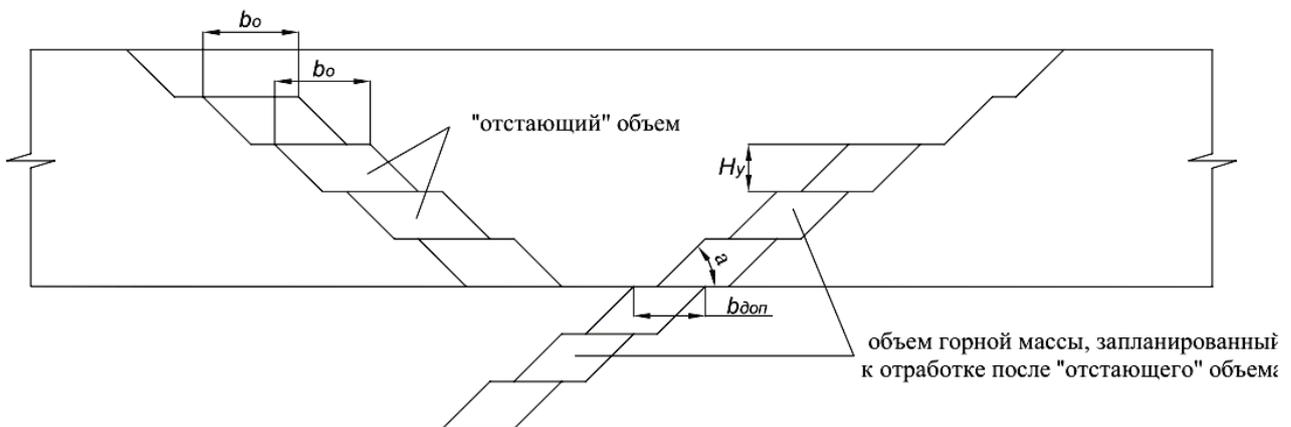


Рис. 5. Схема розрахунку відхилень об'ємів горної маси по поточному відкриттю

В разі якщо ширина робочої площадки на будь-якому уступі A_i буде виконувати вимогу: $A_i - b_o \geq A_{\text{min}}$, то видобуток можна виробляти тільки на тих уступах, які знаходяться нижче того, де виконується дане умову, якщо існує транспортна зв'язь до цього уступу, і немає інших причин для видобування об'єму, що знаходиться на верхніх горизонтах. Таке рішення прийма-

ется инженерно-техническими работниками при анализе положения горных работ с учетом будущих периодов.

“Отстающий” объем горной массы по текущему вскрытию рассчитывается так же, как и в предыдущем варианте.

В случае отклонения от календарного плана, где так называемый “отстающий” объем достигает дна карьера, то он и будет являться причиной невыполнения условия по обеспечению требуемых параметров ведения горных работ, таких как требуемая ширина дна карьера не будет достигнута.

Для обеспечения минимальной плановой ширины рабочей площадки на дне карьера необходимо разработать объем, равный суммарному объему разницы по всем горизонтам между плановым положением фронта горных работ и фактическим, который определяется по формуле:

$$Q_o = \sum_{i=1}^N H_y^i \cdot b_o \cdot ctg \alpha, \quad i = \overline{1, N} \quad (4)$$

Общий объем горных работ, полученный в результате отклонения текущего положения от календарного плана с учетом будущих периодов можно определить по формуле:

$$Q_{общ} = \sum_{i=1}^N H_y^i \cdot b_o \cdot ctg \alpha + \sum_{i=1}^N H_y^i \cdot b_{дон} \cdot ctg \alpha, \quad i = \overline{1, N} \quad (5)$$

где $b_{дон}$ - ширина рабочей площадки уступа, на котором находится объем несущий дополнительную важность.

Аналогично рассчитывается отклонение по развитию транспортной сети. Следует отметить, что для возможности формализации оценки критериев, их необходимо привести к единой шкале. Т.е. учитывать одновременно отклонение по развитию транспортной сети в погонных метрах и “отстающий” объем в метрах кубических составляет сложность. При этом, эти параметры влияют на значения приоритетности критериев оптимальности и определять их значения необходимо.

Объем работ по развитию транспортной сети, который не проведен по сравнению с календарным планом можно определить по формуле:

$$L_o = \sum_{i=1}^N \left(L_{np}^i + \frac{L_{kp}^i}{\cos \alpha} \right), \quad i = \overline{1, N} \quad (6)$$

где L_{np}^i - длина прямолинейного участка трассы на i -ом горизонте; L_{kp}^i - длина проекции криволинейного участка трассы на i -ом горизонте.

Объем горных работ, полученный в результате отклонения работ по развитию транспортной сети от календарного плана с учетом будущих периодов можно определить по формуле:

$$Q_{отсм} = \sum_{i=1}^N H_y^i \cdot b_{дон} \cdot ctg \alpha, \quad i = \overline{1, N} \quad (7)$$

На рис. 6 показана схема для определения руды по типам и разновидностям с учетом уточненных геологических данных. Исходя из данных, приведенных на схеме (рис. 6) видно, что как правило, форма рудного тела не совпа-

дає з параметрами виємочного блоку, що влечє за собою необхідність розрахуна можливого відхилення об'ємів руди по типах і різновидностям по обогатимості.

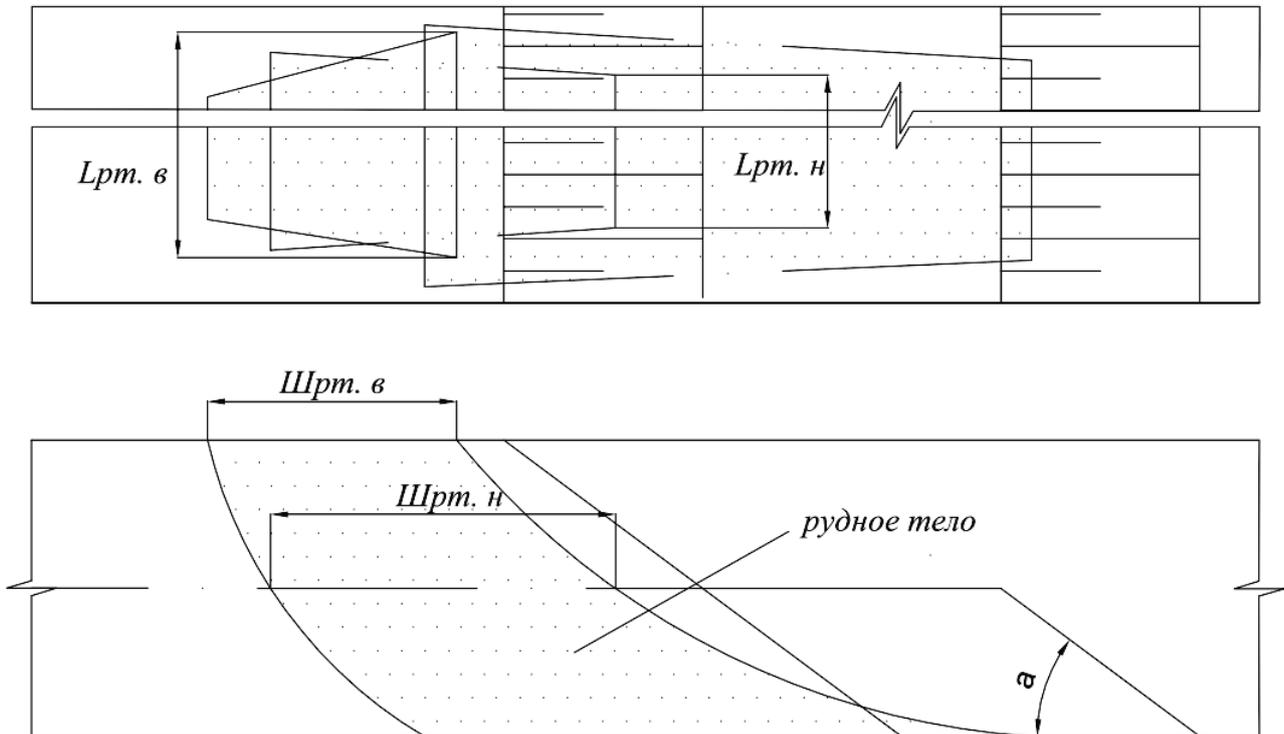


Рис. 6. Схема розрахуна об'ємів руди по типах і різновидностей по обогатимості

Нижє приведені формули по котрим здійснюється розрахунок відхилення об'єму руди по типах і різновидностям по обогатимості.

Розрахунок проводиться для всіх типів руд, різновидностях по обогатимості і горизонтів.

$$L_{\text{фр.}ijgk}^{\text{кал.пл.}} = \frac{L_{\text{рт.в}} + L_{\text{рт.н}}}{2} \quad (8)$$

де $L_{\text{рт.в}}$, $L_{\text{рт.н}}$ - довжина рудного тіла відповідно по верху і понизу в межах фронту гірських робіт:

$$\text{Ш}_{\text{фр.}ijgk}^{\text{кал.пл.}} = \frac{\text{Ш}_{\text{рт.в}} + \text{Ш}_{\text{рт.н}}}{2} \quad (9)$$

де $\text{Ш}_{\text{рт.в}}$, $\text{Ш}_{\text{рт.н}}$ - ширина рудного тіла відповідно по верху і понизу межах фронту гірських робіт.

Розрахунок відхилення об'єму по типах і співвідношення різновидностей по обогатимості руди від встановленого об'єму в календарному плані.

Приведемо розрахунок відхилення об'єму руди по типах:

$$\sum_{j=1}^M \sum_{g=1}^G \sum_{k=1}^K L_{\text{фр.}ijgk}^{\text{кал.пл.}} \cdot \text{Ш}_{\text{фр.}ijgk}^{\text{кал.пл.}} \cdot H_y - \sum_{j=1}^M \sum_{g=1}^G \sum_{k=1}^K L_{\text{фр.}ijgk}^{\text{факт.}} \cdot \text{Ш}_{\text{фр.}ijgk}^{\text{факт.}} \cdot H_y, \quad i = \overline{1, N} \quad (10)$$

где, $L_{\text{фр.}ijgk}^{\text{кал.пл.}}$, $L_{\text{фр.}ijgk}^{\text{факт.}}$ - длина фронта горных работ i -ого типа j -ой разновидности по обогатимости руды находящейся на g -ом горизонте k -ой волне соответственно установленной в календарном плане и фактическая; $\text{Ш}_{\text{фр.}ijgk}^{\text{кал.пл.}}$, $\text{Ш}_{\text{фр.}ijgk}^{\text{факт.}}$ - ширина фронта горных работ i -ого типа j -ой разновидности по обогатимости руды находящейся на g -ом горизонте k -ой волне соответственно установленной в календарном плане и фактическая; H_y - высота уступа; N - количество типов руды; M - количество разновидностей руды по обогатимости; G - количество горизонтов; K - количество крутонаклонных слоев ("волн").

Расчет отклонения соотношения разновидностей по обогатимости.

$$\frac{\sum_{g=1}^G \sum_{k=1}^K L_{\text{фр.}i1gk}^{\text{кал.пл.}} \cdot \text{Ш}_{\text{фр.}i1gk}^{\text{кал.пл.}} \cdot H_y}{\sum_{g=1}^G \sum_{k=1}^K L_{\text{фр.}i2gk}^{\text{кал.пл.}} \cdot \text{Ш}_{\text{фр.}i2gk}^{\text{кал.пл.}} \cdot H_y} - \frac{\sum_{g=1}^G \sum_{k=1}^K L_{\text{фр.}i1gk}^{\text{факт.}} \cdot \text{Ш}_{\text{фр.}i1gk}^{\text{факт.}} \cdot H_y}{\sum_{g=1}^G \sum_{k=1}^K L_{\text{фр.}i2gk}^{\text{факт.}} \cdot \text{Ш}_{\text{фр.}i2gk}^{\text{факт.}} \cdot H_y}, \quad i = \overline{1, N} \quad (11)$$

Для возможности одновременного использования перечисленных выше критериев оценки, их значения было приведено к единой шкале. Наиболее эффективной, по мнению авторов, является экономическая оценка указанных выше отклонений, которая будет определяться в качестве возможных условных потерь от невыполненного плана горных работ.

Разработка методики расчета условной эффективности от оптимизации каждого критерия заключается в условной экономической оценке отклонений текущего положения от календарного плана.

Условные потери по отклонению технологических параметров, характеризующих это отклонение, предлагается учитывать, как суммарные затраты на выемку текущего и будущего объемов горной массы. Таким образом, будет (может) будут учитываться не только затраты на выемку неотработанного объема, но и его технологическая значимость с учетом объемов плановых работ в будущих периодах. Владея такого рода информацией, технолог может определить, какую значимость имеет невыполненный объем, при этом оценка производится по одной денежной шкале, что представляет возможным сравнение значений отклонений между собой.

Таким образом, был выделен принцип определения условных экономических потерь, которые и будут основанием определения предпочтения одного критерия оптимальности над другим.

Ввиду условности рассчитываемых потерь, допускается, что инженерно-технический работник в состоянии установить связь в виде строго предпочтения: критерий больше сравниваемого или они равны. И не в состоянии с достаточной для расчета точностью определить коэффициент важности путем присвоения соответствующих значений коэффициентов.

В результате расчета отклонения с учетом условных потерь предоставляется возможность оценки критериев оптимальности. Рассчитанная условная эффективность по предложенной методике является основой для определения предпочтения одного критерия над другим, что является необходимым и достаточным условием для расчета коэффициентов важности.

Как видно из результатов расчета, значения условных потерь, а соответственно и значимость критериев оценки плана горных работ, отличаются. При этом в стратегиях с учетом отклонений от календарного или годового плана горных работ наблюдается влияние рассчитанных отклонений на приоритетность критериев. Результаты расчетов условных экономических потерь приведены в табл.1.

Таблица 1

Результаты расчетов условных экономических потерь

Критерий	Фактическое отклонение, тыс. т		Дополнительное отклонение, тыс. т		Условн. потери по стратегии 1, грн.	Условн. потери по стратегии 2, грн.	Условн. потери по стратегии 3, грн.
	<i>Руда тип 1</i>	<i>Руда тип 2</i>	<i>Руда тип 1</i>	<i>Руда тип 2</i>			
K_1	13600	13200	200	0	47520	23760	0
K_2	10900	10500	140	60	39600	39600	0
K_3	19850		150		16088	1733	0
K_4	250		10		2376	1188	0
K_5	26		5		1188	17820	0
K_6	59500		500		118800	59400	0
K_7	3000		0		0	0	0
K_8	7		0		0	0	0

K_1 - отклонение от требуемого объема руды по типам.

K_2 - отклонение от требуемого соотношения разновидностей руды по обогатимости.

K_3 - отклонение от требуемого объема вскрыши.

K_4 - объем работ по текущему вскрытию.

K_5 - объем работ по подготовке новых горизонтов.

K_6 - объем работ на "основном направлении".

K_7 - объем работ на участках "отставания".

K_8 - объем работ по развитию транспортной сети.

Наиболее распространенными методами расчета коэффициентов важности является метод попарного сравнения [4, 5], методы присвоения рангов и методы непосредственной оценки критериев с последующим присвоением значений коэффициентов важности.

Рассчитывать коэффициенты важности критериев оценки предлагается методом попарного сравнения критериев, который является наиболее простым и распространенным среди данного направления. Данный метод предусматривает установление строгих предпочтений: “один критерий важнее другого” или “критерии равны по важности”. Установить на сколько, один критерий важнее другого, в виду условности рассчитываемых потерь, является сложной задачей и в предлагаемой методике не требуется. Это преимущество является решающим в выборе метода расчета коэффициентов важности.

Таким образом, расчет коэффициентов важности рассчитывается по формуле на основании ранжированных критериев оценки, а не назначается технологом. Пример расчета коэффициентов важности методом попарного сравнения приведен в табл.2.

Таблица 2

Пример расчета коэффициентов важности методом попарного сравнения

Критерий	W_i		
	Стратегия	Стратегия	Стратегия
	1	2	3
K_1	0,875	0,750	1,000
K_2	0,750	0,875	0,875
K_3	0,625	0,500	0,750
K_4	0,500	0,375	0,625
K_5	0,375	0,625	0,500
K_6	1,000	1,000	0,375
K_7	0,250	0,250	0,250
K_8	0,250	0,250	0,125

Если $K_i \geq K_j$, то значение приоритетности $K_i = 1$, в обратном случае $K_i = 0$, где K_i, K_j - критерий оптимальности соответственно в i -ой строке и j -ом столбце.

Коэффициент важности критериев оптимальности рассчитывается по формуле:

$$W_i = \frac{\sum_{j=1}^N R_{ij}}{N}, \text{ где } i = \overline{1, N} \quad (17)$$

где R_{ij} - значение предпочтения i -ого критерия оптимальности над j -ым;

N - количество критериев оптимальности.

Выводы.

1. Предложен стратегический подход к процессу годового планирования горных работ.
2. Разработана методика расчета возможных условных экономических потерь в зависимости от реализаций плана горных работ с учетом возможных стратегий процесса планирования. Это позволило реализовать обоснованное ранжирование критериев оценки этих планов.
3. Обоснован метод попарного сравнения критериев оценки годовых планов для расчета их коэффициентов важности. Полученные коэффициенты важности необходимы для дальнейшего этапа планирования горных работ, а именно для выбора рационального плана горных работ.

Список литературы

1. Резниченко С.С. Математические методы и моделирование в горной промышленности / С.С. Резниченко, А.А. Ашихмин. – М: Издательство МГГУ. – 1997. – 404 с.
2. Загубинога В.В., Панченко В.В. Аналіз методології планування гірничих робіт на залізорудних кар'єрах та шляхи її вдосконалення // Вісник Криворізького технічного університету. – 2011. – Випуск 28. – С. 271-275.
3. Панченко В.В. Перспективи розвитку концепції стратегічного управління для залізорудних кар'єрів / В.В. Панченко, В.В. Загубинога, // Матеріали міжнародної конференції “Форум гірників – 2014”. – Д.: Державний вищий навчальний заклад “Національний гірничий університет”, 2014. – С. 10-18.
4. Евланов Л.Г. Теория и практика принятия решений. – М.: Экономика, 1984. – 176 с.
5. Подиновский В.В. Качественная важность критериев и аддитивность многокритериальной структуры предпочтений // Открытое образование. – №2. – 2011. – с. 189-192.

*Рекомендована до публікації д.т.н. Собком Б.Ю.
Надійшла до редакції 09.10.2014*

УДК 622.235

© О.О. Фролов, В.В. Котенко, Ю.О. Бритвин

ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ БАГАТОТОЧКОВОГО ІНІЦІАТОРА З УРАХУВАННЯМ ФОРМУВАННЯ ЕФЕКТИВНИХ ЕНЕРГЕТИЧНИХ ПОТОКІВ В СВЕРДЛОВИННОМУ ЗАРЯДІ ВР

Обґрунтовано доцільність застосування багатоточкового способу ініціювання свердловинних зарядів для вибухового руйнування скельних гірських порід. Встановлено, що щільність енергетичного потоку при детонації свердловинного заряду прямо пропорційна сумарному імпульсу детонаційної хвилі, яка діє на стінки зарядної порожнини. Отримані розрахункові формули для визначення сумарного імпульсу багатоточкового і односточкового ініціювання. Виконано порівняння імпульсу детонаційних хвиль послідовного та одночасного багатоточкового

ініціювання з одноточковим підриванням при різних відстанях між точками ініціювання та швидкостях поширення детонаційних хвиль по свердловинному заряду. Визначені найбільш оптимальні параметри багатоточкового ініціатора при яких досягається максимальна ефективність дії сумарного імпульсу детонаційних хвиль послідовного і одночасного багатоточкового ініціювання в порівнянні з точковим підриванням. Встановлено, що одночасне багатоточкове ініціювання свердловинних зарядів більш ефективніше ніж послідовне.

Обоснована целесообразность применения многоточечного способа инициирования скважинных зарядов для взрывного разрушения скальных горных пород. Установлено, что плотность энергетического потока при детонации скважинного заряда прямо пропорциональна суммарному импульсу детонационной волны, действующей на стенки зарядной полости. Полученные расчетные формулы для определения суммарного импульса многоточечной и однотоочечной инициирования. Выполнено сравнение импульса детонационных волн последовательного и одновременного многоточечного инициирования с однотоочечным взрывом при различных расстояниях между точками инициирования и скоростях распространения детонационных волн по скважинному заряду. Определены наиболее оптимальные параметры многоточечного инициатора при которых достигается максимальная эффективность действия суммарного импульса детонационных волн последовательного и одновременного многоточечного инициирования по сравнению с точечным взрывом. Установлено, что одновременное многоточечное инициирование скважинных зарядов более эффективнее последовательного.

Expediency of many point method of initiating explosive hole charges for fracture rock rocks. Found that the energy flux density in downhole detonation charge is directly proportional to the total pulse detonation wave that acts on the charging wall cavity. The resulting formulas to determine the total momentum and single-point-to-multipoint initiation. Comparison pulse detonation waves consecutive and simultaneous multipoint initiation with one-point explosion at different distances between the points of initiation and propagation velocity of detonation waves in hole charges. The most optimal parameters multipoint initiator under which maximizes the efficiency of the total pulse detonation waves consecutive and simultaneous multipoint initiation point compared to explosives. Established that simultaneous multipoint initiation hole charges more effective than sequential.

Вступ. Методи ініціювання свердловинного заряду вибухових речовин (ВР) та його вплив на характер формування енергетичних потоків досліджувався багатьма авторами. Зокрема, в роботах [1, 2] встановлено, що при ініціюванні заряду знизу напруження, яке викликає деформацію зсуву в підшві уступу, в 2 рази більше, ніж при ініціюванні зверху, а руйнування гірського масиву відбувається більш якісно. Посилення дії вибуху в будь-якому місці свердловини можна забезпечити також при двосторонньому зустрічному ініціюванні завдяки взаємодії енергетичних потоків [3]. В цьому випадку в декілька разів збільшується тиск на стінки свердловини і тим самим покращується якість подрібнення.

Дослідження вчених довели, що ініціювання циліндричних зарядів ВР лінійними ініціаторами є найефективнішим [4]. Зокрема, в роботі [5] встановлено, що при заміні проміжного промислового детонатора детонуючим шнуром, розміщеним по всій довжині заряду, ефективність вибуху збільшується на 20...30%.

Незважаючи на значну кількість запропонованих методів керування енергією вибуху, які забезпечують підвищення ефективності руйнування масиву гірських порід, багато з них або не застосовуються на виробництві внаслідок їх нетехнологічності, або застосовуються неефективно через значну втрату енергії. Для усунення вказаних недоліків рекомендується до застосування багатото-

чкове ініціювання, яке створює багатоімпульсне навантаження на стінки свердловини, що обумовлює складний напружений стан у масиві гірських порід і підвищує ефективність руйнування [6]. Чисельними дослідженнями встановлена ефективність і доцільність застосування багатоточкового ініціювання в порівнянні з традиційними методами ініціювання при підриванні свердловинних зарядів ВР [7, 8]. Воно, при відповідних параметрах, може мати переваги лінійного ініціювання, однак значно дешевше і зручніше його у застосуванні.

Постановка проблеми та мета досліджень. На сьогодні розроблено та запропоновано до використання декілька конструкцій багатоточкового ініціатора, визначені їхні параметри і рекомендовані різні способи розміщення проміжних детонаторів у свердловині. Однак, розглянуті конструкції свердловинного заряду не надають однозначного рішення по параметрах ініціатора, які б забезпечили максимальне значення детонаційних енергетичних потоків та їх дію на стінки свердловини. Також не обґрунтовано способи реалізації багатоточкового ініціювання та ефективності його застосування в порівнянні з точковим ініціюванням. Тому метою дослідження є формування ефективного детонаційного енергетичного потоку в заряді ВР для створення руйнуючого поля напружень в скельному масиві гірських порід.

Викладення матеріалу досліджень. Дослідженнями встановлено, що ефективність дії вибуху встановлюється величиною тиску на фронті детонаційної хвилі (ДХ), яка діє на стінки свердловини [9, 10]. У разі підривання свердловинного заряду ВР багатоточковим ініціатором величина імпульсу визначається ступенем взаємодії енергетичних потоків, які поширюються від кожного з проміжних детонаторів.

Згідно [11] щільність потоку енергії, що розповсюджується під час вибуху в скельному масиві гірських порід, буде визначатися добутком напруження в гірському масиві і швидкості зсуву частинок середовища. Якщо розглядати поширення енергетичного потоку в свердловинному заряді під час його детонації, то можна припустити, що щільність потоку енергії буде пропорційна тиску на фронті ДХ P_d і швидкості його розповсюдження $D_{ВР}$:

$$j = P_d D_{ВР} \quad (1)$$

Оскільки при визначенні ефективності дії вибуху подовженого заряду ВР порівнюють питомий імпульс на стінки зарядної порожнини, то (1) можна представити у вигляді

$$j = \frac{I}{t} D_{ВР}, \quad (2)$$

де I – сумарний імпульс детонаційних хвиль від точкових проміжних детонаторів, які досягли стінок свердловини; t – час дії тиску на стінки свердловини.

Таким чином, можна відзначити, що щільність енергетичного потоку при детонації заряду прямо пропорційна сумарному імпульсу ДХ, який діє на стінки свердловини.

Для визначення раціональних параметрів багатоточкового ініціатора, а саме, оптимальної відстані між бойовиками, визначимо збільшення сумарного імпульсу ДХ, діючої на стінки свердловини, від двох проміжних детонаторів, розміщених на певній відстані один від одного, в порівнянні з імпульсом ДХ від одного детонатора [12].

Припустимо, що сумарне значення імпульсу ДХ від багатоточкового ініціатора по довжині свердловини залежить від відстані між детонаторами і послідовності їх підривання (рис. 1).

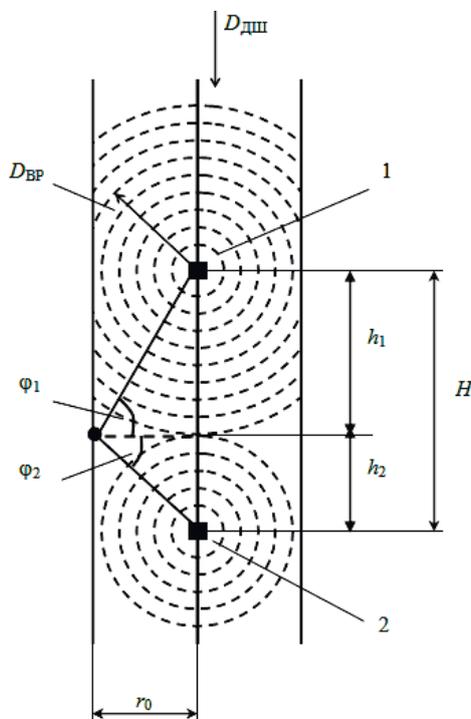


Рис. 1. Схема до розрахунку сумарного імпульсу при багатоточковому послідовному ініціюванні

Тоді відповідно до [10] імпульс ДХ, яка падає на перешкоду під кутом φ , дорівнює

$$i_{\varphi} = i_n (\cos^2 \varphi + \beta \sin^2 \varphi) \quad (3)$$

де i_n – питомий імпульс при $\varphi = 0$; β – параметр, який залежить від властивостей продуктів детонації (показника ізоентропи γ).

Оскільки мають осьову симетрію, то сумарний імпульс визначиться інтегруванням виразу (3) тільки по h :

$$I_1 = \int_0^{h_1} i_{\varphi_1} dh + \int_0^{h_2} i_{\varphi_2} dh \quad (4)$$

де i_{φ_1} , i_{φ_2} – питомі імпульси ДХ від детонаторів 1 і 2.

Після інтегрування (4) отримаємо:

$$I_1 = i_n r_0 \left[\begin{aligned} & \operatorname{arctg} \left(\frac{H}{2r_0} \left(1 + \frac{D_{BP}}{D_{ДШ}} \right) \right) + \\ & + \operatorname{arctg} \left(\frac{H}{2r_0} \left(1 - \frac{D_{BP}}{D_{ДШ}} \right) \right) + \\ & + \beta \left[\frac{1}{\cos \left(\operatorname{arctg} \left(\frac{H}{2r_0} \left(1 + \frac{D_{BP}}{D_{ДШ}} \right) \right) \right)} + \right. \\ & \left. + \frac{1}{\cos \left(\operatorname{arctg} \left(\frac{H}{2r_0} \left(1 - \frac{D_{BP}}{D_{ДШ}} \right) \right) \right)} - 2 \right] \end{aligned} \right], \quad (5)$$

де D_{BP} – швидкість поширення детонаційної хвилі по ВР, м/с; $D_{ДШ}$ – швидкість детонації по детонуючому шнуру (ДШ), м/с; H – відстань між проміжними детонаторами, м; r_0 – радіус свердловини, м.

При ініціюванні свердловинного заряду ВР одноточковим ініціатором значення імпульсу ДХ на ділянці довжиною H визначиться інтегруванням виразу:

$$I_2 = i_n \int_0^H (\cos^2 \varphi + \beta \sin \varphi) dH. \quad (6)$$

В результаті інтегрування (6) отримаємо:

$$I_2 = i_n r_0 \left[\operatorname{arctg} \left(\frac{H}{r_0} \right) + \beta \left[\frac{1}{\cos \left(\operatorname{arctg} \left(\frac{H}{r_0} \right) \right)} - 1 \right] \right]. \quad (7)$$

Для оцінки ефективності послідовного багатоточкового ініціювання на основі ДШ в порівнянні з одноточковим розділимо сумарний імпульс I_1 (5) на імпульс I_2 (7).

За результатами виконаних розрахунків побудована графічна залежність зміни відношень імпульсів послідовного багатоточкового ініціювання до одноточкового I_1/I_2 при різних відстанях між точками ініціювання в багатоточковому ініціаторі H (рис. 2).

Аналіз графічних залежностей рис. 2 показує, що на сумарне значення імпульсу при багатоточковому ініціюванні істотно впливає швидкість детонації ВР, в якому розташовуються проміжні детонатори. Зокрема, зі збільшенням швидкості детонації з 2500 до 5000 м/с ефективність застосування послідовного багатоточкового ініціювання зменшується в порівнянні з одноточковим ініціюванням з 57% до 38,7%, тобто в 1,46 рази. Також слід зазначити, що зі збіль-

шенням швидкості детонації ВР збільшується також оптимальну відстань між детонаторами, відповідно з 1,09 до 2,13 м (табл. 1).

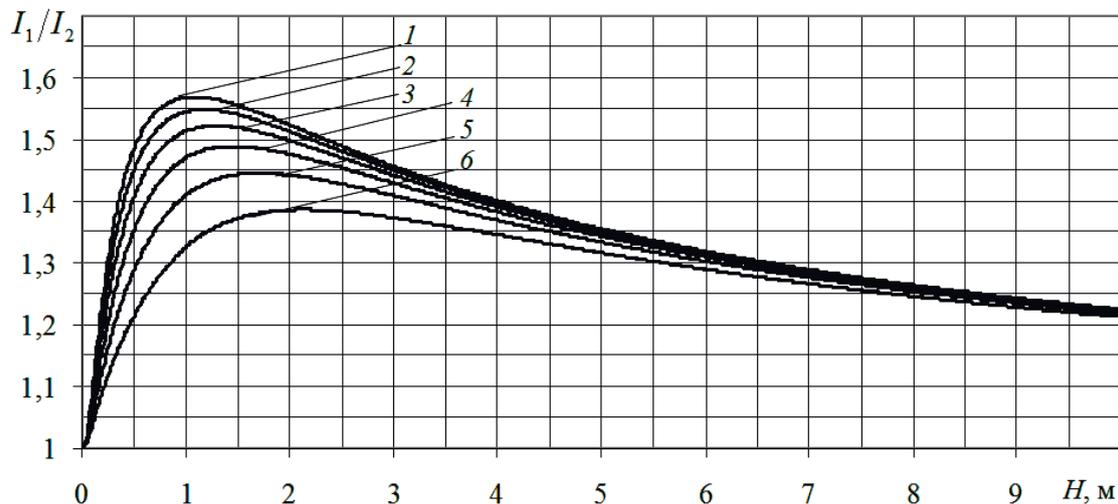


Рис. 2. Зміна відношень імпульсів I_1/I_2 при послідовному багатоточковому ініціюванні в залежності від відстані H між проміжними детонаторами при $D_{ВР}$: 1 – 2500 м/с; 2 – 3000 м/с; 3 – 3500 м/с; 4 – 4000 м/с; 5 – 4500 м/с; 6 – 5000 м/с

Таблиця 1
Ефективні параметри багатоточкового ініціювання в порівнянні з одноточковим

Швидкість детонації по ВР, м/с	2500	3000	3500	4000	4500	5000
Відношення I_1/I_2	1,57	1,549	1,523	1,49	1,446	1,387
Оптимальна відстань між проміжними детонаторами, м	1,09	1,16	1,29	1,46	1,70	2,13

Для порівняння одночасного багатоточкового ініціювання на основі неелектричних систем ініціювання з одноточковим підриванням свердловинного заряду, визначимо відношення його сумарного імпульсу I_3 до імпульсу ДХ одного бойовика I_2 (7) для різних відстаней між точками ініціювання H .

Сумарний імпульс ДХ від двох точкових детонаторів, що досяг стінок свердловини на відрізку H , визначимо за (3). Оскільки маємо осьову і площинну симетрію, то сумарний імпульс буде дорівнювати:

$$I_3 = 2 \int_0^h i_\phi dh . \quad (8)$$

З урахуванням переходу до інтегрування по ϕ маємо

$$I_3 = 2i_n r_0 \left[\arctg \frac{H}{2r_0} + \beta \left(\frac{1}{\cos \left(\arctg \frac{H}{2r_0} \right)} - 1 \right) \right] \quad (9)$$

За результатами виконаних розрахунків побудована графічна залежність зміни функції $I_3/I_2 = f(H)$ (рис. 3).



Рис. 3. Зміна I_3/I_2 при одночасному багатоточковому ініціюванні в залежності від відстані H між детонаторами

Аналіз залежності (9) показує, що на сумарне значення імпульсу швидкість розповсюдження детонації по ВР не впливає. Максимальна ефективність одночасного багатоточкового ініціювання в порівнянні з одоточковим досягається при відстані між бойовиками 0,92 м і становить 61,2% (рис. 3).

Порівнюючи способи багатоточкового ініціювання, можна зробити висновок, що одночасне підривання проміжних детонаторів в ініціаторі більш ефективно, оскільки максимальне значення його ефективності на 4,2% більше ніж максимальне значення при послідовному багатоточковому ініціюванні (61,2% порівняно 57% при $D_{ВР} = 2500$ м/с).

Висновки. В результаті проведених досліджень встановлено, що максимальна ефективність дії сумарного імпульсу ДХ послідовного багатоточкового ініціювання в 1,39 ... 1,57 разів більше в порівнянні з одоточковим залежно від зміни швидкості поширення детонації по ВР з 5000 до 2500 м/с відповідно. При одночасному багатоточковому ініціюванні значення сумарного імпульсу ДХ більше в 1,61 рази ніж імпульс при одоточковому підриванні незалежно від $D_{ВР}$. Оптимальна відстань між проміжними детонаторами послідовного багатоточкового ініціювання становить 1,1 ... 2,1 м при збільшенні $D_{ВР}$ з 2500 до 5000 м/с, при одночасному багатоточковому ініціюванні – 0,92 м.

Список літератури

1. Петряшин Л.Ф. О зависимости поля напряжений и процесса разрушения от конструкции заряда и направления детонации / Л.Ф. Петряшин, Н.И. Мячина // Взрыв. дело. – М., 1967. – №62/19. – С. 150–156.
2. Совершенствование буровзрывных работ на железорудных карьерах / [М.Ф. Друкованый, Э.И. Ефремов, В.М. Комир и др.] – М.: Недра, 1968. – 120 с.
3. Шекун О.Г. Перераспределение энергии взрыва по длине скважинного заряда / О.Г. Шекун, В.Ф. Бызов, М.А. Волинец // Взрыв. дело. – М., 1967. – №62/12. – С. 193-198.
4. Кучерявый Ф.И. Влияние нижнего инициирования на качество взрыва / Ф.И. Кучерявый, А.В. Олейников // Разработка рудных месторождений. – К., 1968. – №5. – С. 89–92.
5. Беришвили Г. А. Об эффективности низкочувствительных ВВ при инициировании их боевиками различной конструкции/ Г.А. Беришвили, Т.Ш. Элизбарашвили // Взрыв. дело. – М., 1976. – №76/33. – С. 164-178.
6. Михалюк А.В. Горные породы при неравномерных динамических нагрузках / Михалюк А.В. – К.: Наук. думка, 1980. – 154 с.
7. Исследование эффективности действия взрыва при многоточечном инициировании удлиненных зарядов / [Сеинов Н.П., Марченко Л.Н., Жариков И.Ф., Валиев Б.С., Удачин В.Г.] // Взрыв. дело. – М., 1972. – № 71/28. – С. 102–108.
8. Воробьев В.В. Промышленные исследования эффективности многоточечного инициирования скважинных зарядов / В.В. Воробьев, В.Т. Щетинин // Проблемы создания новых машин и технологий. Научные труды КГПУ – Кременчуг, 2000. – Вып. 2/2000(9). – С. 504-506.
9. Фролов О.О., Тур С.В. Розрахунок значень тиску на фронті ударної хвилі при руйнуванні гірських порід вибухом // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – 2009. – Вып. 18. – С. 42–47.
10. Физика взрыва / Под ред. Л.П. Орленко. – Изд. 3-е, переработанное в 2 т. – Т.1 – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2002. – 832 с.
11. Фролов А.А. Применение энергетического подхода для оценки действия взрыва при разрушении скальных массивов горных пород //Материалы 9-й Международной конференции по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики «Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики» – Тула: Тульский государственный университет. – 2013 – Т. 1 – С. 322-326.
12. Фролов О.О. Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні різномісних масивів гірських порід на кар'єрах / Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.03. – К., 2014. – 369 с.

*Рекомендована до публікації д.т.н.Соболевим В.В
Надійшла до редакції 09.10.2014*

ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ГІРНИЧОТЕХНІЧНОЇ РЕКУЛЬТИВАЦІЇ ОБВОДНЕНИХ ЗАЛИШКОВИХ ВИРОБЛЕНИХ ПРОСТОРІВ КАР'ЄРІВ

Розроблені технологічні рішення значною мірою, комплексно вирішують питання рекультивації обводнених залишкових вироблених просторів кар'єрів. Забезпечується підвищення якості додатково відновлених земель для потреб сільськогосподарського використання та промислово-цивільного будівництва.

The method largely comprehensively directs to issues reclamation of flooded quarry residual spaces. Improves the quality of the disturbed lands reclamation that allows to include restored area to agricultural use and industrial and civil construction.

Разработанные технологические решения в значительной степени, комплексно решают вопросы рекультивации обводненных остаточных выработанных пространств карьеров. Повышение качества восстановления нарушенных земель обеспечивается использованием площадей, дополнительно восстановленных для нужд сельскохозяйственного использования и промышленно-гражданского строительства.

Вступ. Розвиток технічного прогресу призвів до того, що значна кількість населення земного шару нині живе в оточенні техногенних ландшафтів. Мільйони гектарів землі зазнають безпосереднього впливу від промисловості, у тому числі від відкритих гірничих робіт. Унаслідок цього змінюється рельєф земної поверхні та її літологічна основа, повністю знищується рослинний і ґрунтовий покриви. Особливо помітним є швидкий темп негативної зміни ландшафту в індустріально розвинутих країнах. Так, якщо в Україні ці площі приблизно складають 270 тис. га, то в Росії – 20 млн га, в США – 12 млн га, у Великобританії – 70 тис. га, Румунії та Польщі по 30 тис. га [1].

Проблема рекультивації територій порушених земель в результаті відкритих гірничих робіт, з кожним роком постає все гостріше через постійне збільшення кількості вже відпрацьованих і покинутих кар'єрів. Також збільшуються площі територій, на яких розташовуються відвали, відходи гірничої та металургійної промисловості.

У деяких випадках відсутність якісної рекультивації залишкових вироблених просторів кар'єрів викликана: браком розкривних порід у зовнішніх відвалах, обводненням гірничих виробок і недосконалістю технологічного процесу, який потребує додаткових об'ємів робіт з екскавації та переміщення гірничих порід.

Постановка завдання. Для вирішення проблеми відновлення та повернення порушених земель у сільськогосподарське використання та їх залучення у цивільне будівництво необхідно підвищувати ефективність технології гірничотехнічної рекультивації залишкових вироблених просторів. Одним з таких напрямів може бути їх засипка породами розкриву та відходами промисловості та господарства. Однак, на сьогоднішній день використання таких технологій недостатньо обґрунтоване як в теоретичному так і в практичному плані. Відсу-

тні комплексні дослідження зі встановлення параметрів відвальних ярусів, які формуються у виробленому просторі при його засипці. Також відкритими для досліджень залишаються питання показників роботи гірничотранспортного устаткування в умовах формування техногенного об'єкту форми «внутрішній відвал» у виробленому просторі кар'єру із різних за фізичним і хімічним складом речовин. Тому вирішення питань вдосконалення гірничотехнічної рекультивациі обводнених залишкових вироблених просторів кар'єрів дозволить підвищити екологічну безпеку на територіях гірничовидобувних регіонів та збільшити площі відновлення земель, які були порушені відкритими гірничими роботами.

Виклад основного матеріалу дослідження. Аналіз науково-технічних рішень з вдосконалення технології рекультивациі залишкових вироблених просторів дозволив виявити основні напрямки вирішення поставленої проблеми.

Один з існуючих способів рекультивациі залишкового виробленого простору передбачає його засипку спрямованим вибухом гірських порід, які розташовані у бортах кар'єру з наступною закладкою виробленого простору кар'єру. Засипка відбувається екскаватором паралельними заходками від протилежних бортів кар'єру [2]. Однак цей спосіб засипки має значний недолік, який полягає у тому, що через брак гірських порід у бортах кар'єру неможливо заповнити увесь вироблений простір. Тому цей спосіб може забезпечити лише часткову рекультивацию території гірничого відводу.

Найбільш близьким технічним рішенням задачі підвищення ефективності технології гірничотехнічної рекультивациі обводнених залишкових вироблених просторів кар'єрів є спосіб рекультивациі, який передбачає їх повне заповнення брикетованими твердими побутовими відходами з попереднім подрібненням і поярусною засипкою. Після їх складування, сформовані яруси покривають ізолюючим шаром глини, поверх якої укладають родючий шар ґрунту [3]. Недоліком цього способу є значні витрати на попереднє подрібнення твердих побутових відходів і виготовлення з них ізольованих брикетів, що забезпечить захист ґрунтових вод. Недоліком цього способу є додаткові витрати на транспортування відходів на брикетну станцію, з якої вони транспортуються у вироблений простір кар'єру.

Складність вирішення задачі також полягає у тому, що більшість залишкових вироблених просторів кар'єрів є обводненими, а відповідно до положень ДБН [4] розміщати побутові відходи в них заборонено. Це пов'язано з тим, що відходи несуть в собі потенціальну екологічну загрозу, тому їх використання в якості матеріалу для заповнення залишкового виробленого простору, при рекультивациі кар'єру, вимагає дотримання особливих умов для запобігання впливу на навколишнє середовище.

Розробка нових технологічних схем рекультивациі обводнених вироблених просторів кар'єрів повинна виконуватись з урахуванням наведених вище положень. Основними умовами при розробці цих схем є:

– забезпечення високого рівня інженерного захисту геологічного середовища від проникнення забруднюючих речовин;

- використання технологій попередньої підготовки залишкового виробленого простору кар'єру перед розміщенням відходів;
- використання сучасних методів складування відходів з метою їх ізоляції від навколишнього середовища.

Виходячи з цього, при розміщенні відходів у виробленому просторі кар'єру необхідно враховувати ряд факторів і вимог до їх властивостей (фізичних, компресійних, абразивних, корозійних, санітарно-бактеріологічних та ін.), а також параметри виробленого простору кар'єру і вид корисної копалини, яка видобувається.

При виборі матеріалу для заповнення залишкового виробленого простору необхідно враховувати наступні фактори:

- еколого-гігієнічний – забезпечення охорони здоров'я людей і навколишнього середовища;
- ресурсній – наявність достатньої кількості відходів для заповнення кар'єру;
- реакційної здатності – хімічна індиферентність компонентів відходів;
- інженерно-геологічний – схожість відходів з природними матеріалами кар'єру.

Кожний із факторів враховує певні властивості і характеристики відходів. Так у результаті проведеного аналізу фізико-механічних, хімічних і гранулометричних властивостей полігонів захоронення відходів встановлено, що найбільш оптимальними для заповнення гірничих виробок є різновиди будівельних відходів. Це пояснюється схожістю структури і гранулометричного складу будівельних відходів з гірськими породами родовищ будівельних матеріалів, а відсутність токсичних і шкідливих речовин у їх складі дозволяє знизити витрати на створення гідроізоляційних і захисних шарів.

При вирішенні задачі з вдосконалення технології гірничотехнічної рекультивациі обводнених залишкових вироблених просторів кар'єру розглядається питання введення нових технологічних операцій і встановлення необхідних параметрів гірничих виробок. За рахунок вдосконалення технології рекультивациі має забезпечуватися більш надійна ізоляція відходів від навколишнього середовища. З іншої сторони, розміщення будівельних відходів у вироблених просторах кар'єрів дозволить зберегти від порушень землі, на яких були б розташовані полігони. Це знижує подальші витрати на рекультивацию територій полігонів, а зменшення темпу зростання відходів на них знижує негативний вплив на навколишнє середовище.

Технологічна схема рекультивациі обводнених залишкових вироблених просторів кар'єрів, відповідно до запропонованої технології, повинна включати чотири етапи, які виконуються послідовно.

Перший етап передбачає осушення від води залишкового виробленого простору кар'єру відповідно до вимог державних будівельних норм. Ґрунтові води повинні знаходитися на глибині не менш ніж 2 м від поверхні ділянки, на якій будуть розміщуватися відходи полігону. Ця вимога може бути виконана шляхом засипки частини обводненого залишкового простору гірськими поро-

дами з зовнішніх чи внутрішніх відвалів, або породами з укосів траншей. Гірничотранспортні роботи з засипки виробленого простору повинні виконуватися після завершення робіт з видобування корисної копалини на кар'єрі та встановлення кінцевого рівня води у гірничих виробках. Засипка необхідна лише у випадку, коли залишковий вироблений простір кар'єру має відкриті водоносні горизонти (рис. 1).

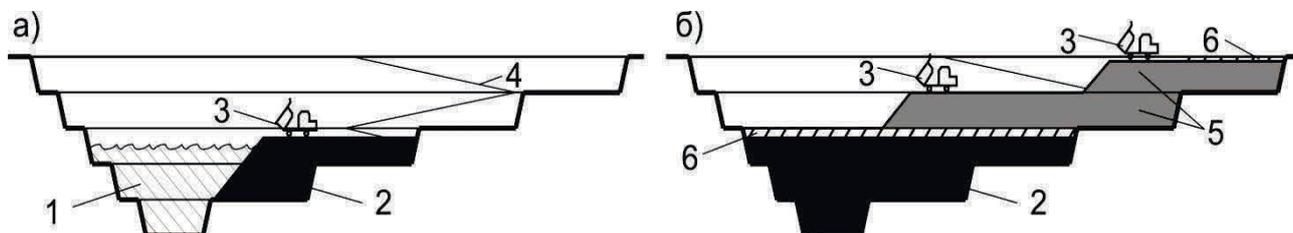


Рис. 1. Схема поярусної засипки залишкового виробленого простору кар'єру при запропонованому способі: а) підготовка залишкового виробленого простору до складування відходів; б) завершальний етап засипки; 1 – обводнена частина виробленого простору кар'єру; 2 – інертні породи з зовнішніх відвалів; 3 – автосамоскид; 4 – транспортні шляхи; 5 – яруси з твердими будівельними відходами; 6 – ізоляційний екрануючий шар

Після засипки обводненої частини виробленого простору до встановленого рівня починається *другий етап*, який включає підготовку новосформованого днища виробленого простору і укосів бортів згідно з вимогами нормативів спорудження полігонів. Поверхня днища залишкових траншей вирівнюється гірничим обладнанням до горизонтального стану, що забезпечує розподілення фільтрату за всією довжиною основи полігону. У деяких випадках, за необхідності, днище траншеї може бути сплановано з незначним нахилом, який забезпечить стік фільтрату до спеціального збірника. Якщо нахил днища полігону має незначний уклін, проектується каскад з гірничих виробок, за умови щоб відмітка висоти основи кожного наступного полігону не перевищувала попередню на 1 м [4].

Днище й укоси траншеї повинні мати протифільтраційні екрани з природних матеріалів з коефіцієнтом фільтрації не більш ніж 10 м/с. Товщина протифільтраційних екранів повинна складати не менше 1 м. Якщо вказаних показників неможливо досягти, то застосовується штучний протифільтраційний екран з аналогічним коефіцієнтом фільтрації та строком служби не менш ніж 75 років. Матеріал штучного екрану повинен бути хімічно стійким до тривалого впливу фільтрату, ультрафіолету, а також до пошкодження гризунами. Після встановлення протифільтраційного екрану, за необхідності, відсипається дренажний шар потужністю до 0,5 м з вапнякового щебеню. Він забезпечить акумулювання і стік фільтрату в необхідному напрямку до збірника.

Слід зазначити, що з урахуванням поставлених вимог найбільш сприятливі властивості для використання у якості полігону, мають залишкові вироблені простори кар'єрів з розробки глин, вапняків або гранітів, оскільки ці кори-

сні копалини виступають природним геологічним бар'єром. Цей бар'єр майже непроникний для фільтратів, а отже знижується ризик потрапляння шкідливих речовин у навколишнє природне середовище, що забезпечує більший спектр застосування матеріалів для засипки.

Третій етап передбачає повну засипку залишкового виробленого простору кар'єру твердими побутовими відходами. Відповідно до існуючих державних норм будівництва передбачається пошарове заповнення залишкового виробленого простору кар'єру. Для цього залишкові гірничі виробки повинні бути обладнані кар'єрним з'їздом. За його відсутності будується пандус з нахилом у 3 є. Частина пандусу будується у межах кар'єру з облаштуванням насипу ґрунту, або напівнасипу в укосі борту залишкової траншеї.

Після повного поярусного заповнення залишкового виробленого простору кар'єру твердими побутовими відходами йде *четвертий етап*, який є заключним у роботі полігону. На цьому етапі поверхня полігону знаходиться на рівні з поверхнею землі, що дозволяє формувати остаточний захисний шар.

Покриття твердих побутових відходів здійснюється ґрунтом, який розробляється, переміщується і складається скреперами. Потужність верхнього ізоляційного шару повинна бути у діапазоні 1 – 2 м. Цей ізоляційний шар складається з вапнякового шару, для забезпечення збору газу, протифільтраційного глиняного шару і захисного шару з щебеню для забезпечення дренажу.

Після створення захисного покриття полігону твердих побутових відходів, його поверхня покривається шаром родючого ґрунту землі, потужність якого коливається від 0,5 до 1 м. Цей етап буде заключним у гірничотехнічній рекультивациі обводненого залишкового виробленого простору кар'єру (рис. 1).

Окрім встановлення послідовності засипки обводненого залишкового виробленого простору з попередньою підготовкою, важливою науково-практичною задачею є обґрунтування параметрів роботи гірничотранспортного обладнання. Оскільки формування ярусів у залишковому виробленому просторі виконується у зворотному порядку на відміну від формування зовнішнього відвалу, то розміри і об'єм першого відвального ярусу будуть мінімальними. У зв'язку із цим залежність продуктивності гірничотранспортного обладнання від порядкового номеру відвального ярусу буде зворотною від формування техногенного об'єкту типу «зовнішній відвал».

Дослідження залежності продуктивності гірничотранспортного обладнання від кількості відвальних ярусів та їх параметрів виконувались для умов застосування бульдозерного відвалоутворення де у якості транспортної одиниці прийнято автосамоскид, який є найбільш розповсюдженим засобом для переміщення гірської маси в умовах розробки кар'єрів будівельних матеріалів.

В процесі встановлення ефективної продуктивності автосамоскидів прийнято, що відсипка залишкового виробленого простору глибиною 70 м відбувається однаковими за висотою 10 м ярусами. Встановлено, що при поярусній засипці виробленого простору кар'єру, продуктивність автосамоскидів має нелінійну залежність від глибини кар'єру (номеру ярусу), що зумовлено зміною довжини перевезення матеріалів з поверхні у кар'єр. Результати досліджень

свідчать, що максимальна продуктивність автосамоскиду досягається на 5-му і 6-му відвальних ярусах за рахунок мінімальної відстані транспортування матеріалу (рис. 2). Однак у верхньому сьомому ярусі відстань транспортування знов збільшується через збільшення його горизонтальної площі, що призводить до зменшення продуктивності автосамоскидів.

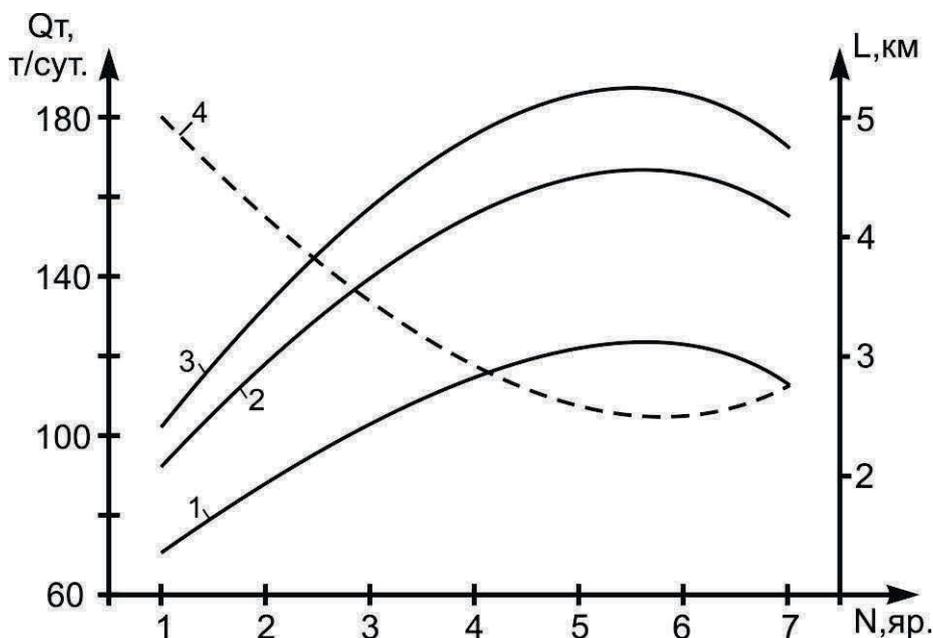


Рис. 2. Графік залежності продуктивності автосамоскидів Q_T та внутрішньокар'єрної відстані транспортування L від кількості відвальних ярусів N при засипці залишкового виробленого простору глибиною 70 м: 1, 2, 3 – продуктивність автосамоскида з ємністю кузова 8, 12, 18 м³, відповідно; 4 – внутрішньокар'єрна відстань транспортування

Аналіз результатів розрахунків, наведених на графіку (рис. 2) дозволяє встановити, що при збільшенні об'єму кузова автосамоскида з 8 до 18 м³ (у 2,25 рази), продуктивність транспорту збільшується лише у 1,42 рази. Тобто доцільність використання автомобілів великої вантажопідйомності потребує подальших досліджень.

Експериментальна частина. Відповідно до наведеної послідовності виконання гірничотехнічної рекультивації обводнених залишкових просторів кар'єру також розроблено методику розрахунку основних параметрів гірничих виробок і об'ємів: порід, необхідних для засипки обводненої частини виробленого простору; ізоляційних порід; твердих побутових відходів.

Розроблена методика розрахунку параметрів рекультивації залишкових вироблених просторів була апробована відповідно до умов розробки гранітного кар'єру з типовими розмірами: довжина кар'єру L_K – 325 м; ширина кар'єру B_K – 175 м; глибина кар'єру H_K – 80 м; кути укосів бортів α – 65°.

При цьому в першу чергу досліджувався вплив зміни рівня обводнення залишкового виробленого простору кар'єру з 20 до 50 м на об'єми гірничоре-

культивацийних робіт. Результати досліджень наведені на графіку (рис. 3).

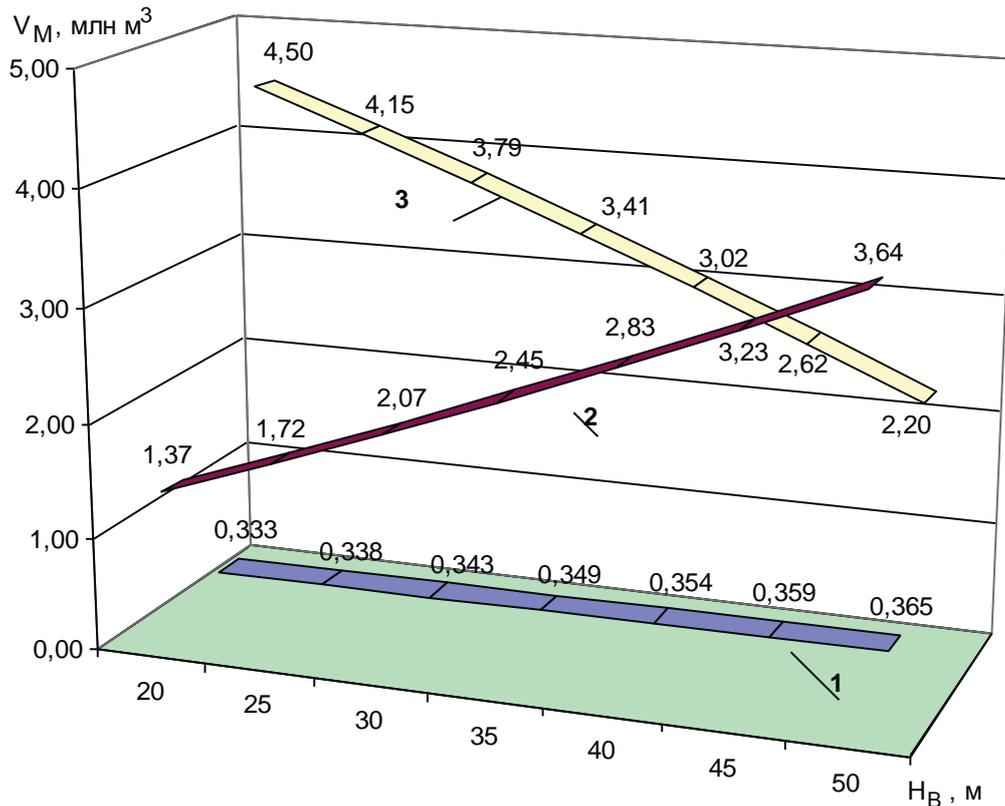


Рис. 3. Розподіл об'ємів матеріалів для заповнення залишкового виробленого простору кар'єру в залежності від його затоплення водою: 1 – сукупний об'єм ізоляційних матеріалів; 2 – об'єм порід розкриття для засипки обводненої частини кар'єру; 3 – приймальна здатність полігону твердих побутових відходів

Як видно з (рис. 3) з підвищенням рівня води у залишковому виробленому просторі кар'єру збільшуються обсяги допоміжних робіт з переєкставації порід розкриття та ізоляції полігону твердих відходів необхідно виконувати. Найбільш сприятливим варіантом є мінімальний рівень води у виробленому просторі кар'єру, адже у цьому випадку необхідно виконувати мінімум підготовчих робіт, а приймальна здатність полігону зростає у рази, збільшуючи економічну ефективність його використання.

Результати. Встановлення практичної цінності запропонованої технологічної схеми виконано для умов кар'єру з видобутку гранітів. Перевага повинна надаватися кар'єрам розташуванням поблизу великих населених пунктів, адже витрати на транспортування матеріалів заповнювачів для виробленого простору буде мінімальною.

Застосування розробленої технології дозволить повернути у господарську діяльність в середньому до 10 га землі з одного кар'єру будівельних матеріалів. Також це дозволить запобігти виділенню територій площею до 12 га для формування нових полігонів. Тобто спільна площа, яка буде залишена у користу-

ванні для інших галузей промисловості складе від 20 га і більше в залежності від розмірів кар'єру. Також підприємство отримає додатковий прибуток від експлуатації полігона зі складування твердих побутових відходів.

Висновки. При розробці технологічної схеми гірничотехнічної рекультиваци в умовах обводненого залишкового виробленого простору кар'єру основна увага була зосереджена на встановленні оптимальних параметрів схем гірничотехнічної рекультиваци і ефективних показників продуктивності гірничого обладнання при поярусній засипці виробленого простору. Виконані розрахунки зі встановлення раціональних параметрів роботи гірничотранспортного обладнання, об'ємів гірничих порід і допоміжних матеріалів при засипці обводнених залишкових вироблених просторів кар'єрів.

Список літератури

1. Граніти України [Електронний ресурс]. Режим доступу http://granitt.io.ua/s623952/granit_ukrainskih_mestorojdeniy
2. Горбатов В.І. Богданець А.І. Опис до деклараційного патенту на винахід. Спосіб заповнення виробленого простору кар'єру № 37621 7E21C41/26,E21C41/32.
3. Ворон Е.А. Совершенствование технологи рекультивации карьеров при их доработке. Геотехническая механика. Выпуск № 81 Днепропетровск ,2013 -227с.
4. ДБН В.2.4-2-2005. Полігони твердих побутових відходів. Основні положення проектування. – Київ, 2005. – 68 с.

*Рекомендована до публікації д.т.н. Симоненком В.І.
Надійшла до редакції 15.10.2014*

УДК 622.271

© А.М. Маевский, Н.В. Несвитайло, Б.Е. Собко

КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА

В работе произведено уточнение известных классификаций способов вскрытия с целью выбора и обоснования эффективных технологических схем вскрытия глубоких горизонтов месторождения, расположенных в нижней зоне карьера.

В роботы виконано уточнення відомих класифікацій способів розкриття з метою вибору і обґрунтування ефективних технологічних схем розкриття глибоких горизонтів родовища, які розміщені в нижній зоні кар'єру.

With the purpose of choice and ground of effective flowsheets of dissection of the deep horizons of deposit, located in the lower zone of quarry, clarification of well-known classifications of methods of dissection is produced.

Существует ряд классификаций способов вскрытия глубоких горизонтов карьеров [1,2]. Однако для сравнительной оценки экономической эффективности и установления области применения того или иного способов необходимо детализировать классы способов вскрытия по отдельным их подгруппам и видам.

Таблица 1

Классификация способов вскрытия глубоких горизонтов карьера

Класс	Группа	Подгруппа	Виды
I. Открытыми горными выработками	1. Наклонными	Внутренними общими траншеями	а) тупиковой формы б) петлевой формы в) спиральной формы г) комбинированной формы
	2. Крутыми	Отдельными, групповыми или общими траншеями	а) простой формы б) сложной (зигзагообразой) формы
II. Подземными горными выработками	1. Горизонтальными	-	а) штольнями б) тоннелями
	2. Наклонными	-	а) стволами б) штольнями в) тоннелями
	3. Комбинированными	1. Горизонтальными и наклонными	а) штольнями и бремсбергами б) тоннелями и бремсбергами
		2. Горизонтальными и крутыми	а) штольнями и рудоспусками б) тоннелями и рудоспусками
		3. Горизонтальными и вертикальными	а) штольнями и рудоспусками б) тоннелями и рудоспусками
		4. Наклонными и горизонтальными	а) стволами и штольнями б) стволами, штольнями и штреками в) стволами, уклонами и штольнями
		5. Наклонными и крутыми	а) стволами и рудоскатами б) стволами и рудоспусками
		6. Наклонными и вертикальными	а) стволами и рудоспусками б) стволами, уклонами и рудоспусками
		7. Вертикальными и горизонтальными	а) стволами и штольнями б) стволами, штольнями и штреками (квершлагами)
		8. Вертикальными и наклонными	а) стволами и уклонами б) стволами и бремсбергами
9. Вертикальными и крутыми		а) стволами и рудоскатами б) стволами и рудоспусками	
III. Комбинированное вскрытие	Различные сочетания способов вскрытия открытыми и подземными горными выработками		

В приведенной (табл. 1) классификации уточнены отдельные подгруппы и виды способов вскрытия. Более четко представлен класс способов вскрытия подземными горными выработками.

В основу классификации положены следующие классификационные признаки. При разделении на классы – положение вскрывающих выработок относительно земной поверхности (открытые, подземные и комбинированные); при разделении на группы – угол наклона выработок (наклонные, крутые, вертикальные и комбинированные). Разделение способов вскрытия (I класс) на отдельные подгруппы производится с учетом положения вскрывающих выработок относительно контуров карьера и срока их существования (внешние, внутренние, стационарные и нестационарные траншеи).

В приведенной классификации способы вскрытия комбинированными подземными горными выработками (II.3) разделены на подгруппы по принципу – магистральная (главная) и соединительная выработки. Например: подгруппа II.3.6,а – вскрытие подземными комбинированными наклонными и вертикальными выработками. Наклонные выработки (стволы) в данном случае являются главными, а вертикальные (рудоспуски) – соединительные.

Вскрытие горизонтальными подземными выработками: штольнями, тоннелями, т.е. II.1. а) и б) может применяться при разработке глубоких нагорных месторождений. Характерным примером применения указанного способа вскрытия является вскрытие глубоких горизонтов меднорудного карьера "Бингэм" (США, штат Юта) (рис. 1а). Вскрытие осуществлено тоннелями, в которых проложен однопутный железнодорожный путь. Сечение в свету тоннелей - 4,9x5,5 м [3].

Примером второй подгруппы способов вскрытия (II. 2 а, б и в) является вскрытие нижних горизонтов карьера ЮГОК наклонным стволом (рис. 1, б) сечением 5,8x2,6 м в свету, в котором устраивается конвейерная линия.

Вскрытие подземными комбинированными выработками наиболее приемлемо как при разработке нагорных так и глубинных карьеров. Комбинация горизонтальных выработок с наклонными (II.3.1), крутыми (II.3.2) и вертикальными (II.3.3) может применяться при разработке глубоких нагорных карьеров. На рис. 2 а – в показаны примеры вскрытия подземными комбинированными горизонтальными и вертикальными выработками карьеров: "Центральный" производственного объединения "Апатит" (рис. 3 а), "Смэлвуд" (Канада) (рис. 3 б), "Кируна" (Швеция) (рис. 3 в).

На примере карьера "Сулливан" (Канада) показана также схема вскрытия горизонтальными и крутыми подземными выработками (рис. 2 г).

Вскрытие глубоких горизонтов карьеров, расположенных в равнинной местности может также эффективно осуществляться комбинированными подземными горными выработками. В качестве главных (магистральных) выработок применяются наклонные стволы, а соединительных (сборочных) - штольни (квершлаг) и рудоспуски. В отечественной и зарубежной практике ведения горных работ известны примеры применения этих способов вскрытия. Так,

например, вскрытие глубоких горизонтов карьера ИнГОК осуществлено комбинацией наклонных и горизонтальных выработок.

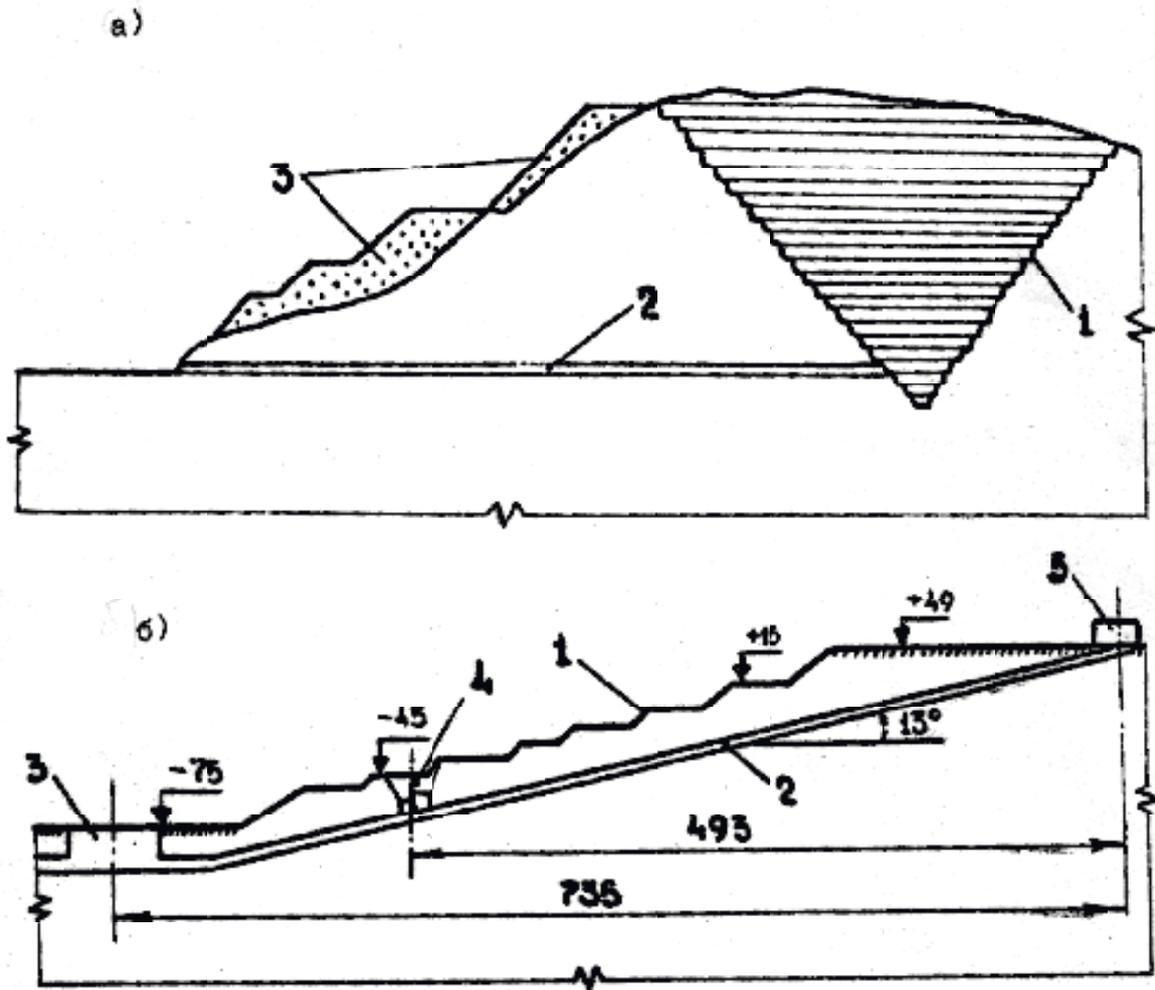


Рис. 1. Схемы вскрытия глубоких горизонтов карьеров «Бингэм» (США) (а) и ЮГОК (б) : а) 1 – контур карьера; 2 – тоннель длиной 5200 м; 3 – отвалы; б) 1 – борт карьера; 2 – наклонный ствол; 3 – дробильный узел; 4 – перегрузочный узел; 5 – перегрузочный узел на поверхности

Вскрыше комбинированными наклонными и крутыми (рудоспусками) выработками (II.3.5) осуществлено на известковом карьере "Паргас" (Финляндия). Известняк подается к подземному дробильному комплексу по трем наклонным рудоспускам с углом наклона 75° (рис. 3 а).

Под каждым рудоспуском установлен пластинчатый питатель, который подает известняк в дробилку. Далее известняк конвейером в наклонном стволе выдается на поверхность.

Вскрытие комбинированными наклонными и вертикальными подземными выработками (подгруппа II.3.6) осуществлено на карьере "Кананеа" (Мексика), где медная руда по вертикальным рудоспускам подается на горизонт подземной дробилки (рис. 3 б). Дробленая руда наклонным ленточным конвейером доставляется на поверхность. Перспективной схемой вскрытия

глубоких горизонтов карьеров является вскрытие вертикальными подземными выработками в комплексе с горизонтальными, наклонными или крутыми.

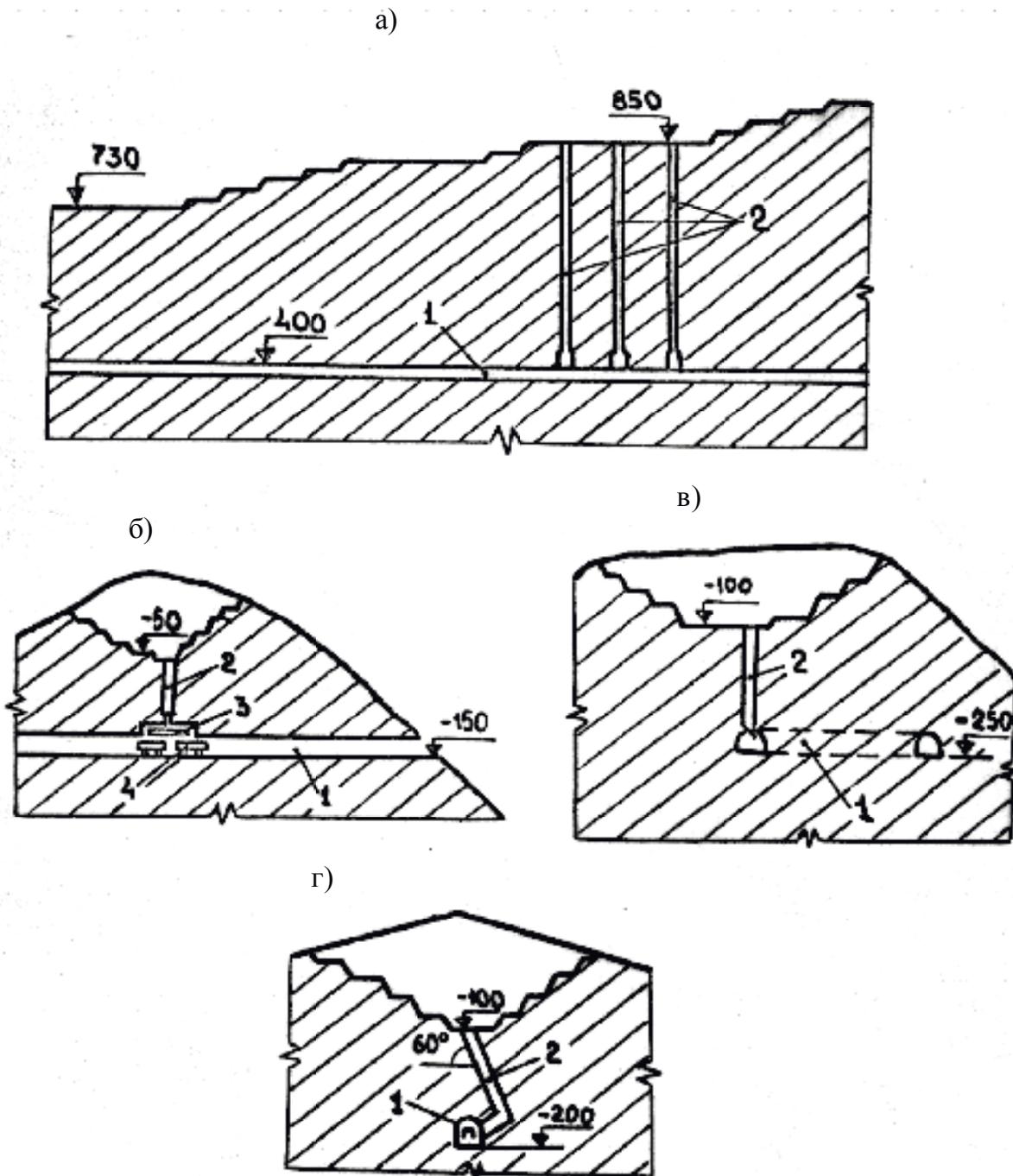


Рис. 2. Схемы вскрытия карьеров: а) «Центральный» (п/о «Апатит»); б) «Смэлливуд» (США); в) «Кируна» (Швеция); г) «Сулливан» (Канада); 1 и 2 соответственно штольня и рудоспуск; 3 – пластинчатый питатель; 4 - думпкар

Примером вскрытия комбинированными вертикальными, наклонными и крутыми выработками является схема вскрытия карьера "Кэлэнд" (Канада) (рис. 3 в).

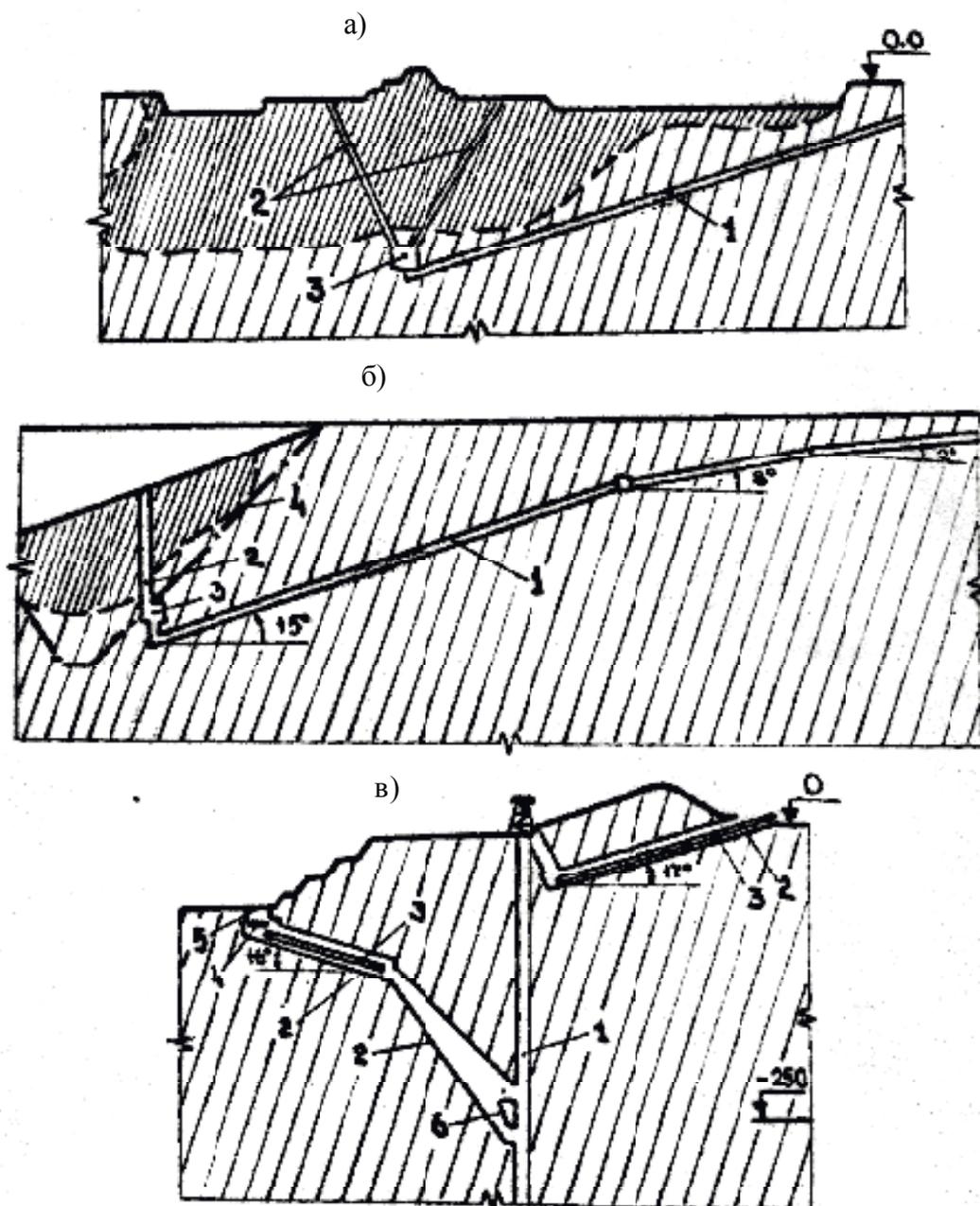


Рис. 3. Схемы вскрытия карьеров: а) «Паргас» (Финляндия); б) «Кананеа» (Мексика); 1 – наклонный ствол; 2 – рудопуск; 3 – стационарная дробильная установка; 4 – контур карьера и карьера «Кэлленд» (Канада): 1 – скиповой ствол; 2 – рудопуски (наклонные и крутые); 3 – конвейер; 4 – пластинчатый питатель; 5 – грохот; 6 – бункер

Основными преимуществами вскрытия глубоких горизонтов карьеров подземными выработками являются: возможность увеличения глубины карьера без изменения основной схемы вскрытия, а также расширения при необходимости размеров карьера в плане (при заложении шахтных стволов на достаточном расстоянии от предельного контура); отсутствие влияния климатических условий; меньшее расстояние транспортирования на поверхности карьера (по срав-

нению с открытыми подъемами); возможность многоцелевого использования подземных выработок: шахтных стволов для разведочных целей глубоких горизонтов месторождений, для целей дренажа и осушения месторождения и боковых пород, а также для разработки глубинной части месторождения подземным способом.

Выводы. Приведенная классификация способов вскрытия глубоких горизонтов карьеров, разрабатывающих крутопадающие залежи полезных ископаемых, позволяет более четко производить сравнительную экономическую эффективность того или иного способов вскрытия месторождения и устанавливать область его применения.

Список литературы

1. Новожилов М.Г. Технология и комплексная механизация открытых разработок //
2. М.Г. Новожилов, В.С. Хохряков, Г.Д. Пчелкин и др. – М.: Недра.- 1971. – 552 с.
3. Кумачев К.А., Майминд В.Я. Проектирование железорудных карьеров. М.: Недра.- 1981. - 464 с.
4. Щелканов В.А. Подземные выработки на карьерах. М.: Недра.- 1982.- 128 с.

*Рекомендована до публікації д.т.н. Симоненком В.І.
Надійшла до редакції 22.10.2014*

УДК 622.831

© В.В. Фомичев, В.А. Соцков, А.А. Слива

МОДЕЛИРОВАНИЕ СТАЛЕПОЛИМЕРНЫХ АНКЕРОВ ПРИ АНАЛИЗЕ УСТОЙЧИВОСТИ ГЕОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ

Проанализированы существующие схемы моделирования сталеполлимерного анкера в задачах геомеханики, использующие различные методики постановки эксперимента и условия контактов на поверхности шпура и анкера. Определен оптимальный тип конечных элементов для построения сетки для увеличения точности описания геометрии анкера при задании начальных и граничных условий.

Проаналізовано існуючі схеми моделювання сталеполімерного анкера в задачах геомеханіки, що використовують різні методики постановки експерименту та умови контактів на поверхні шпуру і анкера. Визначено оптимальний тип кінцевих елементів для побудови сітки для збільшення точності опису геометрії анкера при завданні початкових і граничних умов.

Authors analyzed the existing modeling scheme of resin-grouted bolt in problems of geomechanics, using different techniques and contacts conditions of the experiment on the surface of the hole and bolt. The optimal type of finite element mesh generation to improve the accuracy to describe the geometry of the bolts when setting the initial and boundary conditions.

Актуальность. Исследования поведения сталеполлимерного анкера установленного в горной породе [1] показали, что активная фаза сопротивления ан-

кера горному давленню наступає після частинного разупрочнення оточуючих його горних порід. В результаті чого відбувається не тільки перерозподілення зусиль в конструкції самого анкера, але і по всьому контуру виробки. Проведення моделювання для різних горно-геологічних умов показало найбільшу адекватність наступних розрахункових схем [1,2]: перша – анкер представляється як сталевий стержень щільно встановлений в шпур того ж діаметра (Рис. 1, а); друга – к попередній схемі додається опорна шайба більшого діаметра жорстко або через болтове з'єднання контактуюча з анкером (Рис. 1, б); третя – аналогічна другій, але включає в себе збільшення діаметра шпура до натуральних розмірів і заповнення його моделлю затверділого полімерного складу (Рис. 1, в).

Кожна з запропонованих схем забезпечує прийнятну точність по розподіленню напружень в тілі анкера. Але поле розподілення напружень в породах, примикаючих до контуру шпура анкера, може змінюватися кардинально, як по розміру, так і по абсолютній величині і природі головних напружень. В абсолютних значеннях зменшення напружень може становити до 2 раз, а розмір зони стискаючих напружень відносно загальної зони впливу анкера в окремих розрахунках досягає 23-31%.

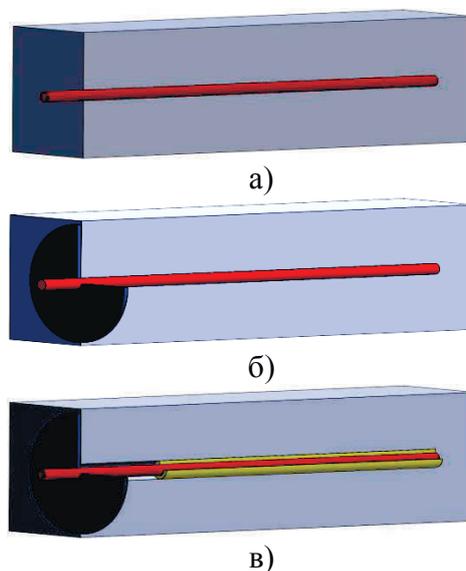


Рис. 1. Схеми моделювання сталеполімерного анкера в задачах геомеханіки використовують різні методи постановки чисельного експерименту

Постановка задачі. Вивчення впливу умов контакту сталеполімерного анкера з приконтурним породним масивом на результати проведення чисельного експерименту в нелінійній постановці.

Наукова новизна полягає в визначенні комплексу конфігурацій розрахункової області сталеполімерного анкера в геомеханічній моделі повторно використовуваної виробки з урахуванням різних нелінійних характеристик приконтурного породного масиву.

Основная часть. При достаточной простоте геометрического моделирования сложно спрогнозировать реакцию сталеполимерного анкера во времени и при выборе упругопластической схемы поведения пород горного массива. Если при упругом расчете схема воздействия начальных условий приложения нагрузки не может изменяться, в силу отсутствия значительных деформаций в продольном и поперечном сечениях анкера (Рис. 2, а), то в случае значительных относительных перемещений, и вектор приложения нагрузок, и величина зоны контактного взаимодействия с горными породами, могут изменяться, причем далеко не всегда по линейному закону (Рис. 2, б) [2,3]. Это вынуждает при проведении вычислительного эксперимента применять не статичные условия контакта между элементами модели анкера и моделью горного массива.

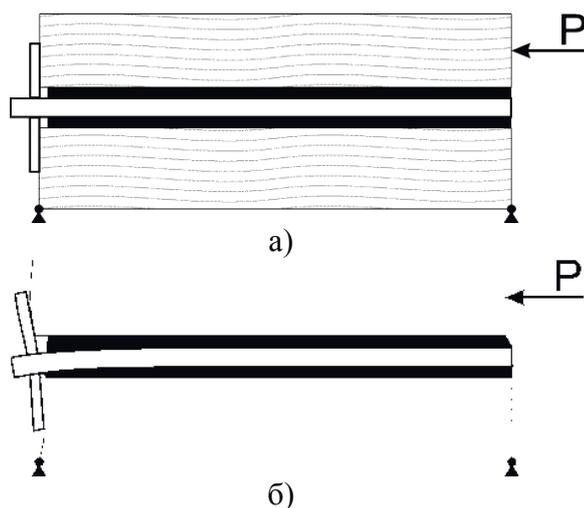


Рис. 2. Возникновение особенностей взаимодействия элементов расчетной схемы при упругом типе расчета (а) и при упругопластическом (б)

Рассмотрим физику процесса взаимодействия анкера и поверхности породного слоя. В момент установки сталеполимерного анкера между сталью, полимерной композицией и образующими поверхность шпура породами устанавливаются связи на основе химико-молекулярного воздействия. Как правило, контакт между сталью и полимером имеет более равномерный и прогнозируемый характер. Контакт между полимером и горным массивом хаотичен, как в смысле геометрии, сколы и микротрещины на поверхности шпура, так и механики материалов. В результате, для реализации адекватного моделирования условий эксплуатации сталеполимерного анкера приходится, даже в рамках одной расчетной модели использовать широкий набор начальных условий и типов контактов (Рис. 3).

Простейший «жесткий» тип контакта (Рис. 3, а) используется повсеместно в задачах геомеханики решаемых в упругой постановке, где малые перемещения позволяют пренебрегать разностями физических величин с обеих сторон контакта. Простое проскальзывание (Рис. 3, б), наоборот применяется при решении задач геомеханики, когда анкер располагается в слабых и частично раз-

рушенных породах горного массива. В этом случае, перемещение анкера вдоль шпура должно проходить без значительного сопротивления со стороны породного массива. По сути, это моделирование анкеров выпадающих из своих шпуров. Наиболее распространенным подходом в выборе типа контакта является проскальзывание с учетом силы трения (Рис. 3, в). Такой тип контакта можно использовать при решении задач геомеханики в упругой и упругопластической постановке. Когда условия постановки задачи определяют возможность больших перемещений в области установки анкера [4]. Величина силы трения, в этом варианте, выступает в качестве определяющего условия потери совместности деформаций поверхностей шпура и анкера. Использование «горячей» посадки (Рис. 3, г) характерно для задач, решаемых с учетом фактора времени, и в тех случаях, когда способ установки анкера связан с активным воздействием на поверхность шпура элементов конструкции анкера (например, установка анкера взрывом).

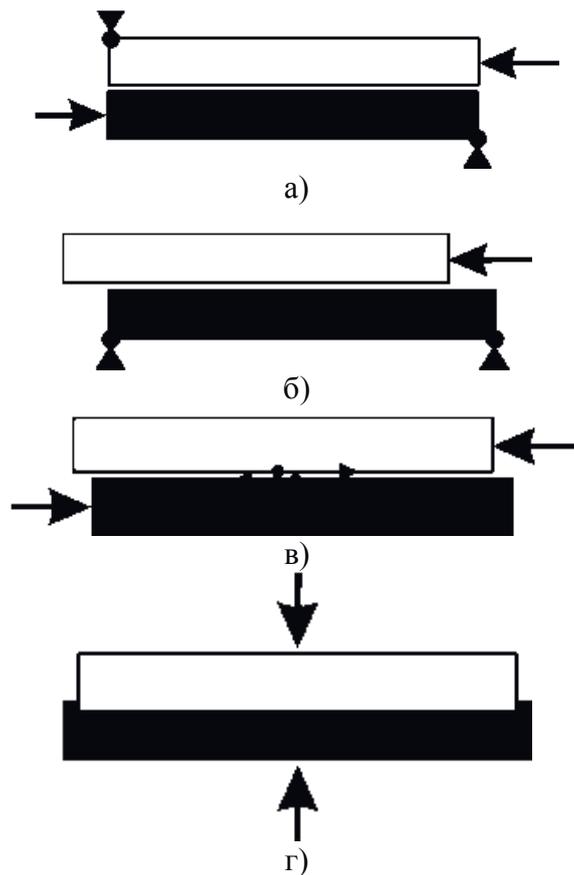


Рис. 3. Моделирование различных условий контактов на поверхности шпура анкера и горных пород: «жесткий» (а); простое проскальзывание (б); проскальзывание с силой трения (в); «горячая» посадка (г)

В простейшей геометрической схеме моделирования сталеполимерного анкера существует одна контактная поверхность, для которой, в условиях высокой поперечной нагрузки или значительной жесткости окружающих пород, задают контакт с соблюдением сплошности модели системы «анкер - порода»

(Рис. 1, а). В случае, когда ожидается или возможна потеря контакта между породами и телом анкера, прибегают к комбинированной схеме, в которой часть поверхности модели шпура находится в жесткой связи с анкером, а часть этой поверхности образует контакт с анкером в условиях взаимного проскальзывания. Геометрические размеры таких областей, точнее их взаимоотношение, регулируется соотношением относительного удлинения анкера и столба породы, с учетом пластических характеристик связывающего полимерного состава. Математически такое соотношение описывается следующим уравнением

$$K_a = \frac{[(\sigma_{zT} - \sigma_z) + (\sigma_{cT} - \sigma_c)] \cdot \Delta l}{|E_z - E_c|^{1,62} \cdot l}, \quad (1)$$

где σ_{zT}, σ_{cT} - пределы текучести полимерного состава и примыкающих в шпур горных пород, соответственно; σ_z, σ_c - максимальные значения главных напряжений в конне контакта полимерной смеси и горной породы, соответственно, в модели заполнителя и модели породного слоя; E_z, E_c - модули упругости материала полимерного заполнителя и горной породы, соответственно; $l, \Delta l$ - длина анкера и его относительное удлинение под действие нагрузки.

Если учитывать предварительное натяжение анкера, то в расчетной схеме это условие, как правило, реализуется путем приложения необходимого усилия по нормали на обоих торцах анкера. В упругой постановке при наличии незначительных полных перемещений такой подход обеспечивает достаточную адекватность получаемых результатов расчетов. Однако, величина самих усилий выбирается только на основе показателя начального натяжения анкера задаваемого как начальное и граничное условие. Такой подход не является в полной мере адекватным относительно распределения усилий и перемещений на поверхности контура выработки, и в случае значительных усилий предварительного натяжения анкера, следует переходить ко второй геометрической схеме моделирования сталеполимерного анкера.

Во второй расчетной схеме сталеполимерного анкера моделирование предварительного натяжения происходит благодаря наложению контактных условий для опорной шайбы анкера (см. рис. 1, б). Применяются два основных подхода: первый – анкер устанавливается в шпур таким образом, чтобы внутренняя поверхность опорной шайбы углубилась в породный контур выработки (так называемая «горячая» посадка), величина углубления определяет величину предварительного натяжения; второй – шайба и стержень анкера контактируют через «болтовое соединение», усилие на котором и определяет усилие натяжения анкера, при этом контакт между опорной шайбой и горным массивом не может быть жестким.

В вариантах расчета взаимодействия анкеров и породного массива встречаются задачи, когда перерезывающие усилия, воздействующие на модель анкера, являются превалирующими относительно продольной нагрузки. В таких случаях на несущую способность анкера значительно влияет прочностные и

деформационные характеристики полимерной композиции используемой при его установке, как результат для обеспечения адекватности расчета приходится прибегать к третьей схеме моделирования анкера (см. рис. 1, в). Благодаря использованию такой схемы становится возможным сложное моделирование перемещения контура анкера с относительно большими деформациями в любом из выбранных направлений. Как правило, контакт между анкером и полимером выбирается жестким, а вот для контакта между полимером и породами используются либо жесткая связь, либо «горячая» посадка. В совокупности с экспериментальным подбором механических характеристик модели полимерной композиции, такая система контактов позволяет «плавно» учитывать особенности состояния реального горного массива (трещиноватость, трансверсальность, масштабный эффект и обводненность) при моделировании.

Из вышеизложенного, становится понятным, что формирование сетки конечных элементов, для общего случая моделирования сталеполимерного анкера, является задачей нетривиальной. Первая проблема общая для любого элемента крепи выработки - это малый размер конечного элемента в крепи выработки относительно размеров конечных элементов используемых при описании горного массива. В ряде случаев моделирования соотношение размеров конечных элементов может достигать 1 к 100 (от 20 мм до 2 м). В общем случае считается, что уменьшение линейных размеров конечного элемента всегда приводит к повышению качества получаемого результата. Это полностью соответствует реальности для относительно простых расчетов.

Как показал опыт проведения вычислительных экспериментов [1,4], для большинства решаемых задач оптимальным является выбор двадцатиузловых конечных элементов. Поперечное сечение анкера разбивается такими конечными элементами на четыре равных сектора, а ось симметрии анкера совпадает с общей кромкой всех четырех конечных элементов. Таким образом, весь анкер становится набором цилиндров определенной высоты состоящих из четырех одинаковых конечных элементов. Благодаря варьированию высоты таких цилиндров можно изменять плотность сетки конечных элементов подбирая оптимальное соотношение числа конечных элементов и точности описания геометрии анкера при задании начальных и граничных условий.

Вывод. Описание характера описания расчетной области моделирования сталеполимерного анкера, в условиях нелинейного поведения приконтурного породного массива представляет собой многопараметрическую оптимизационную задачу, решение которой заключается в поиске такой конфигурации модели, при которой её влияние на получаемый результат будет максимальным.

Список литературы

1. Бондаренко В.И. Геомеханика нагружения крепи очистных и подготовительных выработок в слоистом массиве слабых пород / Монография/ Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Черватюк В.Г. – Днепропетровск: ЛізуновПрес, 2012. – 236 с.
2. V. Fomychov Bolt support application peculiarities during support of development workings in weakly metamorphosed rocks. / V. Fomychov, V. Pochevov, V. Lapko // Materials of VII Inter-

national scientific-practical conference “School Underground Mining - 2013” / “Mining of Mineral Deposits”. – Netherlands: CRC Press / Balkema. – P. 211-217.

3. Фомичов В.В. Математичні методи моделювання взаємодії кріплення та гірського масиву при вирішенні задач геомеханіки / Фомичов В.В., Лапко В.В., Мамайкин О.Р // Геотехнічна механіка ІГТМ ім. М.С. Полякова, – 2011. – Вип. 94. – С. 116-121.
4. Вивчаренко В.А. Обоснование рационального месторасположения надрабатываемых выработок на шахтах Западного Донбасса / Вивчаренко В.А., Соцков В.А./ Уголь Украины. 2015 №1-2. С.13-17.

*Рекомендована до публікації д.т.н.. Бондаренком В. І.
Надійшла до редакції 27.10.2014*

УДК 539.3:622.831.322

© А.Р. Сницер, В.В. Зберовский

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ ВОКРУГ СКВАЖИНЫ В УГОЛЬНОМ ПЛАСТЕ ПРИ ИМПУЛЬСНОМ НАГНЕТАНИИ ЖИДКОСТИ

Рассматривается задача о распределении напряжений вокруг скважины, пробуренной в угольном пласте, при гидроимпульсном воздействии. Напряжения определяются на основе решения динамической и статической краевых задач теории упругости. Представлены зависимости изменения напряжений от свойств угля, расстояния от оси скважины и частоты следования импульсов давления при нагнетании жидкости. Оценено влияние коэффициента бокового давления, границ кровли и почвы пласта на развитие, распределение и концентрацию напряжений в угольном пласте вокруг скважины.

Розглядається задача про розподіл напружень навколо свердловини, пробуреної в вугільному пласті, при гідроімпульсними впливі. Напруження визначаються на основі рішення динамічної та статичної крайових задач теорії пружності. Представлені залежності зміни напружень від властивостей вугілля, відстані від осі свердловини і частоти проходження імпульсів тиску при нагнітанні рідини. Оцінено вплив коефіцієнта бокового тиску, кордонів покрівлі і ґрунту пласта на розвиток, розподіл і концентрацію напружень у вугільному пласті навколо свердловини.

The problem of tensions distribution round the mining borehole in a coalbed at hydroimpuls pressure pumping is examined. Tensions are determined on the basis of decision of dynamic and static boundary problems of the theory of elasticity. Dependences of changes of tensions on properties of coal, distances from an axis of mining borehole and frequencies of the following of impulses of pressure at fluid pumping are represented. Influence of lateral pressure coefficient, boundaries of roof and soil of coalbed on development, distribution and concentration of tensions around a borehole in the coalbed are appraised.

Введение. Решение частных задач, в которых исследовались напряжения вокруг скважины в рамках теории упругости, приведено в работах [1-4].

До настоящего времени малоисследованным остается процесс передачи импульсов давления углепородному массиву в фильтрационной части скважины при гидроимпульсном воздействии. Не исследовано влияние импульсов

давления жидкости на изменение радиальных и максимальных напряжений, возникающих вокруг скважины в угольном пласте, находящемся в поле горного давления при нагнетании жидкости. Важным является исследование распределения напряжений вокруг скважины и точки максимальной их концентрации в зависимости от коэффициента бокового горного давления, параметров угольного пласта, частоты следования импульсов давления, и влияние границы «угольный пласт-вмещающие породы». Данные аспекты изучения напряженного состояния вокруг скважины в угольном пласте при импульсном нагнетании жидкости и являются целью данной статьи.

1. *Напряжения вокруг горизонтальной скважины в угольном пласте.*

При исследовании напряженного состояния вокруг горизонтальной скважины в неограниченном угольном массиве при импульсном нагнетании жидкости будем исходить из следующих допущений.

1. Угольный массив является однородной сплошной упругой средой.

2. Фильтрационные процессы, происходящие вокруг скважины, не учитываются, движение жидкости происходит за счет неограниченной протяженности скважины.

3. На поверхности скважины: гармонически зависящие от времени импульсы давления, размах и частота их следования, а также постоянная составляющая давления определяются техническими характеристиками устройства гидроимпульсного воздействия.

При данных допущениях, задача определения напряженного состояния вокруг скважины при импульсном нагнетании жидкости сводится к статической и динамической краевым задачам теории упругости.

Напряжения вокруг горизонтальной скважины, находящейся на глубине H , при импульсном нагнетании жидкости определяются суммой составляющих $\hat{\sigma}^{(\gamma H)}$, связанной с горным давлением и $\hat{\sigma}^{(Hidro)}$, порождаемой давлением жидкости:

$$\hat{\sigma} = \hat{\sigma}^{(\gamma H)} + \hat{\sigma}^{(Hidro)} \quad (1)$$

Напряжения, обусловленные весом вышележащих горных пород определяются известным решением плоской задачи о сжатии упругой плоскости с круговым отверстием свободным от напряжений [1,2]:

$$\sigma_{rr}^{(\gamma H)}(r) = -\frac{\gamma H}{2} \left[(1 + \lambda) \left(1 - \frac{a^2}{r^2} \right) + (1 - \lambda) \left(1 - \frac{4a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4} \right) \cos(2\vartheta) \right], \quad (2)$$

$$\sigma_{\theta\theta}^{(\gamma H)}(r) = -\frac{\gamma H}{2} \left[(1 + \lambda) \left(1 + \frac{a^2}{r^2} \right) - (1 - \lambda) \left(1 + \frac{3a^4}{r^4} \right) \cos(2\vartheta) \right], \quad (3)$$

$$\tau_{r\theta}^{(\gamma H)}(r) = \frac{\gamma H}{2} (1 - \lambda) \left(1 + \frac{2a^2}{r^2} - \frac{3a^4}{r^4} \right) \sin(2\vartheta), \quad (4)$$

где: γH – горное давление; a – радиус скважины; r, ϑ – радиальная и угловая переменные в полярной системе координата; λ – коэффициент бокового давления в массиве.

Напряжения, вызванные нагнетанием жидкости в скважину, определяются статической p_{st} и динамической p_{din} составляющими импульса давления:

$$p = p_{st} + p_{din} \quad (5)$$

$$p_{st} = \bar{p} = (p_{\max} + p_{\min}) / 2, \quad p_{din} = 0.5 \Delta p \cos(\omega t), \quad \Delta p = p_{\max} - p_{\min} \quad (6)$$

В силу представления давления нагнетаемой жидкости в виде (5), расчет возникающих при этом радиальных напряжений сводится к линейной суперпозиции решений двух известных краевых задач теории упругости. Статическая составляющая определяется решением Ламе задачи об осесимметричном нагружении кругового отверстия в бесконечной упругой пластине [3]:

$$\sigma_{rr}^{(st)}(r) = (a^2 / r^2) p_{st}, \quad (7)$$

а динамическая составляющая – решением задачи о гармоническом нагружении поверхности скважины в неограниченной упругой среде [3,4]:

$$\sigma_{rr}^{(din)}(r) = -0.5 \Delta p \frac{2br^{-1} H_1^{(2)}(k_1 r) - k_1 H_0^{(2)}(k_1 r)}{2b a^{-1} H_1^{(2)}(k_1 a) - k_1 H_0^{(2)}(k_1 a)}, \quad (8)$$

где $H_n^{(2)}(k_1 r)$ – функции Ханкеля, $k_1 = 2\pi f \sqrt{\rho(1+\nu)(1-2\nu)/E(1-\nu)}$ – волновое число продольных волн, ρ – плотность массива, ν – коэффициент Пуассона, E – модуль упругости, f – частота гармонического воздействия на поверхность скважины, $b = (1-2\nu)/2(1-\nu)$.

Выражения (7) и (8) записаны в полярной системе координат. Заметим, что нагнетаемая в скважину жидкость оказывает давление по нормали к ее поверхности, поэтому вклад в изменение напряженного состояния в массиве дают только радиальные компоненты тензора напряжений, т.е. – (7), (8).

Учитывая гармоническую зависимость динамической составляющей давления от времени и используя выражения (7), (8), результирующее значение радиальной компоненты $\sigma_{rr}^{(Hidro)}(r, t)$ тензора напряжений вокруг скважины можно записать в виде:

$$\sigma_{rr}^{(Hidro)}(r, t) = \frac{a^2}{r^2} p_{st} + 0.5 \Delta p \frac{\left| (2b/r) H_1^{(2)}(k_1 r) - k_1 H_0^{(2)}(k_1 r) \right|}{\left| (2b/a) H_1^{(2)}(k_1 a) - k_1 H_0^{(2)}(k_1 a) \right|} \cos(\omega t). \quad (9)$$

Были рассчитаны распределения радиальных напряжений вокруг скважины, обусловленные только горным давлением $\sigma_{rr}^{(\gamma H)}(r)$, и в случае возникающего дополнительного напряжения $\sigma_{rr}^{(Hydro)}(r,t)$ при гидроимпульсном воздействии. Расчеты проводились при следующих параметрах: $f=7$ кГц – частота импульсов автоколебаний давления; $\gamma H=-20$ МПа (отрицательные напряжения считаются сжимающими, а положительные – растягивающими); $\lambda=0.5$ – коэффициент бокового давления; $\nu=0,2$; $E=400$ МПа; $a=0,025$ м; $p_{\max}=15$ МПа – максимальное и $p_{\min}=5$ МПа – минимальное значения импульса давления жидкости при выходе из генератора; внутреннее трение не учитывается.

На рис. 1 представлены изолинии радиальных напряжений вокруг горизонтальной скважины на глубине H от земной поверхности в случае полой скважины и при гидроимпульсном нагнетании жидкости. Изолинии уровня напряжений изображены в декартовой системе координат с началом в центре скважины. По горизонтальным и вертикальным осям указаны значения координат в метрах. Числа на изолиниях имеют размерность МПа.

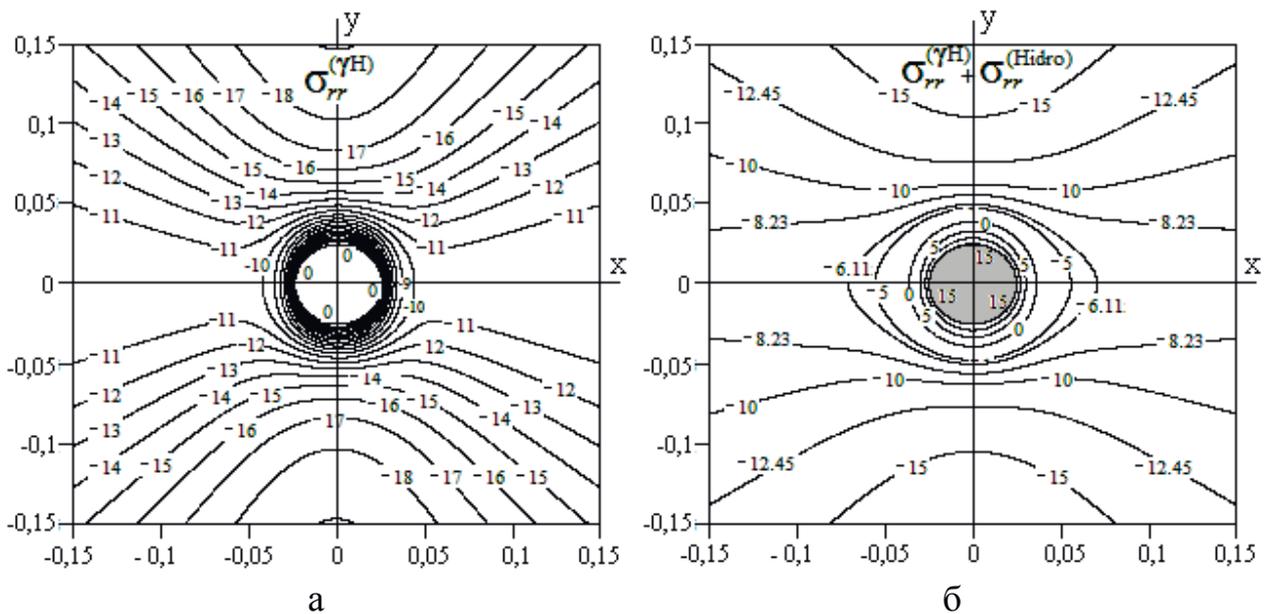


Рис. 1. Распределение радиальных напряжений вокруг скважины: а) полая скважина в поле горного давления; б) скважина при импульсном нагнетании жидкости

Из рис. 1а видно, что на поверхности скважины радиальные напряжения отсутствуют, и по мере удаления от ее центра вдоль вертикальной оси, являясь отрицательными (сжимающими) возрастают по модулю (стремясь вдали от нее к горному давлению γH непрерывного массива). При удалении от центра скважины вдоль горизонтальной оси радиальные напряжения стремятся к величине $\lambda(\gamma H) = -10$ МПа. На рис. 1б изображены линии уровня значений радиальных напряжений ($\cos \omega t = 1$) с учетом гидроимпульсного давления жидкости. В

этом случае благодаря давлению жидкости радиальное напряжение на поверхности скважины становится растягивающим (положительным) равным 15 МПа. По мере удаления от оси скважины оно убывает до нуля и далее по вертикальному направлению устремляется к сжимающему горному давлению в сплошной породе, а по горизонтальному – к величине $\lambda(\gamma H) = -10\text{МПа}$.

Как следует из формул (1), (2), (9), на поверхности скважины ($r = a$) радиальные напряжения не зависят от угла ϑ . Таким образом, радиальные компоненты напряжения на поверхности полой скважины отличаются от таковых при гидроимпульсном воздействии на величину $\sigma_{rr}^{(Hidro)}(a)$. Максимальные напряжения вокруг горизонтальной скважины в поле горного давления определяет выражение [1]:

$$\sigma_{\max} = (\sigma_{rr} + \sigma_{\vartheta\vartheta})/2 - \sqrt{[(\sigma_{rr} - \sigma_{\vartheta\vartheta})/2]^2 + \tau_{r,\vartheta}^2} \quad (10)$$

С целью оценки влияния гидроимпульсного воздействия на напряженное состояние углепородного массива по формуле (10) были просчитаны максимальные по модулю напряжения вокруг скважины в двух случаях: обусловленные только горным давлением и в случае гидроимпульсного воздействия. Для расчетов использовались указанные выше параметры. В первом случае, в качестве компонент тензора напряжений использовались формулы (2)-(4), определяющие горное давление, во втором случае к радиальной компоненте (2) тензора напряжений прибавлялась радиальная компонента (9), возникающая при импульсном нагнетании жидкости в скважину. При этом компоненты (3), (4) тензора напряжений, связанные с горным давлением, не изменяются.

На рис. 2 представлены изолинии максимальных напряжений вокруг горизонтальной скважины на глубине H от земной поверхности в случае полой скважины и при импульсном нагнетании жидкости.

В отличие от радиальных компонент напряжений (рис. 1), распределение максимальных напряжений на поверхности скважины зависит от полярного угла ϑ . Нетрудно показать, что в рассмотренных двух случаях при $r = a$ выражение (10) приобретает вид:

$$\sigma_{\max}(a) = \frac{1}{2} [\sigma_{\vartheta\vartheta}(a) - |\sigma_{\vartheta\vartheta}(a)|], \quad \sigma_{\vartheta\vartheta}(a) = -\gamma H [(1 + \lambda) - 2(1 - \lambda)\cos(2\vartheta)] \quad (11)$$

$$\sigma_{\vartheta\vartheta}(a, \vartheta) \Big|_{\lambda=0.5} = -0.5\gamma H [3 - 2\cos(2\vartheta)], \quad (12)$$

откуда очевидно, что $\sigma_{\vartheta\vartheta}(a, \vartheta) < 0$, и тогда:

$$\sigma_{\max}(a, \vartheta) = \sigma_{\vartheta\vartheta}(a, \vartheta) \Big|_{\lambda=0.5} \cdot \quad (13)$$

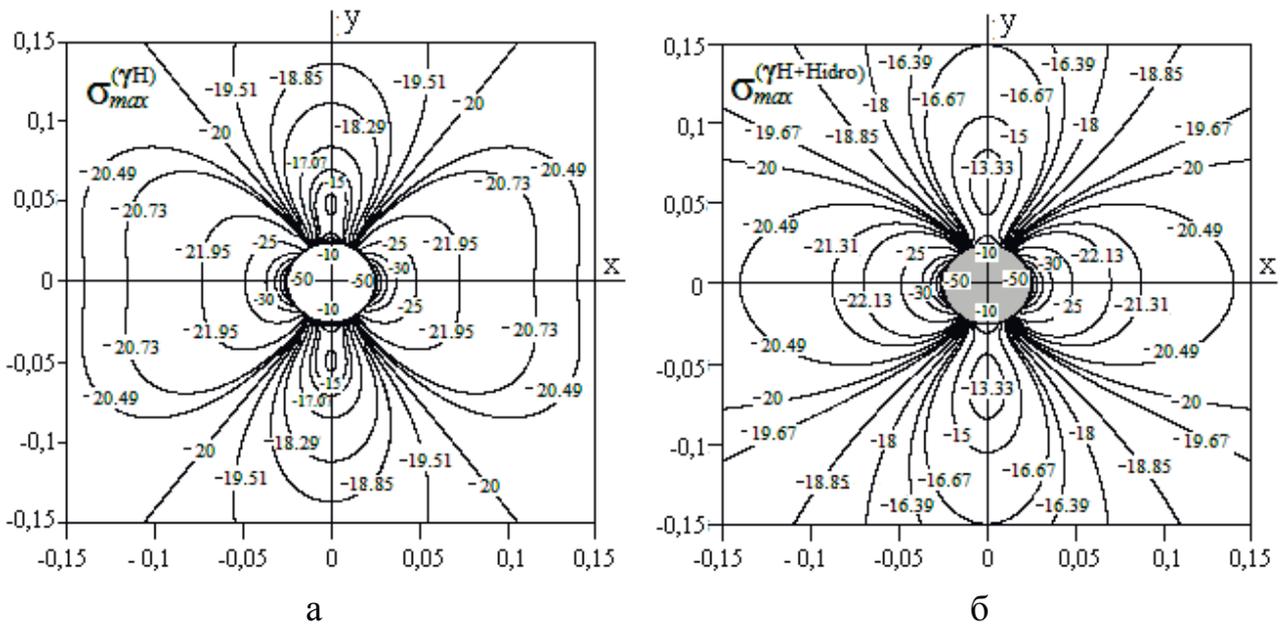


Рис. 2. Распределение максимальных (по модулю) напряжений вокруг скважины: а) полая скважина в поле горного давления; б) скважина при импульсном нагнетании жидкости

Из (11) следует, что максимальные напряжения на поверхности скважины, определяемые только тангенциальной компонентой (3) порождаемой горным давлением, не зависят от импульсного давления создающего лишь радиальные напряжения. Также из (11)-(13) видно, что максимальные напряжения $\sigma_{max}(a)$ зависят от величин γH , λ , и угловой координаты ϑ (отсчитывается от положительного направления оси O_y против часовой стрелки). Из (12) получим максимальные и минимальные по абсолютной величине напряжения на поверхности скважины: $\sigma_{\vartheta\vartheta}(a, \pi/2)|_{\lambda=0,5} = \sigma_{\vartheta\vartheta}(a, 3\pi/2)|_{\lambda=0,5} = -50 \text{ МПа}$, при коэффициенте концентрации напряжений $K_\sigma = 2,5$, и $\sigma_{\vartheta\vartheta}(a, 0)|_{\lambda=0,5} = \sigma_{\vartheta\vartheta}(a, \pi)|_{\lambda=0,5} = -10 \text{ МПа}$, при коэффициенте концентрации напряжений $K_\sigma = 0,5$. Заметим, что направления $\vartheta = 0, \pi$ и $\vartheta = \pi/2, 3\pi/2$ соответствуют направлениям главных напряжений т.к. в этом случае компонента (4) – $\tau_{r\theta}^{(\gamma H)}$ обращается в ноль.

На рис. 3а представлены зависимости радиальных напряжений от расстояния до оси полой скважины – (кривые 1, 3) и скважины при импульсном нагнетании жидкости – (кривые 2, 4).

Из выражения (2) очевидно, что при $\lambda \neq 1$ радиальные напряжения зависят не только от r , но и от угла ϑ (между вертикальной осью и радиальным направлением). Так при движении по радиальным направлениям $\vartheta = 0, \pi$ при удалении от скважины напряжения $\sigma_{rr}^{(\gamma H)}(r)$ и $\sigma_{rr}^{(\gamma H)}(r) + \sigma_{rr}^{(Hidro)}(r)$ устремляются к значению горного давления $\gamma H = -20 \text{ МПа}$ (кривые 1,2), а по направлениям $\vartheta = \pm\pi/2$ – к значению горного давления $\lambda(\gamma H) = -10 \text{ МПа}$ (кривые 3,4).

При этом гидроимпульсная добавка к напряжению не зависит от угла ϑ , что следует из выражения (8) и видно при сравнении кривых 1-4.

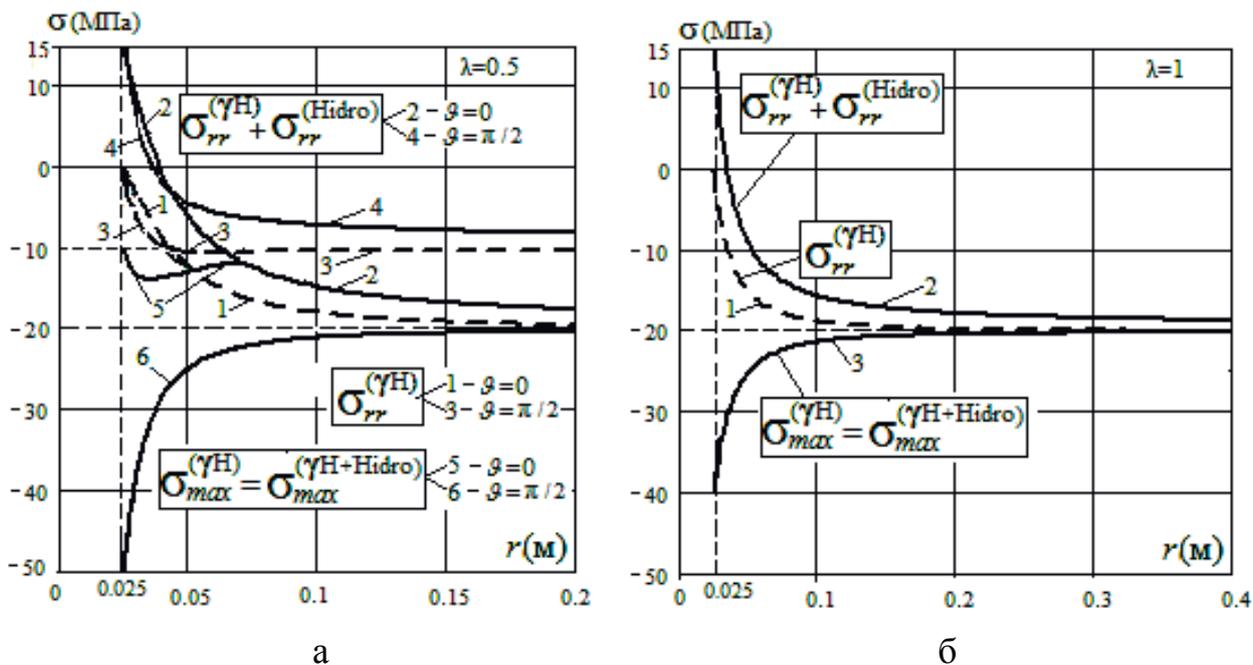


Рис. 3. Зависимости напряжений от радиального расстояния до оси скважины для различных коэффициентов бокового давления в массиве: а) $\lambda = 0.5$; б) $\lambda = 1$

Кривые 5, 6 отображающие радиальные зависимости максимальных напряжений (10) по направлениям $\vartheta = 0, \pi$ и $\vartheta = \pm\pi/2$ существенно отличаются, что связано с большой разницей коэффициента концентрации напряжений на поверхности скважины. Как следует из проведенных расчетов, импульсное давления жидкости не изменяет максимальное напряжение не только на поверхности скважины, как это показано в (11)-(13), но и на радиальных расстояниях по указанным направлениям. В случае коэффициента бокового давления $\lambda = 1$, линии равного уровня напряжений вокруг скважины представляют концентрические окружности. Выражения для радиальных и максимальных напряжений в этом случае не зависят от угла ϑ и приобретают вид:

$$\sigma_{rr}^{(\gamma H)}(r) = -|\gamma H| \left(1 - a^2 / r^2\right) \quad (14)$$

$$\sigma_{\max}(r) = \sigma_{\theta\theta}^{(\gamma H)}(r) = -|\gamma H| \left(1 + a^2 / r^2\right). \quad (15)$$

Соответствующие зависимости радиальных и максимальных напряжений от расстояния до оси полости представлены на рис. 3 б кривыми 1-3. Из рисунка видно, что гидроимпульсное воздействие на скважину изменяет только радиальные напряжения вокруг скважины, компенсируя в её окрестности сжимающие напряжения, обусловленные горным давлением.

На рис. 4 представлены амплитудно-частотные характеристики (АЧХ) динамической составляющей радиальных напряжений, посчитанные при различных коэффициентах Пуассона (рис.4 а) и для различных коэффициентов внутреннего трения (рис. 4 б). Из рис. 4 а видно что, с ростом коэффициента Пуассона ν , составляющая $|\sigma_{rr}^{(din)}|$ радиальных напряжений увеличивается во всем рассмотренном диапазоне частот $f = 0 \div 25$ кГц, причем наибольшее увеличение происходит на интервале $f = 7 \div 15$ кГц. Приведенные на рис. 4 а АЧХ просчитаны на расстоянии $r=2a=0,05$ м от оси скважины в отсутствие внутреннего трения и при указанных выше прочих параметрах.

Для изучения влияния диссипации на АЧХ динамических напряжений, посредством замены вещественного модуля сдвига μ на комплексный $\hat{\mu} = \mu e^{i\gamma}$, и использования формальной связи $\mu = E/2(1+\nu)$, вводился коэффициент внутреннего трения γ .

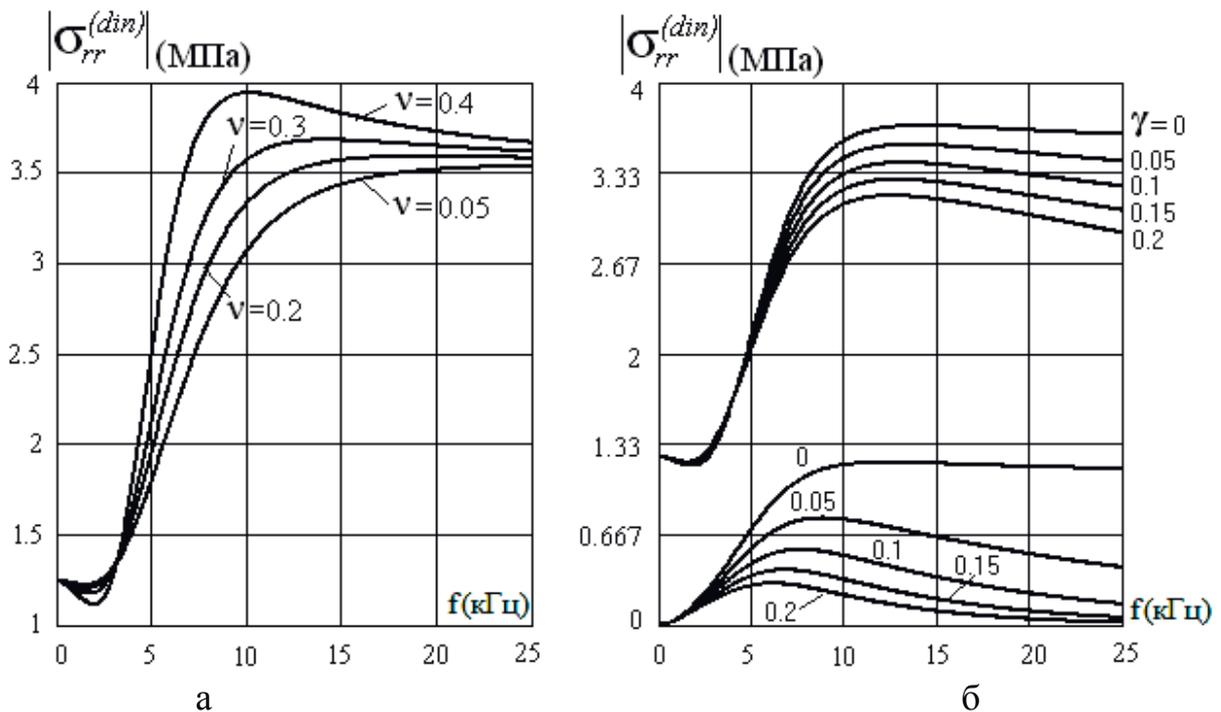


Рис. 4. Частотные зависимости динамической составляющей напряжений при различных коэффициентах Пуассона и внутреннего трения: а) для коэффициентов Пуассона $\nu = 0, 0.05, 0.2, 0.3, 0.4$ ($\gamma = 0$); б) для коэффициентов внутреннего трения $\gamma = 0, 0.05, 0.1, 0.15, 0.2$, ($\nu = 0.3$).

На рисунке 4б представлены частотные зависимости радиального напряжения $|\sigma_{rr}^{(din)}(f)|$ на расстояниях от оси скважины $r=2a=0,05$ м (верхние кривые) и $r=20a=0,5$ м (нижние кривые). Из графиков видно, как с ростом коэффициента внутреннего трения уменьшаются значения напряжений. Так, например, при ча-

стоте 10 кГц на расстоянии от оси скважины $r=20a=0,5$ м увеличение коэффициента γ от 0 до 0.2 приводит к уменьшению радиального напряжения в 3.75 раза.

Частотные характеристики радиальных напряжений на рис. 4 показывают, что при учете внутреннего трения в массиве, напряжения с ростом частоты монотонно возрастают, доходят до некоторого максимума и затем монотонно убывают, т.е. имеют слабо выраженный резонансный характер. При этом с увеличением коэффициента трения максимумы напряжений сдвигаются в область меньших частот. Если внутреннее трение в среде не учитывать, то с ростом частоты напряжения растут, доходя до некоторого значения, и далее практически не изменяются.

2. Влияние горизонтальных границ пласта на радиальные напряжения вокруг скважины

Из строгого решения статической задачи для полуплоскости с круговым отверстием, полученного Д.И. Шерманом, следует, что влияние свободной от напряжений земной поверхности на напряженное состояние можно не учитывать уже на глубине более пяти радиусов [2]. В случае динамических напряжений возникающих при гидроимпульсном воздействии на поверхность скважины на глубинах во много раз превосходящих её радиус влиянием земной поверхности можно также пренебрегать.

Однако при импульсном нагнетании жидкости в скважину, расположенную параллельно плоским границам горизонтального угольного пласта в горной породе, волны напряжений распространяясь от поверхности скважины, взаимодействуют с почвой и кровлей пласта, что существенно может изменить картину напряженного состояния.

Поэтому, для оценки влияния пород кровли и почвы пласта на распределение напряжений в окрестности горизонтальной скважины, необходимо знать решение краевой задачи о волновом поле линейного гармонического источника упругих волн в слое. Решение такой задачи для упругого слоя, $|y| \leq h$, $|x| < \infty$ сцепленного с окружающей его породой, получено в [5]. Динамическая составляющая радиального напряжения $\sigma_{rr}^{(str)}(r)$ в окрестности скважины при импульсном нагнетании жидкости представлялась в виде линейной суперпозиции напряжений от колебаний поверхности скважины в безграничной среде $\sigma_{rr}^{(din)}(r)$, определяемой согласно (8), и дополнительного напряжения $\sigma_{rr}^{(add)}(r)$, возникающего вследствие взаимодействия волн напряжений от скважины с границами слоя:

$$\sigma_{rr}^{(str)}(r) = \sigma_{rr}^{(din)}(r) + \sigma_{rr}^{(add)}(r). \quad (16)$$

Приведем полученное в этой работе выражение для расчета зависимости напряжений от расстояния до центра скважины радиуса $r = a$, в направлении, составляющем с горизонтальной осью угол $\mathcal{Q} = \pi/4$ при нагнетании жидкости под давлением определяемым импульсами (5), (6). Полагая $x = y < h$, $2x^2 < a^2$, $r = \sqrt{x^2 + y^2} = x\sqrt{2}$, в этом случае динамическая составляющая радиального напряжения в слое имеет вид:

$$\sigma_{rr}^{(str)}(x, x) = \frac{E\rho k_1^2}{2(1+\nu)\mu k_2^2} \left\{ \frac{k_1}{b} H_0^{(2)}(k_1 x \sqrt{2}) - \frac{\sqrt{2} H_1^{(2)}(k_1 x \sqrt{2})}{x} + \frac{2ik_1}{\pi} \left(\frac{1+2\nu}{1-2\nu} \right) \text{Int}(x, x) \right\} \left[\frac{2k_1^2}{ak_2^2} H_1^{(2)}(k_1 a) - k_1 H_0^{(2)}(k_1 a) \right]^{-1}, \quad (17)$$

$$\text{Int}(x, x) = \int_0^\infty \frac{P(\xi, x)}{Q(\xi)} d\xi - i\pi \sum_k \frac{P(\xi_k)}{dQ(\xi)/d\xi} \Big|_{\xi=\xi_k}, \quad (18)$$

$$P(\xi) = \frac{1 + \frac{i\xi^2}{\gamma_1 \gamma_2} \text{tg} \gamma_2 h}{\gamma_1 \cos \gamma_1 h} e^{-i\xi \gamma_1 h} \cos \gamma_1 x \cos \xi x \quad Q(\xi) = \text{tg} \gamma_1 h + \frac{\xi^2}{\gamma_1 \gamma_2} \text{tg} \gamma_2 h, \quad (19)$$

$$\frac{dQ(\xi)}{d\xi} = \frac{\xi}{\gamma_1 \gamma_2} \left(2\text{tg} \gamma_2 h - \frac{h\xi^2}{\gamma_2 \cos^2 \gamma_2 h} \right) + \xi^3 \left(\frac{1}{\gamma_1^3 \gamma_2} + \frac{1}{\gamma_1 \gamma_2^3} \right) \text{tg} \gamma_2 h - \frac{h\xi}{\gamma_1 \cos^2 \gamma_1 h}. \quad (20)$$

В выражении (18), $\xi_k - k$ -й корень трансцендентного уравнения $\frac{\text{tg} \gamma_1 h}{\text{tg} \gamma_2 h} = -\frac{\xi^2}{\gamma_1 \gamma_2}$.

В (17)-(20): $k_1 = 2\pi f \sqrt{\rho(1-2\nu)/2\mu(1-\nu)}$, $k_2 = 2\pi f \sqrt{\rho/\mu}$ – волновые числа продольной и поперечной волн в упругой среде; $\gamma_{1,2} = \sqrt{k_{1,2}^2 - \xi^2}$, $|\xi| < k_{1,2}$, $\gamma_{1,2} = -i\sqrt{\xi^2 - k_{1,2}^2}$, $|\xi| > k_{1,2}$

Для получения полного выражения составляющей $\sigma_{rr}^{(add)}(r)$ в (16), к динамической составляющей (17) обусловленной динамической составляющей p_{din} импульсного давления (5), (6), необходимо добавить напряжения, возникающие вследствие действия статической составляющей p_{st} импульса давления.

Так как радиус скважины $r = a = 0.025$ м, а толщина слоя – $2h = 2$ м, то их отношение велико ($2h/a = 80$) и влиянием границ на статическую составляющую напряжения в слое можно пренебречь. Поэтому, как и в случае безграничной среды, для статической составляющей напряжения при гидроимпульсном воздействии будем использовать выражение (7). Расчеты проводились при следующих параметрах среды: $2h = 2$ м, $f = 1000$ Гц, $E = 4$ ГПа, $\nu = 0.2$.

На рис. 5 представлены графики зависимости радиальных напряжений от расстояния до её центра при импульсном нагнетании жидкости в скважину в безграничном массиве (кривая 1) и в слое вдоль радиуса по направлению $\vartheta = \pi/4$ (кривая 2).

Из рисунка видно, что наличие границ угольного пласта, сцепленного с окружающей породой, приводит к замедлению спада напряжений при удалении

от поверхности скважины, в сравнении со случаем изменения напряжения в безграничной среде. Так на расстоянии $r=0.28$ м, (что составляет $r \approx 11a$) от центра скважины, напряжения в слое больше напряжения в безграничной среде в 2.67раза, а на расстоянии $r=1.078$ м $\approx 43a$ соответствующим локальному максимуму напряжения в слое – в 4.88раза.

Качественно картина изменения напряжения в слое при удалении от поверхности скважины немонотонна: вначале убывают до минимума ($r = 0.71$ м), затем возрастают до максимума ($r=1.078$ м), и далее, при приближении к поверхности слоя, убывают. В то же время в безграничной среде напряжения при удалении от поверхности скважины убывают монотонно и быстрее чем в слое.

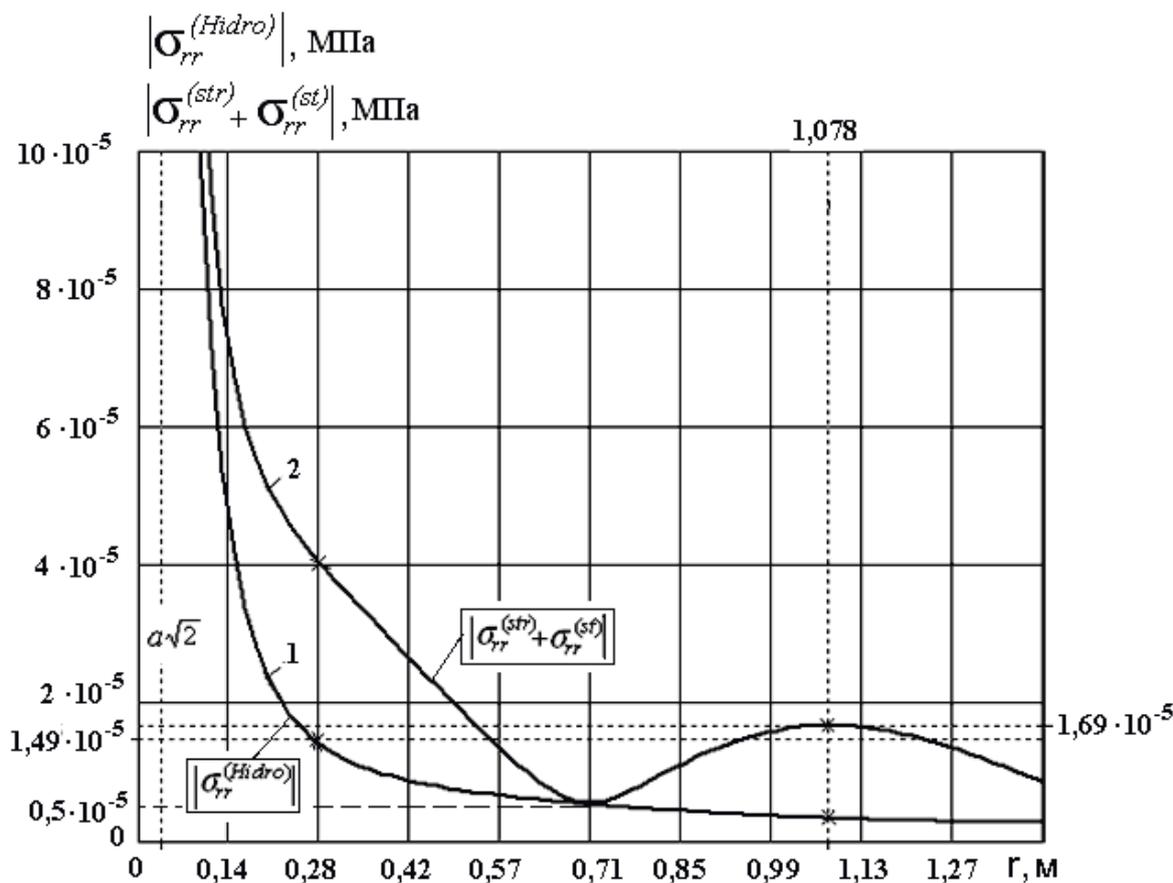


Рис. 5. Влияние границ угольного пласта на распределение радиальных напряжений в окрестности скважины: 1 – напряжения на расстоянии r от центра скважины в безграничной среде; 2 – напряжения на расстоянии r от центра скважины в слое в направлении $\vartheta = \pi/4$

Выводы

Анализ изменения линий уровня напряжений вокруг скважины и напряжений на ее поверхности при нагнетании жидкости показал следующее. При значении коэффициента $\lambda=0,5$ величина радиальных напряжений на ее поверх-

ности изменяется от нуля (при поллой скважине) до максимальной величины импульсного давления – 15 МПа, при этом напряжение $\sigma_{rr}(a)$ не зависит от угла ϑ . При удалении от центра скважины радиальные напряжения приближаются к величине горного давления γH , а в горизонтальных направлениях – к величине $\lambda (\gamma H)$.

В отличие от поведения радиальных компонент напряжений при коэффициенте $\lambda=0,5$, максимальные напряжения (10) на поверхности скважины зависят от угла ϑ и не зависят от давления импульса при нагнетании жидкости. Это объясняется тем, что напряжения σ_{\max} определяются только тангенциальной компонентой (3) порождаемой горным давлением, которая при нагнетании жидкости не изменяется т.к. последняя не создает касательных напряжений, а лишь только радиальные. Показано, что напряжения σ_{\max} и коэффициент концентрации напряжений K_{σ} имеют наибольшие абсолютные значения ($\sigma_{\max}=-50$ МПа, $K_{\sigma}=2,5$) в горизонтальных концах диаметра контура скважины, а минимальные ($\sigma_{\max}=-10$ МПа, $K_{\sigma}=0,5$) – на концах вертикального диаметра.

При $\lambda=1$, с увеличением расстояния от поверхности скважины по любому радиальному направлению, как радиальные, так и максимальные напряжения устремляются к значению γH . Как и в случае $\lambda=0,5$, на поверхности скважины радиальные напряжения растут от нуля (при поллой скважине) до максимальной величины – 15 МПа при нагнетании жидкости. Значение максимальных напряжений σ_{\max} при $\lambda=1$ не зависит от импульсного давления и определяется зависимостью (15) от радиальной координаты.

Анализ АЧХ радиальных напряжений показывает, что величина внутреннего трения в массиве влияет на характер кривых. С увеличением сил трения максимумы напряжений сдвигаются в область меньших частот, и их амплитуды уменьшаются. С ростом коэффициента Пуассона динамическая составляющая радиальных напряжений увеличивается во всем рассмотренном диапазоне частот $f=0 - 25$ кГц.

Влияние границы пласта на напряжения вокруг скважины оценивается изменением напряжений по мере удаления от скважины. Так, наличие границ приводит к замедлению спада напряжений и на некотором расстоянии от центра скважины появляется локальный максимум, после чего напряжения опять монотонно убывают. Это указывает на то, что при гидроимпульсном воздействии вокруг скважины возникают условия для развития трещин в направлении к кровле и почве пласта.

Список литературы

1. Савин Г.Н. Распределение напряжений около отверстий / Г.Н. Савин – Киев: Наук. думка, 1968. – 888 с
2. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений / Н.С. Булычев – М.: Недра, 1982. – 272 с.
3. Новацкий В. Теория упругости. /В. Новацкий – М.: Мир, 1975. – 872 с.
4. Сницер А.Р. Волны при нормальном гармоническом нагружении скважины в упругой среде. I. Структура волнового поля на поверхности скважины и в дальней зоне. / А.Р. Сницер // Динамические системы. – 2006. – Вып. 20 – С. 67-88.

5. Сницер А.Р. Передача давления в угольный пласт при гидроимпульсном нагнетании жидкости в скважину / А.Р. Сницер, Л.М. Васильев, В.В. Зберовский, И.Ф. Чугунков // Геотехническая механика. Межвед. сб. научн. трудов.– Днепропетровск, 2012.– № 104.– С.52-61.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бондаренком В.І.
Надійшла до редакції 15.03.2015*

УДК 622.647.2

© Р.В. Кирия, Н.Г. Ларионов

ПРЕДЕЛЬНЫЙ УГОЛ НАКЛОНА КОНВЕЙЕРА С ЛЕНТОЙ ГЛУБОКОЙ ЖЕЛОБЧАТОСТИ

В статье на основании теории сыпучей среды найдена зависимость предельного угла наклона ленточного конвейера с лентой глубокой желобчатости от угла наклона боковых роликов. При этом предполагалось, что лента представляет собой короб, состоящий из бесконечно длинных упругих пластин, растянутых силами натяжения. В результате определен предельный угол наклона конвейера.

У статті на підставі теорії сипучого середовища знайдена залежність граничного кута нахилу стрічкового конвеєра зі стрічкою глибокої жолобчатості від кута нахилу бічних роликів. При цьому передбачалося, що стрічка є короб, який складається з нескінченно довгих пружних пластин, розтягнутих силами натягу. В результаті визначено граничний кут нахилу конвеєра.

The article is found on the basis of the theory of granular material dependence of the maximum angle of inclination of the conveyor belt with belt deep grooved on the angle of inclination of the side rollers. It was assumed that the tape is a box composed of infinitely long elastic plates stretched tension forces. As a result, defined limit angle of inclination of the conveyor.

Введение. Вопросами определения предельного угла наклона конвейера с лентой глубокой желобчатости занимались многие исследователи, такие как Е. Е. Шешко, В. М. Гуцин, А. И. Барышев и др.

В работах [1, 2] получены зависимости предельного угла наклона конвейера с лентой глубокой желобчатости с гирляндными роlikоопорами.

При этом предполагалось, что удержание груза на ленте конвейера осуществляется за счет сил трения груза о ленту, обусловленных силами бокового распора груза, вызванными сжатием и развалом ленты при ее движении по роlikоопорам конвейера. Эти силы трения груза о ленту конвейера уравниваются горизонтальной составляющей силы тяжести груза, направленной вниз вдоль ленты конвейера.

В работе [3] определен предельный угол наклона конвейера с трехроликовой опорой и лентой глубокой желобчатости. При этом предполагалось, что лента представляет собой упругий короб с нулевой изгибной жесткостью и растянутый силой натяжения. В этом случае на груз действует сила трения со стороны ленты конвейера, обусловленная силами нормальной составляющей от

веса груза и бокового распора, связанного с прохождением ленты и груза через роlikоопору конвейера.

Однако в этой работе при определении угла наклона ленточного конвейера с лентой глубокой желобчатости кроме сил трения груза о ленту и составляющих от силы тяжести груза учитывалась сила сопротивления движению ленты по роlikоопорам от деформации груза что по нашему мнению не верно.

Цель работы. В данной статье определен предельный угол наклона конвейера с лентой глубокой желобчатости имеющую форму короба.

Результаты. Для определения предельного угла наклона конвейера с лентой глубокой желобчатости предположим, что лента представляет собой короб, состоящий из бесконечно длинных пластин растянутых силами натяжения S_l (рис. 1).

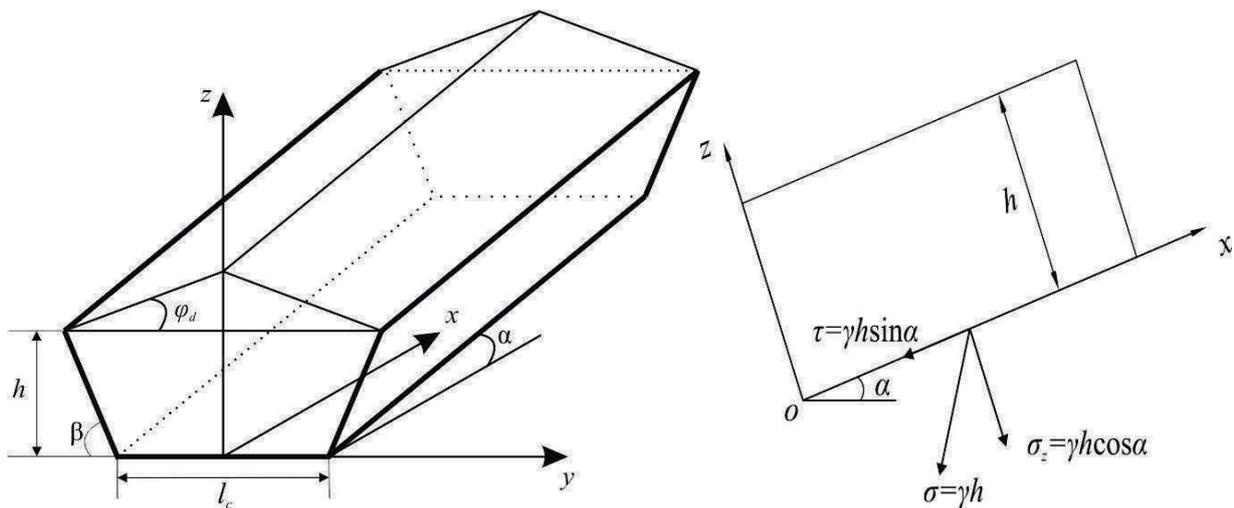


Рис. 1. Напряженно-деформированное состояние груза наклонного конвейера с лентой глубокой желобчатости

Составим уравнение равновесия сил, действующих на участок сыпучего груза между нормальными сечениями к оси ленты в точках нахождения роlikоопор, т.е. между роlikоопорами (см. рис. 1).

В проекции на ось конвейера уравнение равновесия примет вид:

$$F_T = F_g, \quad (1)$$

где F_T – сила трения груза о ленту конвейера, действующая на выделенный участок груза, Н; F_g – касательная составляющая силы веса выделенного участка груза, направленная вниз по оси ленты конвейера, Н.

Тогда сила трения выделенного участка груза о дно и борта короба ленты равна сумме произведений средних нормальных сил, действующих на ленту конвейера, и коэффициента трения груза о ленту конвейера:

$$F_T = f_1 N_{\partial} + 2 f_1 N_{\bar{o}}, \quad (2)$$

где N_{∂} , $N_{\bar{o}}$ – средние нормальные силы, действующие на ленту конвейера со стороны выделенного участка груза на дно и борта ленты конвейера соответственно, Н; f_1 – коэффициент трения груза о ленту конвейера.

Предположим, что на дно лотка ленты со стороны груза действует постоянное давление, а на борта ленты действуют активное и пассивное боковые давления $\sigma_{\bar{b}a}$ и $\sigma_{\bar{b}n}$, которые изменяются по высоте бортов лотка ленты по линейному закону. При этом до середины пролета между роlikоопорами на борта лотка ленты действует активное боковое давление, а с середины пролета до его конца на борта ленты действует пассивное боковое давление [1].

В силу вышесказанных предположений силы N_{∂} , $N_{\bar{b}}$ определяются из выражений:

$$N_{\partial} = \sigma_1 l_c l_p; \quad (3)$$

$$N_{\bar{b}} = \frac{\sigma_{\bar{b}a} l_m l_p}{4} + \frac{\sigma_{\bar{b}n} l_m l_p}{4}, \quad (4)$$

где σ_1 – нормальное давление груза на дно ленты конвейера, Н/м²; $\sigma_{\bar{b}a}$, $\sigma_{\bar{b}n}$ – активное и пассивное боковые давления, действующие на борта лотка ленты конвейера, Н/м²; l_c – ширина дна лотка ленты, м; l_m – ширина участка борта лотка ленты, занимаемого грузом, м; l_p – расстояние между роlikоопорами, м.

Предполагая, что ширина дна лотка ленты l_c больше высоты заполнения грузом h , т.е. $l_c > h$, σ_1 можно определить по формуле

$$\sigma_1 = \gamma h' \cos \alpha, \quad (5)$$

где γ – удельный вес груза, Н/м²; α – угол наклона конвейера, град; h' – среднее значение уровня груза в лотке, м.

Величина h' , согласно рисунку 2, определяется из выражения

$$h' = h + \Delta h / 2,$$

где $\Delta h = \left(l_m \cos \beta + \frac{l_c}{2} \right) \operatorname{tg} \varphi_{\partial}$; β – угол наклона боковых роlikов, град; φ_{∂} – угол естественного наклона насыпного груза при его движении по роlikоопорам конвейера, град.

Здесь h – это уровень груза на бортах лотка ленты, который определяется по формуле (см. рис. 2):

$$h = l_m \sin \beta, \quad l_m = \frac{b - l_c}{2}, \quad b = 0.9B - 0.05 \quad (6)$$

Подставляя (3) и (4) в выражение (2), после преобразования получим

$$F_T = f_1 l_p \left(\sigma_1 l_c + \frac{\sigma_{\bar{b}a} \cdot l_m}{2} + \frac{\sigma_{\bar{b}n} \cdot l_m}{2} \right). \quad (7)$$

Определим среднюю распределенную нагрузку q_c на дно лотка ленты конвейера, а также активные и пассивные распределенные нагрузки на борта ленты $q_{\bar{b}.a.}$ и $q_{\bar{b}.n.}$ соответственно по формулам:

$$q_c = \sigma_1 l_c; \quad q_{\bar{b}a} = \frac{l_m \sigma_{\bar{b}a}}{2}; \quad q_{\bar{b}.n.} = \frac{l_m \sigma_{\bar{b}n}}{2}. \quad (8)$$

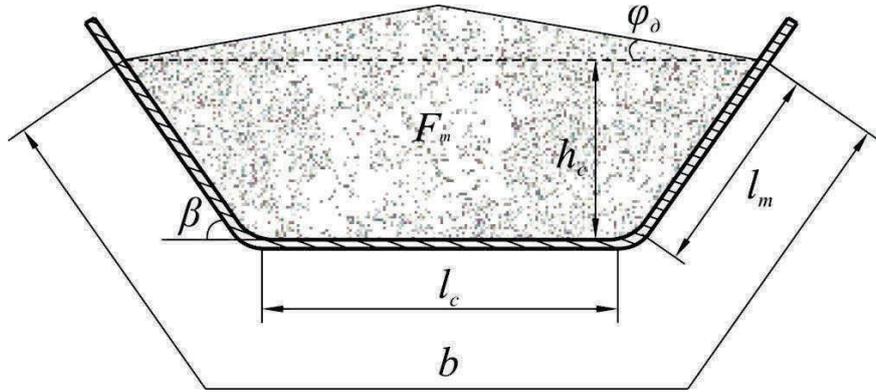


Рис. 2. Поперечное сечение лотка ленты с грузом

Подставляя (8) в (7), после преобразования получим силу тяги F_T в виде:

$$F_T = f l_p (q_c + q_{\delta a} + q_{\delta n}). \quad (9)$$

Значения активных и пассивных напряжений $\sigma_{\delta a}$, $\sigma_{\delta n}$ в нижних точках бортов лотка ленты получим из анализа напряженного состояния сыпучего груза на наклонном конвейере.

Согласно работе [4], нормальные σ_z и касательные τ_{xy} напряжения в сыпучем грузе в нижней точке бортов лотка ленты в плоскости, параллельной дну лотка, определяются по формулам (см. рис. 1):

$$\sigma_z = \gamma h' \cos \alpha; \quad \tau_{xy} = \gamma h' \sin \alpha. \quad (10)$$

Из круга Мора [4] наибольшее и наименьшее нормальное напряжение в сыпучем грузе σ_x , перпендикулярное площадке, наклоненной под углом α к горизонту, определяется из выражения:

$$\sigma_x = \sigma_z (1 + 2f^2) \pm 2\sqrt{(1 + f^2)(\sigma_z^2 f^2 + \tau_{xy}^2)}. \quad (11)$$

Где f – коэффициент внутреннего трения сыпучего груза.

Подставляя (10) в (11), после преобразования получим наименьшее σ_{xa} и наибольшее σ_{xn} напряжения, нормальные к выше указанной площадке:

$$\sigma_{xa} = \gamma h' \cos \alpha \cdot (1 + 2f^2) \left[1 + 2f^2 - 2\sqrt{(1 + f^2)(f^2 - \operatorname{tg}^2 \alpha)} \right];$$

$$\sigma_{xn} = \gamma h' \cos \alpha \cdot (1 + 2f^2) \left[1 + 2f^2 + 2\sqrt{(1 + f^2)(f^2 - \operatorname{tg}^2 \alpha)} \right]. \quad (12)$$

При этом активные и пассивные боковые напряжения в точках на дне лотка ленты в сечении груза, нормальном к оси конвейера, согласно [4], определяются по формулам:

$$\sigma_{ya} = \frac{\sigma_{xa} + \sigma_z}{2} - r_1; \quad \sigma_{yn} = \frac{\sigma_{xn} + \sigma_z}{2} + r_2, \quad (13)$$

где $r_{1,2} = f \left(\sigma_z \sqrt{1 + f^2} \mp \sqrt{\sigma_z^2 f^2 - \tau_{xy}^2} \right)$.

Подставляя (12) в (13), с учетом (10), после преобразования получим:

$$\sigma_{ya} = \gamma h' \cos \alpha \cdot n_1; \quad \sigma_{yn} = \gamma h' \cos \alpha \cdot n_2. \quad (14)$$

Здесь n_1 и n_2 – активный и пассивный коэффициенты бокового распора, определяемые по формулам:

$$\begin{aligned} n_1 &= 1 + f^2 - \sqrt{(1 + f^2)(f^2 - \operatorname{tg}^2 \alpha)} - f(\sqrt{1 + f^2} - \sqrt{f^2 - \operatorname{tg}^2 \alpha}); \\ n_2 &= 1 + f^2 + \sqrt{(1 + f^2)(f^2 - \operatorname{tg}^2 \alpha)} + f(\sqrt{1 + f^2} + \sqrt{f^2 - \operatorname{tg}^2 \alpha}). \end{aligned} \quad (15)$$

Подставляя в формулах (15) $\alpha = 0$, получим

$$n_1 = 1 + 2f^2 - 2f\sqrt{1 + f^2} = m; \quad n_2 = 1 + 2f^2 + 2f\sqrt{1 + f^2} = \frac{1}{m}, \quad (16)$$

где m – коэффициент подвижности сыпучего груза.

Активные и пассивные боковые давления сыпучего груза в нижних точках бортов лотка ленты определим по формулам:

$$\sigma_{\delta a} = \sigma_z \cos^2 \beta + \sigma_{ya} \sin^2 \beta; \quad (17)$$

$$\sigma_{\delta n} = \sigma_z \cos^2 \beta + \sigma_{yn} \sin^2 \beta. \quad (18)$$

Подставляя в (17) и (18) выражения (10) и (14), после преобразования получим:

$$\sigma_{\delta a} = \gamma h' \cos \alpha (\cos^2 \beta + n_1 \sin^2 \beta); \quad (19)$$

$$\sigma_{\delta n} = \gamma h' \cos \alpha (\cos^2 \beta + n_2 \sin^2 \beta). \quad (20)$$

Средние активная и пассивная погонные нагрузки на борта лотка ленты конвейера, согласно (8) и (19), (20), определяются по формулам:

$$q_{\delta a} = \frac{l_m \sigma_{\delta a}}{2} = \frac{\gamma h' l_m}{2} \cos \alpha (\cos^2 \beta + n_1 \sin^2 \beta); \quad (21)$$

$$q_{\delta n} = \frac{l_m \sigma_{\delta n}}{2} = \frac{\gamma h' l_m}{2} \cos \alpha (\cos^2 \beta + n_2 \sin^2 \beta). \quad (22)$$

Составляющая силы тяжести выделенного участка груза между роlikоопорами наклонного конвейера определим по формуле

$$F_g = G \sin \alpha = \gamma F_m l_p \sin \beta, \quad (23)$$

где G – сила тяжести выделенного участка груза между роlikоопорами, Н.

Подставляя (9) и (23) в (1) с учетом (8), (5), (21) и (22), после преобразования получим уравнение относительного предельного угла наклона конвейера α_n :

$$a + b(1 + f^2 + f\sqrt{f^2 - \operatorname{tg}^2 \alpha_n}) = d \cdot \operatorname{tg} \alpha_n, \quad (24)$$

где $a = f_1 \left[l_c \sin \beta + \frac{1}{l_m} \left(\frac{l_c + 2l_m \cos \beta}{2} \right)^2 \operatorname{tg} \varphi_\delta + l_m \cos^2 \beta \sin \beta \right]; \quad b = f_1 l_m \sin^3 \beta;$

$$d = \frac{F_m}{l_m}.$$

Подставляя в уравнение (24) $z = \operatorname{tg}\alpha_n$, получим трансцендентное уравнение относительно z :

$$z = \frac{a + b(1 + f^2 + f\sqrt{f^2 - z^2})}{d}. \quad (25)$$

Уравнение (25) решалось методом последовательных приближений. При этом за первое приближение принимаем значение $z = 0$ ($\alpha_n = 0$).

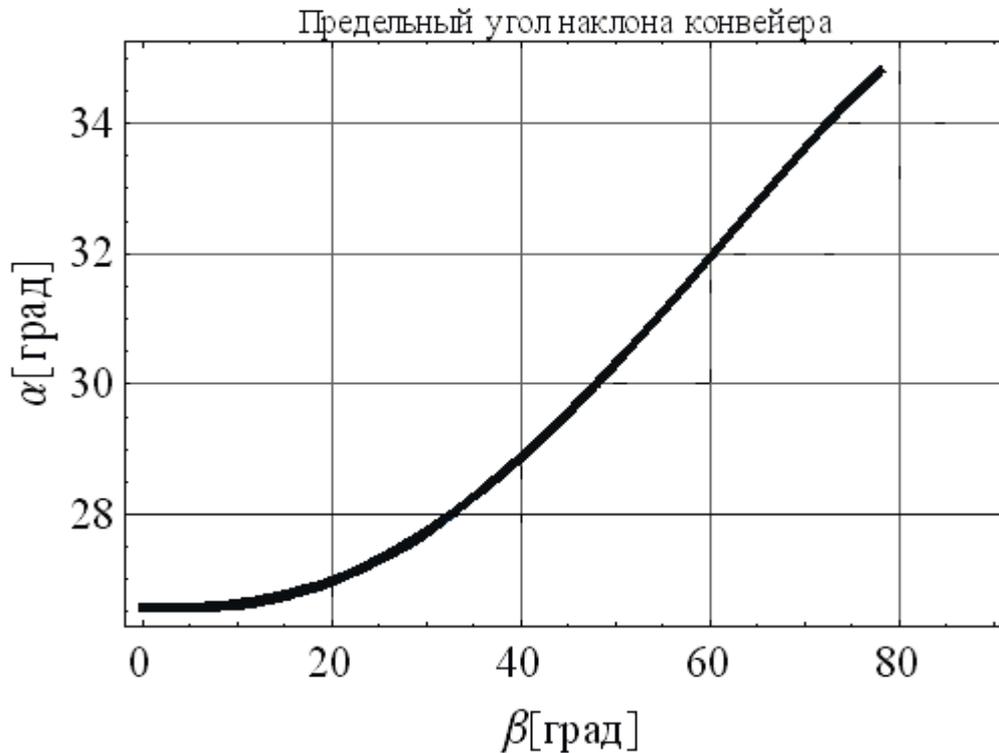


Рис. 3. График зависимости предельного угла наклона конвейера с трехроликовыми опорами в зависимости от угла наклона боковых роликов

Предельный угол наклона конвейера α_n с лентой глубокой желобчатости в нашем случае определим из следующего выражения:

$$\alpha_n = \operatorname{arctg} z^*, \quad (26)$$

где z^* – решение уравнения (25).

На рисунке 3 показаны графики зависимости предельного угла наклона конвейера с трехроликовой опорой в зависимости от угла наклона боковых роликов. При этом параметры конвейера, роликоопор, ленты и груза принимали следующие значения: $q = 1100$ Н; $B = 1$ м; $l_c = 0,456$ м; $r = 0,06$ м; $f = 0,7$; $\varphi_0 = 20^\circ$.

Из графиков видно, что с увеличением угла наклона боковых роликов предельный угол наклона конвейера увеличивается.

Кроме того, из графиков следует, что при углах наклона боковых роликов $\beta = 35\text{--}40^\circ$ предельный угол наклона конвейера с лентой глубокой желобчатости для угла находится в пределах $28\text{--}30^\circ$.

Выводы.

Следовательно, получена аналитическая зависимость предельного угла наклона конвейера с трехроликowymi опорами и лентой глубокой желобчатости от параметров конвейера, параметров желоба ленты и свойств транспортируемого насыпного груза.

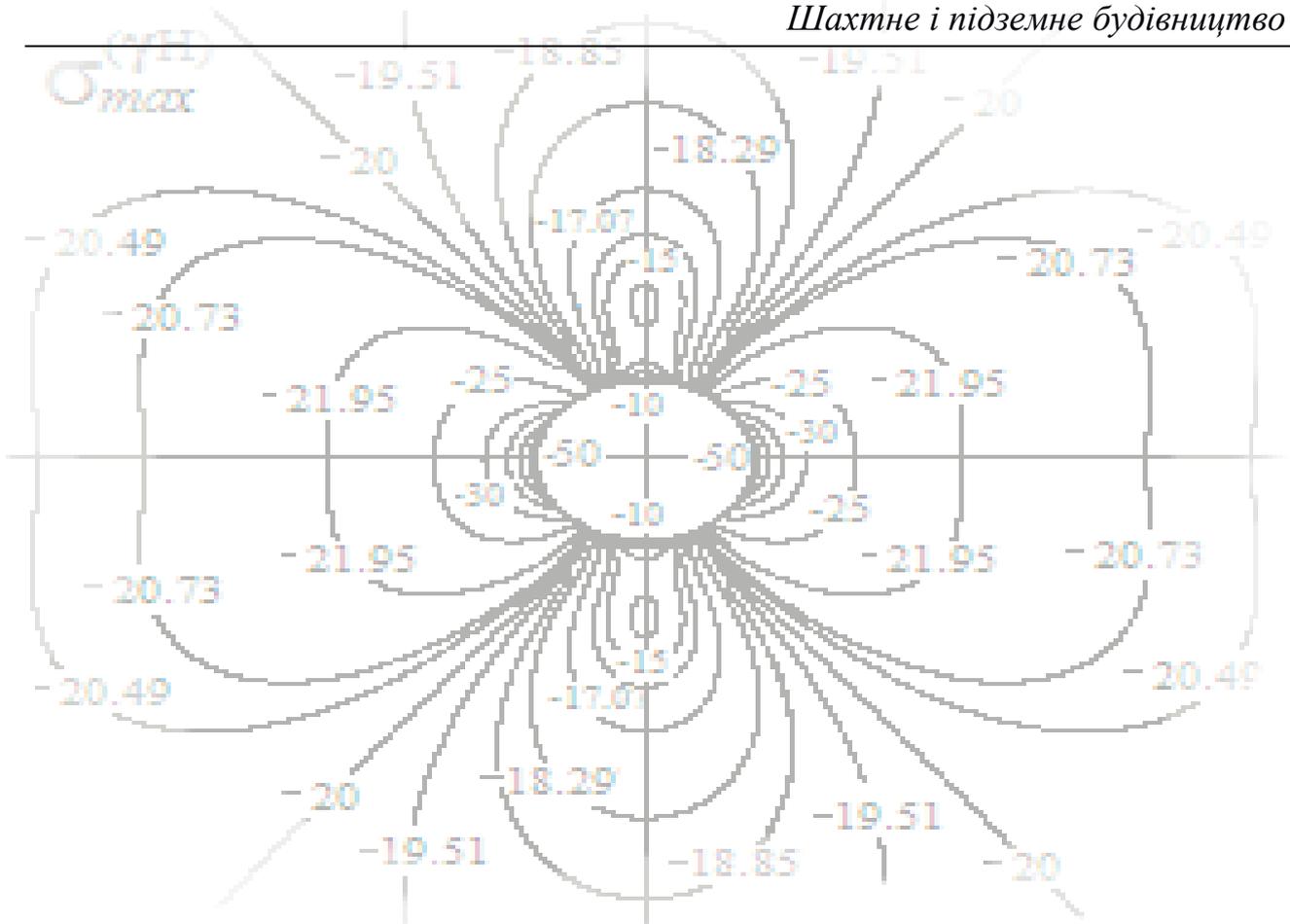
При этом установлено, что с увеличением угла наклона боковых роликов предельный угол наклона конвейера увеличивается, и при углах наклона боковых роликов, равных 35–40° предельный угол наклона конвейера с лентой глубокой желобчатости для угля находится в пределах 28–30°.

Кроме того, предельный угол наклона конвейера зависит от угла наклона боковых роликов, ширины ленты, длины роликов и коэффициента внутреннего трения груза и не зависит от натяжения, скорости ленты, изгибной жесткости, а так же удельного веса груза.

Список литературы

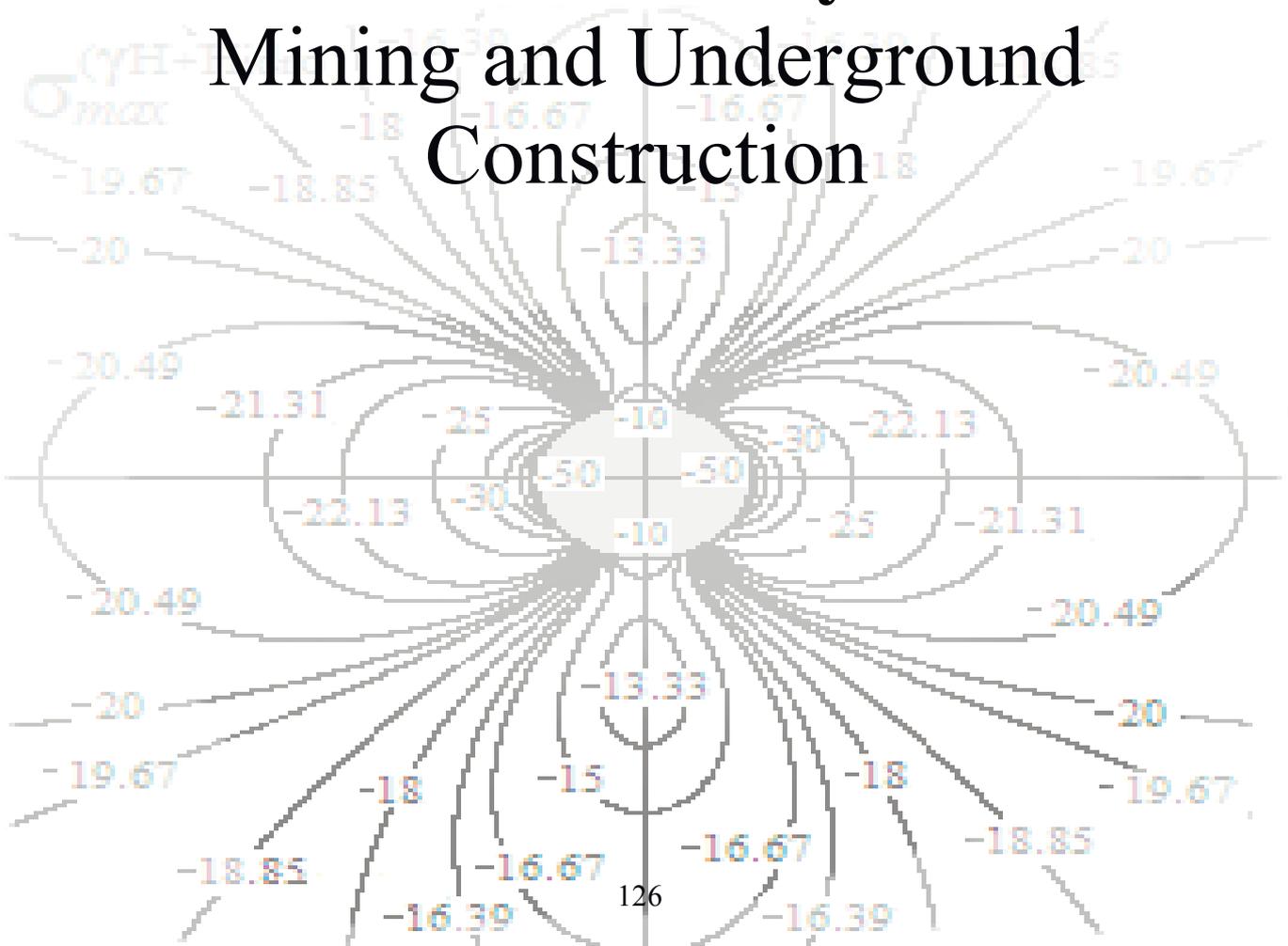
1. Современная теория ленточных конвейеров горных предприятий / В. И. Галкин, В. Г. Дмитриев, В. П. Дьяченко [и др.]. – М.: Из-во МГГУ, 2005. – 543 с.
2. Кирия Р. В. Определение сил сопротивления движению ленты по роликоопорам ленточного конвейера, обусловленных деформацией груза / Р. В. Кирия, Н. Г. Ларионов // Збірник наукових праць НГУ. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2014. – №42. – С. 89–97.
3. Монастырский В. Ф. Выбор предельного угла наклона ленточного конвейера / В. Ф. Монастырский, Т. В. Шахунова // Машиностроение и техносфера XXI века. Сб. трудов IX международной научно-практической конференции в г. Севастополе 9-15 сентября 2002 г. – Донецк: ДонНТУ. – 2002. – Т 2. – С. 153–158.
4. Зенков Р. Л. Механика насыпных грузов / Р. Л. Зенков. – М.: Машиностроение, 1964. – 251 с.
5. Кирия Р. В. Определение оптимальных параметров лотка конвейера с лентой глубокой желобчатости / Р. В. Кирия, Н. Г. Ларионов // Геотехническая механика: Межвед. сб. на учн. тр. / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 2014. – Вып. 114. – С. 27–36.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.
Надійшла до редакції 16.04.2015*



Шахтне і підземне будівництво

Mining and Underground Construction



УДК [622.261-1123:622.281]:519.25

© А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, А.С. Ковров

ВЛИЯНИЕ МИКРО- И МАКРОСТРУКТУРЫ НА ПРОЧНОСТЬ НЕОДНОРОДНОГО ПОРОДНОГО МАССИВА

Предложена и исследована вероятностно-статистическая модель прочности монолитного, ненарушенного трещинами, породного массива. Исследованы нормальный и усеченный нормальный законы распределения предела прочности на одноосное сжатие. Получены формулы для коэффициента структурного ослабления, позволяющие оценить прочность статистически неоднородного породного массива.

Запропонована і досліджена ймовірнісно-статистична модель міцності монолітного та ненарушеного тріщинами породного масиву. Досліджено нормальний і усічений нормальний закони розподілу межі міцності на одновісний тиск. Отримано формули для коефіцієнта структурного ослаблення, що дозволяють оцінити міцність статистично неоднорідного породного масиву.

Probabilistic-statistical model of the monolithic and non-fractured rock mass strength is proposed and investigated. Normal and truncated normal distribution laws of ultimate strength in uniaxial compression are studied. The formulas for the coefficient of structural weakening for assessment of the strength of the statistically heterogeneous rock mass are obtained.

Введение. Оценка прочности структурно неоднородного породного массива, содержащего плоские дефекты в виде систем трещин, является довольно сложной задачей, решению которой посвящен ряд исследований. Их обобщение можно найти в [1].

Если теоретически отобрать породные образцы во всех точках исследуемой области породного массива, то результаты испытаний их на одноосное сжатие образуют генеральную совокупность, статистическая обработка которой дает полное представление о прочности и степени неоднородности изучаемого объекта. При этом образцы, отобранные в области трещин, имеют нулевую прочность или прочность значительно меньшую средней. По этой причине они могут не попасть в эту выборку, хотя в силу своего существования должны быть в ней представлены.

Формулировка целей. Полагается, что вследствие естественной неоднородности структурные элементы, на основе которых определяется прочность горных пород (лабораторные стандартные образцы), обладают различающимися параметрами. Их пределы прочности в процессе тестирования принимают случайные значения, образующие статистическую совокупность. Целью работы является исследование нормального и усеченного нормального законов распределения предела прочности пород на одноосное сжатие, получение аналитических выражений для коэффициента структурного ослабления и оценка прочности статистически неоднородного породного массива.

Изложение. Исследуем, каким образом повлияет на закон распределения и характеристики генеральной выборки искусственное привнесение в нее значений прочности близких или равных нулю.

Для решения поставленной задачи рассмотрим неоднородный породный массив, содержащий несколько систем трещин (рис. 1). Пусть в этом массиве в произвольном направлении проходится горная выработка. Выделим вдоль продольной ее оси блок длиной L_1 , шириной L_2 и высотой L_3 . Блок имеет такие размеры, что все системы трещин, независимо от их ориентировки по отношению к оси X (L_i), пересекут его стороны. При этом среднее расстояние между трещинами, подсчитанное по длинам L_i , равно l_{mi} , а соответствующая интенсивность трещиноватости составит $q_{mi} = l_{mi}^{-1}$.

При идеальной обработке из этого блока могут быть изготовлено n образцов с линейным размером l_0 . ($l_0 \ll L_i$). Результаты испытаний этих образцов на сжатие представляли бы выборку из генеральной совокупности значений прочности структурных элементов.

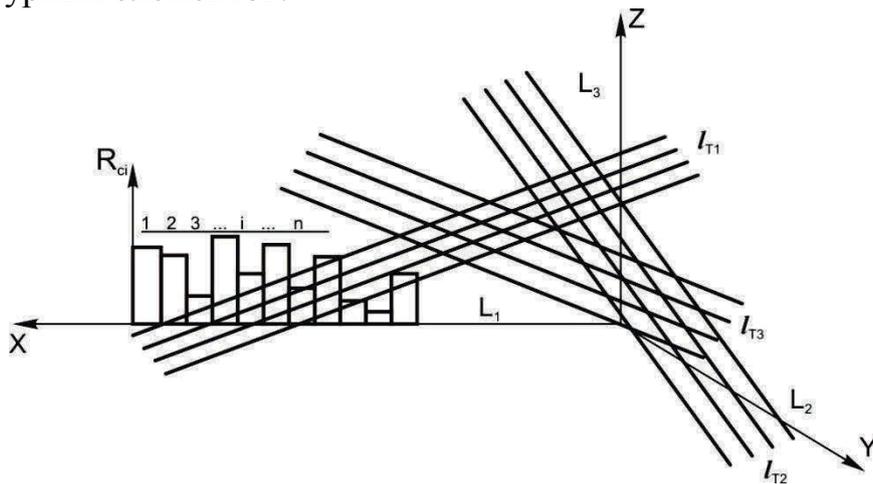


Рис.1. Расчетная схема к решению задачи о структурно-механическом ослаблении породного массива

Однако, испытаниям подвергаются не все образцы, а лишь та часть, количеством n_g , которая не содержит макродефекты и реально может быть изготовлена. Таким образом, будет получена совокупность значений прочности R_i ($i = 1 \dots n_g$), для которых среднее значение (начальный момент первого порядка) равно:

$$m_1 = \frac{1}{n_g} \sum_{i=1}^{n_g} R_i. \quad (1)$$

Однако, в генеральной совокупности в соответствии с принятой гипотезой содержатся структурные элементы, прочность которых значительно меньше прочности ненарушенных образцов и оценивается некоторой функцией снижения прочности $f(\alpha)$, зависящей от угла наклона трещины α к горизонтальной плоскости ($\alpha = 90^\circ - \theta$). Их присутствие должно быть отражено и в выборке из генеральной совокупности. Таким образом, к исходной совокупности из n_g образцов должны быть добавлены n_m нарушенных образцов, прочность которых равна

$$R_{im} = f(\alpha)R_i \quad (i = 1 \dots n_m). \quad (2)$$

Статистическая обработка должна выполняться для нового, «исправленного», вариационного ряда из $n=n_m+n_g$ данных.

Определим параметры статистического распределения для такого ряда. Среднее значение прочности (начальный момент первого порядка) равно:

$$m_1' = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n R_i = \frac{\sum_{i=1}^{n_g} R_i + \sum_{i=1}^{n_m} R_i}{n_g + n_m} \quad (3)$$

Обозначим

$$n_g/n_m = \nu, \quad (4)$$

тогда

$$\frac{1}{n_g + n_m} = \frac{\nu}{n_g(\nu + 1)},$$

а выражение (3) с учетом (4) примет вид

$$\begin{aligned} m_1' &= \frac{\nu}{1+\nu} \left(\frac{\sum_{i=1}^{n_g} R_i}{n_g} + \frac{\sum_{i=1}^{n_m} R_i}{n_g} \right) = \frac{\nu}{1+\nu} \left(\frac{\sum_{i=1}^{n_g} R_i}{n_g} + \frac{\sum_{i=1}^{n_m} R_i f(\alpha)}{n_g} \right) = \frac{\nu}{1+\nu} \left(m_1 + \frac{1}{\nu} f(\alpha) m_1 \right) = \\ &= m_1 \frac{\nu + f(\alpha)}{\nu + 1}. \end{aligned}$$

Из (4) найдем, что величина ν может быть представлена в виде:

$$\nu = l_m / l_0, \quad (5)$$

и тогда она может быть легко определена экспериментально. Здесь l_m и l_0 – среднее расстояние между трещинами и характерный размер образца соответственно.

Следует отметить, что величина ν по своей физической природе не может быть меньше единицы. При расстоянии между трещинами меньше l_0 из такой среды невозможно изготовить образцы стандартных размеров. Кроме того, после определенного уровня нарушенности среда принимает свойства скорее сыпучей, чем сплошной среды. Такой среде соответствует дисперсия значений прочности, близкая к нулю, и коэффициент структурного ослабления, близкий к единице. Таким образом, исследуемая вероятностно-статистическая модель породной среды со случайно распределенными дефектами в виде трещин имеет ограничения: она отражает свойства породного массива, структура которого занимает промежуточное положение между сыпучей средой (модель однородного на микроскопическом уровне тела) и сплошной нетрещиноватой средой (модель сплошного неоднородного на субмакроскопическом уровне тела). Об этом следует помнить, анализируя полученные результаты.

Начальные моменты первого порядка для исходного и «исправленного» (дополненного нарушенными элементами) статистического ряда связаны соотношением:

$$m_1' = K_1 m_1, \quad (6)$$

где

$$K_1 = \frac{\nu + f(\alpha)}{\nu + 1} = \frac{\frac{l_m}{l_0} + f(\alpha)}{\frac{l_m}{l_0} + 1}. \quad (7)$$

Важнейшим параметром статистического распределения является дисперсия, характеризующая разброс данных относительно среднего. Дисперсия представляет собой центральный момент второго порядка, который, как известно, связан с начальными моментами первого и второго порядков:

$$D' = \mu_2' = m_2' - (m_1')^2. \quad (8)$$

Момент первого порядка определяется формулой (6). Найдем момент второго порядка для «исправленного» ряда:

$$\begin{aligned} m_2' &= \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n R_i^2 = \frac{\sum_{i=1}^{n_g} R_i^2 + \sum_{i=1}^{n_m} (R_i f(\alpha))^2}{n_g + n_m} = \\ &= \frac{\nu}{1 + \nu} \left(m_2 + \frac{1}{\nu} f^2(\alpha) m_2 \right) = K_2 m_2 \end{aligned} \quad (9)$$

где

$$K_2 = \frac{\nu + f^2(\alpha)}{\nu + 1} = \frac{\frac{l_m}{l_0} + f^2(\alpha)}{\frac{l_m}{l_0} + 1}.$$

Можно показать, что все начальные моменты k -го порядка «исправленного» и исходного ряда связаны соотношением:

$$m_k' = K_k m_k, \quad (10)$$

где

$$K_k = \frac{\nu + f^k(\alpha)}{\nu + 1} = \frac{\frac{l_m}{l_0} + f^k(\alpha)}{\frac{l_m}{l_0} + 1}. \quad (11)$$

В частном случае, если полагать прочность нарушенных элементов равной нулю, коэффициент влияния трещин одинаков для всех начальных моментов:

$$K_1 = K_2 = K_3 = \dots K_k = K = \frac{\frac{l_m}{l_0}}{\frac{l_m}{l_0} + 1} = \frac{l_m}{l_m + l_0}. \quad (12)$$

Величина K изменяется в пределах от 0,5 ($l_m = l_0$ – сильно трещиноватая среда) до 1,0 ($l_m \rightarrow \infty$ – нетрещиноватая среда)

Таким образом, дисперсия «исправленного» вариационного ряда равна:

$$D' = \mu'_2 = K_2 m_2 - K_1^2 m_1^2. \quad (13)$$

В физическом отношении дисперсия характеризует степень неоднородности среды. Поэтому влияние на ее величину структурных неоднородностей представляет особый интерес. Рассмотрим случай, когда $f(\alpha) = 0$, т.е. в предположении, что прочность дефектных элементов близка нулю, как это сделано в [2, 3].

Выражение (13) удовлетворяет граничным условиям: при $\nu = 0$, $D' = 0$ – массив разрушен, механически однороден и может быть приравнен к сыпучей среде; при отсутствии трещин ($\nu \rightarrow \infty$) получим выражение для дисперсии опробования монолитного массива:

$$D = m_2 - m_1^2.$$

Коэффициент вариации обычного опробования (без учета нарушенных образцов) определяется формулой:

$$\eta = \frac{\sqrt{D}}{m_1}.$$

Введем обозначение

$$A_k = m_k / m_1^k, \quad (14)$$

тогда

$$\eta^2 = \frac{m_2 - m_1^2}{m_1^2} = A_2 - 1,$$

откуда

$$A_2 = \eta^2 + 1.$$

Выражение (13) с учетом последнего равенства принимает вид:

$$D' = m_1^2 \frac{\nu}{1 + \nu} \left(A_2 - \frac{\nu}{1 + \nu} \right) = m_1^2 f(A_2, \nu), \quad (15)$$

где $f(A_2, \nu)$ – функция влияния структурно - механических неоднородностей на величину дисперсии. Для идеальной однородной среды $A_2 = 1$, для реальной же породной среды, как показывает анализ, величина A_2 составляет 1,1-1,5.

На рис. 2 показаны графики функции $f(A_2, \nu)$ в зависимости от значений A_2 и ν . Представленные кривые имеют явно выраженные максимумы. До определенного значения $\nu = \nu^*$ дисперсия возрастает, затем плавно снижается по мере увеличения расстояния между трещинами.

Исследуем функцию $f(A_2, \nu)$ на экстремум и получим то предельное значение ν^* , после которого в породной среде наступают значительные качественные изменения:

$$\nu^* = A_2 (2 - A_2)^{-1}. \quad (16)$$

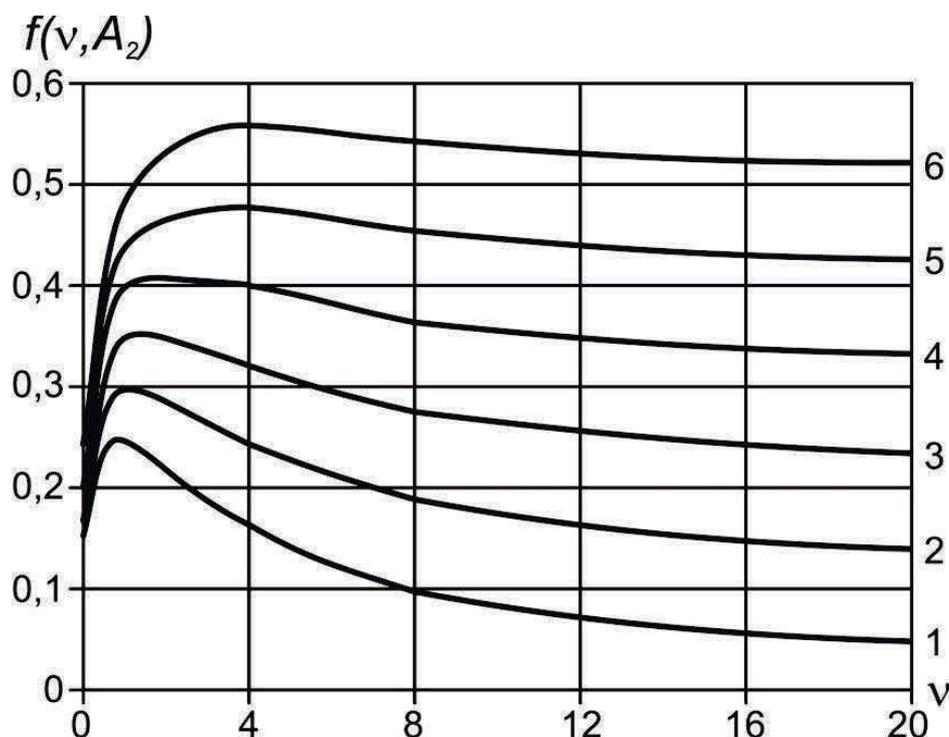


Рис. 2. Изменение дисперсии выборки, включающей нарушенные образцы, в зависимости от расстояния между трещинами и вариации реального опробования: 1, 2, 3, 4, 5, 6— при $A_2=1,0; 1,1; 1,2; 1,3; 1,4; 1,5$ соответственно

При $\nu < \nu^*$ среда обладает таким высоким уровнем разрушенности, что может быть приравнена к сыпучей среде с некоторыми усредненными свойствами. Дисперсия такой среды, как и квазиоднородной, близка к нулю. По сути, выражение (16) определяет границы применимости рассматриваемой вероятностно-статистической модели: графики функции $f(A_2, \nu)$ и справа и слева приближаются к оси абсцисс.

Из (13), с учетом (14), получим выражение для относительной вариации «исправленного» вариационного ряда, т.е. для вариации прочности структурно неоднородного массива. В предположении, что прочность дефектных элементов равна нулю ($f(\alpha)=0$) выражение для относительной вариации прочности будет иметь вид:

$$\eta' = \frac{\sqrt{D'}}{m_1'} = \sqrt{\frac{\nu+1}{\nu} A_2 - 1} = \sqrt{\frac{l_m + l_0}{l_m} (\eta^2 + 1) - 1}. \quad (17)$$

В таком виде коэффициент вариации отражает не только внутреннюю структурную неоднородность массива, характеризуемую вариацией прочности при обычном опробовании, но и механическое его ослабление системами трещин.

На рис. 3 показаны графики значения коэффициента вариации η' в зависимости от плотности трещин $\nu = \frac{l_m}{l_0}$ и степени внутренней неоднородности

породной среды, определяемой параметром $A_2 = \eta^2 + 1$. Если полагать, что дефектные элементы все-таки обладают некоторой прочностью ($f(\alpha) \neq 0$) относительная вариация «исправленного» ряда будет определяться выражением:

$$\eta' = \frac{\sqrt{D'}}{m_1'} = \sqrt{\frac{K_2 m_2 - K_1^2 m_1^2}{K_1^2 m_1^2}} = \sqrt{\frac{K_2}{K_1^2} A_2 - 1} = \sqrt{\frac{K_2}{K_1^2} (\eta^2 + 1) - 1}. \quad (18)$$

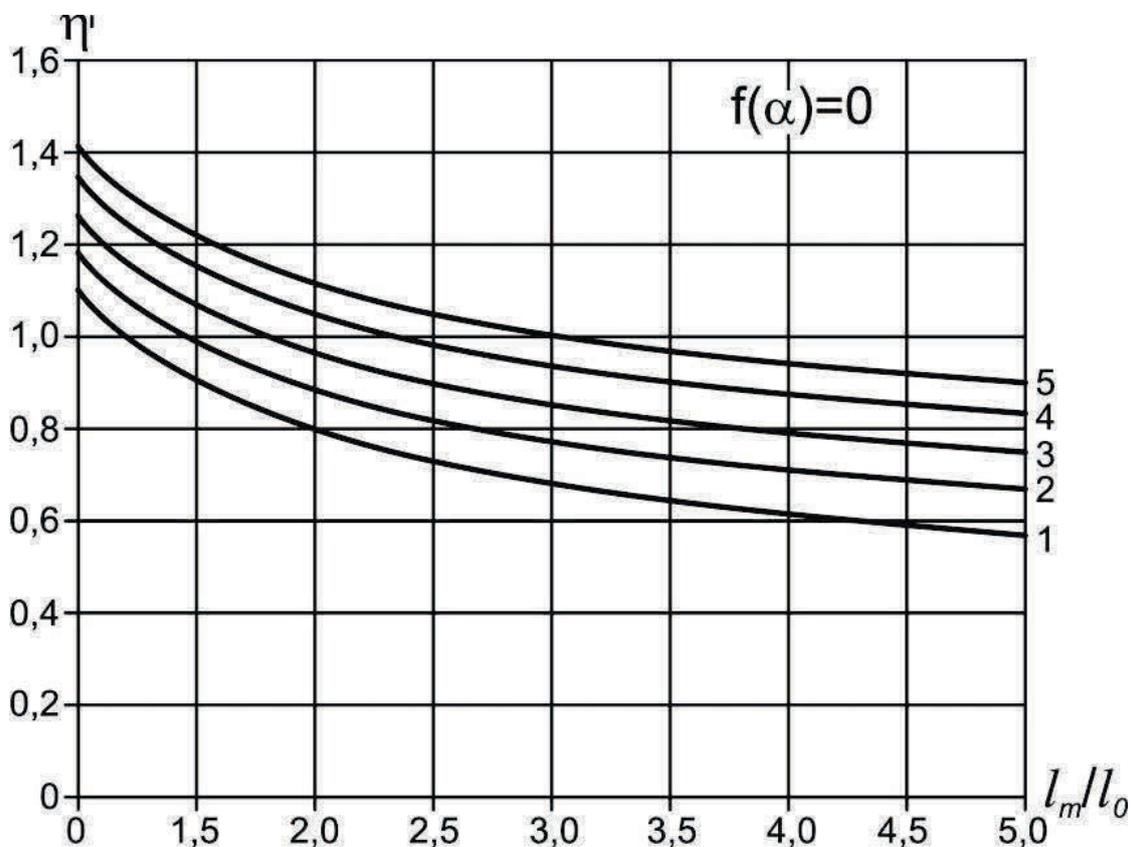


Рис. 3. Зависимость коэффициента вариации трещиноватого породного массива от расстояния между трещинами и степени неоднородности среды в предположении, что прочность дефектных элементов равна нулю:

1, 2, 3, 4, 5 – при $A_2 = \eta^2 + 1 = 1,1; 1,2; 1,3; 1,4; 1,5$ соответственно

Исследуем теперь, как влияет наличие нарушенных элементов в выборке на вероятностное распределение прочности структурных элементов.

Выше указывалось, что подбор распределения для эмпирических данных может быть осуществлен с помощью диаграммы Пирсона, на которой представлены теоретические распределения в зависимости от характерных для них значений асимметрии и эксцесса. Последние определяются центральными моментами третьего и четвертого порядков. В свою очередь центральные моменты могут быть выражены через начальные:

$$\begin{aligned}\mu_2 &= m_2 - m_1^2; \\ \mu_3 &= m_3 - 3m_2m_1 + 2m_1^3; \\ \mu_4 &= m_4 - 4m_3m_1 + 6m_2m_1^2 - 3m_1^4.\end{aligned}\quad (19)$$

Для нормального распределения все начальные моменты нечетных порядков равны нулю. Отсюда получаются известные соотношения [4]:

$$\beta_1^2 = \frac{\mu_3}{\mu_2} = 0; \quad (20)$$

$$\beta_2 = \frac{\mu_4}{\mu_2^2} = 3. \quad (21)$$

Определим из этих условий, как должны соотноситься между собой моменты симметричного (нормального) распределения. Из второго уравнения (19) и условия (20) получим, что

$$\mu_3 = m_3 - 3m_2m_1 + 2m_1^3 = 0,$$

или

$$\frac{m_3}{m_1^3} = 3 \frac{m_2}{m_1^2} - 2. \quad (22)$$

Для случая, когда $m_1 \neq 0$ можно использовать обозначение (14) и преобразовать (22) к виду:

$$A_3 = 3A_2 - 2. \quad (23)$$

Из третьего уравнения (19) и условия (21) получим:

$$\beta_2 = \frac{\mu_4}{\mu_2^2} = \frac{m_4 - 4m_3m_1 + 6m_2m_1^2 - 3m_1^4}{m_2 - m_1^2} = 3. \quad (24)$$

При $m_1 \neq 0$, вынося общий множитель m_1^4 в числителе и знаменателе дроби и используя (14), преобразуем последнее уравнение к виду:

$$\frac{A_4 - 4A_3 + 6A_2 - 3}{(A_2 - 1)^2} = 3,$$

откуда при $A_2 \neq 1$, получим:

$$A_4 = 3A_2 - 2. \quad (25)$$

Уравнения (22), (24), либо полученные из них (23) и (25), образуют систему, которой должны удовлетворять моменты распределения для того, чтобы оно было нормальным.

Например, если математическое ожидание нормального распределения равно нулю ($m_1 = 0$), то при любом значении m_2 получим, что $m_3 = 0$, а $m_4 = 3m_2^2$.

Пусть математическое ожидание отлично от нуля, например, $m_1 = 1$, и известно, что $A_2 = 1,2$. Тогда из (23) следует, что $A_3 = 1,6$, а из (22) $A_4 = 2,32$.

При таких значениях моментов распределение обладает асимметрией и эксцессом, удовлетворяющими уравнениям (20), (21), т.е. является нормаль-

ным. Проанализируем, как изменится это распределение, если будет учтено, что в статистическую совокупность, для которой оно построено, добавятся элементы со значительно меньшей прочностью.

Как было показано выше, начальные моменты обычного вариационного ряда (m_k) и «исправленного» (m'_k) связаны соотношением (10).

Тогда выражения (19) для центральных моментов примут вид:

$$\begin{aligned}\mu'_2 &= K_2 m_2 - K_1^2 m_1^2; \\ \mu'_3 &= K_3 m_3 - 3K_1 K_2 m_2 m_1 + 2K_1^3 m_1^3; \\ \mu'_4 &= K_4 m_4 - 4K_3 K_1 m_3 m_1 + 6K_2 K_1^2 m_2 m_1^2 - 3K_1^4 m_1^4.\end{aligned}\tag{26}$$

Как видим присутствие элементов, нарушенных макродефектами, меняет все моменты распределения, в том числе и те, которые определяют собой асимметрию и эксцесс. С учетом соотношений (19) и (24) показатель асимметрии можно выразить через относительные величины:

$$\beta_1^2 = \frac{(A_3 - 3A_2 + 2)^2}{(A_2 - 1)^3}.$$

Для «исправленного» ряда, в который внесены элементы с макродефектами, получим

$$A'_2 = \frac{K_2 m_2}{K_1^2 m_1^2} = \frac{K_2}{K_1^2} A_2; \quad A'_3 = \frac{K_3 m_3}{K_1^3 m_1^3} = \frac{K_3}{K_1^3} A_3; \quad A'_4 = \frac{K_4 m_4}{K_1^4 m_1^4} = \frac{K_4}{K_1^4} A_4.$$

Тогда показатель асимметрии примет вид:

$$\beta_1^{2'} = \frac{\left(\frac{K_3}{K_1^3} A_3 - 3 \frac{K_2}{K_1^2} A_2 + 2 \right)^2}{\left(\frac{K_2}{K_1^2} A_2 - 1 \right)^3}.\tag{27}$$

Аналогично получим выражение для показателя эксцесса:

$$\beta_2' = \frac{\frac{K_4}{K_1^4} A_4 - 4 \frac{K_3}{K_1^3} A_3 + 6 \frac{K_2}{K_1^2} A_2 - 3}{\left(\frac{K_2}{K_1^2} A_2 - 1 \right)^2}.\tag{28}$$

Если исходное распределение симметрично, то с учетом (23) и (25) получим, что показатели асимметрии и эксцесса «исправленного» ряда зависят только от относительной величины A_2 , которая связана с вариацией значений случайной величины ($A_2 = \eta^2 + 1$).

Исследуем, как влияет наличие макродефектов на закон распределения прочности структурных элементов массива. Как и в предыдущей задаче для простоты изложения будем полагать, что прочность дефектных элементов

близка нулю. В этом случае коэффициент влияния трещин определяется формулой (12).

Определим для рассмотренного выше примера ($m_1 = 1$, $A_2 = \eta^2 + 1 = 1,2$) моменты «исправленного» ряда по формулам (26) для различных значений расстояния между трещинами и подсчитаем соответствующие коэффициенты асимметрии и эксцесса (табл. 1).

Из таблицы видно, что с уменьшением расстояния между трещинами l_m , т.е. с ростом интенсивности трещин, значения асимметрии и эксцесса увеличиваются.

Точки с координатами $(\beta_1^{\prime 2}, \beta_2^{\prime})$, нанесенные на график Пирсона, с увеличением плотности трещин все более удаляются от точки, соответствующей нормальному закону (рис. 4). Траектория движения точки для заданного значения $A_2 = 1,2$ проходит вблизи линий, соответствующих гамма-распределению и распределению Вейбулла. При других сочетаниях моментов симметричного распределения (например, при $A_2 = 1,3$) значения асимметрии и эксцесса таковы, что движение точки осуществляется вблизи линии логарифмически нормального распределения (табл. 2).

Таблица 1

Значения «исправленных» показателей асимметрии и эксцесса для исходного распределения с параметром $A_2 = 1,2$

$\frac{l_m}{l_0}$	ν	$\beta_1^{\prime 2}$	β_2^{\prime}
1,0	0,50	1,33	4,11
1,5	0,60	0,76	3,46
2,0	0,66	0,50	3,19
2,5	0,71	0,36	3,05
3,0	0,75	0,27	2,92
10,0	0,90	0,09	2,97

Искусственное внесение элементов с нулевой прочностью в статистический ряд меняет значения асимметрии и эксцесса, а, следовательно, и вид распределения. Из рис. 4 видно, что с уменьшением расстояния между трещинами отклонение от симметричного распределения становится все более значительным. Формально, для приведенного примера при $(l_m/l_0) < 1$ распределение становится близким к экспоненциальному закону. Однако это противоречит физической сути задачи, свидетельствуя о глубоких качественных изменениях в среде, где элементы с нулевой прочностью становятся преобладающими, а сама среда по своим свойствам приближается к однородной сыпучей. Очевидно, что

если полагать прочность дефектных элементов равной нулю, случай $(l_m/l_0) < 1$ следует исключить из рассмотрения.

Таблица 2

Значения «исправленных» показателей асимметрии и эксцесса для исходного распределения с параметром $A_2=1,3$

$\frac{l_m}{l_0}$	ν	β_1^2	β_2'
1,0	0,5	1,15	4,83
1,5	0,6	0,65	4,05
2	0,66	0,42	3,69
2,5	0,71	0,30	3,50
3	0,75	0,22	3,38
10	0,9	0,03	3,05

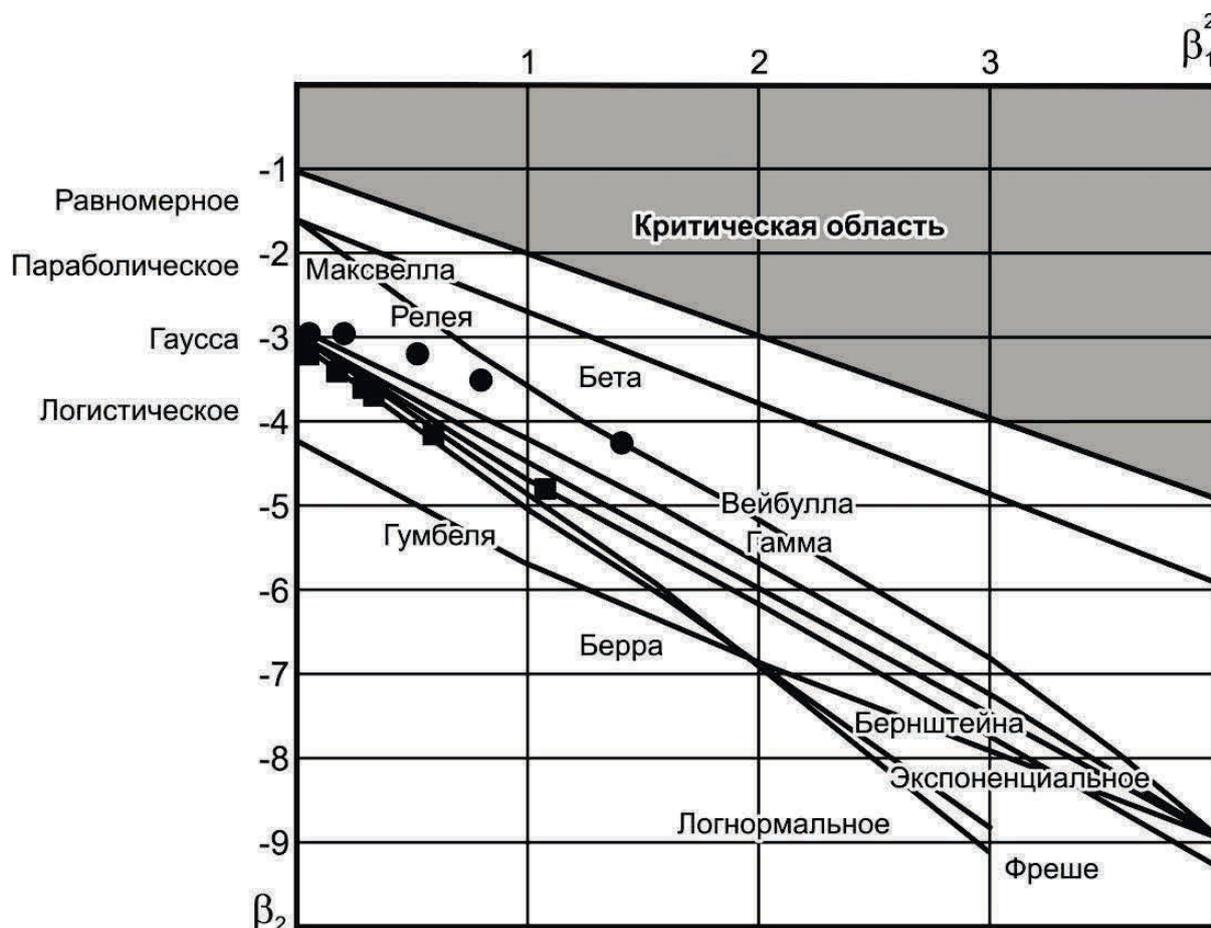


Рис. 4. Диаграмма Пирсона с точками для статистических распределений, в которые условно внесены элементы с макродефектами: ● – точки, соответствующие исходному ряду с соотношением начальных моментов $A_2=1,2$; ■ – точки, соответствующие исходному ряду с соотношением начальных моментов $A_2=1,3$

Таким образом, наличие трещин в реальном породном массиве не только оказывает влияние на статистические оценки исследуемого количественного признака, но и меняет закон распределения вероятностей всех его механических параметров. Вид «исправленного» распределения зависит от соотношений начальных моментов исходного статистического распределения, полученного как результат опробования ненарушенных структурных элементов. Степень отклонения прочности элементов от симметричного распределения определяется расстоянием между трещинами.

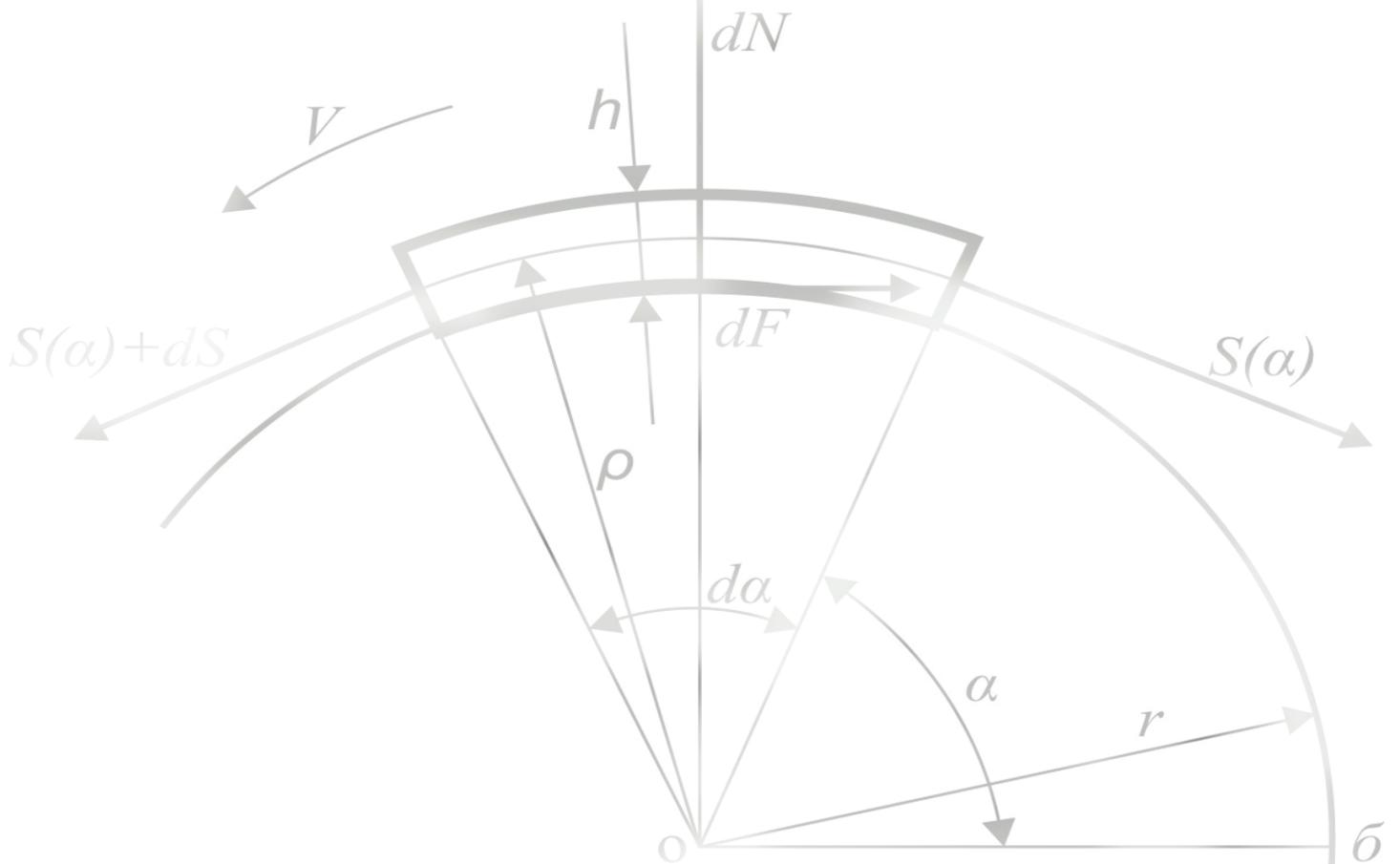
Список литература

1. Шашенко А.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород: монография // А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, С.Н. Гапеев. – Д.: Національний гірничий університет, 2008. – 224 с.
2. Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А. Некоторые задачи статистической геомеханики.– К.: Пульсари, 2001.– 243 с.
3. Сдвижкова Е.А., Бабец Д.В. Влияние структурной неоднородности породного массива на статистическое распределение его физико-механических свойств // Науковий вісник НГУ.– №9.– 2003.– С. 95-98.
4. Глушко В.Т., Виноградов В.В. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления.– М.: Недра, 1980.– 214 с.

*Рекомендована к публікації д.т.н. Роенком А.М.
Надійшла до редакції 23.03.2015*

Гірничі машини і геотехнічна механіка

Mining Machinery and Geotechnical Mechanics



РАЗРАБОТКА РАСЧЕТНО-ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЧАСТОТ КАВИТАЦИОННЫХ КОЛЕБАНИЙ

В работе предложен расчетно-экспериментальный метод определения частот кавитационных колебаний генератора, входящего в состав различных устройств, способствующих интенсификации и повышению энергоэффективности технологических процессов. Это позволяет теоретически определить рабочий режим устройства и оценить его эффективность.

У роботі запропонований розрахунково-експериментальний метод визначення частот кавітаційних коливань генератора, що входить до складу різноманітних пристроїв, сприяючих інтенсифікації та підвищенню енергоефективності технологічних процесів. Це дозволяє теоретично визначити робочий режим пристрою та оцінити його ефективність..

In the paper the experiment-calculated method for definition of cavity fluctuations frequencies of the generator that is a component part of different devices contributing enhancement and raising the power efficiency is proposed. It allows to define theoretically the operating conditions of the device and to estimate its efficiency.

Одним из эффективных способов создания энергосберегающих технологий является использование гидродинамической кавитации, реализуемой кавитационным генератором колебаний давления жидкости (далее – генератор). В работе [1] приведены примеры практического применения генератора:

- в металлургии – для удаления вторичной окалины;
- в машиностроении – для удаления заусениц и очистки поверхностей;
- в химической промышленности – для эмульгирования и диспергирования.

Известны исследования, направленные на разработку энергосберегающих технологических процессов в горнодобывающей отрасли [2] при бурении и раскольматации водяных скважин, наложением вибронагрузки на породоразрушающий инструмент или капилляры породы продуктивной зоны, а также в энергетике для интенсификации процессов тепловыделения в гидродинамических теплогенераторах [3].

Интенсивно ведутся работы по созданию гидроимпульсных технических средств для борьбы с газодинамическими явлениями в шахтах [4]. Результаты горно-экспериментальных работ показали, что устройство гидроимпульсного воздействия обеспечивает качественное гидрорыхление и дегазацию выбросоопасных угольных пластов.

Практическое использование генератора в этих отраслях позволяет снизить удельное энергопотребление до 50%.

Основными параметрами, определяющими рабочий режим устройства и эффективность работы генератора, являются размах автоколебаний давления жидкости ΔP и их частота f .

Колебания давления, создаваемые таким генератором, достаточно хорошо изучены как в теоретическом, так и в экспериментальном плане. Так, определение параметра ΔP по уточненной линейной математической модели кавитационного генератора [5] показало удовлетворительную сходимость расчетных и экспериментальных данных с относительной погрешностью, не превы-

шающей 10%. Однако, теоретическое определение частот автоколебаний f в соответствии с [6] указывает на расхождение расчетных и экспериментальных частот. В подтверждение сказанного на рис. 1 приведены теоретические и экспериментальные зависимости частоты f от параметра кавитации τ для генераторов с диаметрами критического сечения $d_{кр}=2,5$ и 8 мм. Параметр кавитации τ является критерием динамического подобия кавитационного течения и представляет собой отношение давления подпора на выходе генератора $P_п$, под действием которого происходит захлопывание каверны, к давлению нагнетания $P_н$, способствующего возникновению и росту каверны, $\tau = P_п / P_н$. Экспериментальные зависимости частоты f от параметра кавитации τ носят линейный характер, что подтверждается и линиями тренда, приведенными на этом же рисунке (сплошная линия). В то же время, теоретические зависимости носят нелинейный характер и имеют вид степенной функции.

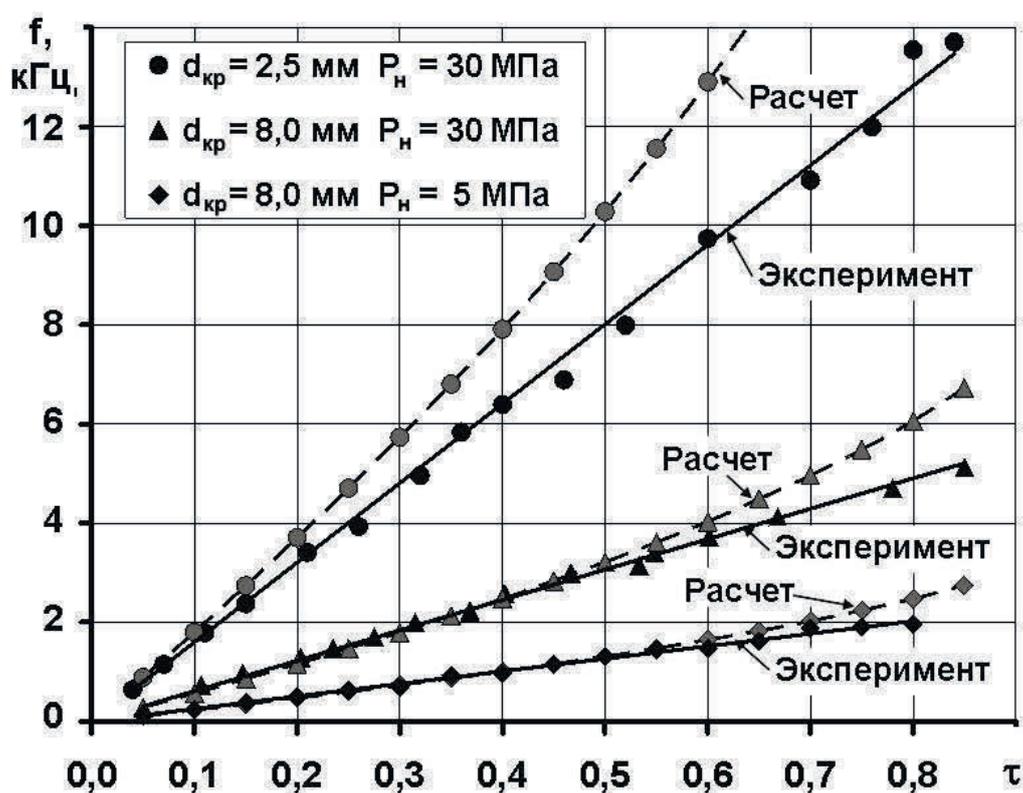


Рис.1. Теоретические и экспериментальные зависимости частоты f от параметра кавитации τ генераторов с $d_{кр}=2,5$ и 8,0 мм

Из анализа приведенных результатов следует, что уменьшение диаметра критического сечения генератора и повышение давления нагнетания приводят к расхождению расчетных и экспериментальных частот кавитационных колебаний.

Целью настоящей работы является разработка расчетно-экспериментального метода определения частот кавитационных колебаний генератора.

Для разработки этого метода используются экспериментальные зависимости частоты кавитационных колебаний от параметра кавитации.

Природа этих колебаний аналогична известным в гидродинамике струхалевым частотам срыва вихрей при отрывном обтекании цилиндра и определяются формулой

$$f = Sh \cdot \frac{v}{D_{\text{ц}}}, \quad (1)$$

где Sh – число Струхалия, равное $\sim 0,21$; v – скорость набегающего потока; $D_{\text{ц}}$ – диаметр цилиндра.

Эксперименты со скоростной киносъемкой убедительно показали, что колебания, создаваемые кавитационным генератором, обусловлены отрывом и захлопыванием диффузорной части каверны, начинающейся от сечения перехода цилиндрической части генератора в диффузор [7]. Учитывая, что частота таких колебаний зависит от степени развития кавитации – параметра кавитации τ , формулу для определения частоты можно представить в виде

$$f = Sh_{\text{э}} \cdot \frac{v_{\text{кр}}}{r_{\text{кр}}} \cdot \tau, \quad (2)$$

где $Sh_{\text{э}}$ – число Струхалия, определяемое на основании экспериментальных данных; $r_{\text{кр}}$ – радиус критического сечения генератора, а $v_{\text{кр}}$ – скорость жидкости в критическом сечении, определяемая по известной формуле

$$v_{\text{кр}} = \sqrt{2 \cdot (P_{\text{н}} - P_{\text{к}}) / \rho}, \quad (3)$$

где $P_{\text{к}}$ – давление в каверне; ρ – плотность жидкости.

Определение числа Струхалия $Sh_{\text{э}}$ выполнено двумя способами для генераторов с углом раскрытия диффузора $\beta = 20^\circ$ и диаметрами критического сечения $d_{\text{кр}} = 2,5; 4,0; 6,0; 8,0$ и 14 мм, для которых имеются обширные экспериментальные данные:

– первый способ основан на расчете значения $Sh_{\text{э}}$ для каждого размера критического сечения генератора в зависимости от давления нагнетания $P_{\text{н}}$ и параметра кавитации τ ;

– второй способ расчета $Sh_{\text{э}}$ основан на использовании аппроксимационных уравнений линий тренда экспериментальных зависимостей частоты от параметра кавитации τ для каждого генератора и значения давления нагнетания.

При первом способе выражение для расчета $Sh_{\text{э}}$ по экспериментальным значениям частот получаем из (2)

$$Sh_{\text{э}} = \frac{f_{\text{э}} \cdot r_{\text{кр}}}{v_{\text{кр}} \cdot \tau}, \quad (4)$$

где $f_{\text{э}}$ – экспериментальное значение частоты;

τ – значение параметра кавитации, соответствующее $f_{\text{э}}$.

Расчет значений числа Струхалия показал, что для генератора с конкретным диаметром критического сечения отклонение величины $Sh_{\text{э}}$ не превышает 4% и связано с погрешностью измерения и обработки частот. Зависимость $Sh_{\text{э}}$

от давления нагнетания P_n и параметра кавитации τ отсутствует. Для каждого значения радиуса критического сечения генератора определялись среднеарифметические значения $Sh_{\text{э}}$, которые приведены в таблице 1.

Таблица 1

Результаты расчета числа Струхала
по экспериментальным значениям частоты

P_n , МПа	$d_{кр} = 14$ мм $Sh_{\text{э}}^*$	P_n , МПа	$d_{кр} = 8$ мм $Sh_{\text{э}}^*$	$d_{кр} = 6$ мм $Sh_{\text{э}}^*$	$d_{кр} = 4$ мм $Sh_{\text{э}}^*$	$d_{кр} = 2,5$ мм $Sh_{\text{э}}^*$
1,0	0,1206	1,0	0,1015	0,0935	0,0877	0,0826
2,0	0,1206	5,0	0,1020	0,0948	0,0889	0,0826
3,0	0,1211	10,0	0,1006	0,0919	0,0856	0,0823
4,0	0,1201	15,0	0,0979	0,0961	0,0878	0,0833
5,0	0,1171	20,0	0,1013	0,0963	0,0876	0,0829
		25,0	0,1024	0,0966	0,0875	0,0831
		30,0	0,1023	0,0933	0,0872	0,0821
	$Sh_{\text{э}} = 0,1207$		$Sh_{\text{э}} = 0,1011$	$Sh_{\text{э}} = 0,0947$	$Sh_{\text{э}} = 0,0875$	$Sh_{\text{э}} = 0,0827$

При втором способе, как видно из рис. 1, линии тренда экспериментальных зависимостей частоты f от параметра кавитации τ при различных давлениях нагнетания P_n имеют линейный характер и описываются уравнением

$$f = K \cdot \tau, \quad (5)$$

где коэффициент пропорциональности K , следуя формуле (2), представлен в виде

$$K = \frac{Sh_{\text{э}} \cdot v_{кр}}{r_{кр}}, \quad (6)$$

из которого получена формула для определения экспериментального значения числа Струхала для каждого значения давления нагнетания P_n

$$Sh_{\text{э}} = \frac{K \cdot r_{кр}}{v_{кр}}. \quad (7)$$

Результаты расчета Sh по формуле (7), приведены в таблице 2. Как и в первом случае по определению числа Струхала по экспериментальным значениям частоты, из таблицы видно, что отклонение текущих значений $Sh_{\text{э}}^*$ от среднеарифметического $Sh_{\text{э}}$ незначительно.

Зависимость значения числа Струхала $Sh_{\text{э}}$ от радиуса критического сечения генератора $r_{кр}$, определенная по экспериментальным значениям частот и уравнениям линий тренда, представлена на рис.2.

Таблица 2

Результаты расчета экспериментального значения числа Струхалия по аппроксимационным уравнениям зависимости частоты от параметра кавитации

P _н , МПа	d _{кр} = 14 мм		P _н , МПа	d _{кр} = 8 мм		d _{кр} = 6 мм		d _{кр} = 4 мм		d _{кр} = 2,5 мм	
	K	Sh _э *		K	Sh _э *						
1,0	0,771	0,1220	1,0	1,121	0,1013	1,419	0,0963	1,967	0,0889	2,895	0,0818
2,0	1,086	0,1215	5,0	2,532	0,1023	3,175	0,0962	4,391	0,0887	6,498	0,0821
3,0	1,339	0,1223	10,0	3,569	0,1020	4,511	0,0967	6,240	0,0891	9,413	0,0840
4,0	1,530	0,1210	15,0	4,389	0,1024	5,568	0,0974	7,496	0,0874	11,314	0,0825
5,0	1,678	0,1186	20,0	5,003	0,1011	6,407	0,0971	8,770	0,0886	13,166	0,0831
			25,0	5,657	0,1022	7,219	0,0978	9,658	0,0873	14,578	0,0823
			30,0	6,128	0,1011	7,620	0,0943	10,754	0,0887	16,028	0,0826
	Sh _э = 0,1210			Sh _э = 0,1018		Sh _э = 0,0965		Sh _э = 0,0884		Sh _э = 0,0826	



Рис.2. Зависимости числа Струхалия Sh_э от радиуса критического сечения генератора r_{кр}

Эта зависимость с достоверностью R = 0,997 аппроксимируется линейным уравнением

$$Sh_{э} = 0,0066 \cdot r_{кр} + 0,0749. \tag{8}$$

Из полученной зависимости видно, что увеличение радиуса критического сечения генератора приводит к росту экспериментального значения числа Струхалия. Формула (8) позволяет определять значения числа Струхалия для лю-

бых значений радиуса критического сечения генератора и по (2) рассчитать реализуемые генератором частоты колебаний давления.

В качестве примера на рис. 3 представлены зависимости частоты f от параметра кавитации τ для генераторов с $d_{кр} = 2,5, 4, 6, \text{ и } 8 \text{ мм}$, определенные расчетно-экспериментальным методом (сплошная линия) при фиксированном значении давления нагнетания жидкости $P_n = 30 \text{ МПа}$. Здесь же приведены экспериментальные данные при тех же условиях. Из рисунка видно, что теоретические зависимости, полученные путем расчетов по формуле (2) с учетом (3) и (8), удовлетворительно согласуются с экспериментальными данными практически во всем диапазоне изменения параметра кавитации τ и носят линейный характер.

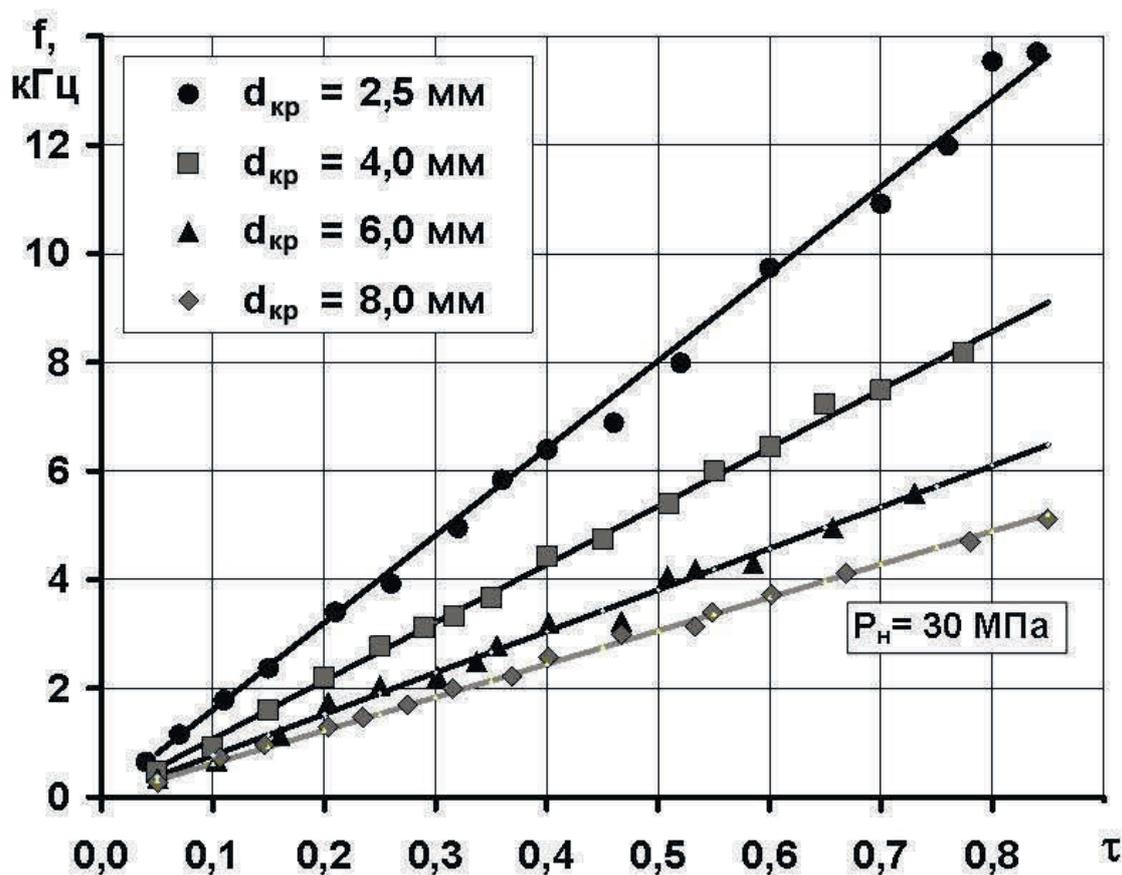


Рис. 3. Расчетные и экспериментальные зависимости частоты f от параметра кавитации τ

Анализ приведенных результатов показал, что среднестатистическая относительная погрешность расчетных и экспериментальных значений частоты для всех генераторов не превышает 7%.

Выводы. Разработанный расчетно-экспериментальный метод определения частот кавитационных колебаний позволяет:

- получить удовлетворительную сходимость результатов расчета частоты с экспериментальными данными в диапазонах изменения параметра кавитации $\tau = 0,05 \div 0,85$ и давлений нагнетания $P_n = 1 \div 30$ МПа для генераторов с любым значением диаметра критического сечения. Относительная погрешность расчетных и экспериментальных значений частоты не превышает 7%;
- теоретически определить рабочий режим устройства и оценить его эффективность при разработке энергосберегающих технологических процессов.

Полученные результаты имеют важное **практическое значение**. Приемлемая теоретическая оценка частоты и уровня гидроимпульсного воздействия генератора позволяет выбрать параметры промышленной установки и установить ее эффективный рабочий режим без дополнительных экспериментальных исследований.

Список литературы

1. Pilipenko, V.V. Cavitation self-oscillations intensify technological processes [Текст] / V.V.Pilipenko, I.K.Man'ko, V.A.Zadontsev // Proceedings of a Fluid Dynamics Panel Workshop. – Kiev, Ukraine. Report 827, 1998, – P.32-1–32-4.
2. Zhulay, Y. Hydrodynamic cavitation in energy-saving technological processes of mining sector [Текст] / Y. Zhulay, V. Zberovskiy, A. Anglovskiy & I.Chugunkov // Geomechanical Processes During Underground Mining Taylor & Francis Group, London, 2012. – P. 51–56.
3. Жулай, Ю.А. Теоретическая оценка эффективности кавитационного теплогенератора [Текст] / Ю.А. Жулай // Авиационно-космическая техника и технология. – 2015. № 18/125. – С. 58-64.
4. Пат. 87038 Украина, МКИ E21F 5/02. Устройство для гидроимпульсного воздействия на угольный пласт [Текст]/Васильев Л.М., Жулай Ю.А., Зберовський В.В., Моисеенко П.Ю., Трохимец Н.Я. (Украина) ; заявитель и патентообладатель ИГТМ НАН Украины. – № а 2007 10209/9822 ; заявл. 13.09.07 ; опубл. 10.06.09, Бюл. № 11.
5. Уточнение линейной математической модели кавитационного генератора колебаний давления жидкости [Текст] / Ю.А. Жулай // Авиационно-космическая техника и технология. – 2014. № 7/114. – С. 21-26.
6. Пилипенко, В.В. Кавитационные автоколебания [Текст]: моногр. / В.В. Пилипенко. – К.: Наукова думка, 1989. – 316 с.
7. Манько, И.К. Визуальные исследования кавитационных автоколебаний в гидравлической системе с прозрачной трубкой Вентури [Текст] / И.К. Манько // Кавитационные автоколебания в насосных системах: сб. науч. тр. Наукова думка. – К. 1976. – Ч. 2. – С. 113 - 118.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.
Надійшла до редакції 07.02.2015*

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО–ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ РЕЛЬСОВЫХ ПРОВОДНИКОВ АРМИРОВКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТОЛОВ В УСЛОВИЯХ ИЗНОСА ПРИ ДИНАМИЧЕСКОМ НАГРУЖЕНИИ

В статье рассмотрена и решена задача исследования напряженно-деформированного состояния рельсовых проводников жесткой армировки вертикальных стволов шахт в условиях повышенного износа под действием боковых динамических нагрузок.

В статті розглянута та розв'язана задача дослідження напружено-деформованого стану рейкових провідників жорсткого армування вертикальних стовбів шахт в умовах підвищеного зносу під дією бічних динамічних навантажень.

In the article is considered and resolved the task of research of the tense-deformed state of rail guides of hard reinforcement of mine vertical shafts in conditions of increased wear by the action of lateral dynamic loadings.

Постановка и состояние проблемы. В отечественной горной промышленности рельсовый прокат, изготовленный по ГОСТ 5633–51, широко используется в качестве проводников жесткой армировки вертикальных стволов. Применяются две схемы установки проводников относительно подъемного сосуда: противостоящие проводники и односторонние. В схеме с противостоящими проводниками взаимодействие сосуда с проводниками осуществляется через рабочие башмаки открытого профиля П-образного сечения. В односторонних проводниках используются только башмаки закрытого профиля. Пример сечения ствола с рельсовыми проводниками при обеих схемах компоновки показан на рис. 1.

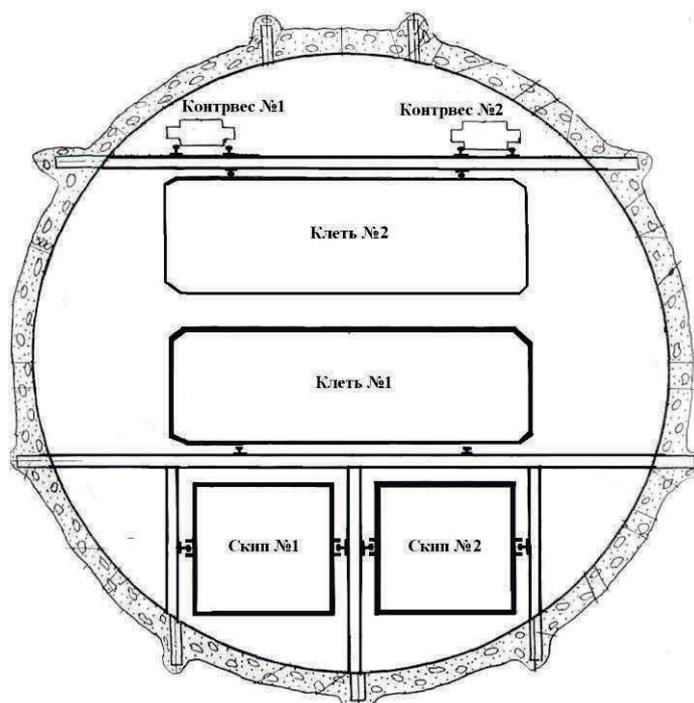


Рис. 1. Сечение ствола с рельсовыми проводниками

В данном стволе клетки движутся по паре односторонних, а скипы по паре противостоящих рельсовых проводников. При противостоящих проводниках приложение боковой силы от подъемного сосуда происходит через внутренние рабочие поверхности П-образных башмаков открытого профиля и приходится к головке рельсового проводника (рис. 2,а).

Согласно проекту такое же приложение боковой силы должно быть так же при одностороннем расположении проводников и башмаками скольжения закрытого типа, имеющими «губки» для фиксации головки рельса внутри башмака (рис.2,б). Однако в процессе износа башмака и головки рельса происходит изменение 2-х типов кинематических зазоров: основных – между внутренними боковыми поверхностями башмака и головкой рельса и гарантированных – между торцами губок башмаков и шейкой (полкой, в терминологии ЕПБ [1]) рельса.

В соответствии с §389 [1] «Проводники подлежат замене при износе: рельсовые с массой 1 погонного метра до 45 кг — свыше 8 мм на каждую сторону; рельсовые с массой 1 погонного метра 45 кг и более — свыше 12 мм на каждую сторону;... Износ полки, соединяющей головку рельсовых проводников с подошвой, допускается не более чем на 25 % номинальной ее толщины».

В тех случаях, когда из-за износа трущихся поверхностей головки рельса и башмака основные зазоры превышают нормативные, расстояние от боковой плоскости головки рельса до боковой плоскости шейки рельса становится меньше длины губок башмаков. Это создает жесткий контакт торцов губок с шейкой, который приводит к механическому выпиливанию в ней выточки, глубиной δ (рис.2,в). В этом случае передача бокового усилия со стороны подъемного сосуда на проводник происходит по сечению выточки, которая в данном случае становится наиболее тонким местом в несущей конструкции рельсового проводника. Под действием боковой силы рельсовый проводник испытывает изгиб с кручением вокруг вертикальной оси. В случае приложения боковой силы к шейке в выточке, плечо силы, крутящий момент и напряжения в сечениях рельса, будут иметь меньшее значение, чем в случае приложения силы к боковой поверхности головки.

В процессе эксплуатации происходит постоянный контроль основных зазоров и замена башмаков (вкладышей) в случае превышения ними нормативных значений 10 мм (§388 [1]). После замены башмаков гарантированные зазоры восстанавливают свое первоначально значение и дальнейшее приложение боковой силы опять происходит через головку рельса, который уже имеет некоторую выточку на шейке (рис.2,г). Так как в этом случае крутящий момент будет иметь свое наибольшее из двух возможных случаев значение, но действовать будет на шейку рельса, ослабленную выточкой, то максимальные напряжения в сечениях шейки рельса будут наибольшими. Таким образом, получается, что при эксплуатации рельса с шейкой, ослабленной выточкой, продолжение эксплуатации при восстановлении основных зазоров до нормативного уровня с контактом башмаков через головку рельса повышает риск его разрушения в сечении выточки. Данная ситуация не отражена в действующих норма-

тивних документах и требует своего исследования с определением предельно допустимых параметров силового нагружения в зависимости от фактических параметров износа на стадии длительной эксплуатации.

На рис.2 показаны схемы взаимодействия башмаков типа с рельсовым проводником.

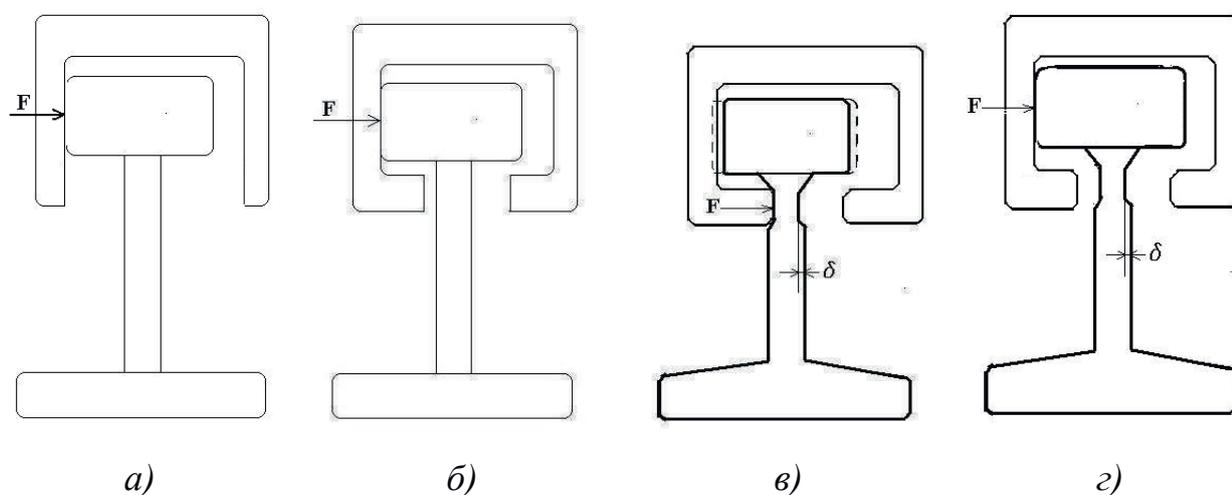


Рис.2. Расчетные схемы системы «башмак – рельсовый проводник»: а), б) приложение боковой силы от башмака к головке рельса; в) приложение боковой силы от башмака к шейке рельса; з) приложение боковой силы к головке рельса с выточкой на шейке.

Эксплуатация армировок с образованием значительной выточки и потери сечения шейки рельсовых проводниках нередко фиксируется при специализированных обследованиях армировок вертикальных стволов. Необходимо определить максимально допустимую величину δ – потери сечения шейки рельса при образовании выточки, в зависимости от уровня действующих динамических боковых нагрузок F на армировку со стороны подъемного сосуда и определения безопасных режимов эксплуатации подъема в зависимости от величины износа проводников и рабочих башмаков.

Изложение основного материала. Для выяснения качественной стороны поведения параметров напряженно-деформированного состояния рельсового проводника и их взаимосвязи, выполним исследования используя упрощенную расчетную схему, позволяющую построить приближенное аналитическое решение. Рассмотрим отрезок проводника, длиной B , равной высоте примыкающего расстрела, отделенный от его частей в пролете выше и ниже исследуемого яруса.

Принятые обозначения геометрических размеров проводника показаны на рис. 3. Считаем, что подошва рельса своей тыльной стороной жестко закреплена относительно неподвижного пространства. Равнодействующая боковых сил F со стороны башмака приложена на расстоянии $b_0/2$ от лобовой грани головки рельса. Шейка (полка) проводника имеет выточку длины L_v глубиной δ ниже головки рельса.

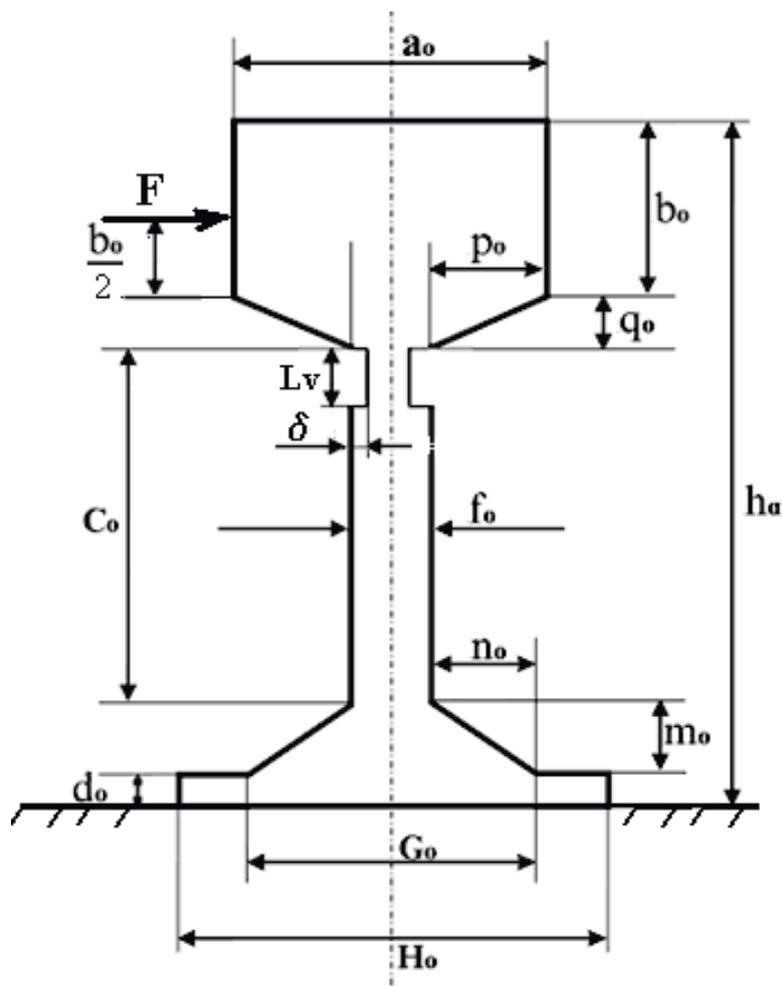


Рис. 3. Расчетная схема участка рельсового проводника

В первом приближении задачу можно рассматривать в модели изгиба балки переменного сечения. Поэтому для качественной иллюстрации влияния величины выточки на прочность шейки рельса рассмотрим расчетную схему рис. 3, для изолированного от смежных ярусов отрезка рельса без учета упругости опорного расстрела и износа головки и шейки за пределами выточки. Эта задача имеет аналитическое решение и представляет собой схему консольного защемления подошвы рельса с переменным по его высоте прямоугольным сечением участков. Моменты сопротивления прямоугольных сечений участков отрезка рельсового проводника W_i рассчитываются по формуле [2]:

$$W_i = \frac{1}{6} \cdot B \cdot h_i^2; (i=1, 2, 3) \quad (1)$$

где i – номер участка сечения ($i=1$ соответствует головке рельса, $i=2$ соответствует выточке, $i=3$ соответствует участку шейки постоянного сечения); B – размер отрезка рельса, равный высоте расстрела (для балки 36С $B=360$ мм); h_i – поперечный размер сечения i -го элемента рельса в плоскости, перпендикулярной оси рельса (для рельса Р43: $h_1=70$ мм, $h_2=\delta$ – переменная величина при исследованиях, $h_3=14$ мм; для рельса Р38: $h_1=68$ мм, $h_2=\delta$ – переменная величина

при исследованиях, $h_3=13$ мм). Соответственно напряжения $\sigma(y)$ в сечениях шейки и выточки рассчитываются следующим образом:

$$\sigma(y) = \frac{P \cdot y}{W_i(y)}, \quad (2)$$

где y – расстояние по высоте рельса от точки приложения силы P до исследуемого сечения.

На рис. 4 приведены графики зависимости напряжений в сечениях шейки проводников Р38 и Р43 с выточкой, равной половине толщины шейки, под действием единичной боковой силы 10 кН. Видно, что при износе шейки в выточке напряжения в ней (самом тонком сечении) сравниваются с напряжениями у подошвы рельса только при износе свыше одной трети от толщины выточки.

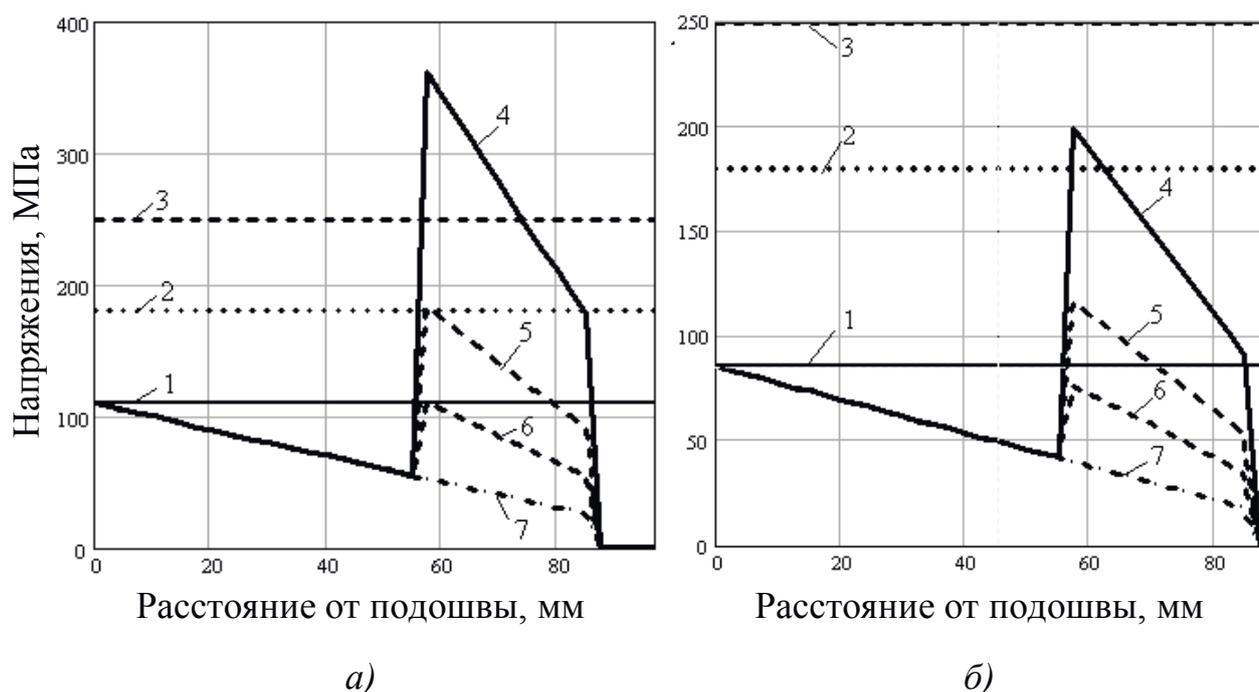


Рис. 4. Распределение напряжений по высоте шейки проводника с выточкой: а) рельс Р38, б) рельс Р43; 1 – напряжения в шейке у подошвы рельса; 2 – предельно допустимые напряжения для людского подъема; 3 – предельно допустимые напряжения для грузового подъема; 4 – напряжения при износе выточки 4 мм на сторону; 5 – напряжения при износе выточки 3 мм на сторону; 6 – напряжения при износе выточки 2 мм на сторону; 7 – напряжения при отсутствии износа выточки

При дальнейшем износе концентрация напряжений в выточке начинает превосходить напряжения в остальной части шейки и выточка становится наиболее нагруженной частью сечения проводника. В случае незначительного превышения боковой силой значения 10 кН напряжения в выточке превысят

допустимые для людских подъемов 180 МПа, а в дальнейшем и допустимые для грузовых 250 МПа [3].

На рис. 5 приведены графики зависимости концентрации напряжений в зависимости от потери сечения в выточке (%). Графики показывают, что потеря 20% сечения шейки за счет выточки приводит к концентрации напряжений в ней в 2.8 раза по сравнению с остальной частью шейки для обоих типов проводников.

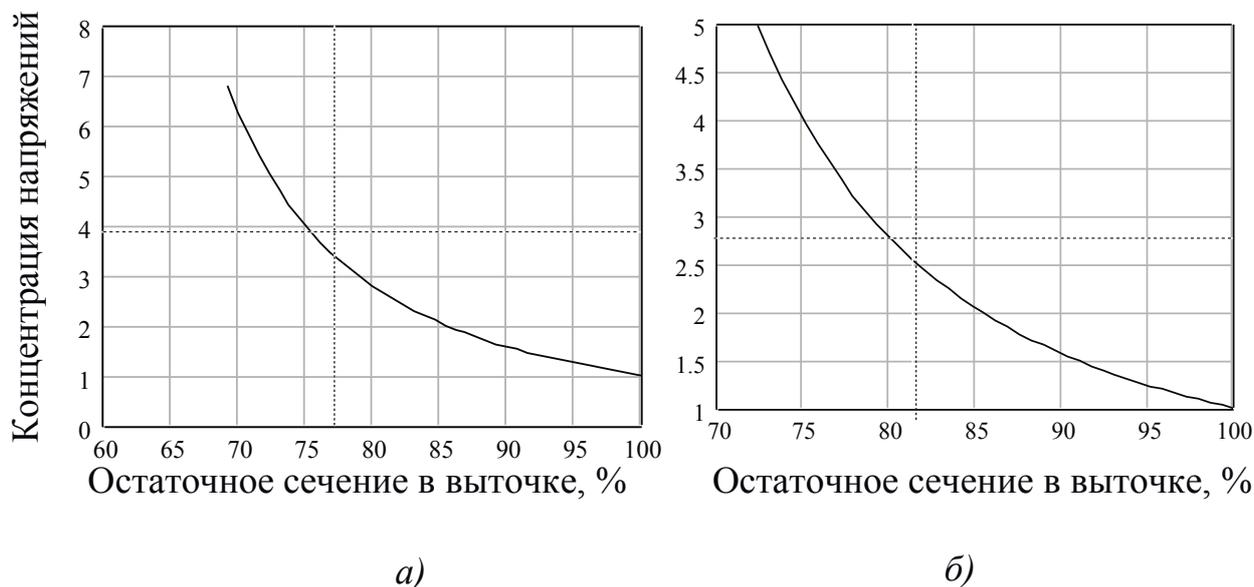


Рис. 5. Зависимость концентрации напряжений в выточке от ее глубины:
 а) рельс Р38; б) рельс Р43

На рис. 6 приведены графики допустимых боковых нагрузок на проводники в зависимости от глубины выточки. Горизонтальная прямая №1 показывает значение допустимой боковой нагрузки на головку рельса для людских подъемов (в модели отрезка проводника с заземленной подошвой без смежных расстрелов). Видно, что концентратор напряжений находится у подошвы и является ограничителем допустимых напряжений по предельно допустимому значению напряжения 180 МПа. По мере роста износа выточки свыше 2.5 мм на сторону допустимые нагрузки резко уменьшаются по критерию превышения допустимого напряжения в сечении выточки, наиболее близком к подошве. По длине выточки в направлении головки из-за уменьшения плеча боковой силы напряжения в сечениях выточки будут меньше, а допустимые нагрузки больше. Поэтому, встречающееся на практике в некоторых случаях положение выточки с некоторым отступом от нижней части головки на допустимые нагрузки влияния не оказывает. При глубине выточки свыше 2.5 мм, (кривая №5) расстояние от выточки до подошвы рельса является параметром, определяющим допустимую боковую нагрузку на головку рельса.

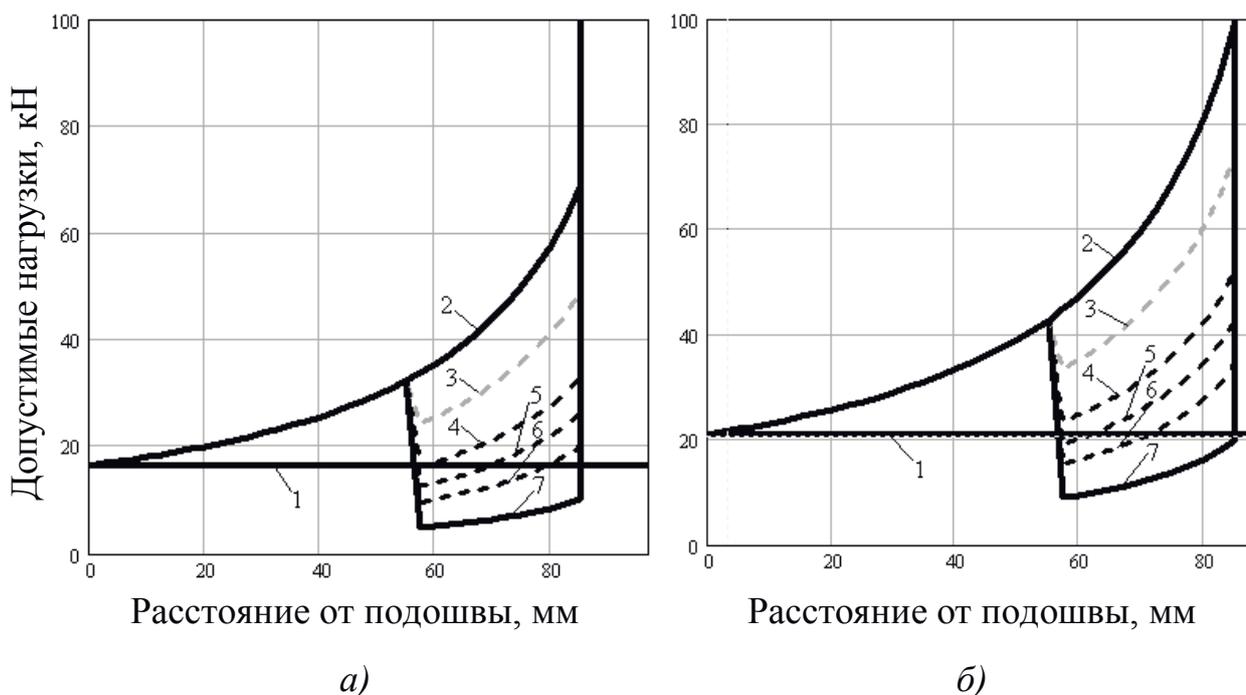


Рис. 6. Графики допустимых боковых нагрузок на проводники в зависимости от глубины выточки: *а)* рельс Р38, *б)* рельс Р43; 1 – минимально допустимые нагрузки по напряжениям в сечении неизношенной шейки у подошвы; 2 – минимально допустимые нагрузки по напряжениям в сечениях неизношенной шейки; 3 – минимально допустимые нагрузки по напряжениям в сечениях выточки с износом 1 мм на сторону; 4 – минимально допустимые нагрузки по напряжениям в сечениях выточки с износом 2 мм на сторону; 5 – минимально допустимые нагрузки по напряжениям в сечениях выточки с износом 2,5 мм на сторону; 6 – минимально допустимые нагрузки по напряжениям в сечениях выточки с износом 3 мм на сторону; 7 – минимально допустимые нагрузки по напряжениям в сечениях выточки с износом 4 мм на сторону

Таким образом, полученные результаты показали, что в случае повышенных боковых зазоров между рабочими башмаками закрытого типа и головкой рельса, которые приводят к появлению выточки на шейке из-за контакта с губками башмака, ограничивающим критерием для допустимых значений боковых динамических нагрузок являются напряжения в сечениях шейки (концентраторов напряжений), положение которых зависит от величины износа шейки в выточке и у основания рельса. Аварийно опасное напряженно-деформированное состояние рельсового проводника по критерию разрушения шейки в выточке возникает в тех случаях, когда в результате выполнения ремонтных работ с заменой башмаков и приведением боковых зазоров к нормативным значениям восстанавливается передача бокового контактного усилия через головку рельсового проводника. При износе выточки до 20% происходит 3-х кратное повышение напряжений в ее сечении, наиболее удаленном от головки рельса.

Выводы. Наиболее опасное эксплуатационное состояние по критерию разрушения шейки рельсовых проводников, имеющих выточку, возникает после выполнения восстановительных работ по замене вкладышей и возобновления передачи боковой силы от подъемного сосуда через головку рельса.

При незначительной потере сечения в выточке (20%) напряжения в ней возрастают до 3-х раз для проводников Р38 и Р43.

В тех случаях, когда предыдущая эксплуатация системы «сосуд – рельсовый проводник» привела к образованию выточки на шейке проводника, дальнейшая работа подъема без замены пролетов изношенных проводников должна проводиться только после специальных обследований с определением параметров напряженно-деформированного состояния армировки с учетом фактических боковых эксплуатационных нагрузок.

Список литературы

1. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – М.: Недра: 1977. – 223 с.
2. Справочник по сопротивлению материалов. // Г.С. Писаренко, А.П. Яковлев, В.В. Матвеев / Наукова Думка. Киев. – 1975. – 704 с.
3. Методика расчета жестких армировок вертикальных стволов шахт. – Донецк.: НИИГМ им. М.М.Федорова, 1994. – 145 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.
Надійшла до редакції 17.03.2015*

УДК 621.85.01

© Н.А. Лубенец

СКОЛЬЖЕНИЕ ОБЪЕМНОГО ГИБКОГО ТЕЛА ПО БЛОКУ

Впервые обоснована модель реального объемного гибкого тела и выведены результаты решения классической задачи Эйлера о скольжении гибкого тела по неподвижному блоку.

Вперше обґрунтована модель реального об'ємного гнучкого тіла і виведені результати розв'язання класичної задачі Ейлера про ковзання гнучкого тіла по нерухомому блоці.

First sound model of the real volume of the flexible body and displays the results of the classical solutions of the Euler problem of slip flexible body on the fixed block.

Исследователями предпринимались многие попытки установить влияние геометрических размеров гибкого тела на реализацию тягового усилия при трении по блоку [1]. Однако они не дали положительного результата. В реализации тягового усилия общепризнанным является решение задачи о скольжении идеального гибкого тела по неподвижному блоку Эйлера (закон трения гибких тел Эйлера,

уравнение трения гибких тел Эйлера или формула Эйлера) известное с 1775 года, которое не учитывает влияние геометрических размеров гибкого тела.

Однако известный вывод Эйлера не является достаточно точным, поскольку он не отвечает господствующим в настоящее время знаниям о трении твердых тел Кулона и закону сохранения механической энергии в замкнутой механической системе и не учитывает влияние формы сечения гибкого тела [2].

При решении известной задачи исследователями принималась модель объемного гибкого тела, в котором при обхвате блока гибким телом его внешние и внутренние слои растягиваются и сжимаются относительно средней линии. Однако, она недостаточно обоснована потому, что в практике используются различные гибкие тела - трос, канат, конвейерная лента, клиновой ремень и др., которые отличаются по конструкции, форме поперечного сечения и свойствам конструкционных материалов.

Поэтому, для правильного решения классической задачи Эйлера необходимо обосновать модель объемного гибкого тела, которая учитывает его форму поперечного сечения и конструкцию, свойства конструкционных материалов.

Установим влияние формы сечения реального объемного кольцеобразного гибкого тела, ограничивающего различную фигуру в заданной плоскости, на его периметр.

Очевидно, что при отсутствии продольного натяжения объемного кольцеобразного гибкого тела круглого сечения, произвольно расположенного на горизонтальной плоскости, его периметр по средней линии не зависит от формы фигуры, которую принимает гибкое тело. При наличии продольного натяжения, его периметр по средней линии изменяется, подчиняясь законам напряженно-деформированного состояния для линейно-деформируемого гибкого тела.

Рассмотрим расчетную схему работы гибкого тела в конвейере, рис. 1.

Расчетную схему ориентируем в вертикальной плоскости для того, чтобы исключить ошибку от различного провисания гибкого тела в набегающем и сбегающем с барабана участках при работе конвейера. Гибкое тело в пределах угла обхвата с барабаном принимает его форму (радиусы кривизны внутреннего и внешнего слоев гибкого тела соответствуют концентрическим окружностям, причем радиус кривизны внутреннего периметра равен радиусу барабана). При этом диаметр барабана приводной станции (d) во много раз больше толщины сечения кольцеобразного гибкого тела (t).

Построим математическую модель определения внутреннего периметра кольцеобразного гибкого тела методом обкатывания барабана. Метод обкатывания прост в реализации и нашел широкое применение в промышленности при контроле геометрических размеров резинотехнических изделий. Сущность метода состоит в определении периметра кольца при обкатывании его барабаном за один оборот кольца. Один оборот кольца контролируют визуальной меткой на кольце.

При обкатывании кольцеобразного гибкого тела приводным барабаном гибкое тело по нейтральному слою удлиняется, его наружные слои еще больше растягиваются, а внутренние сжимаются. Степень растяжения и сжатия внеш-

него и внутреннего слоев кольца зависит от конструкции и формы сечения гибкого тела, модулей упругости конструкционных материалов из которых состоит кольцо, а также усилия продольного натяжения.

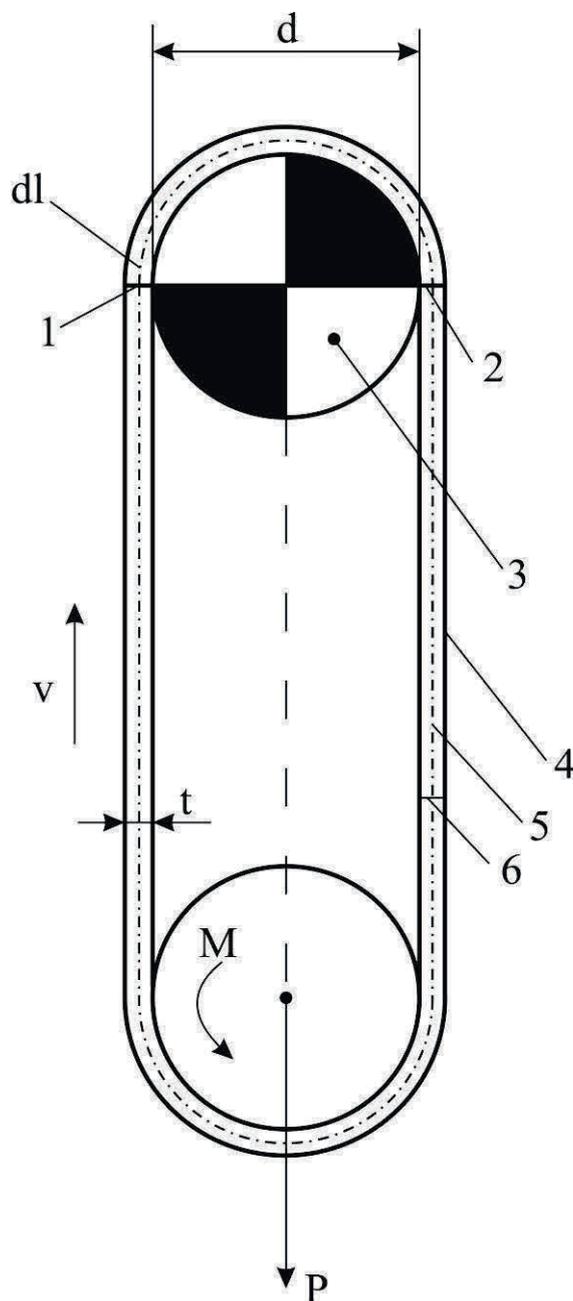


Рис. 1. Расчетная схема функционирования кольцеобразного гибкого тела в транспортной машине: 1 – сечение гибкого тела в точке набегающего; 2 – сечение гибкого тела в точке сбегающего; 3 – барабан приводной станции; 4 – гибкое тело; 5 – линия действия равнодействующей натяжения гибкого тела; 6 – визуальная метка на гибком теле; d – диаметр барабана; t – толщина кольцеобразного гибкого тела; dl – элементарный участок гибкого тела в точке набегающего на барабан; v – поступательная скорость движения гибкого тела; M – тормозной момент на оси барабана натяжной станции; P – усилие натяжения гибкого тела

Если модули упругости изотропного гибкого тела симметричного сечения из резины при растяжении и сжатии равны то, пренебрегая неодинаковой поперечной деформацией наружных и внутренних слоев, можно ожидать, что нейтральный слой, по которому действует равнодействующая натяжения гибкого тела, будет совпадать со средней линией.

В этом случае периметр кольцеобразного гибкого тела по средней линии за один оборот кольца будет равен:

$$l_{cp} = (d + t) \cdot \pi \cdot n$$

где l_{cp} – периметр кольцеобразного гибкого тела по средней линии; d – диаметр барабана; n – количество оборотов барабана за один оборот кольцеобразного гибкого тела; t – толщина кольцеобразного гибкого тела.

Однако, действительный периметр кольцеобразного гибкого тела по средней линии (периметр неподвижного кольца, расположенного горизонтально) отличается от рассчитанного по формуле, поскольку сказывается удлинение гибкого тела от усилия его натяжения и собственного веса. В точке набегания на барабан наблюдается сцепление уже удлиненного участка вследствие натяжения гибкого тела. В других точках линии контакта – происходит смещение гибкого тела [3].

Следовательно, для определения периметра кольцеобразного гибкого тела по средней линии необходимо учесть это удлинение, которое накапливается за один оборот кольца и зависит от натяжения гибкого тела в точке набегания на барабан.

Итак, при обкатывании гибкого тела по барабаном его элементарный участок в точке набегания на барабан, входящий в контакт с поверхностью барабана (будучи удлиненным), перемещается синхронно с барабаном. Затем, в пределах линии контакта с барабаном за счет уменьшения натяжения, гибкое тело сжимается и его сечение смещается относительно барабана в сторону противоположную движению кольца.

Отсюда, удлинение элементарного участка линейно-деформируемого гибкого тела в точке набегания по средней линии в соответствии с законом Гука будет равно:

$$\Delta dl_{cp} = \frac{\sigma \cdot dl}{E} = \frac{S_1 + qgl_0}{E \cdot F} dl = \frac{S_1 + qg \frac{l_{cp} - (d+t) \cdot \pi}{2}}{E \cdot F} dl = \frac{2 \cdot S_1 + q \cdot g \cdot (d+t) \cdot \pi \cdot (n-1)}{2 \cdot F \cdot E} \cdot dl;$$

где Δdl_{cp} – удлинение элементарного участка гибкого тела по средней линии; σ – продольное напряжение в гибком теле; dl – элементарный участок гибкого тела в точке набегания на барабан; E – модуль Юнга материала гибкого тела; S_1 – усилие натяжения гибкого тела в точке набегания; F – площадь сечения гибкого тела; q – линейная масса гибкого тела; l_0 – длина участка набегания гибкого тела; g – ускорение силы тяжести.

Увеличение же периметра кольца по средней линии за один оборот, соответственно, составляет:

$$\Delta l_{cp} = \int \Delta dl_{cp} = \int_0^{l_{cp}} \frac{2 \cdot S_1 + q \cdot g \cdot (d+t) \cdot \pi \cdot (n-1)}{2 \cdot F \cdot E} dl = \frac{2 \cdot S_1 + q \cdot g \cdot (d+t) \cdot \pi \cdot (n-1)}{2 \cdot F \cdot E} \times$$

$$\times \int_0^{l_{cp}} dl = \frac{2 \cdot S_1 + q \cdot g \cdot (d+t) \cdot \pi \cdot (n-1)}{2 \cdot F \cdot E} \cdot l \Big|_0^{(d+t)\pi \cdot n} = \frac{2 \cdot S_1 + q \cdot g \cdot (d+t)^2 \cdot \pi^2 \cdot (n-1) \cdot n}{2FE}.$$

Тогда, периметр измеряемого кольцеобразного гибкого тела из резины круглого сечения по средней линии будет равен:

$$L_{cp} = l_{cp} - \Delta l_{cp} = (d+t) \cdot \pi \cdot n - \frac{2 \cdot S_1 + q \cdot (d+t)^2 \cdot \pi^2 \cdot (n-1) \cdot n}{2 \cdot F \cdot E}$$

Рассмотренный метод подтверждается практикой. В проведенном эксперименте испытаниям подвергались резиновые кольца круглого сечения с диаметром от 100 до 500 мм. Результаты определения периметра резиновых колец при этом были занижены (присутствовала отрицательная систематическая ошибка). Погрешность измерения при этом достигала - 0,25 %. Это обстоятельство объясняется превышением радиуса кривизны нейтрального слоя несжимаемого резинового кольца (коэффициент Пуассона резины близок к значению 0,5) вдоль линии контакта с барабаном над радиусом кривизны средней линии. Поэтому погрешность измерения может быть уменьшена введением поправки.

Рассмотренный метод определения периметра был реализован в приборе для измерения геометрических размеров резиновых колец [3.4].

Таким образом, исследованиями установлено, что при изгибе несжимаемого гибкого тела круглого сечения радиус кривизны нейтрального слоя больше радиуса кривизны средней линии, а при действии продольного натяжения, тело удлиняется вдоль нейтрального слоя, подчиняясь законам напряженно-деформированного состояния для линейно-деформируемого гибкого тела.

Однако, гибкие тяговые органы, как известно, имеет различную конструкцию, свойства конструкционных материалов и форму поперечного сечения. Поэтому, для них и подавно можно ожидать то, что при изгибе радиус кривизны нейтрального слоя не будет равен радиусу кривизны средней линии.

Установленное свойство позволяет экспериментально определить местоположение нейтрального слоя гибкого тела с различной формой поперечного сечения и конструкцией при скольжении по блоку, а именно установить кривизну нейтрального слоя, по которой действует равнодействующая усилия натяжения гибкого тела в области контакта с блоком.

Теперь рассмотрим расчетную схему элементарного участка гибкого тела при скольжении по неподвижному блоку, рис.2.

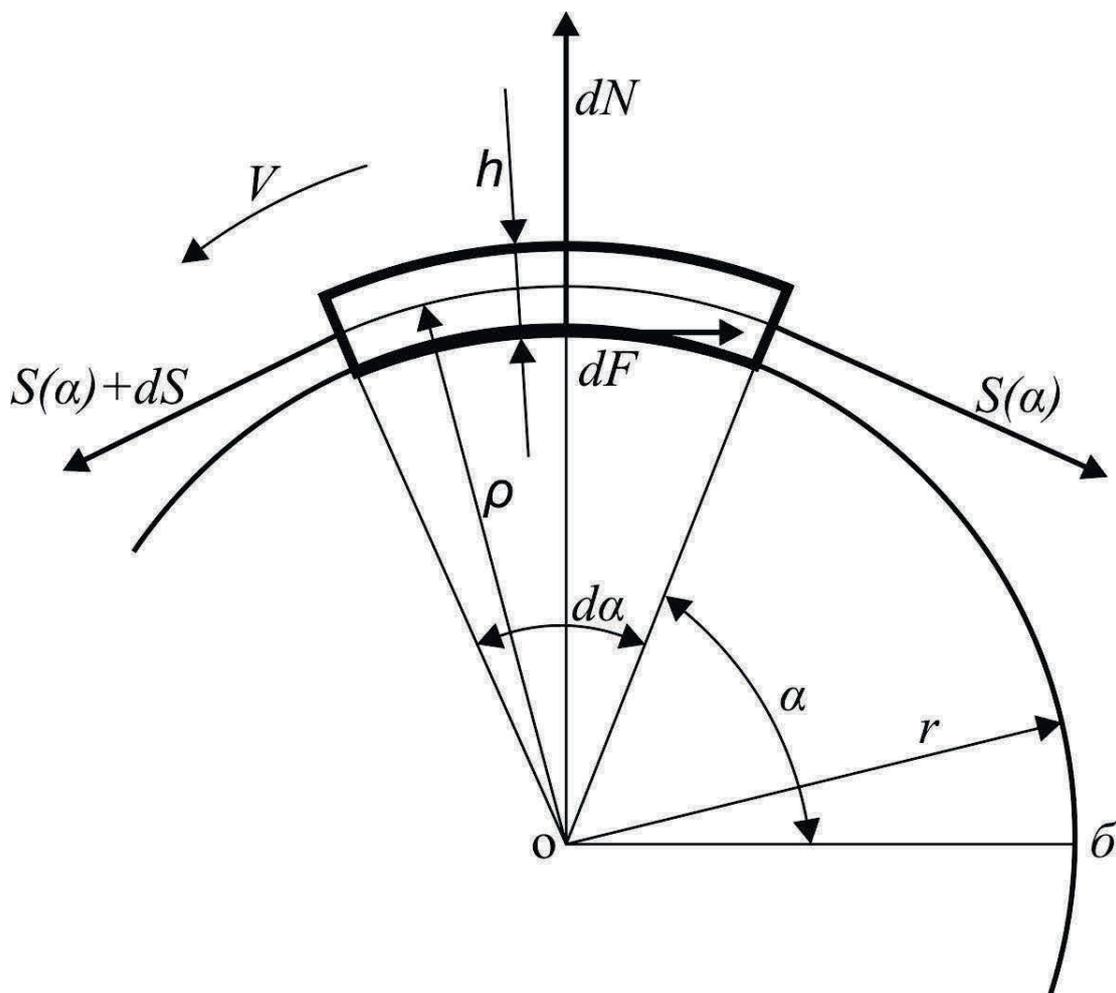


Рис. 2. Расчетная схема элементарного участка гибкого тела длиной dl : $S(\alpha)$ – функция натяжения гибкого тела вдоль линии контакта с барабаном, заданной в полярной системе координат, от полярного угла (α); dS – приращение усилия натяжения гибкого тела на элементарном участке гибкого тела; dN – нормальная сила внешнего прижатия - давления между элементарным участком гибкого тела и барабаном; dF – сила трения между элементарным участком гибкого тела и барабаном; t – толщина гибкого тела; r – радиус барабана; ρ – радиус условной (нейтральной) продольной линии гибкого тела; α – полярный угол (за начало отсчета полярного угла выбран луч, проходящий через точку набегания гибкого тела на барабан (δ)); $d\alpha$ – элементарный угол обхвата барабана, соответствующий элементарному участку гибкого тела длиной dl ; δ – точка набегания гибкого тела на барабан.

При скольжении объемного гибкого тела по неподвижному блоку, момент силы трения на элементарном участке гибкого тела уравновешивается моментом от силы его натяжения:

$$r \cdot dF + \rho \cdot S(\alpha) - \rho \cdot [S(\alpha) + dS] = 0.$$

где ρ – радиус нейтрального слоя гибкого тела скользящего по неподвижному блоку; r – радиус барабана; $S(\alpha)$ – функция натяжения гибкого тела, заданная в полярной системе координат, от полярного угла α ; dS – приращение усилия натяжения гибкого тела на элементарном участке гибкого тела; dF – приращение силы трения между элементарным участком гибкого тела и барабаном.

Откуда:

$$r \cdot dF = \rho \cdot dS .$$

Следовательно, система дифференциальных уравнений равновесия гибкого тела при скольжении по блоку, отвечающая закону сохранения механической энергии и действующим представлениям Кулона о трении твердых тел, а также учитывающая форму сечения гибкого тела, представляется так:

$$\left\{ \begin{array}{l} dN = Sda; \\ \rho dS = rdF; \\ dF = \frac{F_c}{\varphi} da + tg\beta dN; \\ \frac{\partial N}{\partial \mu} = \frac{\partial \left(\int_0^{\varphi} S(a, \mu) da \right)}{\partial \mu} = 0 \end{array} \right.$$

где dN – приращение нормальной реакции между элементарным участком гибкого тела и барабаном; da – элементарный угол обхвата барабана, соответствующий элементарному участку гибкого тела длиной dl ; v – скорость движения гибкого тела; μ – коэффициент скольжения между гибким телом и барабаном; F_c – сила трения между гибким телом и барабаном при нормальной реакции между телами равной нулю; $tg\beta$ – тангенс угла наклона зависимости силы трения от нормальной реакции между телами.

Промежуточным решением трех первых уравнений равновесия полученной системы будет следующее:

$$\begin{aligned} \frac{\rho}{r} dS &= \frac{F_c}{\varphi} da + tg\beta \cdot S \cdot d\alpha; \\ \frac{\rho}{r} \int_{S_2}^{S_1} dS &= \int_0^{\varphi} \left(\frac{F_c}{\varphi} + tg\beta \cdot S \right) \cdot d\alpha; \\ \frac{\rho}{r} (S_1 - S_2) &= F_c + tg\beta \int_0^{\varphi} S \cdot d\alpha. \end{aligned}$$

Из четвертого уравнения системы дифференциальных уравнений – условия равновесия натяжения гибкого тела в области контакта с блоком, отвечающего закону сохранения механической энергии при скольжении гибкого тела, следует, что натяжение гибкого тела в пределах линии контакта гибкого тела и блока может быть представлено линейной функцией [2]:

$$S(\alpha) = \frac{S_1 - S_2}{\varphi} \cdot \alpha + S_2,$$

где S_1 – натяжение в сбегающей с блока ветви гибкого тела; S_2 – натяжение в набегающей ветви гибкого тела.

Отсюда, промежуточный интеграл, указанный выше, и нормальная реакция между телами составляет [1]:

$$N = \int_0^{\varphi} S(\alpha) \cdot d\alpha = \int_0^{\varphi} \left(\frac{S_1 - S_2}{\varphi} \cdot \alpha + S_2 \right) \cdot d\alpha = \left(\frac{S_1 - S_2}{\varphi} \cdot \frac{\alpha^2}{2} + S_2 \cdot \alpha \right) \Big|_0^{\varphi} = \varphi \cdot \frac{S_1 + S_2}{2},$$

Поэтому, при использовании параметров трения F_c и $tg\beta$, введенных Кулоном, решением приведенной системы дифференциальных уравнений будет:

$$\frac{\rho}{r} (S_1 - S_2) = F_c + tg\beta \left(\varphi \frac{S_1 + S_2}{2} \right) = F_c + tg\beta \cdot N = F.$$

В случае использования в выражении коэффициента трения, введенного Амонтоном (Леонардо да Винчи), соответственно будет:

$$\frac{\rho}{r} (S_1 - S_2) = \left(\frac{F_c}{N} + tg\beta \right) N = \mu \cdot N = \mu \cdot \varphi \left(\frac{S_1 + S_2}{2} \right) = F,$$

или

$$\frac{2\rho(S_1 - S_2)}{r(S_1 + S_2)} = \varphi\mu - const.$$

Таким образом, впервые обоснована модель реального объемного гибкого тела с различной формой сечения, включающая значение радиуса кривизны нейтрального слоя, по которому направлена равнодействующая усилия натяжения гибкого тела.

Получено решение задачи о скольжении объемного гибкого тела по неподвижному блоку, отвечающее закону сохранения механической энергии в замкнутой механической системе и действующим представлениям Кулона о трении твердых тел, и учитывает форму сечения гибкого тела.

Список литературы

1. Андреев А.В. Передача трением / Андреев А.В. – М.: Машгиз, 1978. – 176 с.

2. Лубенец Н.А. Альтернативный формуле Эйлера закон реализации тягового усилия трением / Лубенец Н.А. // Науковий вісник НГУ. – Днепропетровск, 2008. – № 11.- С. 67 – 70.
3. Лубенец Н.А. Обоснование метода измерения диаметров резиновых уплотнительных колец. / Лубенец Н.А., Панин В.В., Сафронов Е.В. // Производство шин,резинотехнических и асбестотехнических изделий. – М., Министерство нефтеперерабатывающей и нефтехимической промышленности СССР, 1983. - № 11. – С. 16 – 19.
4. Авторское свидетельство СССР № 1060927 «Способ определения внутреннего диаметра резинового кольца», Авторы: Лубенец Н.А., Захарченко А.А., Панин В.В., Черкасов В.Г.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.
Надійшло до редакції 21.10.2014*

**Електротехнічні комплекси і системи
автоматизації**

Electrical Complexes and Systems automation

МЕТОД ПОИСКА ОПТИМАЛЬНЫХ РЕШЕНИЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ ЛИКВИДАЦИИ АВАРИЙ НА ШАХТАХ

В статье реализован адаптированный прототип CBR- системы, разработаны: методы адаптации системы к предметной области, способ структурного соответствия прецедентов и установления ближайших соседей в библиотеке для вывода решений на основании данных базы знаний, разработан метод модификации прецедентов, что позволило повысить оперативность и точность решений принимаемых руководителем аварийных работ.

У статті реалізований адаптований прототип CBR- системи, розроблені: методи адаптації системи до предметної області, спосіб структурного відповідності прецедентів і встановлення найближчих сусідів в бібліотеці для виведення рішень на підставі даних бази знань, розроблений метод модифікації прецедентів, що дозволило підвищити опера-тивність і точність рішень прийнятих керівником аварійних робіт.

Article adapted implemented prototype CBR- system developed: methods to adapt the system to the domain, the process of structural relevant precedents and establishing the nearest neighbors in the library to output decisions on the basis of the knowledge base, developed a method of modifying precedent, thus improving operator efficiency and accuracy, decisions taken by the head of the emergency work

Введение. При системном анализе исходной предметной области – «шахта в аварийной обстановке» и решению задач по разработке одноименных онтологий возникает сложная задача, которая составляет скелет описания базы данных и знаний. А именно это – онтология прецедентов, куда вносятся и где классифицируются прецеденты аварийных ситуаций. Важным этапом в процессе принятия решений является установление меры сходства прецедентов. При большом количестве методов идентификации (установления сходства) важно правильно выбрать подходящий вариант для конкретной предметной области [1]. В работе прецедентное решение используется в качестве прототипа решения для новой ситуации. Если подходящий прецедент отсутствует в хранилище, то задача в работе решается не традиционными методами модификации, которые присущи только данной предметной области, а полученные результаты образуют новый прецедент в базе данных системы.

Цель работы. Разработать эффективные методы адаптации и модификации аварийных случаев в базе знаний интеллектуальной системы поддержки решений при ликвидации аварий на шахтах, основанных на методах рассуждений на основе прецедентов, включающих в себя основные этапы образующих методов CBR-циклов.

Материал и результаты исследований. Прецедент в базе знаний определяется как случай, имевший место ранее и служащий примером или оправданием для случаев подобного рода. Методы рассуждений на основе прецедентов включают в себя четыре основных этапа, образующих так называемый CBR-цикл (рис.1) [2].

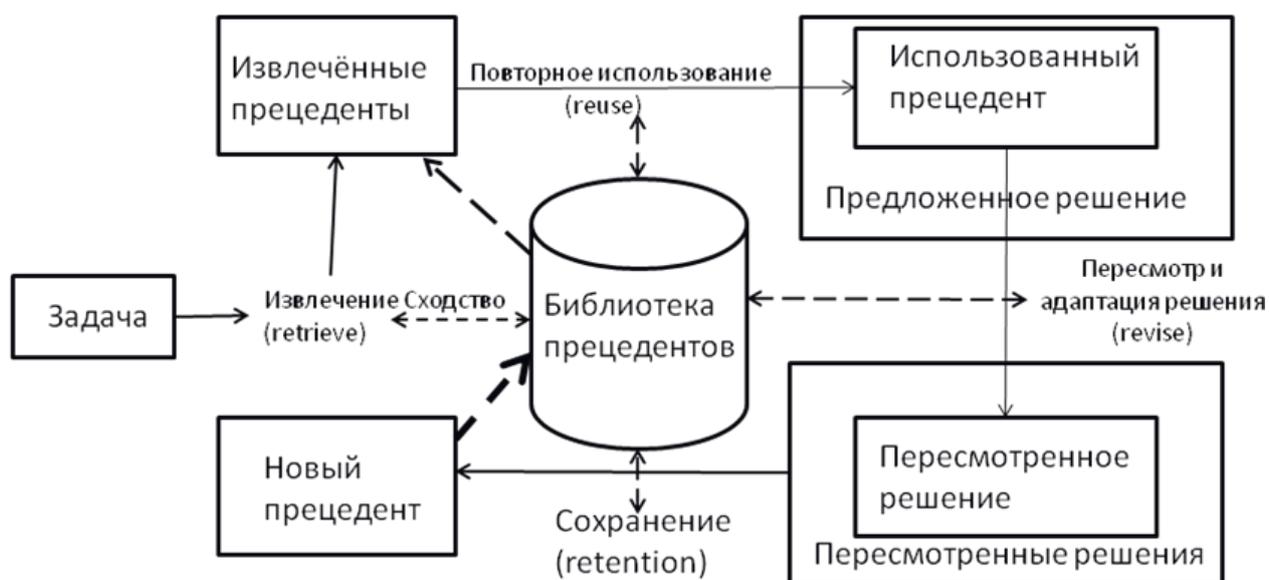


Рис. 1. CBR-цикл

Обозначение на рис.1:

- **retrieve** – извлечение наиболее соответствующего (подобного) прецедента (или прецедентов) для сложившейся ситуации из библиотеки прецедентов (БП);

- **reuse** – повторное использование извлечённого прецедента для попытки решения текущей проблемы (задачи);

- **revise** – пересмотр и адаптация в случае необходимости полученного решения в соответствии с текущей проблемой (задачей);

- **retention** – сохранение вновь принятого решения как части нового прецедента.

Последние два этапа в CBR-цикле могут исключаться и выполняться экспертом или лицом, принимающим решение (ЛПР).

В общем случае модель представления прецедента включает описание ситуации и решение для данной ситуации: $CASE = (Situation, Solution, Result)$ [3,4], где Situation – ситуация, описывающая данный прецедент, Solution - решение (например, реверсировать вентилятор главного проветривания (ВГП)), Result – результат применения данного решения, который может включать список выполненных действий, дополнительные комментарии и ссылки на другие прецеденты, а также в некоторых случаях может приводиться обоснования выбора данного решения и возможные альтернативы. Различия способов представления прецедентов заключаются в разных способах описания указанных компонент.

Прецеденты могут быть представлены в виде записей в БД, концептуальных графов, семантических сетей, древовидных структур, предикатов, фреймов, рисунков и мультимедийной информации.

В большинстве случаев для представления прецедентов достаточно простого параметрического представления в виде набора параметров с конкретными значениями α и β , связанных посредством сетевых структур, $CASE = (\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_n, R)$, где

$\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_n$ – параметры аварийной ситуации, описывающих данный прецедент: ($\alpha_1 \in A_1, \alpha_2 \in A_2, \dots, \alpha_n \in A_n$), здесь n – количество аварийных параметров (рис.2).

R – решения (рекомендации руководителя аварийных работ (РАР)). В свою очередь $R = (\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_m), (\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_n)$ – воздействия, направленные на ликвидацию аварий. Здесь ($\beta_1 \in B_1, \beta_2 \in B_2, \dots, \beta_m \in B_m$), m – количество разновидностей возможных управляющих воздействий (рис.2).

Для решения поставленных задач необходимо построить специализированную систему поддержки принятия решений (СППР), которая образуется из математических моделей и аппаратно – программных средств реализации прецедентного метода принятия решений [4].

Построение СППР прецедентного типа в данном случае предполагает решение следующих задач:

- разработка способа представления знаний о ситуации и возможных решениях;
- разработка метода идентификации и адаптации решений;
- разработка метода хранения, индексации и поиска соответствующих прецедентов.

Прецедент представляет собой структуру, состоящую: из описания проблемы, характеризующую ситуацию, сложившейся на объекте управления в момент активизации прецедента; решения, содержащего список возможных вариантов принятия решений; список сил и средств, связанных с решением данной проблемы.

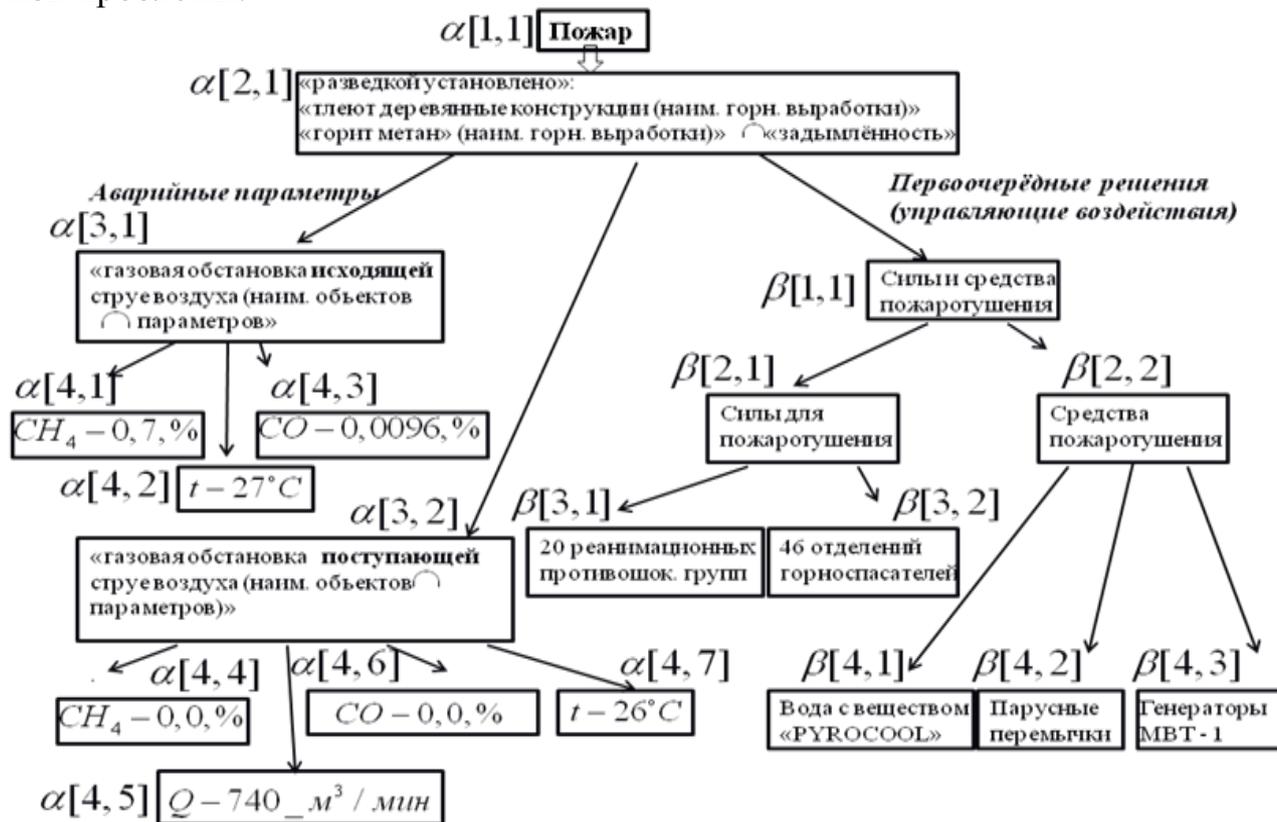


Рис. 2. Структура фрагмента данных о пожаре на шахте «Известий» 04.09.2009 г.

Реализация прототипа CBR-системы

Предлагаемый подход реализован в прототипе CBR-системы (рис.3). Программная реализация этой системы выполнена с использованием языка C++ и среды программирования MS Visual Studio 2010, а также с использованием редактора онтологий Protégé.

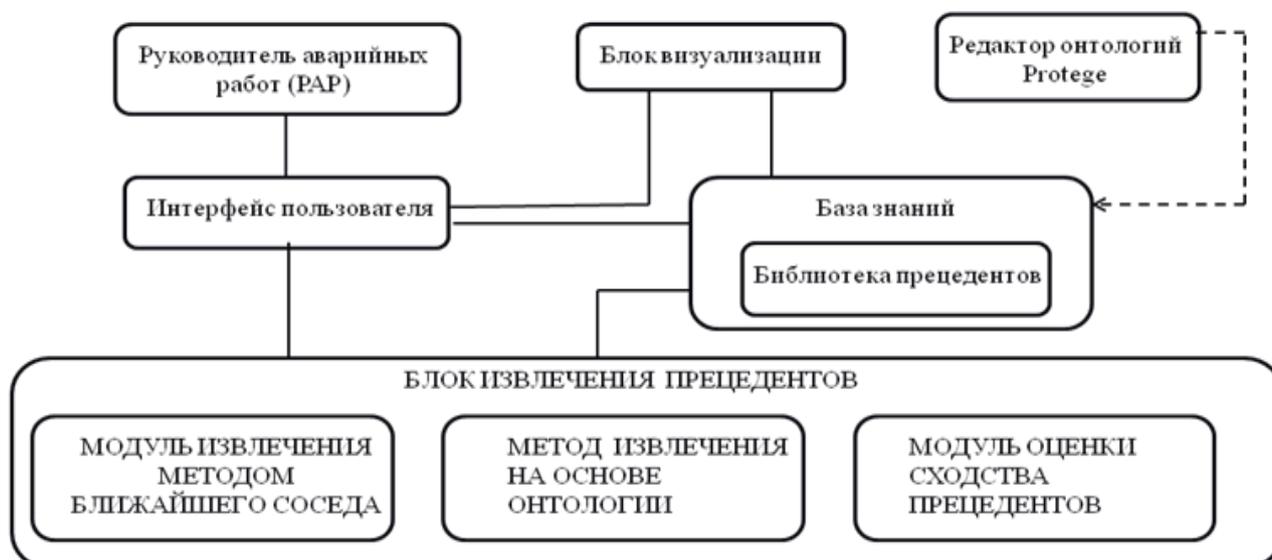


Рис. 3. Архитектура интеллектуальной системы принятия решений при ликвидации аварий на шахтах

В некоторых случаях такого представления бывает недостаточно, так как имеются ограничения, связанные с выразительными возможностями параметрической модели представления прецедентов. При таком представлении трудно обеспечить учёт зависимости между параметрами прецедента (например, величины взаимовлияния, причинно-следственные отношения, временные показатели и т. п.).

Одним из возможных способов решения этой проблемы является представления прецедентов с использованием онтологий предметной области [5].

Представление прецедентов (аварийных ситуаций на шахтах) посредством онтологии предметной области

Наиболее распространённым определением онтологии считается понятие данное Губертом: «Онтология – это спецификация концептуализации».

Определение онтологии как формального представления предметной области (ПрО), построенного на базе концептуализации, предполагает выделение её трёх взаимосвязанных компонентов:

таксономии терминов; описания смысла терминов; правил использования и обработки терминов. Таким образом, модель онтологии I задаёт тройка.

Поэтому $O = (X, R, F)$, где X – конечное множество концептов (терминов, понятий), которые представляют онтологию; R – конечное множество отношений между концептами; F – конечное множество функций интерпретации, заданных на концептах: «И, ИЛИ, ЕСЛИ – ТО и т. п. отношениях».

Выбор онтологии для представления прецедентов обусловлен рядом важных достоинств, отличающих её от других моделей представления знаний. Использование онтологии для представления прецедентов позволяет задать сложную структуру прецедента, включающую данные разных типов, и обеспечить естественность представления структурированных знаний, а также достаточно простое их обновление в относительно однородной среде. Последнее свойство особенно важно для интеллектуальных систем поддержки принятия решений (ИСППР) при ликвидации аварий на шахтах, ориентированные на открытые и динамические ПрО. Онтология содержит знания по ПрО, которые используются для поддержки СВР-цикла, а также онтология задаёт структуру прецедента и обеспечивает его хранение. Знания о ПрО и модель прецедентов описываются в виде иерархии концептов онтологии, а каждый прецедент из БП в виде иерархии экземпляров концептов, связанных отношениями языка описания онтологий для Semantic Web (OWL).

Метод аналогии и прецедентов на основе структурного отображения

Теория структурного отображения (*SMT – structure mapping theory*) позволяет формализовать некоторый набор неявных ограничений, которыми пользуется человек, оперируя такими понятиями, как аналогия и подобие. Согласно SMT предполагается, что аналогия является отображением знаний одной области (базы) в другую область (цель), базирующимся на системе отношений. Эти отношения имеются между объектами базовой области и объектами целевой области. Кроме того, человек (ЛПР) предпочитает оперировать некоторой целостной системой взаимосвязанных глубинных отношений, а не простым набором поверхностных и слабо связанных фактов. Сходство прецедентов в данном случае определяется следующим образом.

Локальная мера сходства для отношения «is-a»

При поиске ближайшего прецедента используются отношения типа «класс-класс» («is-a») (структурная идентификация) и «часть-целое» («part-of») (параметрическая идентификация). Локальная мера сходства для отношения «is-a» определяется выражением (1).

$$Sim_{is-a}(q, p) = \frac{|\alpha[i, j]_n^q \cap \alpha[i, j]_k^p|}{|\alpha[i, j]_n^q \cup \alpha[i, j]_k^p|} \quad (1)$$

где $\alpha[i, j]_n^q, \alpha[i, j]_k^p$ - атрибуты сравниваемых экземпляров с совпадающими названиями и типами (см. рис.3); i – номер атрибута в слое сети; j – номер слоя в сети; q – атрибуты текущей аварийной обстановки (запрос); p – атрибуты прецедентов уже имевших место на шахтах; $f(sim_i)$ - функция сравнения простых атрибутов предопределённых типов T ; $T = \{ "string", "integer", "float", "boolean" \}$.

Локальная мера сходства для отношения «part-of»:

$$Sim_{po}(q, p) = \frac{\sum_{n=1}^l \sum_{k=1}^m f(sim_t)(\alpha[i, j]_n^q, \alpha[i, j]_k^p)^* w_l}{l + m}, t \in T, \alpha \in A, \quad (2)$$

где l, m - количество атрибутов в каждом из экземпляров; w_l - вес, присвоенный атрибуту $\alpha[i, j]$. j – номер слоя в сети;

В данном случае глобальная мера сходства равна:

$$\max Sim_{glob}(q, p) = \frac{sim_{is-a}^n(q, p)^* w_{is-a} + sim_{po}(q, p)^* w_{po}}{2}, \quad (3)$$

где w_{is-a}^n, w_{po} - соответственно, веса отношений «is-a» и «part-of».

Специализированный редактор онтологии (библиотеки) прецедентов позволяет эксперту вводить знания в терминах исследуемой предметной области. При этом редактор обеспечивает возможность формулировать вопросы к эксперту, помогая ему, тем самым, определить те знания проблемной среды, которые необходимы в данный момент. Конечным продуктом порождения является база знаний о прецедентах, которые были внесены в онтологию (библиотеку прецедентов) [6].

После того, как выбран подходящий прецедент, при поиске решения для целевой проблемы выполняется адаптация – модификация имеющегося в нем решения с целью его оптимизации. Невозможно выработать единый вариант для такой адаптации, так как это в большой степени зависит от предметной области. Если существуют алгоритмы адаптации, они обычно предполагают наличие зависимости между признаками аварийных параметров прецедентов и признаками содержащихся в них решений. Такие зависимости могут задаваться человеком при построении базы прецедентов или обнаруживаться в базе автоматически. В данном случае оценка влияния принимаемых решений на параметры аварийного объекта производилась путём подсчёта вероятностной частоты использования конкретного решения в одностипных аварийных ситуациях. Сеть взаимовлияний решений на аварийные параметры объекта управления представлены следующей аналитической зависимостью:

$$\dot{I} \text{ à } \delta \text{ è } \delta \text{ à } \text{ _ } \hat{a} \text{ è } \text{ è } \text{ ý } \text{ è } \text{ é } - \mathfrak{R} = \left\| \begin{array}{l} IF \Delta\beta_{(1,1)} THEN [\gamma_{(1,1)} \Delta\alpha_{(1,1)} \cap \gamma_{(1,2)} \Delta\alpha_{(1,2)} \cap \dots \cap \gamma_{(1,n)} \Delta\alpha_{(1,n)}]; \\ IF \Delta\beta_{(2,1)} THEN [\gamma_{(2,1)} \Delta\alpha_{(2,1)} \cap \gamma_{(2,2)} \Delta\alpha_{(2,2)} \cap \dots \cap \gamma_{(2,n)} \Delta\alpha_{(2,n)}]; \\ \dots \\ IF \Delta\beta_{(k,1)} THEN [\gamma_{(k,1)} \Delta\alpha_{(k,1)} \cap \gamma_{(k,2)} \Delta\alpha_{(k,2)} \cap \dots \cap \gamma_{(k,n)} \Delta\alpha_{(k,n)}] \end{array} \right\|, \quad (4)$$

где $\Delta b_{(k,1)}$ – изменение в управляющем воздействии (решение); $\Delta\alpha_{(i,j)}$ – изменение в атрибутах (параметрах) экземпляров аварийных ситуаций; $\gamma_{(i,j)}$ – оператор влияния решения на параметр. Если решение не влияет на параметр, то $\gamma_{(i,j)} = 0$; $k \neq n$ – соответственно, количество управляющих воздействий (реше-

ний) k не равно числу атрибутов n экземпляра аварийной ситуации; Δ – период действия оперативного плана по ликвидации аварии.

Свёрнутые импликации для этого случая выглядят следующим образом:

$$\Delta\alpha[i_s, j_s]_{(1)} \Leftarrow \gamma_{i,j}\Delta\beta[i_p, j_p]_{(1)};$$

$$\Delta\alpha[i_s, j_s]_{(2)} \Leftarrow \gamma_{i,j}\Delta\beta[i_p, j_p]_{(1)} \cap \gamma_{i,j}\Delta\beta[i_p, j_p]_{(2)};$$

$$\Delta\alpha[i_s, j_s]_{(t)} \Leftarrow \gamma_{i,j}\Delta\beta[i_p, j_p]_{(1)} \cap \gamma_{i,j}\Delta\beta[i_p, j_p]_{(2)} \cap \dots \cap \gamma_{i,j}\Delta\beta[i_p, j_p]_{(u)},$$

где t – число регулируемых параметров; u – количество решений.

Для двух решений и одного регулируемого параметра система импликаций (5) будет выглядеть следующим образом:

$$if \{ \Delta b[i_p, j_p]_{(1)} \} \Rightarrow then \{ [\gamma_{i,j(1)} + \gamma_{i,j(2)} + \gamma_{i,j(1)} \times \gamma_{i,j(2)}] \times [\Delta\alpha[i_s, j_s]_{(1)} \cap \Delta\alpha[i_s, j_s]_{(2)}] \}, \quad (5)$$

где $\Delta b[i_p, j_p]_{(1)}$ – решение (№1) в прецеденте, $\Delta\alpha[i_s, j_s]_{(2)}$ – изменение 2-го параметра (атрибута) аварийного объекта.

Для каждого нового случая устанавливаются по возрастающей зависимости следующих соотношений:

$$\left(\frac{a[i, j]_n^q}{a[i, j]_k^{p*}} \right)_{1(\min)} < \left(\frac{a[i, j]_n^q}{a[i, j]_k^{p*}} \right)_2 < \dots < \left(\frac{a[i, j]_n^q}{a[i, j]_k^{p*}} \right)_{z(\max < 1)}, \quad (6)$$

где $a[i, j]_n^q, a[i, j]_k^p$ – атрибуты сравниваемых объектов с совпадающими названиями и типами (см. рис.2); j – номер слоя в сети; i – номер атрибута в слое сети; q – атрибуты текущей аварийной обстановки; p – атрибуты прецедентов уже имевших место на шахтах; z – число исследуемых соотношений однотипных атрибутов.

По матрице взаимовлияний с учётом (5) определяются необходимые решения $\Delta\beta[i_p, j_p]_{(1)}$, направленные на изменения аварийных параметров $\Delta\alpha[i_s, j_s]$. Чем

меньше значение $\left(\frac{\alpha[i, j]_n^q}{\alpha[i, j]_k^{p*}} \right)$, тем предпочтительнее соответствующее решение.

После установления минимальных соотношений $\left(\frac{\alpha[i, j]_n^q}{\alpha[i, j]_k^{p*}} \right)$ определяются объекты, характеризующие основные отличия по следующей зависимости (логическая разность):

$$\alpha[i, j]_o = \left| \alpha[i, j]_k^p - (\alpha[i, j]_k^p \cap \alpha[i, j]_k^q) \right|,$$

где $\alpha[i, j]_p, \alpha[i, j]_q$ – объекты с атрибутами в онтологии, входящие во множество A_p, A_q ;

На основании регрессионных связей $\alpha[i, j]_o$ с $\beta[n, k]$ устанавливаются, по множеству исследуемых прецедентов, необходимые решения, направленные на ликвидацию пожаров.

Работа реализованного прототипа CBR- системы рассмотрена на примере решения задачи принятия решений при ликвидации аварий на шахтах с использованием онтологии прецедентов, построенной по данным штаба ГВГСС Украины. Выбранный из онтологии для принятия решения ближайший прецедент (прототип) позволяет вычислить оценки сходства его с текущей аварийно ситуацией из базы прецедентов. Руководитель аварийных работ имеет возможность выбрать наиболее подходящий прецедент исходя из двух оценок сходства по структуре (на основе онтологии предметной области) или по методу ближайшего соседа.

Вывод. Для реализации интеллектуальной системы поддержки принятия решений при ликвидации аварий на шахтах в данной работе реализован адаптированный прототип CBR- системы, разработаны способы адаптации и модификации прецедентов. А также методы установления структурного и параметрического соответствия прецедентов и установления ближайших соседей в базе знаний системы, что позволило повысить оперативность и точность решений принимаемых руководителем аварийных работ.

Список литературы

1. Алексеев А.М. Определение меры сходства возможных аварийных ситуаций на шахтах и рудниках / А.М. Алексеев, А.Н. Коваленко // Современные направления теоретических и прикладных исследований: Сб. научн. тр. межд. науч.-практ. конф., 16-27 березня 2009 р., Одесский национальный морской университет. – 2009. – С. 30-32.
2. Варшавский П.Р., Еремеев А.П. Моделирование рассуждений на основе прецедентов в интеллектуальных системах поддержки принятия решений // Искусственный интеллект и принятие решений. 2009 №2. – С 45 – 57.
3. Слесарев В.В. Система интеллектуальной поддержки принятия решений при ликвидации последствий аварий на шахтах / В.В. Слесарев, А.Н. Коваленко, А.М. Алексеев // Зб. наук. праць НГУ. – 2007 – №28. – С. 67–75.
4. Алексеев А.М. Автоматизированная система поддержка принятия решений при ликвидации аварий на шахтах и рудниках / А.М. Алексеев, А.Н. Коваленко // Вісник Східноукраїнського національного університету ім. В. Даля. – Луганськ, 2010. – № 9 (151). – С. 151–155.
5. Алексеев А.М. Автоматизированная система поддержка принятия решений при ликвидации аварий на шахтах и рудниках / А.М. Алексеев, А.Н. Коваленко // Вісник Східноукраїнського національного університету ім. В. Даля. – Луганськ, 2010. – № 9 (151). – С. 151–155.
6. Варшавский П.Р., Еремеев А.П. Моделирование рассуждений на основе прецедентов в интеллектуальных системах поддержки принятия решений // Искусственный интеллект и принятие решений. 2009 №2. – С 45 – 57.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Мецєряковим Л.І.
Надійшла до редакції 23.10.2014*

УДК 658.014

© И.В. Новицкий, Ю.А.Шевченко

РАЗРАБОТКА МЕТОДА ИДЕНТИФИКАЦИИ ДЛЯ ЗАДАЧ АДАПТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫМИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД

Описано універсальний метод ідентифікації параметрів лінійної динамічної частини об'єкта і непараметричної ідентифікації різноманітних нелінійних характеристик об'єкта управління.

Описан универсальный метод идентификации параметров линейной динамической части объекта и непараметрической идентификации различных нелинейных характеристик объекта управления.

Universal method of identifying the parameters of the linear dynamic part of the object and the nonparameters identification the different nonlinear characteristics of the control object is described.

Формулировка проблемы. Применение современных систем автоматического управления процессами сокращения крупности материала в дробилках и мельницах является необходимым условием эффективности подготовительных процессов перед обогащением [1].

Однако решение задачи автоматизации подготовительных процессов усложняет тот факт, что объекты управления являются существенно нелинейными и нестационарными. Основными факторами, вызывающими дрейф параметров объектов, являются изменение свойств исходного питания и износ рабочего органа размольного оборудования.

Указанные возмущающие воздействия меняются во времени достаточно медленно по сравнению со скоростью переходных процессов в объектах управления, что обуславливает целесообразность применения адаптивного управления процессами дробления и измельчения.

С учетом развития современных средств переработки информации, технологическая реализация определенного алгоритма управления при известном математическом описании объекта управления, не вызывает трудностей, а эффективность адаптивного управления в основном будет определяться скоростью отбора информации, необходимой для построения адаптивной модели объекта. Современное дробильное и размольное оборудование обогатительных фабрик как объекта управления имеют несколько управляющих воздействий и, следовательно, может описываться моделями различной структуры, в составе которых, как правило, присутствует нелинейный элемент.

Эта особенность определяет требования к разрабатываемому методу идентификации:

- универсальность, предполагающая минимальное количество априорной информации об объекте;
- возможность реализации непараметрической идентификации различных нелинейных характеристик объекта;
- относительно небольшое время отбора информации, необходимой для построения адекватной модели.

Следует отметить, что сформулированные требования, являются взаимнопротиворечивыми и известные универсальные методы непараметрической идентификации (например, предполагающие построение кусочных моделей, нейронных сетей [2]) требуют значительного времени для отбора информации, обеспечивающей приемлемую точность. Указанное и определяет сложность решаемой задачи.

Постановка задачи исследования. Пусть объект управления по определенному каналу (например, барабанная мельница самоизмельчения по каналу «скорость полотна питателя – средняя активная мощность приводного двигателя») представлен последовательным соединением (рис.1).

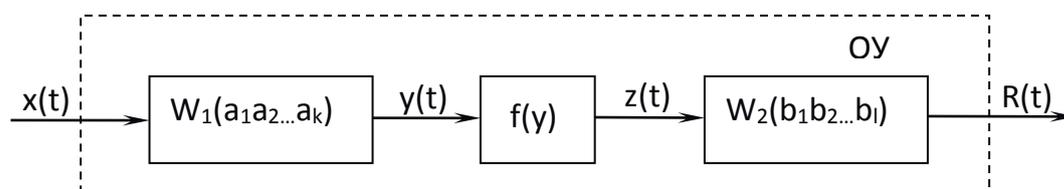


Рис. 1. Структурная схема объекта управления

Здесь: $W_1(a_1a_2...a_k)$ - линейное инерционное звено, отражающее инерционные свойства объекта и исполнительного механизма; $f(y)$ - нелинейное безинерционное звено; $W_2(b_1b_2...b_l)$ - линейное инерционное звено, соответствующее динамическим свойствам объекта, информационного канала и средств сбора информации.

Задача идентификации состоит в определении вида функции $f(y)$ и значений параметров $a_1a_2...a_k, b_1b_2...b_l$ линейных звеньев по реализациям процессов $x(t)$, $R(t)$ на определенном временном интервале $0 \div T$.

В такой постановке, задача идентификации нелинейного динамического объекта с минимумом априорной информации, является универсальной, поскольку кроме процессов на входе $x(t)$ и выходе $R(t)$ объекта известными являются только порядки линейных частей системы k и l .

Метод решения. В основе метода лежит следующее очевидное утверждение: между значениями y и z должно иметь место взаимнооднозначное соответствие. Определить процессы $y(t)$ и $z(t)$ можно путем преобразований $y(t)=W_1(a_1a_2...a_k) \cdot x(t)$ и $z(t)=W_2^{-1}(b_1b_2...b_l) \cdot R(t)$ в том случае, если заданы значения параметров $a_1a_2...a_k, b_1b_2...b_l$. Степень соответствия значения y и z можно оценить по величине корреляционного отношения η_{yz} . Таким образом, задача идентификации сводится к оптимизационной:

$$\eta_{yz} \rightarrow \max_{a_i b_j} \quad i = \overline{1, k} \quad j = \overline{1, l} \quad (1)$$

Требуется определить такие значения параметров инерционных звеньев a_i $i = \overline{1, k}$ и b_j $j = \overline{1, l}$, при которых корреляционное отношение η_{yz} имеет максимальное значение.

Решение задачи (1) может выполнено по следующему алгоритму:

1. Для определенных (заданных) значений параметров $a_1 a_2 \dots a_k$ выполняется преобразование процесса $x(t)$ оператором W_1 на интервале $0 \div T$:

$$y(t) = W_1(a_1 a_2 \dots a_k) \cdot x(t)$$

2. Для определенных (заданных) значений параметров $b_1 b_2 \dots b_l$ выполняется обратное преобразование процесса $R(t)$ оператором W_2^{-1} на интервале $0 \div T$:

$$z(t) = W_2^{-1}(b_1 a b_2 \dots b_l) \cdot R(t)$$

3. Диапазон изменения $y(t)$ $y_{\min} \div y_{\max}$ разбивается на n достаточно малых интервалов с шагом $h = \frac{y_{\max} - y_{\min}}{n}$. Обозначим: y_j - середина j -го интервала ($j = \overline{1, n}$).

4. Определенный в п.2 процесс $z(t)$ на интервале $0 \div T$ представляется в виде дискретных равноотстающих отсчетов z_i $i = \overline{1, m}$ с шагом квантования по времени $\Delta t = T/m$.

5. Полученный массив z_i $i = \overline{1, m}$ разбивается на n групп, соответствующих интервалам y_j $j = \overline{1, n}$.

6. Для каждой j -й группы рассчитываются групповая средняя $\overline{z_j}$ и групповая дисперсия D_j .

7. Для всего массива z_i разбитого на n групп рассчитываются межгрупповая, общая дисперсия и корреляционное отношение η_{yz} .

8. Вычисления п.1-7 повторяются для нового набора значений параметров $a_1 a_2 \dots a_k, b_1 b_2 \dots b_l$ до тех пор, пока для некоторого оптимального набора их значений $a_1^* a_2^* \dots a_k^*, b_1^* b_2^* \dots b_l^*$ не будет получено максимальное значение корреляционного отношения η_{yz} .

Оптимальное значение параметров $a_1^* a_2^* \dots a_k^*, b_1^* b_2^* \dots b_l^*$ обеспечивающие максимум корреляционному отношению являются результатом идентификации. Кроме того, соответствие y_j и групповых средних $\overline{z_j}$ $j = \overline{1, n}$ при оптимальном решении является оценкой нелинейной характеристики $z = f(y)$.

Процесс поиска по параметрам можно выполнить одним из методов оптимизации (например, методом спуска по координатам), а при малом количестве параметров – методом простого перебора.

В заключение сформулируем требования к процессу на входе объекта $x(t)$. Во-первых, необходимо обеспечить его вариабельность во всем рабочем диапазоне $x(t)$. Во-вторых, соответствие между значениями x и t не должно быть взаимнооднозначным. Другими словами, процесс $x(t)$ должен содержать повторяющиеся значения x . В противном случае (например, как на рис. 2а) задача (1) будет иметь множество решений т.к. при любом наборе значений параметров $a_1 a_2 \dots a_k, b_1 b_2 \dots b_l$ внутригрупповая дисперсия будет близка к нулю, а корреляционное отношение – к единице. В общем же случае (рис. 2б) задача (1) имеет единственное решение.

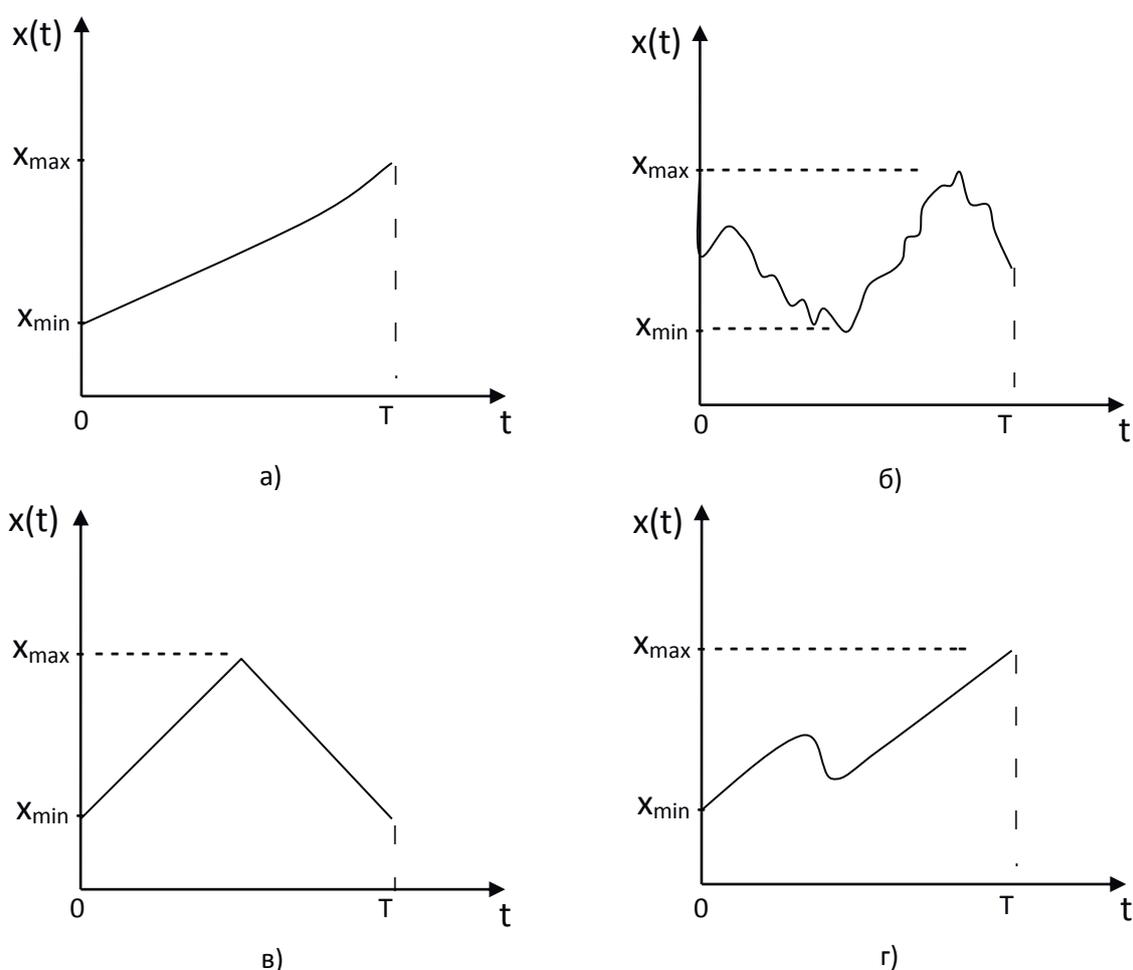


Рис. 2. Возможные варианты входного процесса $x(t)$

Описанный метод идентификации может быть активизирован, если имеется возможность целенаправленно менять входное воздействие на объект. В этом случае (например, рис. 2в) время, необходимое для идентификации, существенно сокращается. Если же воздействие помех относительно невелико, то

можно еще больше сократить время отбора необходимой информации, задав $x(t)$ как показано на рис. 2г.

Представленный в статье метод идентификации применен при разработке и внедрении систем управления барабанными рудногалечными мельницами МРГ 55×75 и МГР 40×75 в условиях СевГОКа и ИнГока [3].

Вывод. Изложенный в работе метод позволяет выполнить идентификацию параметров линейной динамической части объекта и непараметрическую идентификацию нелинейной статистической характеристики при сравнительно быстром отборе необходимой для этого оперативной информации.

Список литературы

1. Автоматизация технологических процессов на горнорудных предприятиях [Текст] : Справочное пособие / Под ред. В.С. Виноградова. - М., Недра, 1984-167с.
2. Введение в идентификацию объектов управления / Л.А. Растринин, Н.Е. Маджаров. – М.: Энергия, 1977 – 216 с.
3. Новицкий И.В. Автоматическая оптимизация процессов самоизмельчения руд в барабанным мельницах [Текст] : Днепропетровск : Системные технологии, 2000 – 195 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Мещеряковим Л.І.
Надійшла до редакції 27.10.2014*

УДК 620.197.3:621.771:661.63

© Е.В. Власова, В.Л. Коваленко, В.А. Коток

ВЛИЯНИЕ ВРЕМЕНИ НАНЕСЕНИЯ НА СВОЙСТВА И СТРУКТУРУ ТРИПОЛИФОСФАТНЫХ ПОКРЫТИЙ, ПОЛУЧЕННЫХ В УСЛОВИЯХ ИНТЕНСИВНОЙ ПРОМЫВКИ

Приведены результаты исследований по изучению влияния времени нанесения и интенсивной промывки водой на свойства и структуру химически осажденных на сталь триполифосфатных (ТПФ) покрытий. Построены графические зависимости характеристик физических и химических свойств покрытий с матричной структурой, промытых водой, от времени нанесения. Установлено, что с увеличением времени нанесения в интервале 1 – 10 минут удельная масса матрицы (феррум (III) типоліфосфат) и количество гелиеподобного слоя ТПФ Na увеличиваются, дефектность матрицы и количество наполнителя, содержащегося в матрице в виде кристаллов ТПФ Na, уменьшается. Это сопровождается, в целом, увеличением удельной массы, снижением пористости и способствует повышению защитной способности и коррозионной стойкости покрытия в условиях атмосферной коррозии.

Наведено результати досліджень з вивчення впливу часу нанесення й інтенсивного промивання водою на властивості та структуру хімічно нанесених на сталь триполіфосфатних (ТПФ) покриттів. Побудовано графічні залежності характеристик фізичних і хімічних властивостей покриттів з матричною будовою, промитих водою, від часу нанесення. Встановлено, що зі збільшенням часу нанесення в інтервалі 1 – 10 хвилин питома маса матриці (ферум

(III) триполіфосфат) і кількість гелієподібного шару ТПФ Na збільшуються, дефектність матриці й кількість наповнювача, що міститься в матриці у вигляді кристалів ТПФ Na, зменшується. Це супроводжується, в цілому, збільшенням питомої маси, зниженням пористості й сприяє підвищенню захисної здатності та корозійної стійкості покриття в умовах атмосферної корозії.

The studies results of the impact of the application time and intensive water washing on structure and properties of tripolyphosphate coatings chemically deposited on steel are given. The graphical dependencies of physical characteristics and chemical properties of coats with matrix structure, washed with water from the application time are built. It is found the specific gravity of the matrix (ferrum (III) tripolyphosphate) and the number of gel-like layer TPP Na increase also matrix defectiveness and filler amount that are contained in the matrix as TPP Na crystals, decreases when application time increases in the 1-10 minutes interval. This is followed by overall increasing of the specific gravity, porosity decreasing and facilitates increasing of the protective ability and corrosion resistance of the coating under atmospheric corrosion.

В последние годы из-за многофункциональности и широкого практического использования фосфатных конверсионных покрытий значительно повысились требования к их качеству и технологиям их нанесения, включая экономические и экологические аспекты. Одним из приоритетных направлений совершенствования технологии нанесения фосфатных покрытий является снижение экологической опасности процессов. Исследования, результаты которых приведены в данной работе, направлены на изучение свойств покрытий, полученных из водных растворов триполифосфата натрия (ТПФ Na). В отличие от традиционного фосфатирования, которое проводят с использованием кислых растворов, нанесение триполифосфатных (ТПФ) покрытий осуществляют в щелочном электролите. С экологической точки зрения такая технология нанесения покрытия фосфатной природы более безопасна. При этом проведенные нами исследования показали наличие у ТПФ покрытий на стали повышенных защитных свойств по сравнению с покрытиями, полученными из водных растворов фосфатов щелочных металлов [1, 2], что связано с особенностями его строения. В результате выполненных исследований [3, 4] установлено, что химически нанесенное триполифосфатное покрытие на стальной подложке является композитом, который состоит из феррум (III) типоліфосфат – матрицеобразователя и наполнителя – водорастворимого ТПФ Na. При этом ТПФ Na содержится внутри матрицы и формирует на ее поверхности дополнительный гелиеподобный слой. Наличие в составе покрытия ТПФ Na, который в свою очередь является ингибитором коррозии железа в нейтральных средах [5, 6], обеспечивает химический механизм защиты стали в условиях атмосферной коррозии данным покрытием [3]. Указанные преимущества ТПФ покрытий позволяют рассматривать их в качестве перспективных средств противокоррозионной защиты металлоизделий из черных металлов.

В литературе практически отсутствуют сведения о влиянии различных факторов, в том числе времени нанесения, на свойства и структуру таких покрытий.

Цель работы. Исследовать влияние времени нанесения на удельную массу, пористость, защитную способность, коррозионную стойкость и структуру

химически осажденных триполифосфатных покрытий на стали, обладающих матричной структурой и представляющих собой композит.

Методика исследований. Покрытия* наносили методом окунания прямоугольных образцов холоднокатаной стали (ст05кп) размером (3x4x1см) в 12 % водный раствор триполифосфата натрия при температуре раствора 80°C в термостате. Время выдержки образцов в растворе составляло: 1, 3, 5, 7, 10 и 15 мин. Образцы после выдержки в растворе (ТПФ Na) промывали водой при интенсивном перемешивании. Сушили на воздухе естественным способом в течение суток.

Методика исследований включала определение удельной массы покрытий гравиметрическим методом, пористости – ферроксил-тестом [7]. Расчет пористости вели по формуле:

$$P = \frac{n}{S} \cdot 100, \quad (1)$$

где P – пористость покрытия; n – количество отпечатков (синих точек); S – площадь образца, см². При этом количественную оценку осуществляли с учетом того, что поверхность 100 синих точек на 1 квадратном сантиметре условно составляет 100%.

Для определения защитной способности покрытий по методу Акимова на поверхность образца с двух сторон наносили по 5 капель раствора, содержащего 40 см³ раствора 0,5М CuSO₄ + 20 см³ 10 % водного раствора NaCl + 0,8 см³ раствора 0,1М HCl. Защитную способность покрытий оценивали временем изменения цвета капли раствора от сине-голубого до красновато-желтого. Коррозионную стойкость стали ст05кп с покрытиями в атмосферных условиях определяли степенью коррозионного поражения в ходе ускоренных коррозионных испытаний с использованием камеры Г – 4 в соответствии с ГОСТ 9.308-85. Показатель коррозии – степень коррозионного поражения ($X_A, \%$), в соответствии с обязательным приложением 2 к ГОСТ 9.308-85, вычисляли по формуле:

$$X_A = \frac{n_A}{N_A} \cdot 100, \quad (2)$$

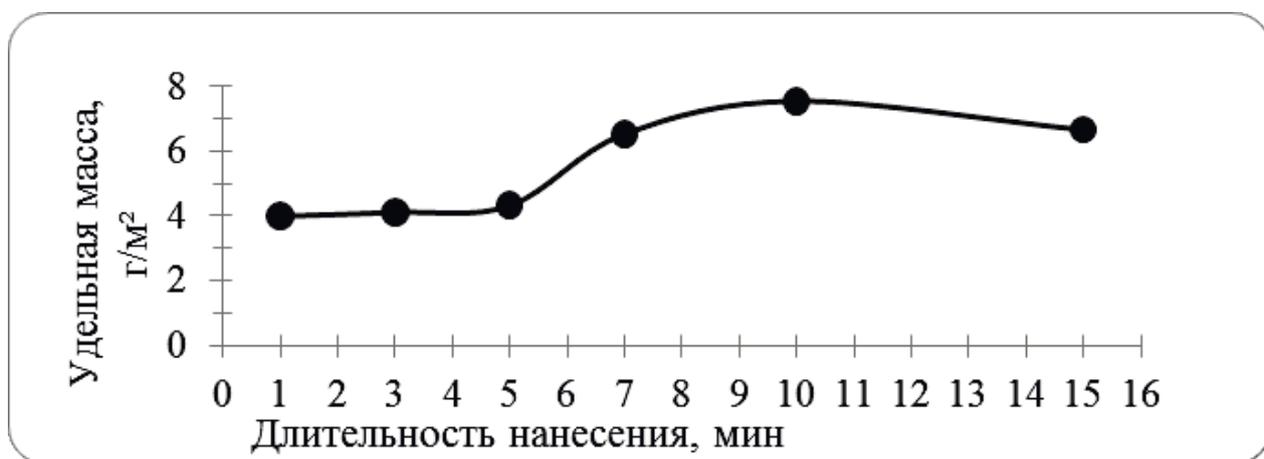
где n_A – сумма длин отрезков, приходящихся на пятна ржавчины, мм; N_A – сумма длин всех линий на поверхности образца.

Структуру покрытий исследовали с использованием растрового электронного микроскопа 106–И (СЭЛМИ, Украина) при различных увеличениях. Фазовый состав покрытий определяли на автоматизированном и компьютеризированном рентгеновском дифрактометре ДРОН-3 в излучении Cu – K α ($\lambda = 1,54178 \text{ \AA}$) по традиционной методике.

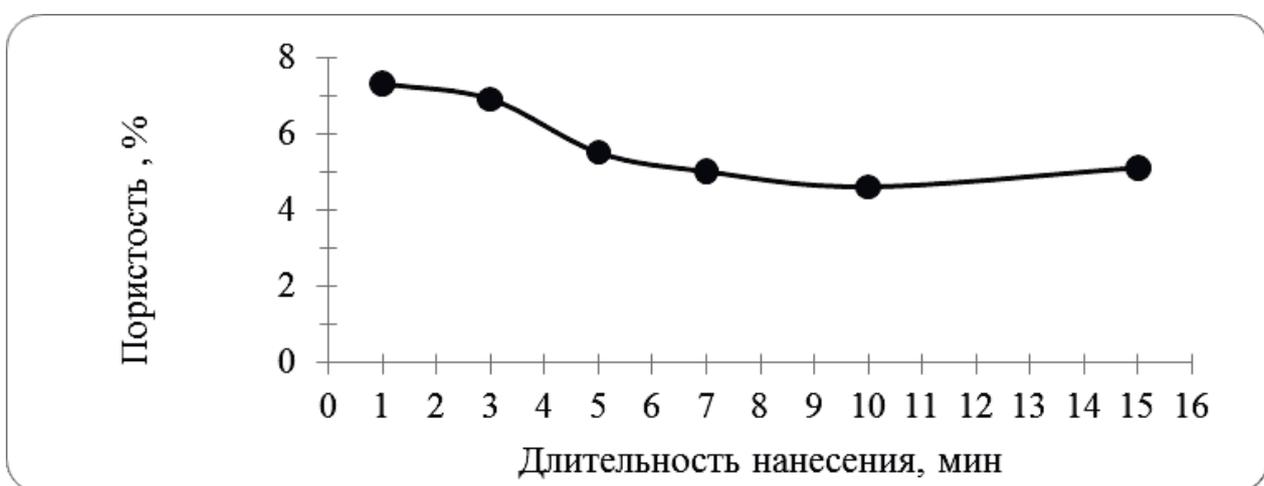
Результаты исследований. В данной работе в соответствии с методикой эксперимента после нанесения покрытий на стальные образцы их промывали водой. Это способствовало удалению водорастворимого ТПФ Na. По нашему мнению, полученные результаты исследований свойств и структуры промытых ТПФ покрытий можно интерпретировать с учетом их композиционного строения и конверсионной природы.

Показатели коррозионной стойкости и защитной способности конверсионных покрытий тесно взаимосвязаны с их физическими характеристиками: толщиной (удельной массой) и пористостью. На рис.1 представлены результаты исследований влияния времени нанесения на физические свойства покрытий.

Установлено, что удельная масса ТПФ покрытий с разным временем нанесения составляет от 3,99 до 7,55 г/м² (рис.1, а) и, в целом, с увеличением времени нанесения увеличивается. Наиболее значительный прирост массы наблюдается в интервале времени 5 – 10 минут. Так как ТПФ покрытие является композиционным, то увеличение его удельной массы (толщины) может быть связано с увеличением количества как самой матрицы, так и наполнителя. Следует предположить, что при этом сама матрица становится более плотной, следовательно ее дефектность снижается. Результаты исследования пористости покрытий (рис.1, б) показали, что с увеличением времени нанесения в интервале 1 – 10 мин пористость снижается от 7,3% до 4,6%. Наименьшая пористость наблюдается у покрытий при времени выдержки в растворе 10 минут (рис.1, б).



а



б

Рис. 1. Влияние времени нанесения на физические свойства: удельная масса (а) и пористость (б) ТПФ покрытий

Для сравнения результаты ранее проведенных исследований свойств непромытых ТПФ покрытий, нанесенных при 5 мин, показали, что их пористость в зависимости от концентрации ТПФ Na в растворе нанесения (3 – 12%) может составлять от 6% до 0,00 – 0,53%. Кроме того, в ходе многочисленных исследований [8 – 10] при использовании для изготовления водного раствора ТПФ Na (производитель Казахстан) пористость непромытых ТПФ покрытий, полученных в тех же условиях, что и промытые (температура 12% водного раствора ТПФ Na – 80°C, время – 5 мин нанесения), отсутствует полностью, а их удельная масса на 22% выше, чем у промытых и составляет до 5,55 г/м². Таким образом, имеет место существенное отличие данных, характеризующих физические свойства промытых и непромытых покрытий. Это позволяет считать, что у покрытий, полученных в условиях промывки с интенсивным перемешиванием, часть гелиеподобного слоя смывается и оголяется сама матрица. Другими словами, полученные данные характеризуют в большей степени свойства самой матрицы.

Таким образом, в интервале 1 – 10 мин с увеличением времени нанесения наблюдается уменьшение дефектности матрицы покрытия. В работе [4] было показано, что дефекты матрицы заполняются наполнителем в виде кристаллов ТПФ Na. Значит, с уменьшением дефектности матрицы должно уменьшаться количество кристаллов наполнителя, а вот количество (толщина) гелиеподобного слоя, содержащего ТПФ Na, при этом должно увеличиваться. И, следовательно, поверхность покрытия должна выглядеть более плотной. В целом, развитие этих процессов должно способствовать уменьшению дефектности ТПФ покрытия и повышению его коррозионной стойкости.

На рисунке 2 приведена микроструктура покрытий, время нанесения которых составляет 3, 5, 10 минут. Как видно на снимках, с увеличением времени нанесения поверхность покрытий выглядит более однородной и плотной за счет уменьшения в ее структуре участков скопления кристаллов наполнителя. При этом защитная способность покрытий возрастает (рис.3), а степень коррозионного разрушения уменьшается, что указывает на повышение коррозионной их стойкости (рис.4).

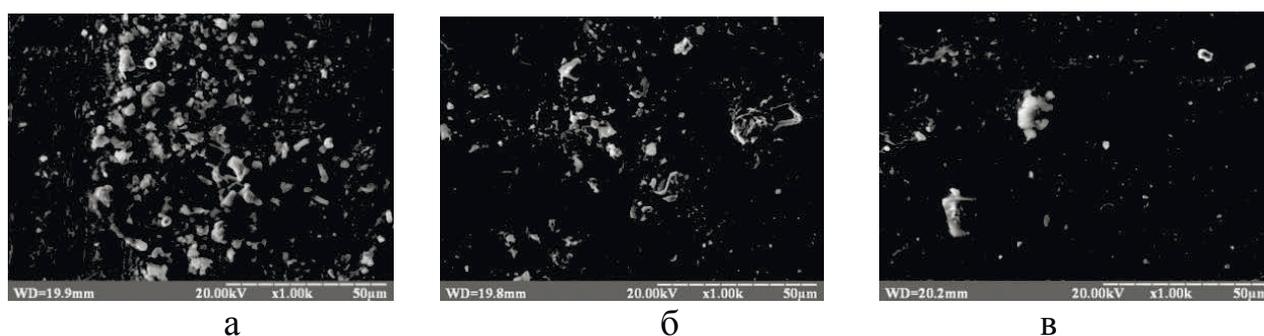


Рис. 2. Микроструктура поверхности ТПФ покрытий на стали ст05кп, полученных при различном времени нанесения: а – 3 мин; б – 5 мин; в – 10 мин

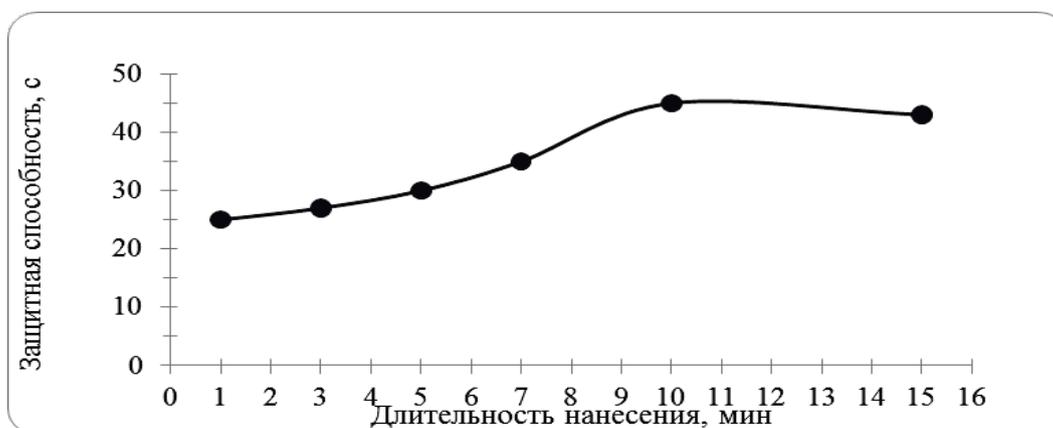


Рис. 3. Зависимость защитной способности покрытий от времени нанесения

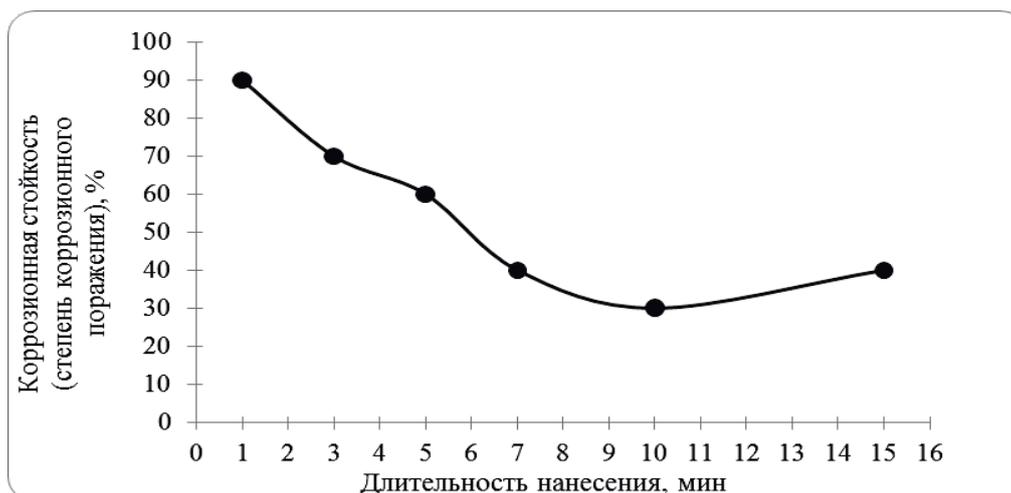


Рис. 4. Коррозионная стойкость ТПФ покрытий при различной длительности нанесения

Вместе с тем, как видно из рисунка 1, а, удельная масса покрытий, достигнув на 10 минуте максимального значения $7,55 \text{ г/м}^2$, при дальнейшем увеличении времени обработки до 15 минут снижается на 12%. По нашему мнению, объяснить потерю массы триполифосфатного покрытия, сформированного при большем времени нанесения, возможно с учетом особенностей его строения, физических процессов, развивающихся в гелиеподобном слое при его «утяжелении», и влияния промывки водой.

Мы предполагаем, что с возрастанием времени нанесения увеличение толщины гелиеподобного слоя сопровождается изменением его структуры и свойств. Из-за увеличения количества вещества, т.е. «утяжеления», слой становится менее прочным и устойчивым к воздействию промывки водой при ее интенсивном перемешивании. Поэтому в «утяжеленном» покрытии какая-то часть гелиеподобного слоя стремится под действием силы тяжести как бы сползти с его поверхности. Это облегчает процесс промывки. Развитие этих процессов происходит при каком-то критическом значении толщины (удельной массы) гелиеподобного слоя, что приводит к более интенсивному вымыванию в ходе

промывки триполифосфата натрия и к оголению большего количества дефектов матрицы такого покрытия. Это сопровождается потерей массы и увеличением пористости, а также некоторым снижением защитной способности и коррозионной стойкости, что мы наблюдаем для покрытия, которое формируется на 15 минуте (рис. 1, а, б).

Выводы. Для композиционных ТПФ покрытий с увеличением времени нанесения в интервале 1 – 10 минут удельная масса матрицы (феррум(III) типолитосфат) и количество гелиеподобного слоя ТПФ Na увеличиваются, дефектность матрицы и количество наполнителя в виде кристаллов ТПФ Na, уменьшаются. Это сопровождается, в целом, увеличением удельной массы, снижением пористости и способствует повышению защитной способности и коррозионной стойкости покрытия в условиях атмосферной коррозии.

Список литературы

1. Власова Е.В. Исследование покрытий, полученных из водных растворов фосфатов / Е.В. Власова, Т.Л. Карасик // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2010. – № 5. – С. 89 – 91.
2. Власова Е.В. Электрохимические исследования защитных свойств фосфатсодержащих покрытий / Е.В. Власова, Е.Э. Чигиринец, Ю.А. Крылова // *Вісник НТУ ХПІ*, 2009. – № 21. – С. 27 – 32.
3. Власова Е.В. Изучение природы триполифосфата железа и состава триполифосфатного покрытия гравиметрическим методом с промывкой / Е.В. Власова, В.Л. Коваленко, В.А. Коток // *Збірник наукових праць НГУ*. – Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2015. – № 46 – С. 136 – 144.
4. Власова Е.В. Особенности структуры поверхности межоперационных триполифосфатных покрытий / Е.В. Власова // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2015. – № 3. – С. 72 – 75.
5. Розенфельд И.Л. Ингибиторы коррозии / И.Л. Розенфельд. – М.: Химия, 1977. – 352 с.
6. Гомеля Н.Д. Исследование процессов коррозии стали в воде / Н.Д. Гомеля, В.М. Радовенчик, Г.Л. Шутько // *Экотехнологии и ресурсосбережение*. – 1996. – №1. – С. 36 – 40.
7. Акользин А.П. Противокоррозионная защита стали пленкообразователями / А.П. Акользин. – М.: Металлургия, 1989. – 192 с.
8. Сутченко А.С. Исследование структуры и свойств современных межоперационных покрытий / А.С. Сутченко, Е.В. Власова., Н.В. Ярошенко // *Инновационный потенциал мировой науки XXI столетия: междунар. науч.- практич. конф., янв. 2014 г.: тезисы докл.* – Д, 2014. – С.61 – 62.
9. Власова Е.В. Влияние состава водного раствора на физико-химические свойства межоперационных покрытий на основе триполифосфата натрия / Е.В. Власова, Т.Л. Карасик, Е.Н. Левко // *Сучасні технології в промисловому виробництві: матеріали II Всеук. міжвуз. наук.- техн. конф.* – Суми, 2012. – С. 158 – 159.
10. Власова Е.В. Влияние добавок на свойства межоперационных покрытий, полученных из водных растворов триполифосфата натрия /Е.В. Власова, В.Л. Коваленко, Е.Н. Левко [и др.] // *Покрытия и обработка поверхности. Последние достижения в технологиях, экологии и оборудовании: Межд. конф., окт. 2013 г.: тез. докл.* – Новосибирск, 2013. – С.7 – 9.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шкрабцом Ф.П.
Надійшла до редакції 27.10.2014*

УДК 621.771.25

© А.С. Бешта, О.А. Бойко, Т.В. Куваева

СИСТЕМА РАЦИОНАЛЬНЫХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ МЕЛКОСОРТНОГО МЕРНОГО ПРОКАТА В СТЕРЖНЯХ

Проаналізовано основні техніко-економічні показники виробництва мірного прокату. Обґрунтовані раціональний вибір базових техніко-економічних показників.

Проанализированы основные технико-экономические показатели производства мерного проката. Обоснован рациональный выбор базовых технико-экономических показателей.

The basic technical and economic indicators of measuring rolling. Grounded rational choice of basic technical and economic indicators.

Описание проблемы. Основными технико-экономическими показателями, служащими для оценки эффективности производства мелкосортного проката в стержнях на прокатном стане являются выход немерного проката и расходный коэффициент металла. Интуитивно понятна связь между приведенными технико-экономическими показателями и экономическими показателями, характеризующими работу предприятия в целом, например, прибылью, очевидна. Однако на практике эти показатели не в полной мере отражают экономические аспекты производства. Одним из примеров этого является то, что при производстве мерного проката в стержнях уменьшение немерной составляющей в товарном прокате при увеличении количества коротких стержней, которые реализуются по цене металлического лома, приводит к уменьшению коэффициента выхода немерного проката, что принято считать положительным результатом. В тоже время, при этом увеличивается расходный коэффициент металла и уменьшается прибыль. Такие внутренние противоречия в критериях затрудняют вскрытие резервов повышения экономической эффективности функционирования прокатного стана.

Постановка задачи. В настоящей работе ставится задача обоснования технико-экономических показателей, которые позволили бы наиболее адекватно и непротиворечиво оценить результаты производство мелкосортного мерного проката в стержнях для конкретного прокатного стана и оценить резервы повышения эффективности его функционирования.

Изложение основных материалов исследования. В качестве базового экономического критерия для обоснования системы технико-экономических критериев примем такой показатель как прибыль, так как он связан, с одной стороны, с жесткой привязкой ценообразования на прокат в стержнях с длиной стержней в пачках, а с другой стороны, позволяет анализировать результаты одновременного производства проката в стержнях разной длины. Соотнесем его с единицей товарной продукции, произведенной прокатным станом, и запишем его в виде [1]:

$$Q = C - M - Z \rightarrow \max, \quad (1)$$

где Q – удельная прибыль (на единицу продукции), C – средняя цена продукции, M – удельные затраты на сырье – заготовку (на единицу продукции), 3 – удельные затраты на производство готовой продукции (без затрат на исходное сырье).

Средняя цена продукции.

Стандартами предусматривается две разновидности товарного проката в зависимости от длины стержней в партии поставки: мерный прокат – прокат длиной стержней, строго (в пределах допусков) оговоренной заказом, немерный прокат – с длиной стержней в оговоренных стандартом либо заказом границах.

Цена на мерный прокат выше цены немерной продукции.

При анализе товарной продукции, которая производится прокатным станом, учитывается только прокат, соответствующий стандартам на мелкосортный прокат в стержнях. Как правило, из понятия товарной продукции исключаются короткие стержни – стержни проката с длиной менее оговоренной стандартом. Однако, данные стержни, как и технологическая обрезь и результаты незавершенной прокатки («недокат») направляются на переплавку, то есть являются, по сути, товарным металлическим ломом, который имеет свою цену и, пользуется устойчивым спросом [2].

Поэтому, для суммарной стоимости C_{Σ} товарной продукции можно записать:

$$C_{\Sigma} = C_M \cdot G_M + C_H \cdot G_H + C_K \cdot (G_K + G_{TO} + G_{HK}), \quad (2)$$

где C_M – цена мерного проката, C_H – цена немерного проката, C_K – цена коротких стержней проката, не отвечающим требованиям стандартов, технологической обрезки и «недокатов»; G_M , G_H , G_K , G_{TO} , G_{HK} – суммарные массы пачек мерного проката, немерного проката и коротких стержней, технологической обрезки и «недокатов» соответственно.

С учетом дисконтных потерь от реализации немерного проката (D_H) стоимость товарной продукции можно записать:

$$C_{\Sigma} = C_M \cdot G_M + (C_H - D_H) \cdot G_H + C_K \cdot (G_K + G_{TO} + G_{HK}). \quad (3)$$

Общая масса реализованной продукции – товарного металла (G_{TM}), включает в себя массу товарного проката (G_{TP}), поставляемого в стержнях упакованных в пачки, и товарный металлический лом (G_{TL}):

$$G_{TM} = G_{TP} + G_{TL}. \quad (4)$$

Каждая из составляющих товарного металла, в свою очередь может быть раскрыта через свои составляющие:

$$G_{TP} = G_M + G_H, \quad (5)$$

$$G_{TL} = G_K + G_{TO} + G_{HK}. \quad (6)$$

На основании этого цена продукции может быть определена как:

$$C_{PP} = \frac{C_{\Sigma}}{C_{TM}}. \quad (7)$$

Удельные затраты на сырье.

Общая структура себестоимости стержневого проката приведена рисунке 1. Основные затраты в себестоимости составляет цена заготовки, а следовательно удельные затраты на сырье.

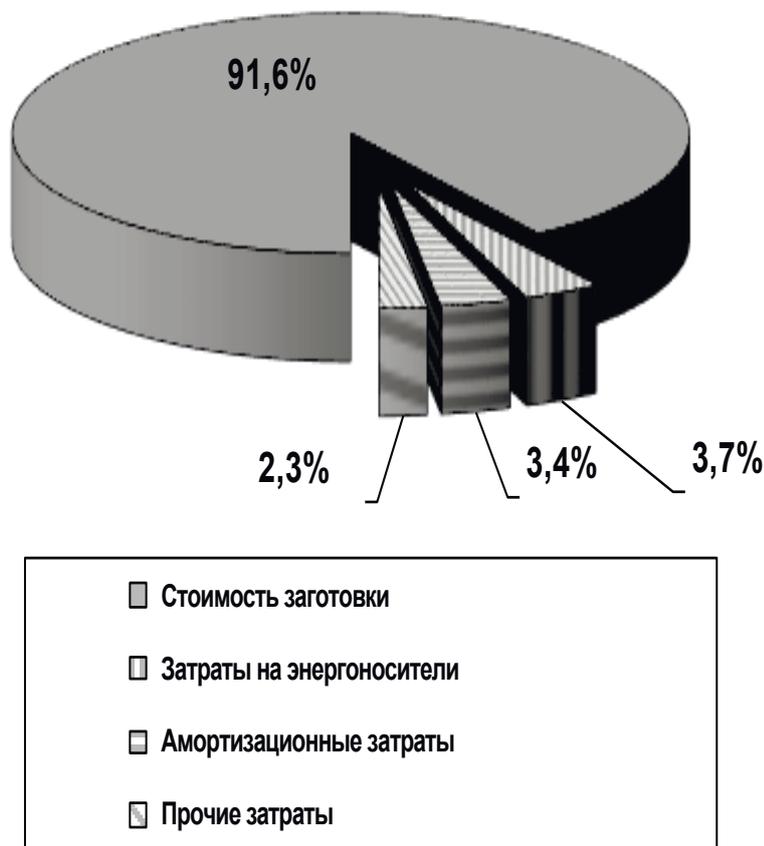


Рис. 1 Структура себестоимости проката в стержнях

Цена исходной заготовки ($C_{зг}$) – инвариантна такой характеристике товарного проката как длина стержней и не зависит от организации процессов управления на сортопрокатном стане. В то же время, баланс расхода металла заготовки может быть представлен следующим образом:

$$G_{зг} = G_{тм} + G_{бпм} \quad (8)$$

где $G_{зг}$ – суммарная масса исходной заготовки, $G_{бпм}$ – масса безвозвратных и нетоварных потерь металла заготовки при зачистке ее поверхности, на угар и окалинообразование.

Тогда удельная цена заготовки ($M_{зг}$), приведенная к массе товарного металла, с может быть определена как:

$$M_{зг} = C_{зг} \cdot \frac{G_{зг}}{G_{тм}} = C_{зг} \cdot \frac{G_{тм} + G_{бпм}}{G_{тм}} = C_{зг} \cdot \left(1 + \frac{G_{бпм}}{G_{тм}} \right) \quad (9)$$

Удельные затраты на производство готовой продукции.

Затраты на энергоносители, являющиеся второй по значимости составляющей себестоимости проката, приходятся на нагрев заготовок под прокатку, привод клетей, осуществляющих обжатие заготовки, и на привод других механизмов стана, обеспечивающих его функционирование. Связать эту составляющую, как и другие составляющие себестоимости, непосредственно с категорией товарного металла, в частности, с длинами стержней в товарной продукции, весьма затруднительно, а если связь и есть, то является величиной весьма малой и связанной с дополнительными затратами на обработку стержней проката. Стержни получаются в результате последней операции на стадии порезки и охлаждения проката – раскроя пакета прутков на пачки стержней. Поскольку непосредственные затраты на производство проката (себестоимость передела), при производстве проката на конкретном прокатном стане, слабо связана с ценой на товарную продукцию, их можно принять инвариантными к категории товарного металла, в частности, к длинам стержней.

На последней стадии – стадии уборки и отделки, имеет место ветвление технологического процесса. После порезки проката на стержни он направляется либо непосредственно на пакетировку (в случае, если отрезанная пачка стержней содержит стержни одной сортности по длине), либо на сортировку. Операция сортировки требует дополнительных затрат, которые влияют на себестоимость продукции и является, зачастую, «узким местом» технологического процесса.

Объем продукции, требующей сортировки, может быть оценен из следующих соображений. Максимальная длина прутка, принимаемого холодильником прокатного стана, например, МС 250-4, МС 250-5 ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» составляет около семидесяти метров. При длине мерного стержня двенадцать метров из пакета прутков выкраивается в среднем пять пачек, из которых одна как минимум, а часто – и две, содержат стержни разной длины так как они отделяются от концевых участков пакета прутков. Из этого следует, что одна или две пачки стержней из пяти после раскроя пакета прутков на стационарных ножницах, а это 20%÷40% товарного проката, требует сортировки. Затраты на сортировку такого объема проката так же должны быть учтены в критерии (1).

Если принять, что удельные затраты на производство товарного проката, минуя операцию сортировку, и обрезь, включая металл идущий на лом, равны z_{Π} , а удельные затраты на сортировку равны z_{Σ} , то средние удельные затраты на товарный металл (z_{TM}) могут быть рассчитаны по формуле:

$$z_{\text{TM}} = z_{\Pi} + z_{\Sigma} \cdot \frac{G_{\Sigma}}{G_{\text{TM}}}, \quad (10)$$

где G_{Σ} – масса сортируемой продукции.

Исходя из вышесказанного, критерий (1) может быть представлен в виде:

$$Q = C_{\text{M}} \cdot \frac{G_{\text{M}}}{G_{\text{TM}}} + (C_{\text{H}} - D_{\text{H}}) \cdot \frac{G_{\text{H}}}{G_{\text{TM}}} + C_{\text{K}} \cdot \frac{G_{\text{K}} + G_{\text{TO}} + G_{\text{HK}}}{G_{\text{TM}}} - C_{\text{ЗГ}} \cdot \left(1 + \frac{G_{\text{БПМ}}}{G_{\text{TM}}} \right) - z_{\Pi} \cdot \left(1 + \frac{z_{\Sigma}}{z_{\Pi}} \cdot \frac{G_{\Sigma}}{G_{\text{TM}}} \right) \quad (11)$$

В (11) удобно перейти к относительным значениям для составляющих то-

$$\tilde{G}_M = \frac{G_M}{G_{TM}}, \quad \tilde{G}_H = \frac{G_H}{G_{TM}}, \quad \tilde{G}_{ML} = \frac{G_K + G_{TO} + G_{HK}}{G_{TM}}, \quad \tilde{G}_{BPM} = \frac{G_{BPM}}{G_{TM}},$$

варного металла

$$\tilde{G}_C = \frac{G_C}{G_{TM}}.$$

В результате преобразования (11) имеет вид:

$$\begin{aligned} Q &= C_M \cdot \tilde{G}_M + (C_H - D_H) \cdot \tilde{G}_H + C_K \cdot \tilde{G}_{ML} - C_{3Г} \cdot (1 + \tilde{G}_{BPM}) \\ &- 3_{\Pi} \cdot \left(1 + \frac{3_C}{3_{\Pi}} \cdot \tilde{G}_C \right) = C_M \cdot \tilde{G}_M + (C_H - D_H) \cdot \tilde{G}_H + C_K \cdot \tilde{G}_{ML} - C_{3Г} \cdot \tilde{G}_{BPM} - \\ &- C_{3Г} - 3_{\Pi} \cdot \frac{3_C}{3_{\Pi}} \cdot \tilde{G}_C - 3_{\Pi} = C_M \cdot \tilde{G}_M + (C_H - D_H) \cdot \tilde{G}_H + C_K \cdot \tilde{G}_{ML} - \\ &- C_{3Г} \cdot \tilde{G}_{BPM} - 3_C \cdot \tilde{G}_C - (C_{3Г} + 3_{\Pi}) \end{aligned} \quad (12)$$

исключим из него последнее слагаемое, как величину постоянную и приведем критерий к мерному прокату как к основному виду продукции. Получим:

$$\tilde{Q} = \tilde{G}_M + \frac{C_H - D_H}{C_M} \cdot \tilde{G}_H + \frac{C_K}{C_M} \cdot \tilde{G}_{ML} - \frac{C_{3Г}}{C_M} \cdot \tilde{G}_{BPM} - \frac{3_C}{C_M} \cdot \tilde{G}_C \quad (13)$$

Критерий (13) включает в себя в прямом, либо косвенном виде основные технико-экономические показатели работы сортопрокатного стана, определяющие экономическую эффективность его работы. Он является, по сути, расширенной сверткой частных критериев, отображающих отдельные стороны производства проката в стержнях, что позволяет принять его как обобщенный критерий для оценки технико-экономической эффективности работы прокатного стана в целом.

Из критерия (13) можно выделить и частные критерии, отображающие наиболее важные составляющие (частные критерии), которые наиболее существенным образом определяют эффективность производства проката в стержнях и которые целесообразно принять в качестве технико-экономических показателей работы прокатного стана.

Так, из структуры критерия (13) видно, что вместо коэффициента выхода немерной продукции для оценки структуры товарной продукции целесообразно использовать такой технико-экономический показатель, как коэффициент выхода мерного проката – \tilde{G}_M , а вместо расходного коэффициента металла – коэффициент безвозвратных потерь металла – \tilde{G}_{BPM} . В качестве дополнительного технико-экономического критерия обобщенной оценки эффективности организации технологического процесса на стане целесообразно принять коэффициент сортировки продукции – \tilde{G}_C , который характеризует производство проката с позиций наличия продукции требующей дополнительных затрат на предпродажную подготовку.

Выводы. 1. При оценке эффективности работы прокатного стана, производящего прокат в стержнях, в товарную продукцию наряду с стержнями мерной и немерной длины, следует включать металлический лом, образующийся в

процессе производства товарного проката, что позволяет более полно оценить результаты работы прокатного стана.

2. На основе экономического показателя эффективности производства проката – прибыли, получен обобщенный технико-экономический критерий, который характеризует структуру товарной продукции сортопрокатного прокатного стана. Он представляет собой свертку показателей, каждый из которых характеризует составляющие товарной продукции, реализуемой предприятием, и дифференциацию затрат на ее производство.

3. Для упрощенной оценки структуры товарной продукции вместо коэффициента выхода немерной продукции целесообразно использовать такой показатель, как коэффициент выхода мерной продукции, который характеризует долю мерного проката в товарной продукции. Возможный максимум данного показателя совпадает с максимально возможным значением обобщенного технико-экономического критерия – 1,0 (100%).

4. Вместо такого технико-экономического показателя, как расходный коэффициент металла, целесообразно использовать коэффициент безвозвратных потерь металла, который характеризует безвозвратные потери металла исходной заготовки – наиболее затратной части в себестоимости проката, в процессе производства товарной продукции.

5. В качестве дополнительного технико-экономического критерия, обобщенной оценки эффективности организации технологического процесса на стане целесообразно использовать коэффициент сортировки продукции, который характеризует долю продукции, требующую дополнительных затрат на предпродажную подготовку.

Список литературы

1. Скороходов А.Н. Оптимизация прокатного производства / Скороходов А.Н., Полухин П.И., Илюкович Б.М., Хайкин Б.Е., Скороходов Н.Е. – М.: Металлургия, 1983. – 431 с.
2. Техничко-экономические показатели производства мелкосортного проката в стержнях как целевая функция управления / [Бешта А.С., Егоров А.П., Бойко О.А., Кузьменко М.Ю., Соколова А.С.] – Д.: Теория и практика металлургии, 2013. – №3. С. 57-61.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 03.11.2014*

ОСОБЕННОСТИ МЕТРОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ КАЧЕСТВА СИГНАЛОВ ГЕНЕРАТОРА ДИНАМИЧЕСКОГО ХАОСА

Разработан генератор детерминированного хаоса для формирования сигналов с заданными параметрами с целью исследования реакции систем на хаотические воздействия, характер протекания технологических процессов, устойчивости и надежности систем.

Розроблено генератор детермінованого хаосу для формування сигналів із заданими параметрами з метою дослідження реакції систем на хаотичні впливи, характер протікання технологічних процесів, стійкості і надійності систем.

Generator of deterministic chaos for generating signals with the given parameters is worked out. This makes it possible to investigate the response of systems to chaotic influences, the character of technical processes, stability and reliability.

В горных геотехнических системах, прежде всего, в силу специфики геологического строения породных массивов, высокой фрактальной размерности пород и полезных ископаемых, являющимися одновременно объектами, вмещающими шахты, рудники и подземные сооружения, и объектами добычи и переработки, возможно как самопроизвольное возникновение процессов самоорганизации, так и хаотических процессов. Эти процессы могут быть доминирующими или частичными, а в зависимости от положения равновесия – устойчивыми или неустойчивыми.

Для изучения устойчивости реальных элементов геомеханических объектов, например, элементов рамно-анкерной крепи, их моделей к возможным динамическим воздействиям, в том числе и хаотическим, необходимо дальнейшее исследование реакции системы на хаотические воздействия, характер протекания технологических процессов, устойчивость и надежность системы.

Целью данной работы является разработка генератора динамического хаоса и его апробация для исследования устойчивости реальных геомеханических систем.

Для изучения устойчивости реальных геотехнических систем, их моделей к возможным динамическим воздействиям, в том числе и хаотическим, натурального и полунатурного моделирования разработан генератор детерминированного хаоса на основе системы уравнений Лоренца (ГДХ) [1,2]. Он предназначен для формирования сигналов с заданными параметрами и ввода их по трем координатам в геотехническую систему как возмущающих воздействий или как сигналов изменяющейся нагрузки. При этом можно исследовать реакцию системы на эти хаотические воздействия, характер протекания технологических процессов, устойчивость и надежность системы. Данный вид моделирования является актуальным, так как технологические установки в шахтных условиях функционируют как динамические системы с элементами стохастического или детерминированного хаоса (геотехнические системы, буровые установки, движение жидкости или пульпы в режиме турбулентности) [3].

Для обеспечения максимального быстродействия генератора программирование выполнено полностью на ассемблере, а в качестве способа оптимизации выполнения программы по времени вычисления предложен выбор параметрических коэффициентов-множителей кратный двум с заменой операций умножения и деления линейными сдвигами.

Для анализа модели запишем систему Лоренца уравнениями в конечных приращениях Δx , Δy , Δz по выходным координатам [4]:

$$\begin{cases} \frac{\Delta x_i}{\Delta t} = \sigma(y_{i-1} - x_{i-1}); \\ \frac{\Delta y_i}{\Delta t} = -x_{i-1}z_{i-1} + rx_{i-1} - y_{i-1}; \\ \frac{\Delta z_i}{\Delta t} = x_{i-1}y_{i-1} - bz_{i-1}; \end{cases} \Rightarrow \begin{cases} \Delta x_i = \sigma(y_{i-1} - x_{i-1})\Delta t; \\ \Delta y_i = (-x_{i-1}z_{i-1} + rx_{i-1} - y_{i-1})\Delta t; \\ \Delta z_i = (x_{i-1}y_{i-1} - bz_{i-1})\Delta t, \end{cases} \quad (1)$$

где i – номер текущей точки; Δt – конечное приращение по времени.

Численное интегрирование системы выполняется в программном блоке, оформленном в виде функции пользователя с передачей параметров в тело программного блока из основного электронного листа Mathcad. Это позволяет многократно вызывать данную функцию с подстановкой конкретных значений формальных параметров при моделировании различных режимов работы генератора.

В литературе в качестве примера приводятся следующие значения параметрических коэффициентов, обеспечивающие хаотический режим работы генератора: $\sigma = 10$; $r = 28$; $b = \frac{8}{3} = 2,6(6)$. Как показывает моделирование, при таких значениях коэффициентов и достаточно малом шаге интегрирования система совершает нерасходящиеся хаотические колебания и даже при сколь угодно большом числе точек выходные координаты лежат в пределах $x \in (-25, 25)$, $y \in (-30, 30)$, $z \in (0, 60)$ в округлении до ближайшего целого, кратного пяти. Таким образом, нет принципиальных ограничений для реализации такого генератора на основе микроконтроллера. Однако из уравнений в конечных разностях (1) видно, что расчеты предусматривают вычисление нескольких арифметических произведений. Определяются произведения мгновенных значений двух выходных координат, например $x_{i-1} \times y_{i-1}$; произведения мгновенного значения координаты на параметрический коэффициент, например $r \times x_{i-1}$; произведения тангенса угла наклона касательной к графику интегрируемой функции в расчетной точке на значение шага интегрирования, например $[\sigma(y_{i-1} - x_{i-1})] \times h$. При реализации генератора с помощью микропроцессорных средств наиболее длительными в вычислительном цикле являются операции умножения и деления даже в том случае, когда используется целочисленная арифметика над операндами низкой разрядности и арифметико-логическое устройство микропроцессора или микроконтроллера (МК) имеет

аппаратные умножитель и делитель (например, система команд микроконтроллера семейства MCS-51/52 содержит команды умножения MUL и деления DIV, в отличие от большинства микроконтроллеров с RISC-архитектурой). Поэтому для увеличения быстродействия (а, следовательно, для обеспечения возможности вычислений с меньшим шагом счета и большей точностью) следует по возможности сократить число произведений в вычислительной схеме. Этого можно добиться следующими способами: 1) упрощением выражений; 2) группировкой слагаемых и выносом множителей за скобки; 3) предварительным умножением заранее известных множителей до программирования на этапе алгоритмизации; 4) заменой арифметического умножения на заранее предустановленный множитель, кратный двум, логическим сдвигом операнда, представленного в двоичном коде, влево; число сдвигов равно степени кратности; 5) заменой арифметического деления на множитель, кратный двум, логическим сдвигом вправо; число сдвигов равно степени кратности.

Очевидно, что имеется область значений коэффициентов, в пределах которой система проявляет себя как хаотическая. Задача поиска коэффициентов, кратных двум, принадлежащих этой области, решается следующим образом. Составляется трехмерная комбинационная таблица – описание координатной системы, по трем осям которой в первом квадранте откладываются кратные двум значения коэффициентов σ , r и b в пределах от 0 до значений, соответствующих жесткой потере устойчивости с расхождением функции (расхождение детектируется по переполнению при выполнении вычислений). Далее вызывается функция $Lorenz(x, y, z, \sigma, r, b, h, n)$ с подстановкой параметрических коэффициентов из комбинационной таблицы. Полученные графики анализируются визуально, определяются спектральные и автокорреляционные характеристики выходных координат и выбираются значения коэффициентов для реализации генератора (рис.1, табл. 1).

Рассмотрим плоский срез трехмерной комбинационной таблицы параметрических коэффициентов, соответствующий фиксированному значению параметра $b = 2$. Из рис. 1 видно, что при $r < 16$, независимо от значения параметрического коэффициента σ , система описывает сходящуюся в точку траекторию, т. е. имеет место затухающий колебательный процесс. То же можно отметить и для следующих пар коэффициентов: $(r = 16, \sigma = 2)$, $(r = 16, \sigma = 32)$, причем в последнем случае система находится вблизи зоны бифуркации (исходная точка траектории при заданных начальных условиях лежит в области притяжения одной петли, но затем система переходит в область притяжения конечной точки, спиралевидное движение к которой образует вторую петлю; очевидно, что незначительное изменение параметров в сторону увеличения r и (или) в сторону уменьшения σ приведет к изменению динамического поведения системы с появлением двухпетлевого аттрактора, т. е. к бифуркации).

Следующие пары коэффициентов $(r, \sigma) = \{(16, 4), (16, 8), (16, 16); (32, 2), (32, 4), (32, 8), (32, 16), (32, 32)\}$ обеспечивают двухпетлевой аттрактор в фазовых плоскостях выходных координат (рис. 1). С целью выбора конкретных параметров для реализации в микропроцессорном устройстве рассмотрим авто-

корреляционные функции сигналов генератора и их статистические характеристики (рис. 2, табл. 1). Выходные сигналы генератора являются псевдослучайными и могут быть использованы для добавления шумов в каналы технического устройства. Поэтому весьма важными становятся статистические параметры, определяемые обычно для выборок, каждая из которых соответствует одинаковым условиям измерений. Это средние арифметическое и геометрическое значения по выборке, центральные и начальные моменты, смещенные дисперсия и среднеквадратическое отклонение и др. Для сигналов x и y средние арифметические значения стремятся к нулю при увеличении числа точек, поэтому величины отклонения этих значений от нуля для достаточно большой выборки (колонки 7, 8 табл. 1) являются одним из критериев работоспособности ГДХ и качества генерируемых сигналов. В частности, в случае затухающих периодических колебаний можно наблюдать, что средние значения приближаются к величинам, значительно отличным от нуля (строки 1, 15 табл. 1), а именно к установившимся значениям по соответствующим координатам. В остальных случаях отклонение среднего арифметического от нуля не превышает 2 % от диапазона изменения соответствующего сигнала по амплитуде (размаха сигнала). Однако данный критерий не является достаточным при определении параметров ГДХ, хотя и позволяет автоматически отсеивать заведомо непригодные варианты. Например, с помощью данного критерия невозможно выявить комбинации параметров, при которых ГДХ генерирует незатухающий апериодический сигнал с неудовлетворительной АКФ (строки 5, 6 табл. 3.1).

Отметим также, что дисперсии D_x , D_y и D_z (колонки 10 – 12 табл. 1) и среднеквадратические отклонения σ_x , σ_y и σ_z (колонки 13 – 15 табл. 1) в случае затухающих колебаний при увеличении числа точек стремятся к нулю, что объясняется распределением отклонений сигнала от среднего значения, имеющих место только в начальных точках траектории, когда характер процесса еще колебательный, на все большее число точек выборки, зафиксированных уже при установившемся состоянии генератора.

Начальный момент 1-го порядка по координате z (колонка 9 табл. 1) при увеличении числа точек не стремится ни к нулю, ни к середине амплитудного диапазона, и данная характеристика сигнала может быть интересна с точки зрения использования разработанного ГДХ, но не может являться критерием для выбора его параметров.

Не менее важными, а в некоторых случаях определяющими, являются параметры автокорреляционной функции и спектра сигнала, подтверждающие либо опровергающие «апериодичность» и «случайность» незатухающего сигнала. Так, автокорреляционная функция должна быть быстро спадающей без вторичных пиков значительной амплитуды (идеальной формой АКФ можно считать импульс единичной амплитуды и нулевой длительности в точке, соответствующей нулевому сдвигу).

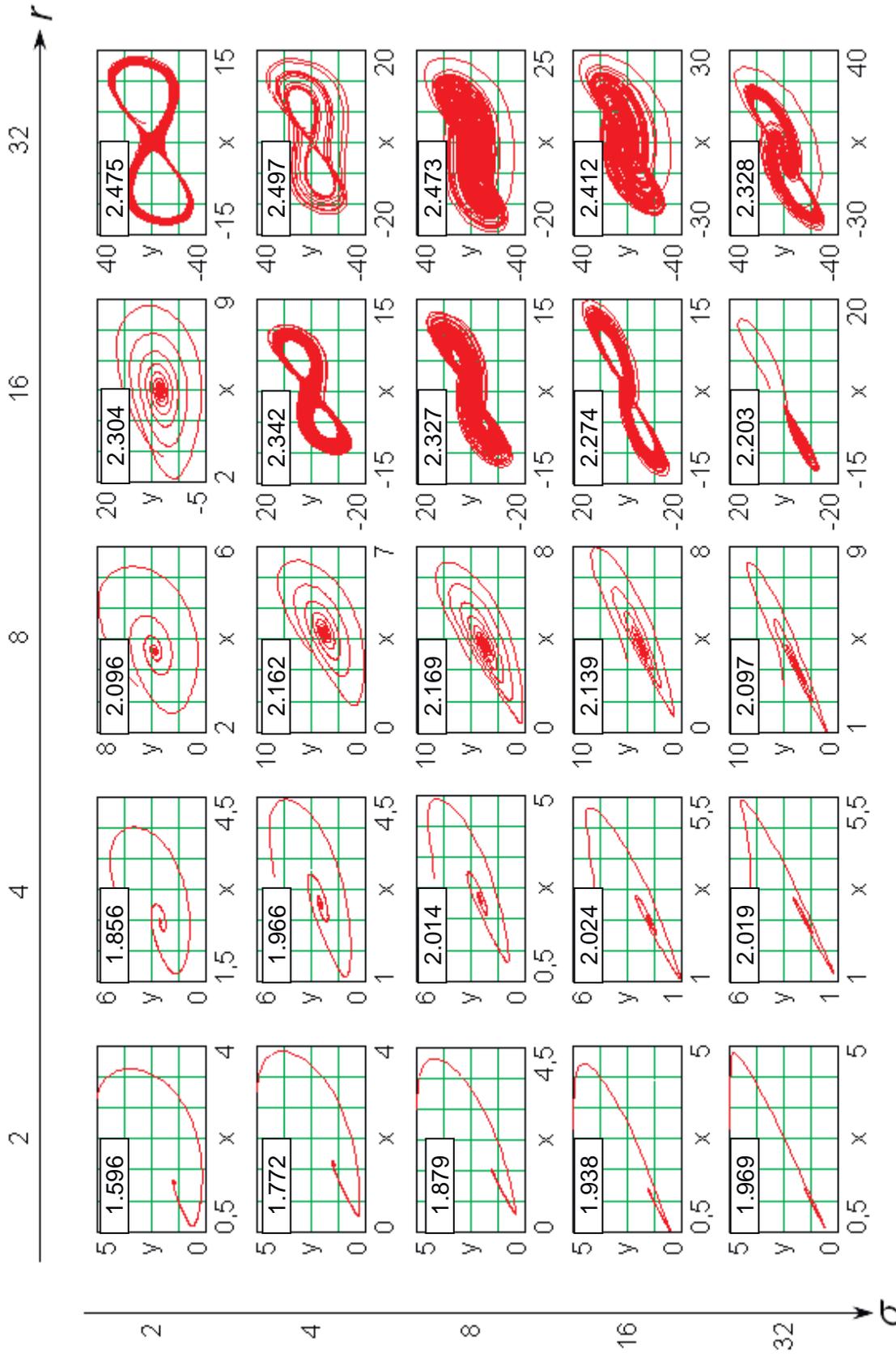


Рис. 1. Влияние величин параметрических коэффициентов r и σ на вид и форму аттрактора ($b = 2, h = 1/64, n = 10000$). В верхнем левом углу графиков – размерность аттрактора $\dim LK, o. e.$

Таблица 1

Параметры модели генератора, статистические данные сигналов и их функций автокорреляции

№ п/п	Параметрические коэфф., о.е.		Ссылка на рис.	Вид процесса, форма аттрактора	Начальный момент I-го порядка, о.е.			Дисперсия смещенная, о.е.			
		<i>b</i>			M_x	M_y	M_z	D_x	D_y	D_z	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	2	16	2	Рис. 1	Загужающий периодический	5.48	5.48	14.99	0.01	0.09	0.13
2	2	32	2	Рис. 1	Хаотич., двухпетлевой	-0.06	-0.06	19.04	40.51	190.53	236.72
3	4	16	1	-	Хаотич., двухпетлевой	-0.18	-0.18	13.87	13.99	18.15	14.99
4	4	16	2	Рис. 1, 2	Хаотич., двухпетлевой	0.11	0.11	11.67	23.80	38.03	39.27
5	4	32	2	Рис. 1, 3	Хаотич., двухпетлевой	8.47E-03	4.43E-03	27.27	57.36	141.67	124.05
6	4	32	4	-	Хаотич., одна петля	3.18E-04	2.88E-04	22.05	94.41	280.74	258.08
7	8	16	2	Рис. 1	Хаотич., двухпетлевой	-0.06	-0.06	13.14	26.67	31.91	28.59
8	8	32	2	Рис. 1, 2	Хаотич., двухпетлевой	0.01	0.01	29.63	61.14	86.90	69.05
9	8	32	4	-	Хаотич., двухпетлевой	5.07E-03	5.66E-03	26.81	113.89	206.98	182.86
10	10	28	2.67	Рис. 2	Хаотич., двухпетлевой	-0.09	-0.09	25.58	69.86	87.53	59.52
11	16	16	2	Рис. 1	Хаотич., двухпетлевой	-0.14	-0.14	12.76	25.88	28.07	37.41
12	16	32	2	Рис. 1	Хаотич., двухпетлевой	-0.13	-0.13	29.45	61.30	75.66	109.43
13	16	32	4	-	Хаотич., двухпетлевой	-0.04	-0.04	29.42	121.73	146.05	104.63
14	16	32	8	-	Хаотич., двухпетлевой	0.06	0.06	26.78	226.81	302.21	217.34
15	32	16	2	Рис. 1	Загужающий периодический вблизи бифуркации	-5.45	-5.46	14.99	0.24	0.24	0.39
16	32	32	2	Рис. 1, 3	Хаотич., двухпетлевой	-0.01	-0.01	28.77	60.38	66.04	187.43

Таблиця 1 (продолжение)
 Параметры модели генератора, статистические данные сигналов и их функций автокорреляции

№ п/п	Среднеквадратическое отклонение, о.е.			Коефф. асимметрии графика закона распределения значений АКФ, о.е.			Коефф. эксцесса графика закона распределения значений АКФ, о.е.			Смещение 1-го пересечения АКФ с осью абсцисс, о.е.		
	σ_x	σ_y	σ_z	As_x	As_y	As_z	Ex_x	Ex_y	Ex_z	Nr_x	Nr_y	Nr_z
1	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
1	0.11	0.30	0.36	2.81	1.65	4.59	93.33	88.20	96.26	19.60	18.26	18.26
2	6.36	13.80	15.39	12.69	15.18	0.21	236.22	390.89	-1.22	45.87	18.26	17.01
3	3.74	4.26	3.87	5.69	7.04	0.85	56.52	88.48	12.63	727.01	727.01	27.94
4	4.88	6.17	6.27	13.00	15.42	0.10	226.93	327.12	-1.40	56.73	47.53	21.04
5	7.57	11.90	11.14	-6.22E-04	3.20E-04	1.30	-0.15	-0.54	0.48	25.12	19.60	13.76
6	9.72	16.76	16.06	-2.11E-03	-8.34E-04	0.33	-1.31	-0.27	-1.39	22.59	18.92	10.36
7	5.16	5.65	5.35	13.53	14.79	0.11	246.28	298.03	-0.81	67.73	60.90	18.92
8	7.82	9.32	8.31	15.97	18.99	5.82	357.25	501.77	171.26	38.43	33.35	13.76
9	10.67	14.39	13.52	0.11	0.23	1.54	6.01	8.47	14.81	16.42	13.28	10.36
10	8.36	9.36	7.71	14.93	17.12	4.59	311.06	412.69	141.06	107.34	103.61	12.37
11	5.09	5.30	6.12	10.64	11.05	0.20	224.87	244.40	2.53	45.87	45.39	18.26
12	7.83	8.70	10.46	5.07	6.21	3.49	147.78	193.94	128.78	25.12	26.96	14.25
13	11.03	12.08	10.23	18.51	20.38	4.90	486.33	592.79	192.14	27.94	26.96	9.32
14	15.06	17.38	14.74	6.76	8.30	2.65	191.00	246.27	75.83	12.37	11.12	6.77
15	0.48	0.49	0.62	10.07	10.20	5.38	153.61	159.21	150.31	21.04	20.31	15.85
16	7.77	8.13	13.69	19.00	19.87	0.78	537.63	588.71	11.45	86.79	85.27	14.25

Таблица 1 (продолжение)
 Параметры модели генератора, статистические данные сигналов и их функций автокорреляции

№ п/п	Суммы 5-ти (3-х) максимальных пиков АКФ, о.е.					Коэфф. затухания АКФ по суммам амплитуд, о.е.			Особенности траектории	Особенности АКФ	Реализация	
	S_{5x}	S_{3x}	S_{5y}	S_{3y}	S_{5z}	S_{3z}	k_{S_x}	k_{S_y}				k_{S_z}
1	2,409	1,725	2,509	1,798	2,245	1,561	1,193	1,194	1,159	Прим. 1.1	Прим. 2.1	Не удовлетворяет требованиям
2	0,477	0,305	0,617	0,461	2,949	1,779	1,066	1,245	1,005	Прим. 1.2	Прим. 2.2	Не рекомендован
3	0,477	0,344	0,422	0,297	2,13	1,397	1,202	1,173	1,093	Прим. 1.3	Прим. 2.3	Не рекомендован
4	0,383	0,234	0,391	0,266	2,708	1,656	1,018	1,134	1,019	Прим. 1.4	Прим. 2.4	Реализован
5	5	3	5	3	5	3	1	1	1	Прим. 1.5	Прим. 2.5	Не удовлетворяет требованиям
6	5	3	5	3	5	3	1	1	1	Прим. 1.6	Прим. 2.6	Не удовлетворяет требованиям
7	0,297	0,188	0,281	0,18	2,467	1,561	1,055	1,068	1,055	Прим. 1.7	Прим. 2.7	Не рекомендован
8	0,328	0,211	0,297	0,195	1,094	0,789	1,072	1,094	1,202	Прим. 1.8	Прим. 2.8	Реализован
9	3,566	2,236	3,038	1,917	2,578	1,648	1,045	1,052	1,065	Прим. 1.9	Прим. 2.9	Не рекомендован
10	0,266	0,164	0,242	0,164	1,497	1,023	1,028	1,129	1,139	Прим. 1.10	Прим. 2.10	Исходные параметры
11	0,758	0,578	0,766	0,578	3,328	2,061	1,271	1,258	1,032	Прим. 1.11	Прим. 2.11	Не рекомендован
12	1,344	1,102	1,211	0,992	1,725	1,197	1,367	1,365	1,157	Прим. 1.12	Прим. 2.12	Не рекомендован
13	0,266	0,164	0,25	0,164	1,665	1,142	1,028	1,093	1,143	Прим. 1.13	Прим. 2.13	Не рекомендован
14	1,375	1,008	1,258	0,93	2,017	1,292	1,222	1,232	1,068	Прим. 1.14	Прим. 2.14	Рекомендован
15	1,383	0,984	1,352	0,969	1,839	1,452	1,186	1,195	1,316	Прим. 1.15	Прим. 2.15	Не удовлетворяет требованиям
16	0,695	0,586	0,695	0,586	3,656	2,267	1,405	1,405	1,033	Прим. 1.16	Прим. 2.16	Не рекомендован

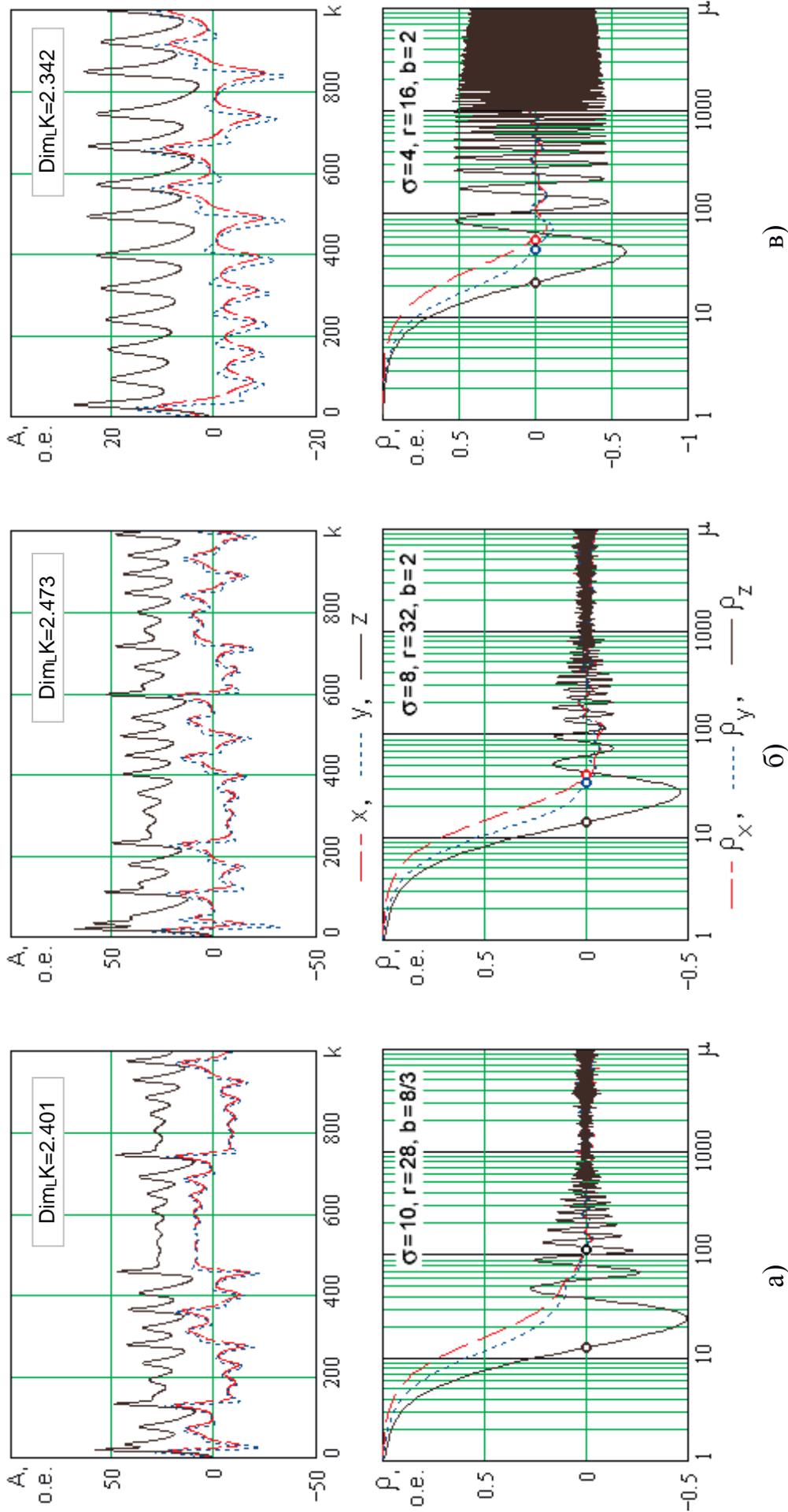


Рис. 2. Осциллограммы сигналов (вверху) и их автокорреляционные функции (внизу): а) модель с исходными параметрическими коэффициентами; б, в) реализованные модели с коэффициентами из ряда 2^k .

Ограничившись лишь визуальной качественной оценкой графиков АКФ, мы снизили бы универсальность предлагаемой методики и исключили бы возможность автоматизации процесса выбора параметрических коэффициентов. В этой связи, а также для исключения субъективизма в оценке, введем числовые показатели качества АКФ:

– коэффициент асимметрии As_x графика закона распределения значений функции автокорреляции по координате x (по координатам y и z формулы аналогичны) равен, о. е.:

$$As_x = \frac{\sqrt{N(N-1)}}{N-2} \cdot \frac{\sum_{i=0}^{N-1} (\rho_{x_i} - \overline{\rho_x})^3}{N\sigma_{\rho_x}^3}, \quad (2)$$

где N – количество точек функции автокорреляции; ρ_{x_i} – текущее значение функции автокорреляции по координате x ; $\overline{\rho_x}$ – среднее значение функции автокорреляции по координате x ; σ_{ρ_x} – несмещенное среднеквадратическое отклонение ρ_x . Ошибка коэффициента асимметрии определяется числом точек

N для АКФ по любой координате: $S_{As} = \sqrt{\frac{6N(N-1)}{(N-2)(N+1)(N+3)}}$ (для данных табл. 1 при $N=10$ тыс. точек имеем $S_{As} = 0,024$ о. е.); коэффициент эксцесса Ex_x графика закона распределения значений функции автокорреляции по координате x (по координатам y и z формулы аналогичны), о. е.:

$$Ex_x = \frac{N-1}{(N-2)(N-3)} \left[(N+1) \frac{\sum_{i=0}^{N-1} (\rho_{x_i} - \overline{\rho_x})^4}{N\sigma_{\rho_x}^4} - 3N + 3 \right], \quad (3)$$

причем ошибка коэффициента эксцесса также определяется числом N ; сдвиг Nr , соответствующий первому пересечению графика АКФ с осью абсцисс (рис. 2); суммы амплитуд первых пяти (S_5) и трех (S_3) экстремальных пиков АКФ и соотношение этих сумм (коэффициент, характеризующий скорость затухания «паразитных» пиков АКФ):

$$k_S = 0,6 \cdot S_5 / S_3. \quad (4)$$

В табл. 1 сведены результаты моделирования работы генератора Лоренца при соотношениях параметров, обеспечивающих хаотический режим (строки 2 – 14, 16), а также характерные результаты, иллюстрирующие работу генератора в режиме затухающих периодических колебаний (строки 1, 15); данные отсортированы по возрастанию коэффициентов a , b в порядке взаимной очередности. К табл. 1 имеются следующие примечания:

– примечания, характеризующие визуально выявленные особенности траектории, описываемой системой на фазовой плоскости $y(x)$ (см. также рис. 1):

1.1) спиралевидная траектория, сходящаяся в точку фазовой плоскости, не совпадающую с началом координат; 1.2) незаполненные «контурные» петли, амплитуды пиков сигналов практически одинаковы; 1.3) равномерно заполненные петли; 1.4) равномерно заполненные петли в области, прилегающей к внешнему контуру петель; 1.5) наличие отдельных вложенных петель; 1.6) одна незаполненная петля, по форме схожая со знаком « ∞ »; 1.7) равномерно заполненные петли, тесная корреляционная связь между y и x , осциллограммы сигналов $y = f(t)$ и $x = f(t)$ практически совпадают; 1.8) равномерно заполненные петли; 1.9) неравномерно заполненные петли с пересечениями в пределах петли; 1.10) равномерно заполненные петли; 1.11) фазовая траектория «вытягивается» в линию – отрезок прямой вида $y = kx + c$, т. е. имеет место тесная корреляционная связь между y и x , осциллограммы сигналов $y = f(t)$ и $x = f(t)$ практически совпадают; 1.12) равномерно заполненные петли; 1.13) равномерно заполненные петли, значительная дискретность шага по x и y на внешних контурах петель; 1.14) равномерно заполненные петли в области, прилегающей к внешнему контуру петель; 1.15) спиралевидная траектория, сходящаяся в точку, отличную от начала координат; 1.16) петли, пересекающиеся в области, близкой к центру симметрии;

– примечания, характеризующие особенности функции автокорреляции (см. также рис. 2 и 3): 2.1) быстро спадающие АКФ по всем координатам, множество пиков амплитудами $\cong -0.7...+0.6$ о. е.; 2.2) множество пиков АКФ значениями $\cong -0.6...+0.6$ о. е. по координате z ; 2.3) крайне медленно спадающие АКФ по координатам x и y , множество пиков АКФ значениями $\cong -0.6...+0.4$ о. е. по координате z ; 2.4) быстро спадающие качественные АКФ по координатам x и y , множество пиков АКФ значениями $\cong -0.5...+0.5$ о. е. по координате z ; 2.5) множество пиков АКФ значениями ± 1 по всем координатам; 2.6) быстро спадающие АКФ по всем координатам, множество пиков амплитудами ± 1 по координатам x и y , множество пиков амплитудами $\cong -0.7, +1$ о. е. по координате z ; 2.7) медленно спадающие АКФ по координатам x и y , множество пиков АКФ значениями $\cong -0.5...+0.5$ о. е., значительная амплитуда 2-го пика по координате z ; 2.8) быстро спадающие качественные АКФ по координатам x и y , множество пиков АКФ значениями $\cong -0.15...+0.17$ о. е., значительная амплитуда второго пика по координате z ; 2.9) быстро спадающие АКФ по всем координатам, множество пиков амплитудами $\cong -0.7...+0.7$ о. е.; 2.10) медленно спадающие АКФ по координатам x и y , быстро спадающая АКФ по координате z , множество пиков амплитудами $\cong -0.5...+0.25$ о. е.; 2.11) медленно спадающие АКФ по координатам x и y , быстро спадающая АКФ по координате z , значительные амплитуды 3-го и 5-го пиков; 2.12) быстро спадающие АКФ по всем координатам, значительные амплитуды 2-го и 3-го пиков по координатам x и y , множество пиков АКФ значениями $\cong -0.6...+0.3$ о. е. по координате z ;

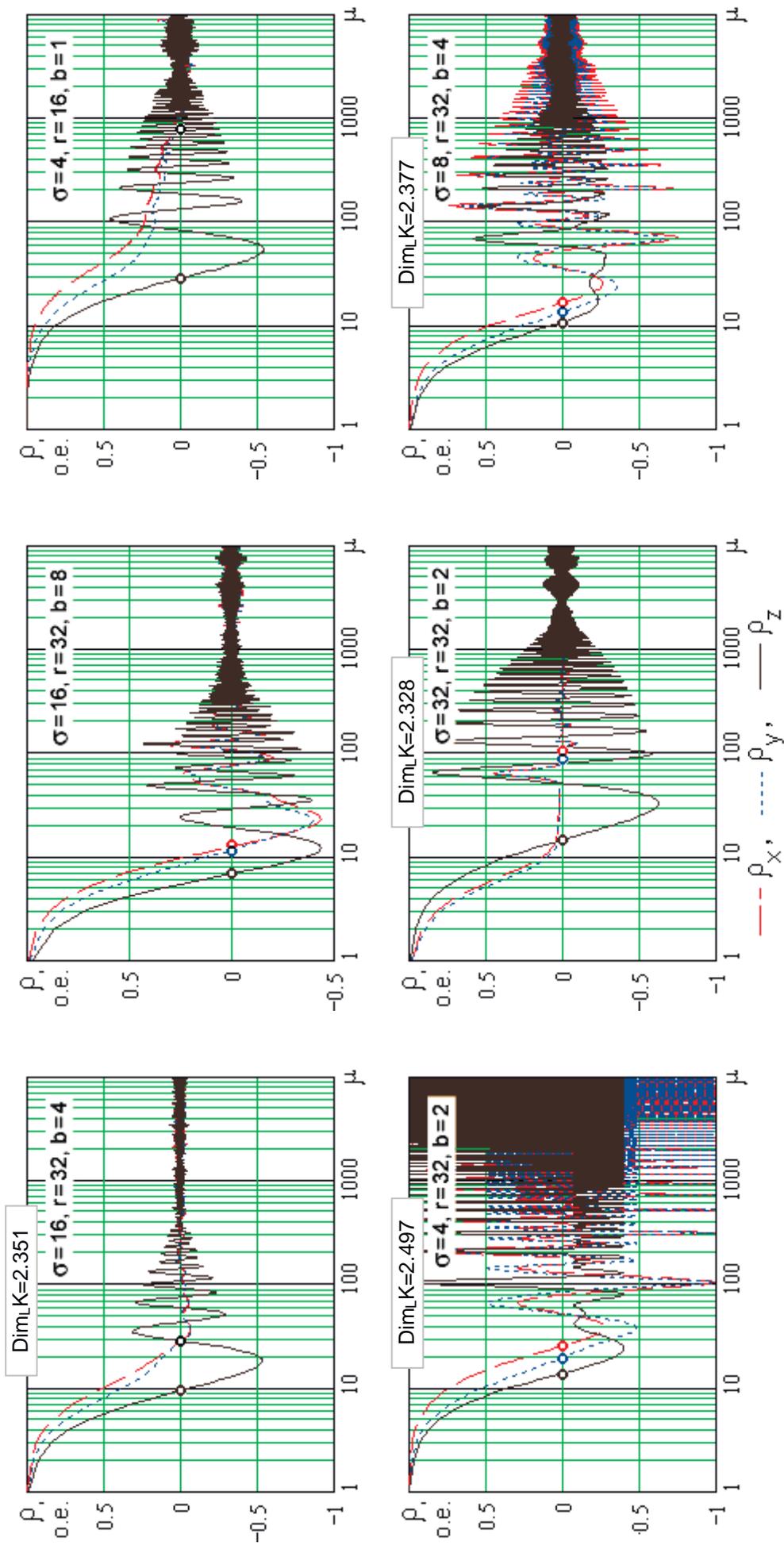


Рис. 3. Некоторые характерные автокорреляционные функции координат модели генератора Лоренца, не принятых к технической реализации в виду неудовлетворительных параметров.

2.13) быстро спадающие качественные АКФ по координатам x и y ;
2.14) быстро спадающие АКФ по всем координатам, множество пиков амплитудами $\cong -0.4 \dots +0.4$ о. е.; 2.15) быстро спадающие АКФ по всем координатам, значительные амплитуды 3-го и 5-го пиков; 2.16) АКФ по координатам x и y быстро спадают, не достигая 0, значительные амплитуды 2-го пика до первого пересечения с осью абсцисс, быстро спадающая АКФ по z , множество пиков амплитудами $\cong -0.6 \dots +0.8$ о. е.

Как правило, быстро спадающая функция автокорреляции имеет множество вторичных пиков значительных амплитуд (строки 6, 9, 12 табл. 1) и, напротив, для «гладкой» АКФ характерен медленный спад (строки 7, 10 табл. 1), что является, в принципе, естественным свойством динамических систем. В ряде случаев имеем качественные АКФ по координатам x и y , и удовлетворительные показатели – по координате z (строки 4, 13 табл. 1), что позволяет рекомендовать к изготовлению генератор с параметрическими коэффициентами, обеспечивающими данные показатели, при условии отсутствия других негативных факторов, как например, значительная дискретность траектории на внешних границах контура петель (строка 13 табл. 1). Наилучшее соотношение всех характеристик, принятых в качестве критериев отбора, обеспечивают следующие комбинации параметрических коэффициентов: $\sigma = 4$, $r = 16$, $b = 2$ (строка 4 табл. 3.1) и $\sigma = 8$, $r = 32$, $b = 2$ (строка 8 табл. 1). Оба варианта апробированы автором [1, 2, 5].

Таким образом, разработан, изготовлен и испытан генератор хаоса на основе микроконтроллера, разработана программа для микроконтроллера, отличающаяся тем, что параметрические коэффициенты и шаг интегрирования выбраны из ряда чисел $2^{\pm k}$, следовательно, операции арифметического умножения (деления) заменены логическим сдвигом операнда, что существенно ускорило расчеты и позволило моделировать влияние хаоса на нелинейные электрические цепи в «режиме реального времени».

Метрологическая оценка работы генератора динамического хаоса требует нетрадиционного подхода, поскольку он изначально вырабатывает хаотические неповторимые и заранее неизвестные сигналы, однако известными классическими параметрами можно оценить стабильность его работы, предвидеть и задать «характер» процесса детерминированного хаоса.

Получил дальнейшее развитие метод натурального, полунатурного и компьютерного моделирования на основе генератора динамического хаоса, использующего дифференциальные уравнения Лоренца и позволяющего задавать хаотические одно или двух петлевые воздействия в реальную техническую систему или ее модель одновременно по трем координатам, а также, при необходимости, применить генератор в качестве трехосевой хаотической нагрузки.

Список литературы

1. Корсун В.И. Обоснование параметров микропроцессорного генератора сигналов динамического хаоса / В.И. Корсун, Н.А. Иконникова, Алекс.А. Яланский // Матеріали міжнародної конференції “Форум гірників – 2009”. – Дніпропетровськ: НГУ, 2009. – Т. № 4. – С. 263 – 271.
2. Иконникова Н.А. Микропроцессорный генератор динамического хаоса, реализующий систему уравнений Лоренца // Материалы XIII Международного молодежного форума “Радиоэлектроника и молодежь в XXI веке”. – Харьков: ХНУРЭ, 2009. – С. 59.
3. Яланский А.А. Хаотические процессы в горных технических системах, особенности моделирования и контроля их устойчивости на основе генераторов динамического хаоса / А.А. Яланский, Алекс.А. Яланский, Н.А. Иконникова, В.В. Арестов, Т.И. Яровая // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2009. – № 83. – С. 194 – 205.
4. Lorenz E.N. Deterministic non-periodic flow / Lorenz E.N. – Atmos Sciences, 1963, V. 20, P. 130. [Имеется перевод в сборнике статей: Странные аттракторы (ред. Я.Г. Синай и Л.П. Шильников). – М.: Мир, 1981].
5. Иконникова Н. А. Моделирование и контроль динамических процессов в задачах оценки состояния геотехнических систем: монография / Н. А. Иконникова, В. И. Корсун, А. И. Слащев, Алекс. А. Яланский, А. А. Яланский. –Днепропетровск: НГУ, 2015. – 279 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесарєвим В.В.
Надійшла до редакції 17.01.2015*

УДК 628.337+621.355.8+661.873.23+66.087.7

© В.Л. Коваленко, В.А. Коток, А.В. Болотин

РАЗРАБОТКА МЕТОДА ПОЛУЧЕНИЯ ГИДРОКСИДА НИКЕЛЯ ВЫСОКОЙ КРИСТАЛЛИЧНОСТИ С ИЗУЧЕНИЕМ ХАРАКТЕРИСТИК ПОЛУЧЕННОГО ВЕЩЕСТВА ДЛЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В АККУМУЛЯТОРАХ И СУПЕРКОНДЕНСАТОРАХ

Предложен получение высококристаллического бета гидроксида никеля методом «выкручивания»: медленного (в течении 6 месяцев) улетучивания аммиака и распада комплексного гидроксида тетраамминникеля. Предложенным методом получены образцы $Ni(OH)_2$ и изучены электрохимические свойства путем гальвостатического зарядно-разрядного циклирования в режиме аккумулятора и суперконденсатора. Показано, что высококристаллический гидроксид никеля не может использоваться в аккумуляторах в связи с низкой электрохимической активностью. В тоже время высококристаллический гидроксид никеля проявляет высокие удельные характеристики в режиме суперконденсатора. Максимально достигнутые ёмкости составляют 120,4 мА*час/г и 276 Ф/г.

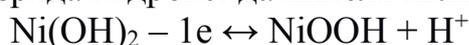
Запропоновано одержання висококристалічного бета гідроксиду нікелю методом «викручування»: повільного (протягом 6 місяців) випаровування аміаку й розпаду комплексного гідроксиду тетраамінінікелю. Запропонованим методом отримані зразки $Ni(OH)_2$ і вивчені електрохімічні властивості шляхом гальвостатичного зарядно-розрядного циклювання в режимі акумулятора й суперконденсатора. Показано, що висококристалічний гідроксид нікелю не може використовуватися в акумуляторах у зв'язку з низькою електрохімічною активністю. У теж час високок-

ристалічний гідроксид нікелю проявляє високі питомі характеристики в режимі суперконденсатора. Максимально досягнуті ємності становлять 120,4 мА*година/г і 276 Ф/г.

It was proposed synthesis of the nickel hydroxide with high crystallinity by decomposition method: slow (during 6 month) avaporation of ammonia with destruction of tetraamminnickel hydroxide complex. Nichel hydroxide samples has been obtained by proposed method and its electrochemical properties have been investigate by galvanostatic charge-discharge cycling in accumulator and supercapacitor mode. It was shown high-crystal nickel hydroxide cannot be used in secondary cell due to low electrochemical activity. But high-crystal nickel hydroxide have high specific parameter in the supercapacitor mode. Highest specific capacities are 120,4 mA*h/g and 276 F/g.

В последнее время в связи с бурным развитием техники возникла острая необходимость в усовершенствовании химических источников тока с целью улучшения их характеристик. Одними из широко используемых источников тока являются щелочные аккумуляторы с окисноникелевым электродом. При этом параметры аккумулятора определяются характеристиками окисноникелевого электрода, и соответственно характеристиками активного вещества – гидроксида никеля. Другим типом химических источников тока являются суперконденсаторы, способные заряжаться и разряжаться большими токами. Среди них наиболее перспективными являются гибридные и суперконденсаторы, один из электродов которого (нефарадеевский) работает на заряде-разряде ДЭС, а второй электрод (фарадеевский) работает на основе протекания быстрых электрохимических реакций. Как фарадеевский электрод суперконденсатора часто используется окисноникелевый электрод. Одним из важнейших параметров, влияющих на работу окисноникелевого электрода, является кристалличность Ni(OH)₂, используемого в качестве активного вещества. При этом требования к гидроксиду никеля как активному веществу ХИТ, очень различно для аккумуляторов и суперконденсаторов.

Для аккумуляторов существенной характеристикой является коэффициент использования, т.к. процесс заряда-разряда происходит достаточно медленно, и частица гидроксида никеля должна максимально проработаться по глубине. Так реакция заряда-разряда гидроксида никеля является твёрдофазной



ее скорость определяется скоростью переноса H⁺ и переноса электрона. А перенос H⁺ по твердой частице существенно зависит от кристаллической структуры вещества.

Суперконденсаторы работают при высоких плотностях тока, и соответственно электрохимический процесс локализуется на поверхности частицы или в тонком поверхностном слое. В этом случае требуется использовать гидроксид никеля с частицами небольшого размера с высокой удельной поверхностью. При этом, если при высоких скоростях заряда-разряда глубина проникновения процесса увеличится, резко возрастёт удельная ёмкость вещества. А глубина проникновения электрохимического процесса снова определяется скоростью переноса H⁺ в твёрдой фазе, которая зависит от кристаллической структуры.

Однако единой точки зрения на влияние кристалличности на электрохимические характеристики гидроксида никеля не существует. При этом основ-

ной причиной является сложность получения образцов определённой кристалличности, особенно высококристаллических образцов. Для выяснения влияния кристалличности $\text{Ni}(\text{OH})_2$ на его электрохимические характеристики необходимо получить гидроксид никеля с максимально высокой кристалличностью.

Гидроксид никеля для ХИТ может быть получен различными методами: прямым и обратным синтезом, золь-гель методом, методом гомогенного осаждения (гидролизом мочевины), электрохимическим синтезом [2-7]. При этом кристалличность полученных образцов различна, но не является очень большой. По данным Вассермана [1] образование $\text{Ni}(\text{OH})_2$ протекает в две стадии: образование первичной аморфной частицы и её постепенная кристаллизация. Такой механизм формируется из-за того, что скорость образования зародышей $\text{Ni}(\text{OH})_2$ на несколько порядков превышает скорость роста кристалла. При этом процесс кристаллизации сложно управляем и зависит от множества факторов (температуры, состава маточного раствора, времени кристаллизации). Кристалличность образцов гидроксида, полученных указанными методами, не очень высокая.

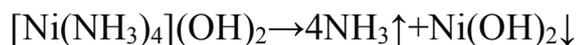
Цель исследований.

Разработать метод получения гидроксида никеля максимальной кристалличности, получить образец $\text{Ni}(\text{OH})_2$ и изучить его характеристики.

Методика исследований.

Для получения гидроксида никеля высокой кристалличности было предложено использовать следующий ход: замедлить скорость образования зародышей до такой степени, чтобы она стала сопоставимой со скоростью кристаллизации. При условии успешной реализации этой идеи можно подобрать условия, при которых стадия образования первичной аморфной частицы не будет протекать и сразу будет образовываться кристаллическая форма гидроксида. При этом образование сразу кристаллической формы можно визуальным образом контролировать.

Для реализации вышеописанной стратегии нами предложено использовать метод очень медленного разложения комплекса никеля. В предложенном нами методе $\text{Ni}(\text{OH})_2$ образовывался при разложении гидроксида тетраамминникеля по реакции:



По аналогии с производством глинозема данный метод получил название метод «выкручивания». Раствор гидроксида тетраамминникеля был получен при добавлении 25% водного раствора аммиака к раствору сульфата никеля. Вначале выпадал осадок салатно-яблочного цвета, который потом растворялся с образованием сиреневого раствора. Для процесса получения водный раствор комплекса заливали в узкогорлую плоскодонную колбу, которая закрывалась пробкой с вставленной стеклянной трубкой, закрытой целлюлозной мембраной, через которую медленно испарялся аммиак. Для получения $\text{Ni}(\text{OH})_2$ с максимальной кристалличностью испарение аммиака проводилось в течении 6 месяцев.

Синтезированные образцы проходили последующую обработку по схеме: первая сушка (80 °C) → размол → рассев на сите 71 мкм → отмывка от

растворимых солей в дистиллированной воде в течении суток → фильтрование и вторая сушка.

Для оценки кристалличности получаемого гидроксида никеля были сняты рентгеновские дифрактограммы в монокроматическом $\text{Co K}\alpha$ -излучении с помощью автоматизированного рентгеновского дифрактометра ДРОН-3.

Электрохимические свойства в виде удельных емкостей изучались путем гальваностатического зарядно-разрядного циклирования как в режиме аккумулятора, так и в режиме суперконденсатора. В качестве образца для сравнения использовали образец, производимый фирмой «Bohemia», который использовался на аккумуляторном заводе в г. Луганск.

Зарядно-разрядное циклирование в режиме аккумулятора проводили в специально разработанной модели аккумулятора. Рабочий электрод: основа – никелевая сетка на никелевой фольге; активная масса – 81 % гидроксида, 16 % графита, 3 % ПТФЭ. Электролит – 6 М КОН. Противозлектрод – кадмиевый, с существенно большей ёмкостью. Электрод сравнения – насыщенный хлорсеребряный. Заряд осуществлялся в 10-ти часовом режиме с 10% перезарядом, разряд осуществлялся до достижения потенциала рабочего электрода «0» мВ. Разрядная кривая записывалась на компьютер с помощью цифрового мультиметра UT-17. По результатам циклирования рассчитывали удельную емкость $Q_{\text{уд}}^{\text{ак}}$ (мА*час/г).

Зарядно-разрядное циклирование в режиме суперконденсатора проводили в ячейке ЯСЭ-2 на потенциостате ПИ-50-1 с программатором ПР-6, запись зарядных и разрядных кривых осуществлялась на компьютер с помощью АЦП Р-8. Рабочий электрод – пеноникель, противозлектрод – никелевая сетка; состав активная масса аналогичен предыдущему. Электролит – 6 М КОН. Электрод сравнения – насыщенный хлорсеребряный. Заряд-разряд проводили при плотностях тока 10, 20, 40, 80 и 120 мА/см², по 10 циклов на каждую плотность тока. По результатам циклирования рассчитывали удельную емкость $Q_{\text{уд}}^{\text{ск}}$ (мА*час/г) и $C_{\text{уд}}^{\text{ск}}$ (Ф/г).

Обсуждение результатов

Результаты синтеза.

Визуальное наблюдение на протяжении всего периода получения гидроксида никеля путём разложения комплекса – гидроксида тетрааминникеля – показала, что $\text{Ni}(\text{OH})_2$ образуется сразу в кристаллической форме на дне и частично стенках колбы. В то время как при обычном осаждении гидроксид никеля образуется в виде гидрофильного гелеобразного осадка. Таким образом методом выкручивания удалось экспериментально снизить скорость образования зародышей гидроксида никеля и предотвратить образование первичных аморфных частиц.

Дифрактограмма полученного $\text{Ni}(\text{OH})_2$, представлена на рис. 1.

Дифрактограмма показывает, что образовавшийся гидроксид является очень высоко кристаллическим $\beta\text{-Ni}(\text{OH})_2$, что объясняется прямой кристаллизацией. Исключение стадии образования аморфной частицы доказывается изменением характера вещества: образующийся гидроксид выпадает в виде кри-

сталлического чешуевидного, а не в виде гидрофильного гелеобразного осадка. Полученный таким методом $\text{Ni}(\text{OH})_2$ может быть использован как эталон высококристаллического бета-гидроксида.

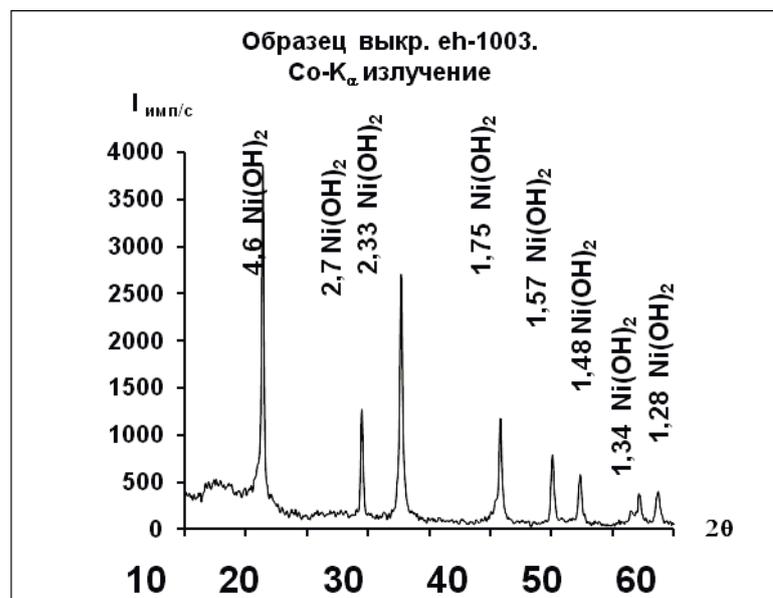


Рис.1 Дифрактограмма высококристаллического $\text{Ni}(\text{OH})_2$ полученного выкручиванием.

Изучение электрохимических свойств высокристаллического образца гидроксида никеля.

Данные по удельной ёмкости и коэффициенту использования высококристаллического образца гидроксида никеля и промышленного эталонного образца в режиме аккумулятора, приведены на рис. 2.

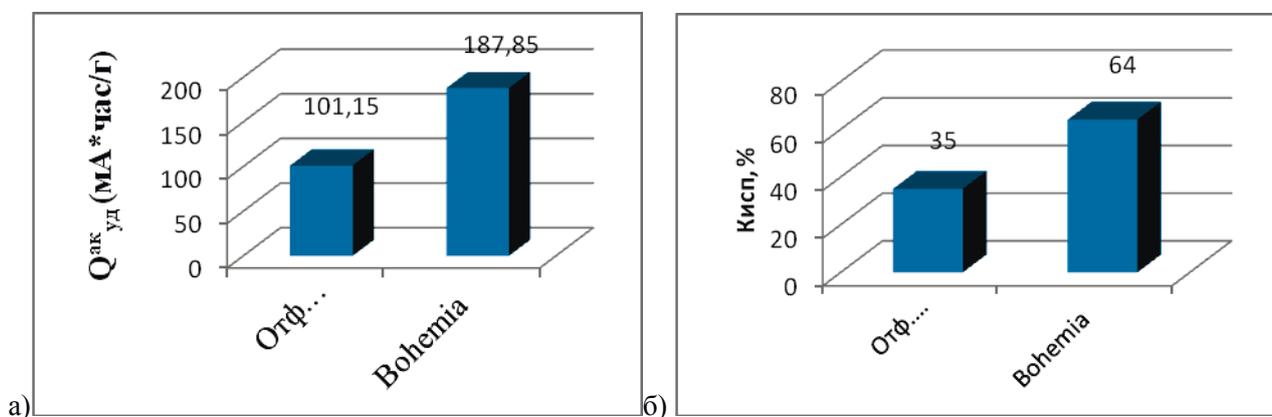


Рис.2. Электрохимические свойства высококристаллического $\text{Ni}(\text{OH})_2$ и промышленного образца, в режиме аккумулятора: а) $Q_{уд}^{ак}$ (МА*час/Г), б) Кисп

Анализ графиков показывает, что электрохимические характеристики высококристаллического образца гидроксида в качестве активного вещества ак-

кумулятора являются очень низкими, даже по сравнению с промышленным образцом гидроксида. Это можно объяснить тем, что скорость диффузии H^+ в крупных, более идеальных, кристаллах будет ниже, чем в более мелких и дефектных кристаллах. Следовательно, в аккумуляторах нельзя использовать $Ni(OH)_2$ высокой кристалличности.

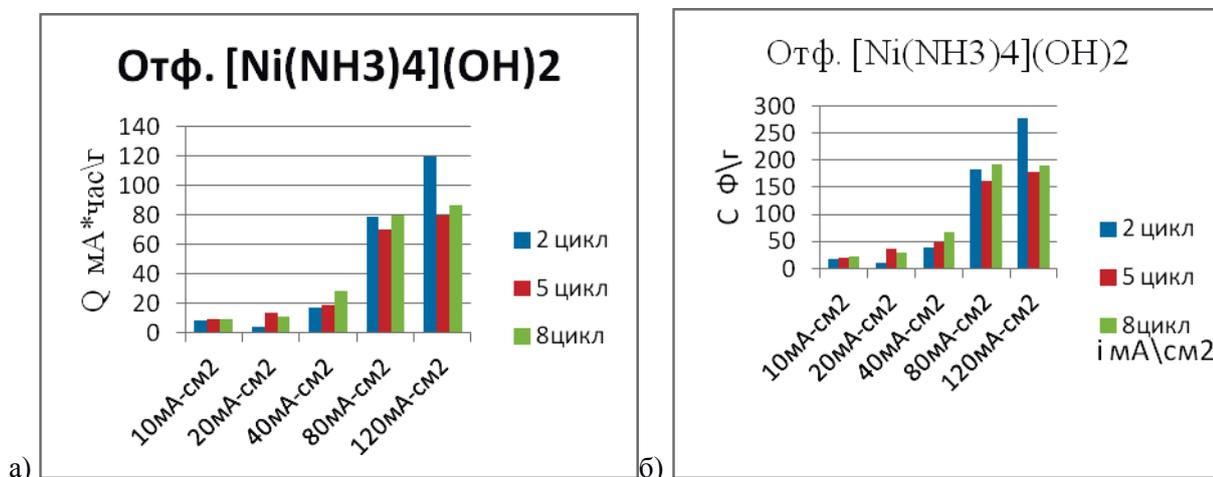


Рис.2 Электрохимические свойства высококристаллического $Ni(OH)_2$ в режиме суперконденсатора при различных плотностях тока для разных номеров цикла: а) $Q_{уд}^{ак}$ (мА*час/г), б) $C_{уд}^{ск}$ (Ф/г)

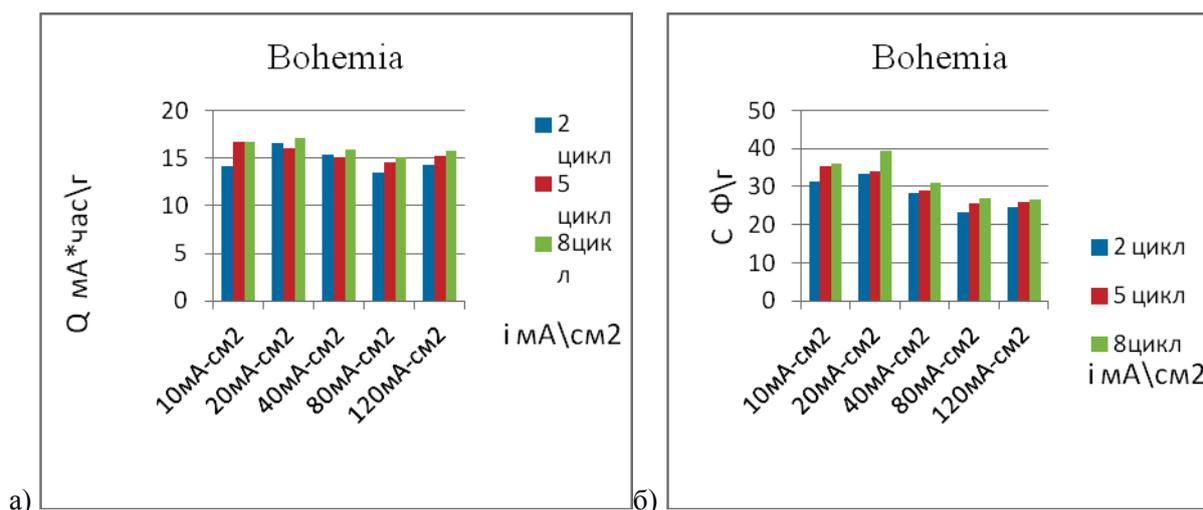


Рис.3 Электрохимические свойства промышленного образца $Ni(OH)_2$ в режиме суперконденсатора при различных плотностях тока для разных номеров цикла: а) $Q_{уд}^{ак}$ (мА*час/г), б) $C_{уд}^{ск}$ (Ф/г)

Результаты гальваностатического циклирования образцов в режиме суперконденсатора приведены на рис. 2 (для высококристаллического образца) и рис. 3 (для промышленного образца). Анализ показывает, что промышленный образец имеет малую удельную ёмкость при низких плотностях тока (10 мА/см²), при повышении плотности тока до 120 мА/см² ёмкость даже немного

снижается, что характерно для промышленного гидроксида никеля. В тоже время высокористаллический образец показывает другое поведение. При низких плотностях тока емкости высококристаллического образца составляют сопоставимы с емкостями промышленного образца. Однако при повышении плотности тока емкость резко возрастает с 9,5 мА*час/г до 120,4 мА*час/г и с 21,4 Ф/г до 276 Ф/г. Это можно объяснить эффектом распада агломератов частиц на более мелкие с обнажением и увеличением активной поверхности. Таким образом можно утверждать, что высококристаллический гидроксид никеля может использоваться в суперконденсаторах, если его частицы при циклировании смогут распадаться на более мелкие.

Выводы

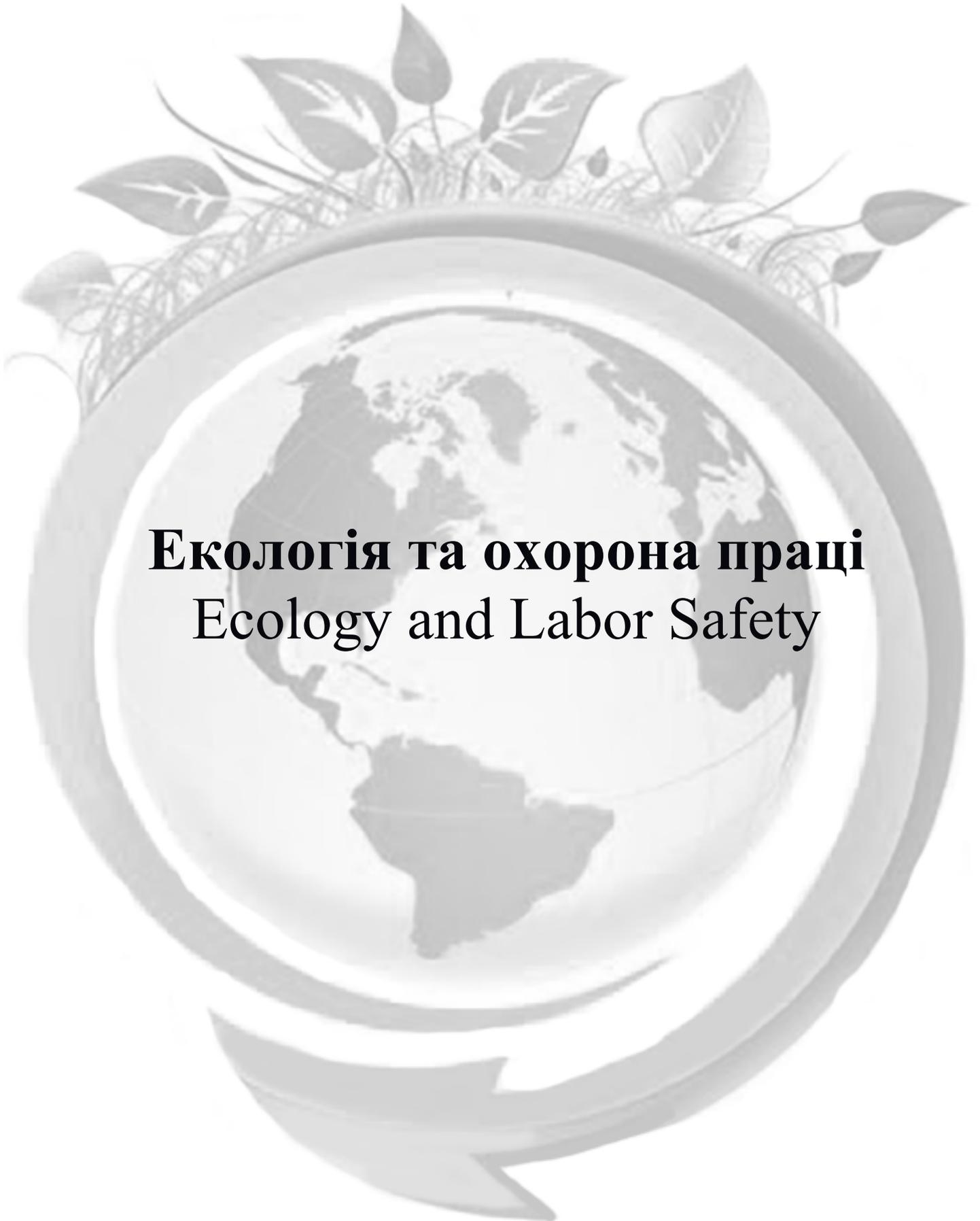
1. Нами предложен метод получения высококристаллического бета гидроксида никеля методом «выкручивания»: медленного (в течении 6 месяцев) улетучивания аммиака и распада комплексного гидроксида тетраамминникеля.

2. Изучены электрохимические свойства высококристаллического гидроксида никеля в сравнении с промышленным образцом в режиме аккумулятора и суперконденсатора. Показано, что высококристаллический гидроксид никеля не может использоваться в аккумуляторах в связи с низкой электрохимической активностью. В тоже время высококристаллический гидроксид никеля проявляет высокие удельные характеристики в режиме суперконденсатора.

Список литературы

1. Вессерман И. М. Химическое осаждение из растворов. – Л.: Химия, 1980 – 208 с.
2. Chen. J. Nickel hydroxide as an active material for the positive electrode in rechargeable alkaline batteries / Brandhurst D. H., Dou S. X., Zin H. K. // Journal of The Electrochemical Society – 1999. – 146, № 10. – p. 3606 – 3612.
3. Hevanandapt. Synthesis of nonosited α – nickel hydroxide by a sonochemical method. / Kolytyn Yu., Gedanken A // Nano Lett. - № 5, 2001. - с. 263 – 266
4. Jayashree R.S. Factors governing the electrochemical synthesis of α -nickel (II) hydroxide / Jayashree R.S., Vishnu Kamath P. // Journal of Applied Electrochemistry – 1999, №29. – p. 449-454.
5. Kotok V.A. Electrochemical obtaining of Ni(OH)₂ from sulphate solution by flowing slit diafragn electrolyzer. / Kotok V.A., Kovalenko V.L., Malishev V.V. // RSE-SEE: 1st regional symposium on electrochemistry of South-East Europe. Book of abstracts. – Rovinj, Croatia. – 2008. – p. 201-203.
6. Van der Ven A. Phase Stability of Nickel Hydroxides and Oxyhydroxides / Van der Ven A., Morgan D., Meng Y. S., Ceder G. // Journal of The Electrochemical Society. – 2006. – № 153 (2). – p. A210-A215.
7. Wang Xianyou Electrochemical study of nanostructured multiphase nickel hydroxide / Wang Xianyou, Sebastian P.J., Millan Ari-Carman, Parkhutik P.V., Gamboa S.A. // Journal of New Materials for Electrochemical Systems. – 2005. - № 8. – p. 101-108.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 21.01.2015*



Екологія та охорона праці
Ecology and Labor Safety

УДК 519.6

© Н.Н. Беляев, П.Б. Машихина, Л.Я. Мунтян

ОЦЕНКА УРОВНЯ ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРЫ ПРИ АВАРИИ НА ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

Предложен метод расчета загрязнения атмосферы при авариях на железнодорожном транспорте. Метод базируется на численном интегрировании уравнения для потенциала скорости и уравнения массопереноса. Для численного интегрирования моделирующих уравнений используются неявные разностные схемы. Представлены результаты вычислительного эксперимента.

Запропоновано метод розрахунку забруднення атмосфери при аваріях на залізничному транспорті. Метод базується на чисельному інтегруванні рівняння для потенціалу швидкості і рівняння масопереносу. Для чисельного інтегрування моделюючих рівнянь використовуються неявні різницеві схеми. Представлені результати обчислювального експерименту.

The method of calculation of the atmosphere pollution after accidents at the rail way was developed. A method is based on numeral integration of the equation of potential flow and equation of admixture dispersion. To solve the modeling equations the implicit schemes are used. Results of the numerical simulations are presented.

Актуальность. В случае аварий на железнодорожном транспорте может происходить интенсивная эмиссия химически опасных веществ в атмосферу (рис.1). Поэтому возникает важная задача по оценке уровня загрязнения примыкающей территории в случае чрезвычайных ситуаций на транспорте.



Рис. 1. Авария на железной дороге.

Для решения этой задачи используется два подхода. Первый подход – это применение нормативной методики, которая основывается на использовании ряда эмпирических зависимостей. Кроме данной методики, в ряде случаев, используется методика ОНД-86 [2]. Расчетные зависимости перечисленных методик не учитывают метеофакторы. Второй подход – это применение аналитических моделей и моделей типа Гаусса [2]. Однако такие модели не могут быть использованы для прогноза загрязнения атмосферы в масштабе «microscale», когда обязательно необходим учет влияния препятствий на формирование зоны загрязнения в атмосфере. Поэтому актуальной задачей является разработка эффективных методов прогноза аварийного загрязнения атмосферы и в частности для масштаба «microscale».

Целью данной работы является разработка CFD модели для оперативного прогноза уровня загрязнения атмосферы при аварийных выбросах на железнодорожном транспорте.

Математическая модель. Для моделирования процесса рассеивания опасных веществ в атмосфере используется уравнение переноса примеси [1-4]:

$$\frac{\partial C}{\partial t} + \frac{\partial uC}{\partial x} + \frac{\partial vC}{\partial y} + \sigma C = \operatorname{div}(\mu \operatorname{grad} C) + \sum_{i=1}^N Q_i(t) \delta(x - x_i) \delta(y - y_i), \quad (1)$$

где C – концентрация опасного вещества; σ – коэффициент, учитывающий химический распад загрязнителя; u, v – компоненты вектора скорости воздушного потока; $\mu = (\mu_x, \mu_y)$ – коэффициенты атмосферной турбулентной диффузии; Q – интенсивность выброса опасного вещества; $\delta(x - x_i) \delta(y - y_i)$ – дельта-функция Дирака; x_i, y_i – координаты источника эмиссии; t – время.

Постановка краевых условий для данного уравнения рассмотрена в работе [1]. Для моделирования аэродинамики воздушных потоков при обтекании вагонов, цистерн на дороге используется модель потенциального течения [3]:

$$\frac{\partial^2 P}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 P}{\partial y^2} = 0, \quad (2)$$

где P – потенциал скорости.

Таким образом, на базе уравнения (2) моделируется поле ветрового потока с учетом обтекания препятствий. Для численного интегрирования уравнения (2) используется метода условной аппроксимации [5]. Поэтому уравнение для потенциала скорости записывается в эволюционном виде с последующим расщеплением на два дробных шага. Разностные уравнения на каждом дробном шаге имеют вид:

$$\frac{P_{i,j}^{n+\frac{1}{2}} - P_{i,j}^n}{\Delta t} = \left[\frac{-P_{i,j}^{n+\frac{1}{2}} + P_{i-1,j}^{n+\frac{1}{2}}}{\Delta x^2} \right] + \left[\frac{-P_{i,j}^{n+\frac{1}{2}} + P_{i,j-1}^{n+\frac{1}{2}}}{\Delta y^2} \right],$$

$$\frac{P_{i,j}^{n+1} - P_{i,j}^{n+\frac{1}{2}}}{\Delta t} = \left[\frac{P_{i+1,j}^{n+1} - P_{i,j}^{n+1}}{\Delta x^2} \right] + \left[\frac{P_{i,j+1}^{n+1} - P_{i,j}^{n+1}}{\Delta y^2} \right].$$

Значение потенциала скорости, на каждом шаге расщепления, рассчитывается по формулам:

$$P_{i,j}^{n+\frac{1}{2}} = P_{i,j}^n + \Delta t \cdot \left[\frac{-P_{i,j}^{n+\frac{1}{2}} + P_{i-1,j}^{n+\frac{1}{2}}}{\Delta x^2} \right] + \left[\frac{-P_{i,j}^{n+\frac{1}{2}} + P_{i,j-1}^{n+\frac{1}{2}}}{\Delta y^2} \right],$$

$$P_{i,j}^{n+1} = P_{i,j}^{n+\frac{1}{2}} + \Delta t \cdot \left[\frac{P_{i+1,j}^{n+1} - P_{i,j}^{n+1}}{\Delta x^2} \right] + \left[\frac{P_{i,j+1}^{n+1} - P_{i,j}^{n+1}}{\Delta y^2} \right].$$

Рассмотрим построение неявной разностной схемы для численного интегрирования уравнения (1) [1, 3].

Производную за временем аппроксимируем разделенной разностью «назад»:

$$\frac{\partial C}{\partial t} \approx \frac{C_{ij}^{n+1} - C_{ij}^n}{\Delta t}.$$

Конвективные производные запишем в виде:

$$\frac{\partial u C}{\partial x} = \frac{\partial u^+ C}{\partial x} + \frac{\partial u^- C}{\partial x}; \quad \frac{\partial v C}{\partial y} = \frac{\partial v^+ C}{\partial y} + \frac{\partial v^- C}{\partial y};$$

$$u^+ = \frac{u + |u|}{2}; \quad u^- = \frac{u - |u|}{2}; \quad v^+ = \frac{v + |v|}{2}; \quad v^- = \frac{v - |v|}{2}.$$

Аппроксимируем конвективные производные разделенными разностями «против потока» на верхнем временном слое следующим образом:

$$\frac{\partial u^+ C}{\partial x} \approx \frac{u_{i+1,j}^+ C_{ij}^{n+1} - u_{ij}^+ C_{i-1,j}^{n+1}}{\Delta x} = L_x^+ C^{n+1},$$

$$\frac{\partial u^- C}{\partial x} \approx \frac{u_{i+1,j}^- C_{i+1,j}^{n+1} - u_{ij}^- C_{ij}^{n+1}}{\Delta x} = L_x^- C^{n+1}, \text{ и т.д.}$$

Для аппроксимации вторых производных используются такие зависимости:

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(\mu_x \frac{\partial C}{\partial x} \right) \approx \mu_x \frac{C_{i+1,j}^{n+1} - C_{ij}^{n+1}}{\Delta x^2} - \mu_x \frac{C_{ij}^{n+1} - C_{i-1,j}^{n+1}}{\Delta x^2} = M_{xx}^- C^{n+1} + M_{xx}^+ C^{n+1} \text{ и т.д.}$$

В данных зависимостях $L_x^+, L_x^-, L_y^+, L_y^-, M_{xx}^+, M_{xx}^-, M_{yy}^+, M_{yy}^-$ – условные обозначения разностных операторов. Используя эти обозначения, запишем разностную аппроксимацию уравнения переноса при его расщеплении на ряд шагов:

на первом шаге расщепления $k = \frac{1}{4}$:

$$\begin{aligned} & \frac{C_{ij}^{n+k} - C_{ij}^n}{\Delta t} + \frac{1}{2} (L_x^+ C^k + L_y^+ C^k) + \frac{\sigma}{4} C_{ij}^k = \\ & = \frac{1}{4} (M_{xx}^+ C^k + M_{xx}^- C^n + M_{yy}^+ C^k + M_{yy}^- C^n) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4}; \end{aligned}$$

на втором шаге расщепления $k = n + \frac{1}{2}$, $c = n + \frac{1}{4}$:

$$\begin{aligned} & \frac{C_{ij}^k - C_{ij}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2} (L_x^- C^k + L_y^- C^k) + \frac{\sigma}{4} C_{ij}^k = \\ & = \frac{1}{4} (M_{xx}^- C^k + M_{xx}^+ C^c + M_{yy}^- C^k + M_{yy}^+ C^c) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l; \end{aligned}$$

на третьем шаге расщепления $k = n + \frac{3}{4}$, $c = n + \frac{1}{2}$:

$$\begin{aligned} & \frac{C_{ij}^k - C_{ij}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2} (L_x^+ C^k + L_y^- C^k) + \frac{\sigma}{4} C_{ij}^k = \\ & = \frac{1}{4} (M_{xx}^- C^c + M_{xx}^+ C^k + M_{yy}^- C^k + M_{yy}^+ C^c) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l; \end{aligned}$$

на четвертом шаге расщепления $k = n + 1$, $c = n + \frac{3}{4}$:

$$\begin{aligned} & \frac{C_{ij}^k - C_{ij}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2} (L_x^- C^k + L_y^+ C^k) + \frac{\sigma}{4} C_{ij}^k = \\ & = \frac{1}{4} (M_{xx}^- C^k + M_{xx}^+ C^c + M_{yy}^- C^c + M_{yy}^+ C^k) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l. \end{aligned}$$

Расчёт неизвестного значения концентрации C на каждом дробном шаге рассмотренной разностной схемы, осуществляется по явной формуле бегущего счёта. Это обеспечивает простую программную реализацию данной численной модели и численной модели для расчета поля ветрового потока в масштабе «microscale».

Программная реализация разработанных численных моделей осуществлена с помощью алгоритмического языка FORTRAN.

Для проведения вычислительного эксперимента на базе построенной CFD модели необходимо задать профиль скорости ветра, положение препятствий (вагоны, цистерны), место аварийного разлива (выброса), интенсивность эмиссии химически опасного вещества, продолжительность эмиссии.

Практическая реализация модели. На основе данных разностных схем разработана компьютерная модель, реализованная в виде программы «Emission 2». Данная программа ориентирована на решение таких задач:

1. Прогноз уровня загрязнения атмосферы при аварийных разливах на железной дороге.
2. Прогноз уровня загрязнения атмосферы при аварийных утечках токсичных газов на железной дороге.
3. Прогноз уровня загрязнения атмосферы при залповых выбросах на железной дороге.

Время расчета на основе разработанной численной модели составляет порядка 10 с.

На рис.2,3, в качестве иллюстрации, представлены результаты расчета зоны загрязнения атмосферы при аварийном разливе синильной кислоты на вокзале, где на соседних путях расположены 3 состава.

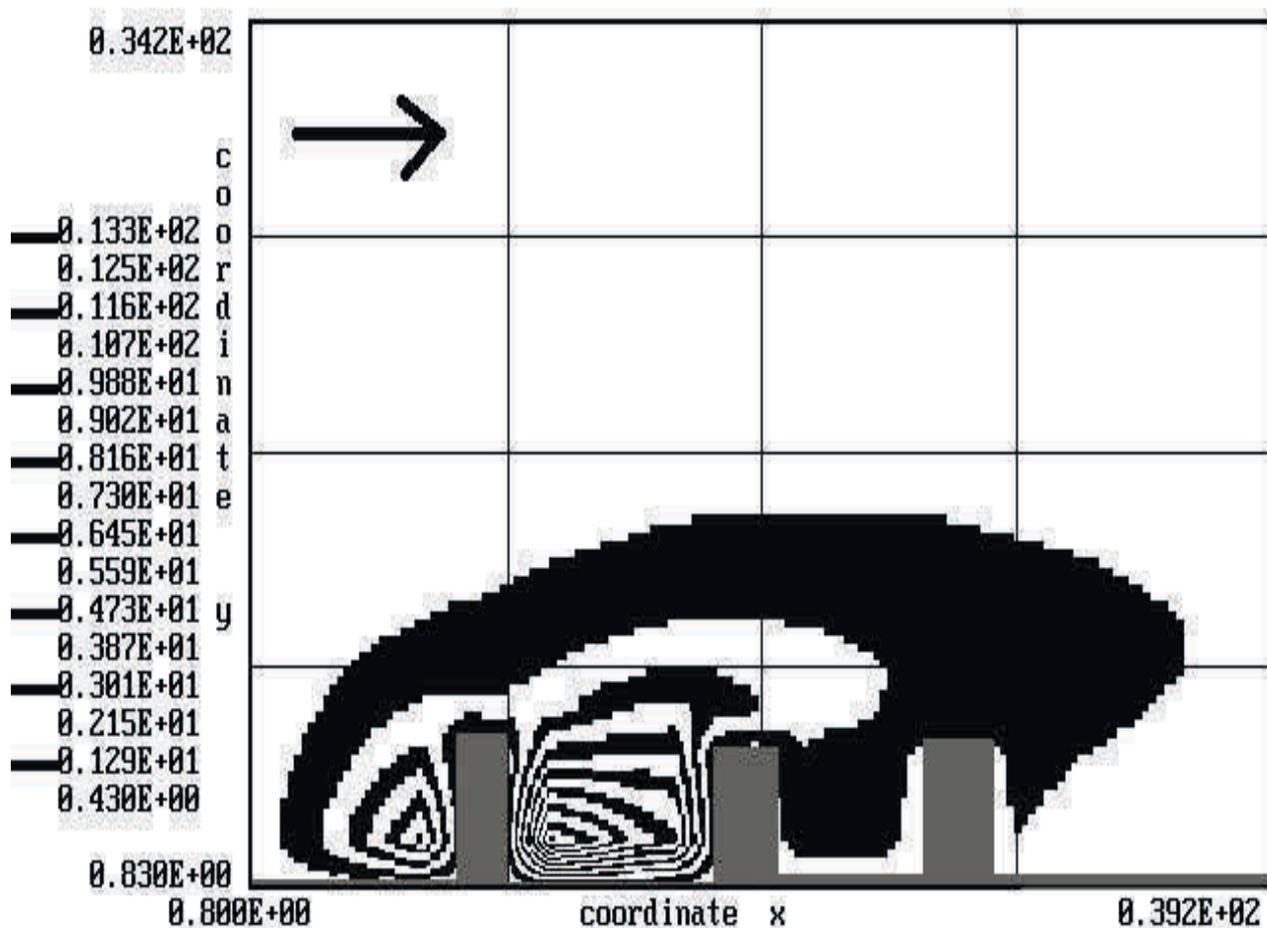


Рис. 2. Зона загрязнения для момента времени $t=8$ сек.

Как видно из данных рисунков на магистрали формируется сложная по форме зона загрязнения. Между составами образуются застойные зоны. Это значит, что нахождение людей в этих зонах – крайне опасно. Из приведенных рисунков также видно, что часть токсичного вещества, в виде «языка» распространяется над составами, вызывая загрязнения прилегающих к железной дороге районов.

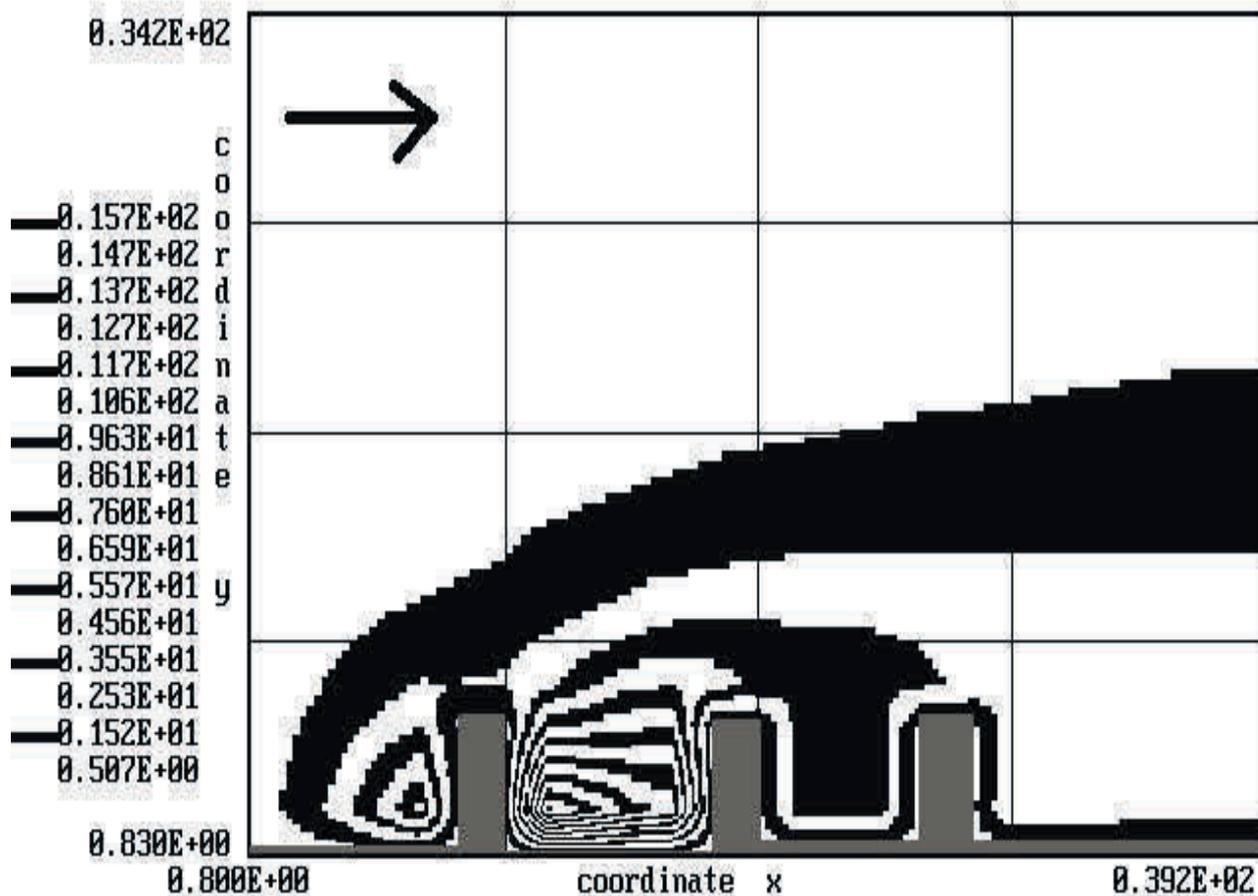


Рис. 3. Зона загрознення для моменту времени $t=45$ сек.

Выводы. В работе рассмотрена численная модель, которая может быть использована для экспресс расчета динамики загрязнения атмосферного воздуха при аварийных ситуациях. Дальнейшее совершенствование данного направления следует проводить в направлении создания 3D модели для расчета рассеивания примеси в атмосфере.

Список литературы

1. Беляев Н. Н. Защита зданий от проникновения в них опасных веществ: Монография / Н. Н. Беляев, Е. Ю. Гунько, Н. В. Росточило. – Д.: «Акцент ПП», 2014. – 136 с.
2. Берлянд М. Е. Прогноз и регулирование загрязнения атмосферы / М. Е. Берлянд. – Л.: Гидрометеоиздат, 1985. – 273 с.
3. Численное моделирование распространения загрязнения в окружающей среде / М. З. Згуровский, В. В. Скопецкий, В. К. Хрущ, Н. Н. Беляев. – К.: Наук. думка, 1997. – 368 с.
4. Марчук Г. И. Математическое моделирование в проблеме окружающей среды / Марчук Г. И. – М.: Наука, 1982. – 320 с.
5. Самарский А. А. Теория разностных схем / Самарский А. А. – М.: Наука, 1983. – 616 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.
Надійшла до редакції 15.01.2015*

ЕКОЛОГІЧНА НЕБЕЗПЕКА ГІРНИЧИХ ВІДХОДІВ ЛІКВІДОВАНИХ ШАХТ ЧЕРВОНОГРАДСЬКОГО ГІРНИЧОПРОМИСЛОВОГО РЕГІОНУ

Досліджено рівні екологічної небезпеки відходів ліквідованих шахт. Розроблено комплекс заходів спрямованих на підвищення ефективності поводження з гірничими відходами.

Исследованы уровни экологической опасности отходов ликвидированных шахт. Разработан комплекс мероприятий, направленных на повышение эффективности обращения с горными отходами.

The levels of ecological danger of wastes from the liquidated mines were studied. The complex of measures targeted on the efficiency improvement of mining wastes treatment was developed.

Вступ. Проблеми накопичення та утилізації відходів вугледобувних підприємств з кожним роком набувають все більшої актуальності. При підземному видобутку вугілля, в середньому, на кожен тону видобутого вугілля припадає 110-150 м³ пустих порід, які піднімаються на поверхню. На кожну тисячу тонн збагачення вугілля припадає 100-120 м³ відвальних порід. В результаті багаторічного видобутку вугілля накопичено понад 8 млрд. т відходів, які розміщуються на земній поверхні і є екологічно небезпечними для навколишнього середовища. На теперішній час існує понад 900 породних відвалів, четверта частина яких активно горить або має осередки самозаймання. Породними відвалами зайнято площу понад 150 тис. га [1].

Більшість відвалів розміщуються на відкритій поверхні і тому породна маса підпадає під вплив факторів навколишнього середовища, зокрема атмосферних опадів, перепадів тиску, температур, циркуляції повітряних мас тощо. В результаті на тілі відвалу формуються вимоїни, провали, щілини, якими стікають атмосферні опади, що несуть у собі розчинені хімічні компоненти з поверхні відвалу. Кліматичні зміни провокують процеси фізичного, хімічного та біологічного вивітрювання породних мас. Спостерігається винесення твердих речовин у вигляді дрібнодисперсних часток. Поступово породний відвал перетворюється з відокремленого нагромадження породної маси на компонент навколишнього середовища, який постійно негативно впливає на перебіг фізико-хімічних, біологічних та екологічних процесів на місці свого розташування [2-4].

Активне виділення агресивних речовин з породних відвалів призводить до значного послаблення екологічної рівноваги на територіях розміщення відходів. Не менш серйозною проблемою є неконтрольовані зміни стану самих відвалів, спричинені внутрішніми та зовнішніми чинниками. При цьому, близько 80% відвалів пройшли стадію самозаймання і горіння, або все ще горять. При відкритому горінні породних відвалів в атмосферне повітря потрапляють оксиди і діоксиди вуглецю, оксиди азоту, сірки та інші забруднюючі речовини.

Слід відмітити, що відходи вуглевидобутку можна вважати техногенними родовищами, придатними для промислового освоєння. Використання промислових відходів дозволяє зменшити їх обсяги з додатковим отриманням корис-

них компонентів та мінімізувати потребу в подальшому видобутку окремих видів мінеральної сировини [5].

Породні відвали є техногенно-створеними небезпечними об'єктами зі складними внутрішніми перетвореннями. Характер та інтенсивність хімічних реакцій всередині відвалів та на їх поверхні обумовлює ступінь небезпеки відходів вуглеводобутку для навколишнього середовища та населення, яке проживає поблизу місця їх розташування. Погіршує цю ситуацію відсутність чітких та обґрунтованих критеріїв оцінки рівнів екологічних ризиків для об'єктів довкілля.

Метою роботи є дослідження екологічної небезпеки відходів вуглевидобувних підприємств та обґрунтування комплексу природоохоронних заходів, які одночасно знижували б забруднення довкілля на територіях розміщення гірничих відходів та не підвищували, у значній мірі, собівартість видобутку вугілля.

Викладення матеріалу та результати досліджень. Дослідження проводилися на території Червоноградського гірничопромислового регіону (ЧГПР). Видобуток вугілля в регіоні проводиться понад 50 років. Басейн хоча і займає незначну територію, але на ній розташована значна кількість вугільних шахт, а також Червоноградська Центральна збагачувальна фабрика (ЧЦЗФ).

За період понад 50 років видобутку вугілля у ЧГПР на гірничих підприємствах накопичилось більше 37 млн. т відходів у вигляді породних відвалів, які призводять до значного забруднення довкілля. Понад 560 га земель в регіоні знаходяться в зоні впливу гірничих підприємств. Під породними відвалами зайнято 137,6 га, що становить близько 25% від загальної площі гірничого відводу.

Таке техногенне навантаження призвело до трансформації природних ландшафтів та їх компонентів, утворення техногенних форм рельєфу та вилучення значних територій родючих земель для розміщення відходів вугледобувних підприємств. На сьогодні в регіоні закрито 3 шахти (№1 «Червоноградська», «Візейська» та № 5 «Великомостівська»), а ще одна з шахт – «Зарічна» готується до ліквідації. Отже, екологічна ситуація в ЧГПР, як і в інших гірничопромислових регіонах України є надзвичайно складною.

Для запобігання самозаймання порід та контролю температурного стану породних відвалів проводили їх температурне обстеження. Спочатку проводили аналіз технічної документації з метою вивчення параметрів та показників відвалу. Потім проводили визначення дослідних ділянок та нанесення їх на топографічний план. Заміри температури поверхні та шару порід проводили за допомогою пірометра та бурових штанг на глибині 0,5-2,5 м. Якщо температура порід на глибині 2,5 м перевищує 80°C, відвал горить і тому необхідно впроваджувати заходи з його гасіння.

Візуальний огляд териконів дозволив виділити на них зони – жовтого, білого кольору та осередки горіння. Зазвичай на границях териконів, де не спостерігається підвищення температури, можна виділити локальні осередки окислення порід. В зонах горіння відбувається виділення парів, в яких крім води міститься – сірчана кислота, вуглекислота та діоксид азоту. В процесі горіння змінюється мінералогічний склад порід, як в осередках горіння, так і поза ним. Навколо таких осередків формуються своєрідні зони, які представлені порода-

ми від природного кольору до бурого і на яких в свою чергу спостерігається наліт сульфатів – жовтого кольору. Далі у напрямку від первинних порід спостерігали зони білого кольору – розвиток білої сульфатної мінералізації.

В результаті дослідження ґрунтів, які межують з породними відвалами, встановлено, що їх кислотність, в зоні впливу породних відвалів, коливається в межах від 4,6 до 7,4. Такий рівень рН вказує на те, що ґрунти за рівнем кислотності в різних точках спостережень змінюються від кислих до лужних. Відомо, що у кислих відвальних породах, при рН 4,0-5,5, мінерали, які містять марганець, цинк, хром свинець й інші елементи, розчиняються сірчаною кислотою і мігрують з поверхневим стоком на прилеглі території. Підвищена кислотність ґрунтів також негативно впливає на рослинний світ, оскільки такі елементи як залізо, алюміній та марганець переходять у легкодоступні для засвоєння рослинами форми, а їх концентрація може досягати токсичного рівня. Надлишок цих металів порушує вуглеводневий та білковий обмін рослин, що зменшує їх врожайність.

Підвищена кислотність ґрунту погіршує фільтраційну здатність, капілярність та його проникність. Щодо інших результатів якісної оцінки стану ґрунтів, необхідно звернути увагу на те, що ґрунти прилеглі до териконів також забруднені сульфатами. Концентрація водорозчинного сульфат-іона коливалася в ґрунтах від 518 до 4219 мг/кг, відповідно спостерігалось перевищення ГДК у 3,2-26,4 рази. Необхідно зазначити, що на шахті «Великомостівська», за виключенням деяких точок спостереження, вміст марганцю та кобальту знаходився на рівні встановлених норм. Наявність хлоридів, у всіх досліджених зразках по шахтах, вказував на засоленість ґрунтів, що також негативно впливає на рослинний світ.

Аналізуючи результати радіологічних досліджень потужності еквівалентної дози зовнішнього гамма-випромінення на породних відвалах, які розташовані в ЧГПР перевищень допустимого рівня не виявлено.

Значну небезпеку для регіону становить процес самозаймання породних відвалів. Згідно статистичної звітності усі породні відвали ЧГПР не горять, але згідно проведених нами температурних зйомок у грудні 2014 року зафіксовано осередки горіння породного відвалу шахти «Червоноградська», де середня температура на глибині 0,5 м становила 75°C, при температурі атмосферного повітря +2°C. Вже протягом декількох років на неробочому породному відвалі закритої шахти «Візейська» є ділянки з температурою 128°C.

В регіоні знаходяться не лише відходи вуглевидобутку, але й відходи збагачення вугілля. Породний відвал ЧЦЗФ займає найбільшу площу серед усіх породних відвалів, його площа сягає 89 га, а висота 68 м. Цей відвал також є небезпечним для довкілля регіону, оскільки вміст важких металів значно перевищує ГДК. Так наприклад, для свинцю у 45,5 рази (ГДК – 6 мг/кг), для міді у 81,3 рази (ГДК – 3 мг/кг), нікелю у 19,8 рази (ГДК – 4 мг/кг) і цинку у 31 раз (ГДК – 2 мг/кг). Також на ньому спостерігаються осередки горіння [6, 7].

Деформаційні процеси, які спостерігаються на породних відвалах шахт характеризуються утворенням в різних частинах териконів вимоїн, ширина

яких коливається від 2 до 4 м, а глибина 1-3,5 м, по яких відбувається пересування породи зверху вниз на відстань до 6 м.

Результати хімічного аналізу води відібраної біля підніжжя породних відвалів вказують на її незадовільний стан. Проведені дослідження дозволяють стверджувати про те, що відбувається міграція шкідливих речовин з поверхні териконів, яка в подальшому продовжується з ґрунтовим стоком і зумовлює забруднення ґрунтів та підземних вод.

Для оцінки токсичності води відібраної біля підніжжя породних відвалів був обраний ростовий тест з використанням біоіндикатору *Allium cepa* L. [8]. Перевагою цього тесту є те, що за його допомогою оцінюються вплив лише водорозчинних компонентів досліджуваних зразків води. Він є простим у проведенні і чутливим при визначенні загальної токсичності води. Показником токсичності виступає ступінь пригнічення росту корінців *Allium cepa* L., оскільки встановлено, що цей процес пригнічується при більш низьких концентраціях токсиканту, ніж проростання рослин.

Для кожного зразка води було підготовлено 12 пробірок, які в подальшому заповнювалися 25 мл досліджуваних зразків води. На кожену пробірку розміщували попередньо підготовлені і очищені від луски цибулини таким чином, щоб їх денце торкалося рідини в пробірці. Кожну добу воду в пробірках міняли на нову. Після двох діб експерименту з кожного варіанту були відкинуті по 2 цибулини з найбільш короткими корінцями. Експеримент тривав 72 годин. Після закінчення експерименту для 10 цибулин визначали довжину кореневої системи (найдовші і найкоротші корінці не враховували). Отже, для кожного із досліджуваних зразків води було пророщено по 12 цибулин, у яких вимірювали від 4 до 30 корінців. Достовірність кожного експерименту була підтверджена трьохкратним відтворенням на 48 пробірках для кожного періоду дослідження. Для визначення токсичності досліджуваних зразків води за ростовим тестом використана методика та оціночна шкала [8].

Результати дослідження опрацьовували з використанням математико-статистичного аналізу, а також було обчислено помилку середнього арифметичного та коефіцієнт Стьюдента.

Результати дослідження морфологічних змін фітоіндикаторів при оцінці токсичності води за 2014 р. наведено в табл. 1.

Отримані дані, виявили достовірну токсичну дію води відібраної біля підніжжя породних відвалів на ростові процеси корінців *Allium cepa* L. у всіх досліджуваних пробах. Виключенням є зразки відібрані на шахті «Надія». Встановлено, що усі ростові процеси корінців біоіндикатора пригнічені у всіх точках спостереження – це вказує на те, що досліджувана вода має токсичні властивості. Найбільші рівні пригнічення кореневої системи спостерігали у пробах підтериконної води відібраних біля підніжжя відвалу ЧЦЗФ, оскільки ростові процеси на цих зразках води взагалі були відсутні. Щодо інших зразків, то можна стверджувати, що рівні пригнічення росту корінців біоіндикатора відрізнялись відносно контролю від 1 до 7 раз. Так, найбільша інтенсивність ростових процесів спостерігалися на зразках підтериконної води відібраних на шахті

«Надія», а найменша – «Лісова» і №5 «Великомостівська». Щодо зразків підтериконної води відібраної на шахті «Надія», то вони достовірно не відрізняються від контролю, оскільки інтенсивність ростових процесів на даному зразку води знаходились на тому ж рівні, що і у контролі.

Таблиця 1

Показники довжини кореневої системи фітоіндикатору *Allium cepa* L. вирощеного на досліджуваних зразках води, відібраної у підніжжя териконів, 2014 р.

Точки відбору проб	Середні значення довжини кореневої системи, $x \pm m$	Достовірність, t
Шахта «Великомостівська»	1,75±0,1	3,55
Шахта «Червоноградська»	1,59±0,08	4,98
Шахта «Лісова»	0,33±0,02	16,3
Шахта «Зарічна»	1,76±0,09	3,61
Шахта «Надія»	2,18±0,1	0,78
Шахта №5 «Великомостівська»**		
- Породний відвал з перегорілою породою (червоний)	0,61±0,03	13,98
- Породний відвал з негорілою породою (чорний)	0,36±0,05	15,06
ЧЦЗФ	*	*
Контроль (відстояна водопровідна вода)	2,3±0,12	-

* ростові процеси у всіх досліджуваних зразках відсутні; ** закрита шахта

Слід відмітити, що формування наземної частини індикаторних рослин при вирощуванні на досліджуваних зразках практично не спостерігались. Результати встановленої токсичності води відібраної у підніжжя породних відвалів Червоноградського гірничопромислового регіону у 2014 р. наведені в табл. 2.

В результаті аналізу даних табл. 2 виявлено, що значення фітотоксичного ефекту коливаються в межах від «слаботоксичного» для шахт «Лісова» та «Надія», до «максимального» для шахт «Лісова», №5 «Великомостівська» та ЧЦЗФ. Такий рівень токсичності підтверджуються хімічними аналізами підтериконної води.

Отже, породні відвали – це одні із найнебезпечніших техногенних об'єктів, які знаходяться на територіях вугледобувних регіонів України. Причому вони постійно призводять до значного забруднення компонентів навколишнього природного середовища.

Слід відмітити, що крім того, що відходи вугільних підприємств є не лише джерелами негативного впливу на навколишнє середовище, але й потенційною сировиною для різних галузей економіки. І тому виникає потреба в вивченні

шляхів використання відходів для виробництва матеріалів для промислового будівництва, ремонту автомобільних доріг, а також для закладки виробленого простору на гірничих підприємствах.

Таблиця 2

Рівні токсичності води відібраної у підніжжя породних відвалів

Точки відбору проб	Рівні пригнічення росту кореневої системи біоіндикатора, %	Рівень токсичності
Шахта «Великомостівська»	24	середній
Шахта «Червоноградська»	31	середній
Шахта «Лісова»	86	максимальний
Шахта «Зарічна»	18	слаботоксичний
Шахта «Надія»	5	слаботоксичний
Шахта №5 «Великомостівська»		
- Породний відвал з перегорілою породою (червоний)	73	високий
- Породний відвал з негорілою породою (чорний)	85	максимальний
ЧЦЗФ	100	максимальний

Для підвищення ефективності управління у сфері поводження з відходами вугледобувних підприємств, у тому числі ліквідованих, необхідно забезпечити:

- проведення інвентаризації та паспортизації відходів на вугільних шахтах та збагачувальних фабриках;
- створення та впровадження нових методів оцінки ризиків забруднення об'єктів навколишнього середовища для збереження здоров'я населення, яке мешкає у вугледобувних регіонах;
- удосконалення санітарних правил щодо поводження з відходами вуглевидобутку;
- зниження ризиків забруднення об'єктів навколишнього середовища на територіях складування відходів шляхом проведення технічної рекультивациі з використанням природних матеріалів;
- формування захисних екранів, які забезпечать захист територій прилеглих до породних відвалів від фільтрації забрудненої води у ґрунти та підземні води;
- удосконалення методики оцінки класу екологічної небезпеки відходів вуглевидобутку за рахунок використання високочутливих методів біоіндикації та біотестування;
- визначення класу небезпеки за стандартними та удосконаленими методами;
- розробка електронних паспортів місць розміщення відходів, які вклю-

чають інформацію про параметри відвалів, вміст корисних компонентів, а також рівні забруднення об'єктів довкілля на прилеглих територіях;

- розробка технологій детоксикації відходів вугледобувної промисловості з використанням природних матеріалів.

- переробка породних відвалів, як техногенних родовищ шляхом вилучення корисних компонентів тощо.

Висновки. Породні відвали на будь-якій стадії свого існування є джерелом підвищеної екологічної небезпеки для об'єктів навколишнього середовища та здоров'я населення. Незначні обсяги використання відходів видобутку корисних копалин та впровадження технологій їх рециклінгу гальмують процеси забезпечення сталого розвитку вугільної галузі України.

На основі проведених досліджень вивчені особливості протікання внутрішніх та зовнішніх фізико-хімічних перетворень, які відбуваються в породних відвалах вугільних шахт. В результаті біоіндикаційних досліджень визначено рівні токсичності води відібраної у підніжжя породних відвалів вугільних шахт, як діючих, так і ліквідованих.

Запропоновано комплекс заходів спрямованих на зменшення негативного впливу породних відвалів на стан навколишнього середовища та умови проживання населення у вугледобувних регіонах.

Список літератури

1. Національна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Україні у 2011 році. – К. : Міністерство екології та природних ресурсів України, LAT & K. – 2012. – 258 с.
2. Павличенко А.В. Екологічна небезпека породних відвалів ліквідованих вугільних шахт / А.В. Павличенко, А.А. Коваленко // Геотехнічна механіка. – 2013. – Вип. 110. – С. 116-123.
3. Кроик, А.А. Оценка загрязнения подземных вод, почвогрунтов в зоне складирования промотходов / А.А. Кроик // Науковий вісник Державної гірничої академії України. – Дніпропетровськ: 2001. – №5. – С.130-131.
4. Pavlychenko, A. The investigation of rock dumps influence to the levels of heavy metals contamination of soil / A. Pavlychenko, A. Kovalenko // Mining of Mineral Deposits. Leiden, The Netherlands : CRC Press / Balkema, 2013. – pp.237-238.
5. Колесник В.Е. Обобщенный алгоритм диверсификации технологий обращения с породными отвалами угольных шахт / В.Е. Колесник, В.В. Федотов, Ю.В. Бучавый / Науковий вісник НГУ. – Дніпропетровськ, 2012. – № 4. С. 138-142.
6. Баранов В.І. Екологічний опис породного відвалу вугільних шахт ЦЗФ ЗАТ „Львівсистеменерго” як об'єкта для озеленення // Вісник Львівського університету. Сер. біол. 2008. – Вип. 46. – С. 172–178.
7. Баранов В.І., Книш І.Б. Хіміко-мінералогічний склад порід відвалу вугільних шахт ЦЗФ “Львівсистеменерго” та їх вплив на проростання насіння // Промислова ботаніка: стан та перспективи розвитку: Матеріали V міжнар. наук. конф. Донецьк: 2007. – С. 36–37.
8. Руденко С.С. Загальна екологія: практичний курс [Текст] : для студ. вузів. . Ч. 1 / С.С. Руденко, С.С. Костишин, Т.В. Морозова. Чернівці : Рута, 2003. – 320 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.
Надійшла до редакції 20.01.2015*

ЗАЩИТА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ТРАНСПОРТИРОВКЕ УГЛЯ

Представлены результаты физического эксперимента по применению разработанного раствора, позволяющего уменьшить интенсивность сноса угольной пыли с угольного штабеля. Эксперименты проведены на модели угольного штабеля. При проведении экспериментов варьировалась величина скорости ветрового потока, обтекающего штабеля. Представлены данные относительно интенсивности уноса пыли с модели угольного штабеля при его обработке предложенным раствором и без обработки раствором.

Представлені результати фізичного експерименту по застосуванню розробленого розчину, що дозволяє зменшити інтенсивність зносу вугільного пилу з вугільного штабеля. Експерименти проведені на моделі вугільного штабеля. При проведенні експериментів варіювалася величина швидкості вітрового потоку, оточуючого штабеля. Представлені дані щодо інтенсивності виносу пилу з моделі вугільного штабеля при його обробці запропонованим розчином і без обробки розчином.

The results of physical experiment on the application of the developed solution that reduces the intensity of the demolition of the coal dust from coal pile. The experiments were performed on a model of a coal pile. In the experiments, vary the speed of the wind flow around the stack. The data relative to the intensity pattern with entrainment of dust coal pile during processing solution and the proposed solution without processing.

Вступление. Как известно при перевозке сыпучих грузов железнодорожным транспортом, происходит сдув мелкодисперсной фракции, что приводит к загрязнению примагистральной территории. Особенно значительное загрязнение окружающей среды происходит при транспортировке угля в полувагонах (рис. 1,2). Например, в районах сухого и жаркого континентального климата при скоростях ветра более 3-4 м/с существенную роль в загрязнении атмосферы играет процесс сдувания пыли с поверхности угля в железнодорожных полувагонах при его транспортировании на большие расстояния. Установлено, что по пути следования железнодорожных составов от г. Экибастуза до г. Караганды (расстояние около 300 км) теряется 3-5 % угля в виде выдуваемой пыли, что может составлять порядка 3-5млн т топлива в год [2]. Кроме этого такая же проблема возникает при складировании угля.

Поэтому возникает важная проблема по уменьшению сдува сыпучего груза с полувагонов. Существуют различные методы по уменьшению такого сдува [1]. Например, при складировании угля можно применять орошение складирование угольного штабеля (рис. 3).

Для уменьшения сноса угля из полувагонов предусматривается установка специальных навесных бортов на стенки полувагона. Другим перспективным направлением по снижению сдува сыпучих грузов является предварительное покрытие поверхности груза специальными растворами [3, 4, 5].

Целью данной работы является экспериментальная проверка эффективности применения разработанного состава для покрытия поверхности угля с целью уменьшения потери сыпучего груза [3].

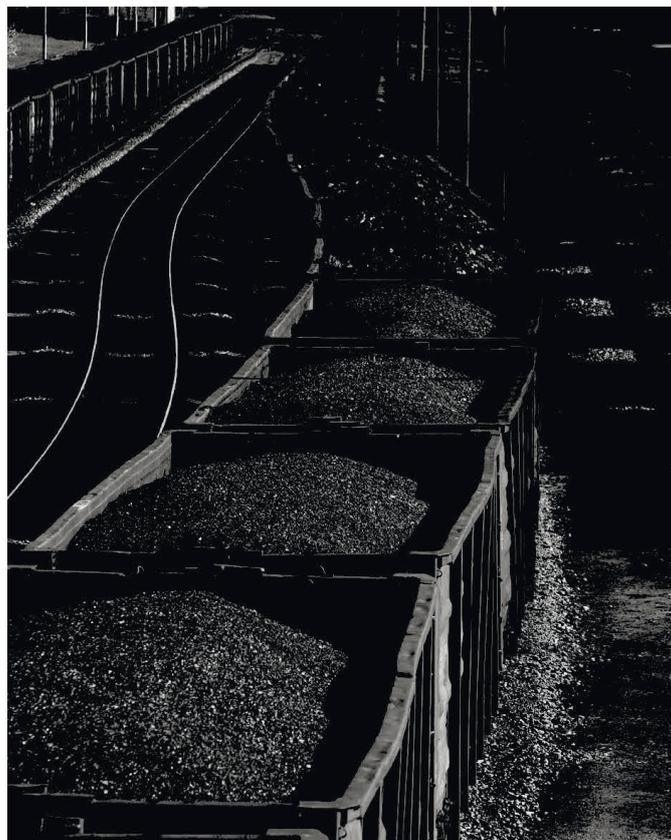


Рис. 1. Транспортировка угля в полувагонах



Рис. 2. Снос угольной пыли из полувагонов

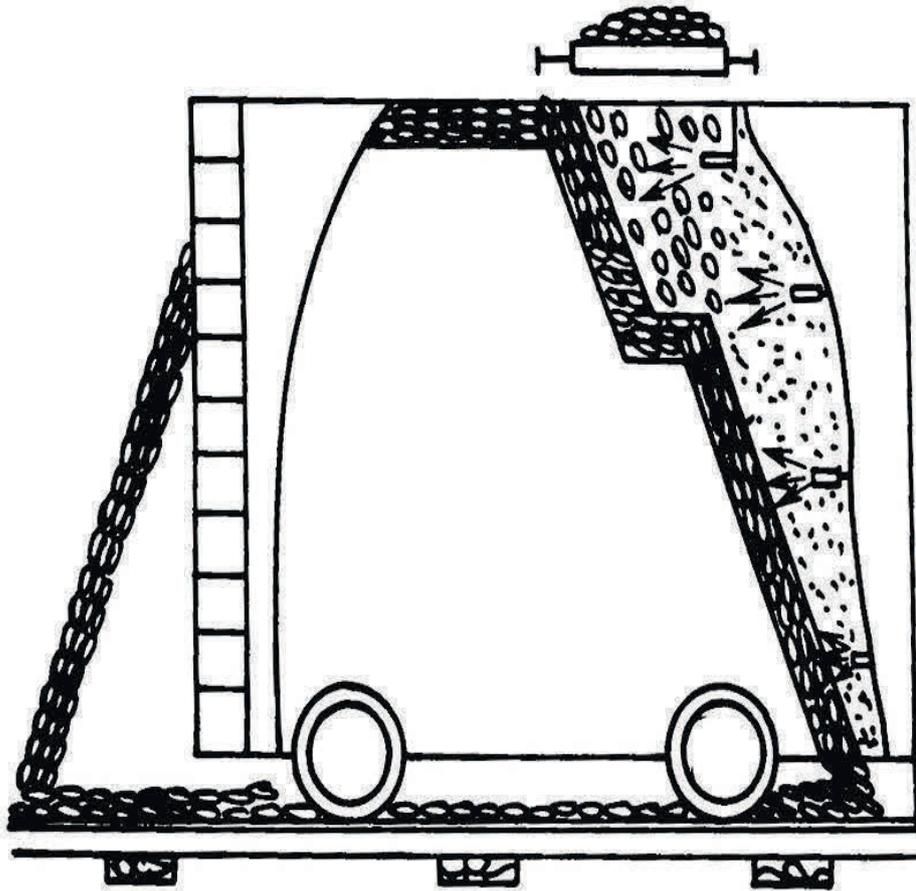


Рис. 3. Подача воды на угольный штабель



Рис. 4. Схема экспериментальной установки: 1 – угольный штабель, 2 – форсунка, 3 – воздуховодка

Экспериментальное исследование проводилось в два этапа. На первом этапе разрабатывался состав раствора для снижения процесса сдува угля при его транспортировке в полувагонах. В разработанный состав входят: отработанное турбинное масло, дибутилфталат, бензол, эмалит. раствор представляем собой вязкую жидкость темно коричневого цвета.

Кроме этого в состав раствора включается отработанное масло: трансформаторное, дизельное, моторное, турбинное, таким образом, при подготовке раствора происходит, по сути, утилизация этих нефтепродуктов. Как известно на железнодорожном транспорте такие отходы имеются в огромном количестве и вопрос их утилизации еще окончательно не решен.

На втором этапе исследований разработанный раствор наносился с помощью форсунки на поверхность угольного штабеля (рис. 4). На 1 м^2 поверхности угля подавалось $0,6$ л раствора.

На рис 5 показан угольный штабель, одна часть которого покрыта разработанным составом, а другая часть – нет.



Рис. 5. Угольный штабель в эксперименте: 1 – зона, покрытая специальным раствором; 2 – зона, не обработанная раствором

В процессе эксперимента изменялась скорость воздушной струи, что моделировало движения груза в полувагоне при различной скорости движения состава. При эксперименте измерялась масса сдуваемой пыли в течение определенного промежутка времени воздействия воздушной струи и затем рассчитывалась средняя интенсивность эмиссии угольной пыли от угольного штабеля.

Результаты эксперимента. На основе проведенного эксперимента получены данные относительно средней эмиссии угольной пыли от штабеля, позволяющие оценить влияние массы раствора, подаваемого на поверхность угольного штабеля на процесс снижения сдува угольной пыли.

Результаты экспериментов приведены в табл. 1, 2.

Таблица 1

Интенсивность эмиссии угольной пыли без обработки штабеля раствором

Скорость ветра	Интенсивность эмиссии
2,98 м/с	11,6 г/с
3,23 м/с	16,2 г/с
8,31 м/с	28,5 г/с
10,5 м/с	32 г/с

Таблица 2

Интенсивность эмиссии угольной пыли, сдуваемой с угольного штабеля при обработке его раствором

Скорость ветра	Интенсивность эмиссии
2,78 м/с	3,56 г/с
3,15 м/с	4,95 г/с
8,27 м/с	8,71 г/с
10,1 м/с	9,22 г/с

Результаты эксперимента свидетельствует о том, что предложенный состав позволяет эффективно снизить потери угольных концентратов мелкодисперсной фракции.

Выводы. Представлены результаты физического эксперимента по оценки эффективности применения нового раствора для снижения сдува угольной пыли. В состав раствора входят доступные ингредиенты, не обладающие высокой стоимости.

Дальнейшее развитие данного направления следует проводить в направлении исследования эффективности предложенного раствора с учетом вибрации угольного штабеля.

Список литературы

1. Долина Л.Ф. Классификация низкомолекулярных поверхностно-активных веществ по смачиваемости углей и горных пород / Л.Ф. Долина // Уголь Украины. – Киев, 1980. – Вып. № 3. – с. 27–29.
2. Ищук И.Г. Охрана окружающей среды при перевозке угля железнодорожным транспортом [Электронный ресурс] / И.Г. Ищук, Е.А. Старокожева // Материалы симпозиума «Неделя горняка 2000» - Москва, МГУ, 2000. – Режим доступа: <http://cyberleninka.ru/article/n/ohrana-okruzhayushey-sredy-pri-perevozke-uglya-zheleznodorozhnym-transportom>
3. Патент 109510 України, МПК E21F 5/06, C09K 3/22. Композиція для зниження пилоутворюючої спроможності поверхні штабелів вугілля / Давиденко В.А., Карпо А.О. (Україна); заявники на патентовласник Давиденко В.А., Карпо А.О. - № а 2014 08254; заяв. 21.04.2014; опубл. 25.08.2015, Бюл. № 16. – 4 с.
4. Патент 2061641 Россия, МПК 7 B65G6 9/18. Способ борьбы с пылью при складировании и переработке угольных штабелей в условиях отрицательных температур атмосферного воздуха / Быков Н.А., Быков А.Н. (Россия), заявители на патентообладание Институт горного дела Севера СО РАН. - № 93040115/11, заяв. 06.08.1993; публ. 10.06.1996.
5. Патент 2137923 Россия, МПК 6 E21F 5/06, C09K 3/22. Состав для закрепления пылящих поверхностей / Кичигин Е.В., Тикунова И.В., Дейнека Л.А (Россия); заявители на патентообладание Кичигин Е.В., Тикунова И.В., Дейнека Л.А. - № 98107795/03, заяв. 27.04.1998; публ. 20.09.1989.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.
Надійшла до редакції 20.01.2015*

УДК 536.2

© В.В. Біляєва, Д.Ю. Смалій, З.М. Якубовська

ЧИСЕЛЬНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ЗАБРУДНЕННЯ ПОВЕРХНЕВИХ ВОД

Запропонована чисельна модель для прогнозу теплового забруднення акваторії річки. Модель заснована на інтегруванні двовимірного рівняння енергії. Гідродинаміка течії розраховується на базі моделі ідеальної рідини. Для чисельного інтегрування використовується неявна різницева схема розщеплення. Представлені результати чисельного експерименту.

Предложена численная модель для прогноза теплового загрязнения акватории реки. Модель основана на интегрировании двумерного уравнения энергии. Гидродинамика течения рассчитывается на базе модели идеальной жидкости. Для численного интегрирования используется неявная разностная схема расщепления. Представлены результаты численного эксперимента.

A numerical model to simulate the heat pollution of the rivers was developed. The model is based on the integration of the 2D equation of the energy conservation. The model of invicid fluid was used to compute the flow in the river. The implicit difference scheme is used for numerical integration. The results of numerical experiments are presented.

Актуальність. Як відомо, річки є приймачами стічних вод. Тому має місце суттєве забруднення річок та інших водних джерел. В наступний час має

місце, як хімічне, так і теплове забруднення водоймищ. Слід підкреслити, що в основному в літературі приділяється значна увага дослідженню хімічному забрудненню поверхневих вод в наслідок функціонування різноманітних підприємств (рис. 1) [2, 3]. Кількість наукових робіт, які присвячені проблемі о теплового забруднення річок – значно менше. Як відомо, таке забруднення дуже розповсюджено поблизу крупних міст та промислових об'єктів, що розташовуються уздовж русла річок.



Рис. 1. Скид стічних вод до річки.

Ціль роботи – побудова чисельної моделі для експрес-розрахунку теплового забруднення річок при скиді стічних вод.

Математична модель. Розглядається зосереджений скид нагрітих стічних вод в певне русло річки, наприклад крізь водовипуск (рис. 1). На практиці такий скид має місце практично безперервно. Існує інформація щодо геометричної форми (в плані) русла річки.

Для розрахунку поля температур в акваторії ріки будемо використовувати наступне рівняння [1, 2]:

$$\frac{\partial T}{\partial t} + \frac{\partial uT}{\partial x} + \frac{\partial vT}{\partial y} = \frac{\partial}{\partial x} \left(\mu_x \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_y \frac{\partial T}{\partial y} \right) + \sum_{i=1}^N q_i(t) \delta(r-r_i), \quad (1)$$

де T – температура, К; $r_i = (x_i, y_i)$, x_i, y_i – координати джерела викиду нагрітих вод, м; u, v – компоненти вектора швидкості водного потоку, м/с; q_i – інтенсивність точкового джерела викиду теплового забруднення, Вт; μ_x, μ_y – коефіцієнти теплопровідності, m^2/c ; t – час, с.

Розв'язок цього рівняння будемо визначати в області, що має форму прямокутника: $R = \{0 \leq x \leq X, 0 \leq y \leq Y\}$. На бічних сторонах області R для моментів часу $t > 0$ ставляться такі граничні умови. На частині границі Γ , де водні маси втікають в розрахункову область, вважаємо, що температура відома, тому:

$$T|_{\Gamma} = T_0, \text{ на частині границі } \Gamma, \text{ де } (\vec{V} \cdot \vec{n}) < 0.$$

На частині границі Γ , де водні маси витікають із розрахункової області, гранична умова має вигляд:

$$\frac{\partial T}{\partial n} = 0, \text{ на частині границі } \Gamma, \text{ де } (\vec{V} \cdot \vec{n}) \geq 0,$$

де \vec{n} – одиничний вектор зовнішньої нормалі до границі Γ .

\vec{V} – вектор швидкості течії води.

На границі $y = 0$, та $y = Y$ ставиться умова: $\left. \frac{\partial T}{\partial y} \right| = 0$.

Початкову умову для рівняння (1) поставимо у вигляді $T = 0$ при $t = 0$, $T = T_0(x, y)$ при $t = 0$.

Для розрахунку поля швидкості течії в руслі річки використовується рівняння для потенціалу швидкості:

$$\frac{\partial^2 P}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 P}{\partial y^2} = 0, \quad (2)$$

де P – потенціал швидкості. Краєві умови для цього рівняння наведені в роботі [5].

Чисельне інтегрування рівняння моделі. Для чисельного інтегрування рівнянь використовуються неявні різницеві схеми. Чисельне інтегрування рівняння (2) здійснюється за допомогою методу А. А. Самарського [4]. Для чисельного інтегрування рівняння (1) використовується неявна попеременно-трикутна різницева схема. Розглянемо основні риси цієї схеми. Розрахунок здійснюється у області $G = \{0 \leq t \leq T, 0 \leq x \leq X, 0 \leq y \leq Y\}$. Розрахункова область розбивається рівномірною прямокутною сіткою. Невідоме значення температури будемо визначати в центрі різницевих комірок, а компоненти вектора швидкості u , v – на гранях різницевих комірок.

$$\frac{\partial T}{\partial t} = \frac{T_{ij}^{n+1} - T_{ij}^n}{\Delta t}.$$

Конвективні похідні запишемо у вигляді [5]:

$$\frac{\partial u T}{\partial x} = \frac{\partial u^+ T}{\partial x} + \frac{\partial u^- T}{\partial x}, \quad \frac{\partial v T}{\partial y} = \frac{\partial v^+ T}{\partial y} + \frac{\partial v^- T}{\partial y},$$

$$\text{де } u^+ = \frac{u + |u|}{2}, \quad u^- = \frac{u - |u|}{2}; \quad v^+ = \frac{v + |v|}{2}, \quad v^- = \frac{v - |v|}{2}.$$

Апроксимуємо конвективні похідні розділеними різницями «проти потоку» на верхньому тимчасовому шарі таким чином [5]:

$$\frac{\partial u^+ T}{\partial x} \approx \frac{u_{i+1,j}^+ T_{ij}^{n+1} - u_{ij}^+ T_{i-1,j}^{n+1}}{\Delta x} = L_x^+ T^{n+1},$$

$$\frac{\partial u^- T}{\partial x} \approx \frac{u_{i+1,j}^- T_{i+1,j}^{n+1} - u_{ij}^- T_{ij}^{n+1}}{\Delta x} = L_x^- T^{n+1},$$

$$\frac{\partial v^+ T}{\partial y} \approx \frac{v_{i,j+1}^+ T_{ij}^{n+1} - v_{ij}^+ T_{i,j-1}^{n+1}}{\Delta y} = L_y^+ T^{n+1},$$

$$\frac{\partial v^- T}{\partial y} \approx \frac{v_{i,j+1}^- T_{i,j+1}^{n+1} - v_{ij}^- T_{ij}^{n+1}}{\Delta y} = L_y^- T^{n+1},$$

де L_x^+ , L_x^- , L_y^+ , L_y^- – позначення різницевих операторів при апроксимації конвективних похідних.

Другі похідні апроксимуємо наступними виразами [5]:

$$\frac{\partial}{\partial x} (\mu_x \frac{\partial T}{\partial x}) \approx \mu_x \frac{T_{i+1,j}^{n+1} - T_{ij}^{n+1}}{\Delta x^2} - \mu_x \frac{T_{ij}^{n+1} - T_{i-1,j}^{n+1}}{\Delta x^2} = M_{xx}^- T^{n+1} + M_{xx}^+ T^{n+1},$$

$$\frac{\partial}{\partial y} (\mu_y \frac{\partial T}{\partial y}) \approx \mu_y \frac{T_{i,j+1}^{n+1} - T_{ij}^{n+1}}{\Delta y^2} - \mu_y \frac{T_{ij}^{n+1} - T_{i,j-1}^{n+1}}{\Delta y^2} = M_{yy}^- T^{n+1} + M_{yy}^+ T^{n+1},$$

де M_{xx}^+ , M_{xx}^- , M_{yy}^+ , M_{yy}^- – позначення різницевих операторів при апроксимації других похідних. З врахуванням приведених вище позначень різницевих операторів запишемо різницевий аналог рівняння:

$$\begin{aligned} & \frac{T_{ij}^{n+1} - T_{ij}^n}{\Delta t} + L_x^+ T^{n+1} + L_x^- T^{n+1} + L_y^+ T^{n+1} + L_y^- T^{n+1} + \sigma T_{ij}^{n+1} = \\ & = (M_{xx}^+ T^{n+1} + M_{xx}^- T^{n+1} + M_{yy}^+ T^{n+1} + M_{yy}^- T^{n+1}) + q_{ij} \delta_{ij}. \end{aligned} \quad (3)$$

Символ δ_{ij} позначає число "1" або "0", залежно від того, знаходиться чи ні в різницевій комірці "ij" джерело теплового забруднення. Величина q_{ij} дорівнює інтенсивності викиду q_k відповідного k -го джерела, що знаходиться в різницевій комірці "ij": $q_{ij} = q_k / \Delta x / \Delta y$.

Розщепимо різницеве рівняння (3) на чотири різницеві рівняння так, щоб на кожному кроці враховувався лише один напрям перенесення температури, обумовлений знаком при конвективних похідних. При апроксимації других похідних використовуватимемо два часових шару з метою здобуття на верхньому часовому шарі трикутного шаблону. Це дозволить здійснити розв'язок кожного різницевого рівняння по методу рахунку, що біжить. В цьому випадку різницеві рівняння мають вигляд [5]:

– на першому кроці розщеплення $k = n + \frac{1}{4}$:

$$\begin{aligned} & \frac{T_{ij}^k - T_{ij}^n}{\Delta t} + \frac{1}{2} (L_x^+ T^k + L_y^+ T^k) = \\ & = \frac{1}{4} (M_{xx}^+ T^k + M_{xx}^- T^k + M_{yy}^+ T^n + M_{yy}^- T^n) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l, \end{aligned}$$

– на другому кроці розщеплення $k = n + \frac{1}{2}$; $c = n + \frac{1}{4}$:

$$\begin{aligned} & \frac{T_{ij}^k - T_{ij}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2}(L_x^- T^k + L_y^- T^k) = \\ & = \frac{1}{4}(M_{xx}^- T^k + M_{xx}^+ T^c + M_{yy}^- T^k + M_{yy}^+ T^c) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l, \end{aligned}$$

– на третьому кроці розщеплення $k = n + \frac{3}{4}$; $c = n + \frac{1}{2}$:

$$\begin{aligned} & \frac{T_{ij}^k - T_{ij}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2}(L_x^+ T^k + L_y^- T^k) = \\ & = \frac{1}{4}(M_{xx}^- T^c + M_{xx}^+ T^k + M_{yy}^- T^k + M_{yy}^+ T^c) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l, \end{aligned}$$

– на четвертому кроці розщеплення $k = n + 1$; $c = n + \frac{3}{4}$:

$$\begin{aligned} & \frac{T_{ij}^k - T_{ij}^c}{\Delta t} + \frac{1}{2}(L_x^- T^k + L_y^+ T^k) = \\ & = \frac{1}{4}(M_{xx}^- T^k + M_{xx}^+ T^c + M_{yy}^- T^c + M_{yy}^+ T^k) + \sum_{l=1}^N \frac{\bar{q}_l}{4} \delta_l. \end{aligned}$$

З даних виразів можна отримати явні формули для визначення невідомого значення температури на кожному кроці розщеплення.

На першому етапі обчислювального експерименту розраховується поле швидкості водного потоку, а на другому етапі – розраховується розподіл температури у водоймищі.

На базі розглянутих різницевих схем створена програма розрахунку теплового забруднення річок.

Практична реалізація моделі. Розглянемо результати обчислювального експерименту, проведеного на базі розробленої чисельної моделі.

В акваторію р. Самара (рис. 1) здійснюється скид нагрітих вод в кількості $2 \text{ м}^3/\text{сек}$, з температурою 343 К . Припускається що викид постійний. Відома середня швидкість води в річці; коефіцієнти температуропровідності дорівнюють $0.03 \text{ м}^2/\text{с}$. Необхідно розрахувати динаміку розповсюдження зони теплового забруднення у річці з часом. Під зоною теплового забруднення мається на увазі зона, де температура води перевищує фонову.

На рис.2-4 показано, як формується зона теплового забруднення акваторії.

З наведених рисунків видно, що зона теплового забруднення в річці має вигляд схожий до еліпсу. Ця зона видовжується в напрямку течії у річці. Спостерігається збільшення розмірів зони з часом.



Рис. 2. Зона теплового забруднення для моменту часу $t=56$ хв після початку скиду стічних вод



Рис. 3. Зона теплового забруднення для моменту часу $t=85$ хв після початку скиду стічних вод



Рис. 4. Зона теплового забруднення для моменту часу $t=128$ хв після початку скиду стічних вод

Відзначимо, що розрахунковий час задачі склав 15 сек на комп'ютері.

Висновки. Побудовано чисельну модель для прогнозу теплового забруднення акваторії річок при скиді нагрітих промислових вод. На базі розробленої чисельної моделі проведено обчислювальний експеримент по дослідженню розмірів зони теплового забруднення акваторії річки. На далі планується побудова 3D моделі теплового забруднення акваторії.

Список литературы

1. Марчук Г. И. Математическое моделирование в проблеме окружающей среды / Марчук Г. И. – М.: Наука, 1982. – 320 с.
2. Пуллиам Т. Х. Рекомендации по размещению и проектированию рассеивающих выпусков сточных вод. М. «Стройиздат» 1981. 224с.
3. Рудаков Д. В. Математичні моделі в охороні навколишнього середовища. Навчальний посібник. Дніпропетровськ, 2004. 160с.
4. Самарский А. А. Теория разностных схем /Самарский А. А. – М.: Наука, 1983. – 616 с.
5. Численное моделирование распространения загрязнения в окружающей среде / М. З. Згуровский, В. В. Скопецкий, В. К. Хрущ, Н. Н. Беляев. – К.: Наук. думка, 1997. – 368 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.
Надійшла до редакції 08.02.2015*

УДК 622 – 032. 35: 502. 7

© О.І. Повзун, С.В. Подковаєв, О.В. Фролов, С.В. Кононихін

ВИКОРИСТАННЯ ВІДХОДІВ ВУГІЛЬНОЇ ТА ХІМІЧНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ В ОСНОВАХ АВТОМОБІЛЬНИХ ДОРІГ

Показано можливість використання відходів вугільної промисловості — горілих порід шахтних териконів — як техногенної сировини у дорожньому будівництві. Досліджено ефективно кам'яновугільне в'язуче для укріплення горілопородних основ автомобільних доріг. Кам'яновугільним в'язучим є кам'яновугільний дьоготь, модифікований відходами хімічної промисловості — відходами полівінілхлориду та деревним гідролізним лігніном.

Рассматривается возможность использования отходов угольной промышленности — горелых пород шахтных терриконов — в качестве техногенного сырья в дорожном строительстве. Исследовано каменноугольное вяжущее для укрепления горелопородных оснований автомобильных дорог. Каменноугольным вяжущим является каменноугольный деготь, модифицированный отходами поливинилхлорида и древесным гидролизным лигнином.

A possibility of the use of coal mining wastes, namely combustion metamorphic rocks, as industry-related material in road construction was presented. Coal tar asphalt viscous material for binding combustion metamorphic rocks as a base for motorways was researched. The viscous material is coal tar which was modified by of the polyvinichloride production wastes and wooden hydrolytic ligin.

Вступ. Наразі в Україні гостро стоїть проблема утилізації відходів і побічних продуктів промисловості. Щороку відвали, що займають великі площі земель, збільшуються на сотні тисяч кубометрів.

З усіх утворюваних і накопичуваних відходів самими великотоннажними є відходи вугледобувної та паливної промисловості - породи шахтних відвалів і золошлакові відходи.

Вугільні підприємства відносяться до джерел найбільшого екологічного забруднення навколишнього середовища, яке відбувається не тільки безпосередньо під час видобутку, але й тривалий час після нього [1]. Джерелом цього забруднення є вугільні відвали (терикони горілих порід).

На території Донбасу налічується за різними джерелами [1-3] від 1200 до 1500 відвалів вугільних шахт (териконів), у кожному з яких у середньому 1144 м³ породи. Щорічний обсяг гірської маси, що видається шахтами Донбасу у відвали, становить біля 30 млн. м³, а їхній загальний об'єм перевищує 2 млрд. м³, що, безумовно, створює суттєву екологічну напругу [2].

З кожного гектара поверхні молодих відвалів щорічно виноситься за межі цих земель від 200 до 500 т пилу. Площа запилення становить 500 га на 1 га відвальної поверхні [4].

Просідання земної поверхні по Донецькому басейну в середньому коливається в межах від 1,5 до 2,5 м, внаслідок чого сформувалася регіональна депресивна воронка глибиною 25-40 м [4]. З просіданням земної поверхні тісно пов'язані процеси затоплення і підтоплення територій, які супроводжуються руйнуванням будівель і споруд, порушенням умов гідрогеології регіону.

Деякі терикони вугільних шахт горять, сприяють значній зміні складу атмосферного повітря й випаданню кислотних дощів [1]. Палаючі терикони виділяють пари, в яких окрім води містяться: сірчана кислота (сульфат – іон), вуглекислота, двооксид азоту (нітрат – іон), які в десятки разів перевищують допустимі норми. За браком кисню в осередках горіння в парогазових викидах містяться сірководень, вуглеводні, аміак, оксид вуглецю тощо [5].

В основах автомобільних доріг найефективніше горілу породу використовувати після обробки її органічними в'язучими речовинами (особливо кам'яновугільного походження).

Ефективним засобом фізико – хімічної структурної модифікації кам'яновугільних дьогтів з метою максимальної реалізації потенційних властивостей органічних в'язучих коксохімічного виробництва є введення до їхнього складу комплексних добавок з полімерів, які суміщаються з ними, та активних дисперсних наповнювачів з високою структуруючою здатністю в дьогтеполімерних в'язучих, наприклад, кубових залишків дистиляції фталевого ангідриду, кам'яного вугілля різної стадії метаморфізму, деревного гідролізного лігніну тощо.

Постановка задач дослідження. Розділяючи дорожню конструкцію на окремі шари, можна зазначити, що найбільш проблемною ділянкою є її основа. Досвід будівництва і експлуатації дорожніх одягів з основами з укріплених кам'яних матеріалів свідчить про значну їх перевагу перед основами зі щебеню.

Комплексні кам'яновугільні в'язучі є складними сполуками. Тому виникає необхідність в оптимізації їхніх складів за допомогою методів математичного планування експерименту з одержанням необхідного комплексу фізико – механічних властивостей таких в'язучих.

Метою даної роботи є виявлення можливості використання горілих порід шахтних териконів в основах автомобільних доріг і дослідження кам'яновугільного в'язучого, модифікованого відходами полімерів та активними дисперсними наповнювачами для їх укріплення, отримуючи комплексне кам'яновугільне в'язуче, яке за фізико – механічними властивостями і екологічними характеристиками наблизатиметься до нафтового бітуму.

Задачами дослідження є визначення фізико - механічних властивостей горілої породи та оптимальних концентраційних співвідношень у комплексному кам'яновугільному в'язучому між полімером і наповнювачем в залежності від умовної в'язкості дьогтю за C_{30}^{10} .

Викладення основного матеріалу та результати. Як об'єкти досліджень було прийнято:

1. Горіла порода згаслого терикону шахти "Мушкетівська" (м. Донецьк).
2. Середовище, що модифікується, - кам'яновугільні дьогті, складені з середньо-температурного пеку і антраценового масла, які задовольняють вимогам ГОСТ 4641;
3. Полімер - первинні відходи виробництва полівінілхлориду (ПВХ) Дніпродзержинського об'єднання «Азот» з молекулярною масою $12 \cdot 10^4$ в.о і розміром частинок $(6,3-63) \cdot 10^{-5}$ м;
4. Наповнювач - деревний гідролізний лігнін (ДГЛ) Бобруйського гідролізного заводу (Білорусь) – відхід спиртового і дріжджового виробництва, який одержують у вигляді осаду хвойних і листяних порід деревини методом гідролізу (розбавленою сірчаною кислотою).

Зазначена горіла порода має високу якість: вона добре випалена (помітна червона гама кольорів); поверхня злому гладка каменеподібна; структура щільна.

Хімічний склад горілої породи наведено в табл. 1.

Таблиця 1

Хімічний склад горілої породи

Шахта	Вміст оксидів, % за масою							
	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SO ₃	CO ₂	Ші
"Мушкетівська"	3,79	2,90	5,2	10	12	98	04	35

Малий вміст основних оксидів кальцію і магнію і великий – оксидів кремнію і алюмінію свідчать про кислу природу горілої породи.

Класифікація зразків як залізистих порід (за глинисто – залізистим модулем $M_{зл.з} = \frac{Al_2O_3\% + Fe_2O_3\%}{SiO_2\%}$) показує, що горіла порода є активною: $M_{зл.з} = \frac{12,9+9,52}{53,79} = 0,42$ (для активних порід $M_{зл.з}$ має бути від 0,3 до 0,45).

Значення ефективної питомої активності C_{ef} гранулометричних фракцій териконних порід, що розраховують за рівнянням

$$C_{ef} = C_{Ra} + 1,31 \cdot C_{Th} + 0,085 \cdot C_K, \text{ Бк/кг [28]},$$

де C_{Ra} , C_{Th} , C_K – питома активність нуклідів радію, торію, калію відповідно; 1,31 і 0,085 – зважені коефіцієнти ^{232}Th і ^{40}K відповідно по відношенню до ^{226}Ra , становлять < 370 Бк/кг. Тобто, згідно з Нормами радіаційної безпеки України НРБУ - 97 горіла порода може бути використана в будівництві без обмежень.

Фізико-механічні властивості досліджуваної горілої породи наведено в табл.2.

Таблиця 2

Фізико – механічні властивості горілої породи шахти «Мушкетівська»

Показники	Середні значення
Густина, кг/м ³	2746
Середня густина грудок, кг/м ³	2320
Насипна густина, кг/м ³	1233
Водовбирання, % за масою	3,0
Пористість (каменя), % за об'ємом	15,5
Пустотність (міжзернова), %	46,8
Дробильність при стиску в циліндрі, %	36,7
Границя міцності на стиск, МПа	39,0

Гранулометричний склад горілої породи наведено в табл. 3.

Таблиця 3

Гранулометричний склад горілої породи шахти "Мушкетівська"

Показники	Діаметри отворів сит, мм										
	70	40	20	10	5	2,5	1,25	0,63	0,315	0,14	< 0,14
Частковий залишок на ситі, %	6,3	12,3	17,8	16,0	14,3	6,4	6,5	5,8	3,5	4,5	6,6
Повний залишок на ситі, %	6,3	18,6	36,4	52,4	66,7	73,1	79,6	85,4	88,9	93,4	100,0

Як видно з табл. 3, в горілій породі найбільше міститься фракції 20 – 40 мм (17,8 %), а найменше — фракції 0,315 – 0,63 мм (3,5 %).

В даній роботі розглянута можливість застосування горілої породи в основах дорожніх одягів з укріпленням комплексним кам'яновугільним в'язучим.

Кам'яновугільні дьогті виробляють в процесі деструктивної переробки кам'яного вугілля. Їх поділяють на марки Д-1—Д-6 в залежності від їхньої умовної в'язкості в секундах, яка позначається C_{30}^{10} або C_{50}^{10} , де 10 – діаметр стічного отвору, мм;

30 або 50 – температура витікання 50 мл в'язучого на стандартному віскозиметрі, °С.

Необхідною умовою ефективного впливу полімеру на властивості органічних в'язучих є їхня суміщеність, яка полягає у здатності полімеру розчинятись в них. Якщо компоненти суміщаються, то під час безпосереднього контакту одне з одним вони доволіно диспергуються один в одному.

Калориметричні дослідження в режимі сканування довели, що процес взаємодії кам'яновугільних дьогтів з полістирольним пилом — екзотермічний.

Отже, полівінілхлорид і кам'яновугільні дьогті є сумісними речовинами.

Деревний гідролізний лігнін є складним високомолекулярним поліконденсатом з певним запасом хімічної активності в позиціях ароматичного ядра, що і буде забезпечувати його взаємодію з органічним в'язучим – кам'яновугільним дьогтем – під час змішування.

Комплексне кам'яновугільне в'язуче готували суміщенням кам'яновугільних дьогтів з відходами виробництва полівінілхлориду при температурі 115-125°C впродовж 30 хвилин. Потім додавали порошкоподібний деревний гідролізний лігнін і продовжували перемішувати ще 30 хвилин.

Оптимальні склади системи «дьоготь – ПВХ - ДГЛ» визначали як оптимальні області допустимих значень факторів X_1 , X_2 , X_3 (табл.4), які обмежені поверхнями рівня функції відклику за кожним з параметрів оптимізації (табл.5).

Таблиця 4

Значення факторів варіювання

№ з. п	Система		Фізичний зміст фактора варіювання			
			Умовна в'язкість дьогтю за C_{30}^{10}, c	Масова концентрація полімеру, %	Масова концентрація наповнювача, %	
			X_1	X_2	X_3	
1	Дьоготь-ПВХ-ДГЛ	Інтервал варіювання		100	1	20
		Рівні фактора	-1	50	0	0
			0	150	1	20
			+1	250	2	40

Рівняння регресії для кожного параметра оптимізації мають такий вигляд:

$$Y_1 = 8,239 + 0,217 \cdot X_1 + 0,094 \cdot X_2 + 1,992 \cdot X_3 + 0,076 \cdot X_1 \cdot X_2 + 0,055 \cdot X_1 \cdot X_3 - 0,071 \cdot X_2 \cdot X_3 + 0,133 \cdot X_1^2 + 0,020 \cdot X_2^2 + 0,986 \cdot X_3^2;$$

$$Y_2 = 28,335 + 3,812 \cdot X_1 + 4,931 \cdot X_2 + 6,950 \cdot X_3 - 1,501 \cdot X_1 \cdot X_2 - 0,309 \cdot X_1 \cdot X_3 - 2,115 \cdot X_2 \cdot X_3 - 0,674 \cdot X_1^2 - 0,079 \cdot X_2^2 - 1,453 \cdot X_3^2;$$

$$Y_3 = 13,572 + 3,016 \cdot X_1 + 24,575 \cdot X_2 - 10,111 \cdot X_3 + 1,112 \cdot X_1 \cdot X_2 - 1,755 \cdot X_1 \cdot X_3 - 8,160 \cdot X_2 \cdot X_3 + 4,394 \cdot X_1^2 + 1,192 \cdot X_2^2 + 7,870 \cdot X_3^2;$$

$$Y_4 = 2,751 + 0,311 \cdot X_1 + 0,693 \cdot X_2 + 0,592 \cdot X_3 - 0,122 \cdot X_1 \cdot X_2 + 0,154 \cdot X_1 \cdot X_3 + 0,186 \cdot X_2 \cdot X_3 - 0,113 \cdot X_1^2 + 0,098 \cdot X_2^2 - 0,131 \cdot X_3^2;$$

$$Y_5 = 0,938 + 0,060 \cdot X_1 + 0,274 \cdot X_2 + 0,158 \cdot X_3 + 0,001 \cdot X_1 \cdot X_2 - 0,016 \cdot X_1 \cdot X_3 + 0,102 \cdot X_2 \cdot X_3 - 0,012 \cdot X_1^2 - 0,343 \cdot X_2^2 - 0,050 \cdot X_3^2;$$

$$Y_6 = 9,061 + 1,367 \cdot X_1 + 1,838 \cdot X_2 + 2,324 \cdot X_3 - 0,343 \cdot X_1 \cdot X_2 + 0,524 \cdot X_1 \cdot X_3 + 0,326 \cdot X_2 \cdot X_3 - 0,611 \cdot X_1^2 - 0,460 \cdot X_2^2 - 0,759 \cdot X_3^2;$$

$$Y_7 = 0,809 + 0,032 \cdot X_1 + 0,085 \cdot X_2 + 0,023 \cdot X_3 - 0,024 \cdot X_1 \cdot X_2 + 0,006 \cdot X_1 \cdot X_3 + 0,001 \cdot X_2 \cdot X_3 - 0,027 \cdot X_1^2 - 0,349 \cdot X_2^2 - 0,023 \cdot X_3^2;$$

$$Y_8 = 1,126 + 0,0 \cdot X_1 + 0,108 \cdot X_2 + 0,157 \cdot X_3 - 0,033 \cdot X_1 \cdot X_2 + 0,0 \cdot X_1 \cdot X_3 + 0,094 \cdot X_2 \cdot X_3 - 0,133 \cdot X_1^2 - 0,0 \cdot X_2^2 - 0,0 \cdot X_3^2.$$

Таблиця 5

Параметри оптимізації системи

№ з. п.	Код параметра оптимізації	Фізичний зміст параметра оптимізації	Граничні значення функції відклику
1	Y_1	Оптимальний вміст в'язучого в суміші (в перерахунку на дьоготь), %	Не більше 8,5
2	Y_2	Температура розм'якшення в'язучого, °С	Не менше 33
3	Y_3	Еластичність в'язучого при 0°С, %	Не менше 30
4	Y_4	Границя міцності дьогтеполівінілхлориду на стиск при 20°С, МПа	Не менше 2,5
5	Y_5	Границя міцності дьогтеполівінілхлориду на стиск при 50°С, МПа	Не менше 1,0
6	Y_6	Границя міцності дьогтеполівінілхлориду на стиск при 0°С, МПа	Не більше 12,0
7	Y_7	Коефіцієнт тривалої водостійкості	Не менше 0,8
8	Y_8	Відношення границі міцності зсуву в'язучого до напруження сталої течії	1,1 – 1,4

Відповідно до отриманих рівнянь регресії у тривимірному просторі побудовано діаграми поверхонь функцій відклику (рис.1-рис.8), які показують залежність відповідного параметра оптимізації ($Y_1 - Y_8$), від:

- а) умовної в'язкості дьогтю за C_{30}^{10} (X_1);
- б) масової концентрації полівінілхлориду (X_2);
- в) масової концентрації деревного гідролізного лігніну (X_3).

Щоб виконувалась умова відповідності граничного значення функції відклику для Y_1 (оптимальний вміст в'язучого в суміші) величині не більше 8,5 %, концентрація полівінілхлориду (X_2) має бути < 1,6 % для умовної в'язкості дьогтю $C_{30}^{10} = 50$ с (X_1), а для в'язкості $C_{30}^{10} = 250$ с (X_1) концентрація ПВХ (X_2) становить < 0,4 % (рис. 1,а). Концентрація деревного гідролізного лігніну (X_3) для всього діапазону в'язкостей дьогтю, що розглядається, повинна бути < 22 % (рис. 1, б, в).

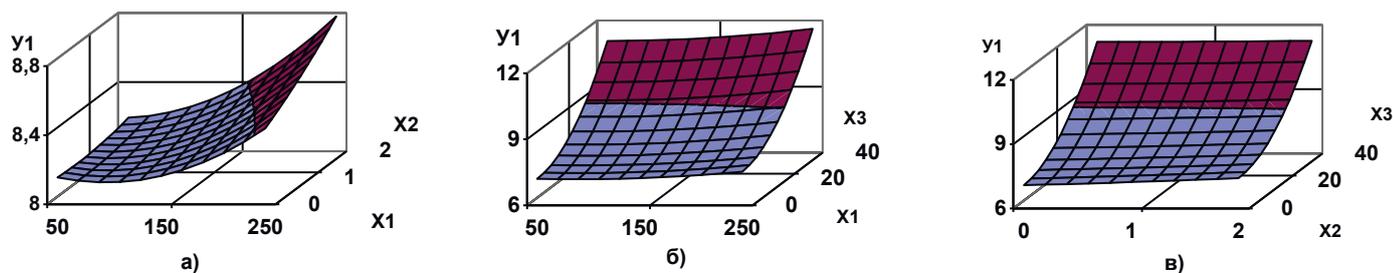


Рис. 1. Діаграма для оптимального вмісту в'язучого в суміші (в перерахунку на дьоготь), % (Y_1)

Для дьогтю в'язкості $C_{30}^{10} = 50$ с (X_1) температура розм'якшення в'язучого (Y_2) при жодній з концентрацій ПВХ (X_2) не досягає свого граничного значення функції відклику (не менше 33°C) (рис.2, а). Для в'язкості дьогтю $C_{30}^{10} = 150$ с (X_1) температура розм'якшення (Y_2) перевищує 33°C за концентрації ПВХ (X_2) 2 % (рис.2, а), а для в'язкості $C_{30}^{10} = 250$ с (X_1) умова відповідності виконується при масовій концентрації ПВХ (X_2) $> 1,6$ % (рис.2, а). Понад 33°C Y_2 складає за таких умов:

- для в'язкості $C_{30}^{10} = 50$ с (X_1) при 1,6 % ПВХ (X_2) + 26 % ДГЛ (X_3) (рис. 2, б, в), або при 2 % ПВХ (X_2) + 20 % ДГЛ (X_3) (рис. 2, б, в);
- для в'язкості $C_{30}^{10} = 150$ с – 250 с (X_1) при 2 % ПВХ (X_2) + 20 % ДГЛ (X_3) (рис. 2, б, в):

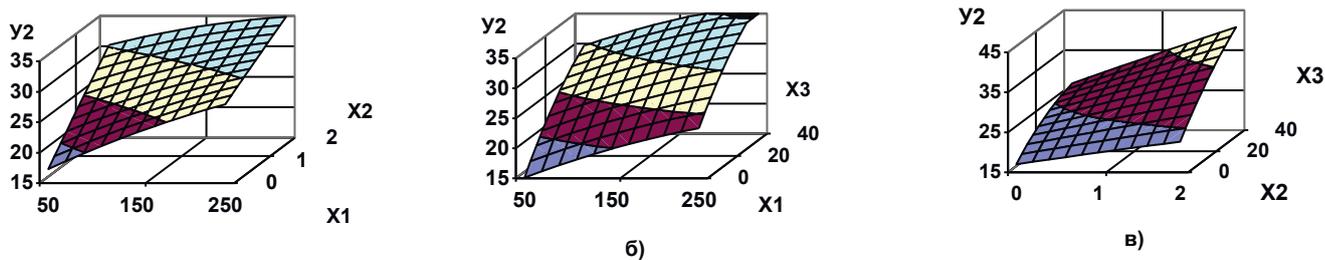


Рис.2. Діаграма для температури розм'якшення в'язучого, $^{\circ}\text{C}$ (Y_2)

Еластичність в'язучого при 0°C (Y_3) перевищує граничне значення (не менше 30 %) для в'язкості дьогтю $C_{30}^{10} = 50 - 150$ с (X_1) при $> 1,7$ % ПВХ (X_2), а для в'язкості дьогтю $C_{30}^{10} = 250$ с (X_1) — при $> 1,4$ % ПВХ (X_2) (рис. 3, а). Майже 31 % в'язуче має еластичність для 1 % ПВХ (X_2) при 22 % ДГЛ (X_3), а для 2 % ПВХ (X_2) + 22 % ДГЛ $Y_3 = 31,2$ % (рис. 3,в).

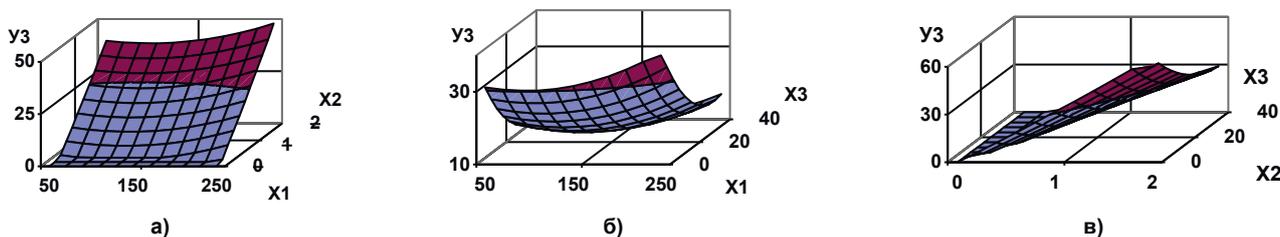


Рис. 3. Діаграма для еластичності в'язучого при 0°C , % (Y_3)

Границя міцності дьогтеполімербетону на стиск при 20°C (Y_4) не менше 2,5 МПа (граничне значення функції відклику) досягається при введенні 0,15 - 0,4 % ПВХ (X_2) в кам'яновугільні дьогті в'язкістю $C_{30}^{10} = 250 - 50$ с (X_1) (рис. 4, а). З активним дисперсним наповнювачем необхідні значення Y_4 має: при 0,2 % ПВХ (X_2) — з 36 % ДГЛ (X_3); при 1% ПВХ — з 12 % ДГЛ (X_3). $Y_4 = 2,63$ МПа при 2% ПВХ (X_2) без наповнення деревним гідролізним лігніном ($X_3 = 0$) (рис.4, в).

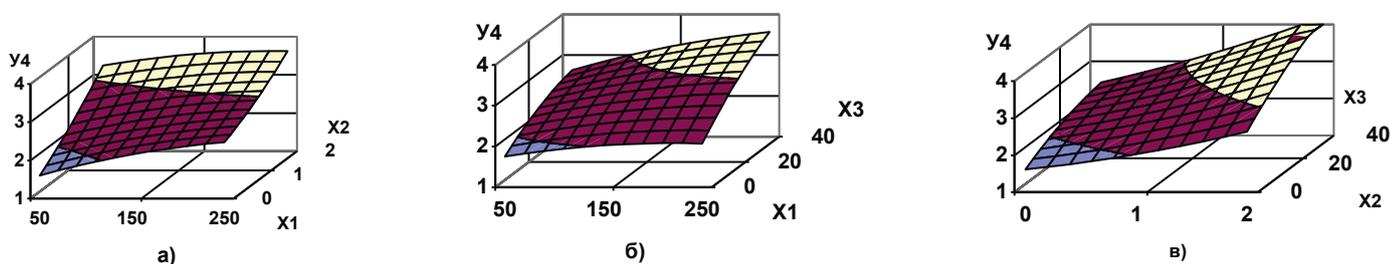


Рис. 4. Діаграма для границі міцності дьогтеполівінілхлориду на стиск при 20°C, МПа (Y_4)

Поверхня функції відклику Y_5 в залежності від в'язкості дьогтю (X_1) та концентрації полівінілхлориду (X_2) проходить через екстремум (рис.5, а): для в'язкості $C_{30}^{10} = 50$ с (X_1) він спостерігається при 1,4 % ПВХ (X_2) і дорівнює 0,93 МПа (Y_5); при $C_{30}^{10} = 170 - 250$ с (X_1) тільки при 1,4 % ПВХ (X_2) досягаються екстремальні значення 1,0 – 1,02 МПа (Y_5). З деревним гідролізним лігніном Y_5 відповідає граничному значенню (не менше 1 МПа) при концентраціях 1 – 2 % ПВХ (X_2) і 22 - 26 % ДГЛ (X_3) (рис. 5, в).

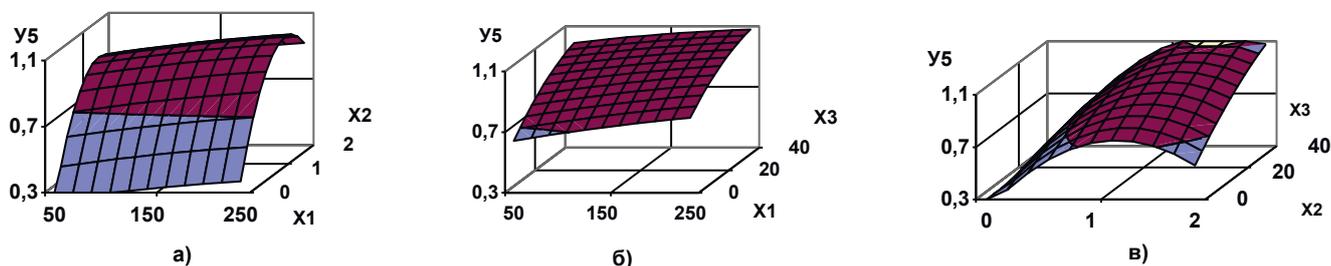


Рис. 5. Діаграма для границі міцності дьогтеполівінілхлориду на стиск при 50°C, МПа (Y_5)

Границя міцності дьогтеполімербетону на стиск при 0°C (Y_6) перевищує граничне значення (не більше 12 МПа) лише при 1,8 % ПВХ (X_2) з 40 % ДГЛ (X_3) та при 2 % ПВХ (X_2) з 34 – 40 % ДГЛ (X_3) за будь – яких значень умовної в'язкості кам'яновугільного дьогтю (X_1) (діапазон варіювання: від $C_{30}^{10} = 50$ с до $C_{30}^{10} = 250$ с) (рис.6).

Коефіцієнт тривалої водостійкості (Y_7) відповідає граничному значенні функції відклику (не менше 0,8) для умовної в'язкості дьогтю $C_{30}^{10} = 130 - 250$ с (X_1) при

1,0 - 1,2 % ПВХ (X_2) (рис.7, а). З активним дисперсним наповнювачем зазначена умова виконується лише при 0,5 % + 22 - 36 % ДГЛ (X_3) (рис. 7,в).

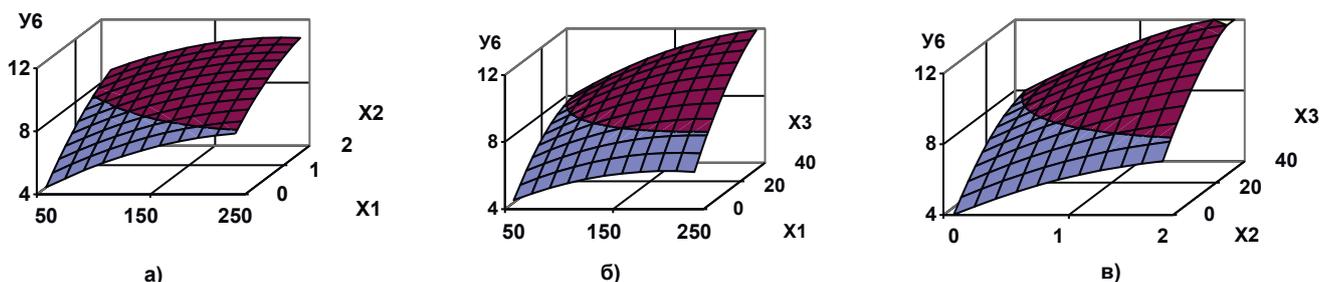


Рис. 6. Діаграма для границі міцності дьогтеполівінілхлориду на стиск при 0°C, МПа (Y_6)

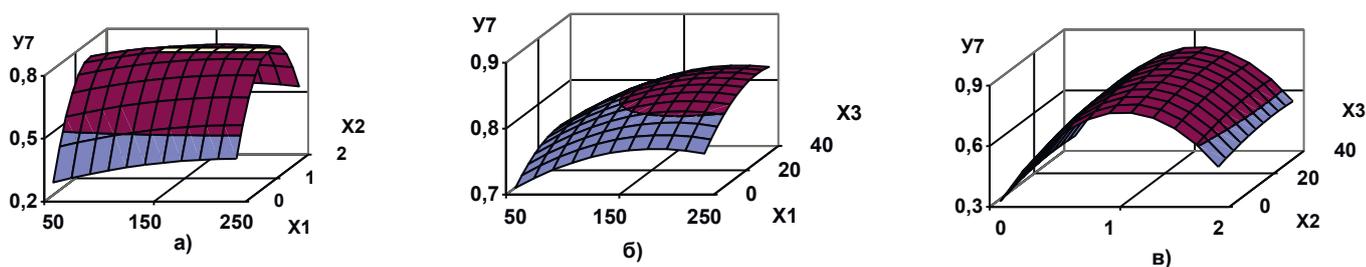


Рис. 7. Діаграма для коефіцієнта тривалої водостійкості дьогтеполімербетону (Y_7)

Екстремум поверхні функції відклику для відношення границі міцності зсуву в'язучого до напруження сталої течії (Y_8) спостерігається при умовній в'язкості дьогтю $C_{30}^{10} = 150$ с (X_1) за будь-яких концентрацій ПВХ (X_2) (рис. 8,а), а умова щодо граничного значення $Y_8 = 1,1 - 1,4$ виконується при 1,8 - 2,0 % ПВХ (X_2) для всього діапазону в'язкості від $C_{30}^{10} = 50$ с до $C_{30}^{10} = 250$ с (X_1) (рис. 8, а). З урахуванням деревного гідролізного лігніну поверхня проходить екстремум при 1% ПВХ (X_2) при всіх значеннях ДГЛ (X_3), а $Y_8 = 1,1 - 1,4$ при 0 - 2 % ПВХ (X_2) + 28 - 40 % ДГЛ (X_3) (рис. 8, в).

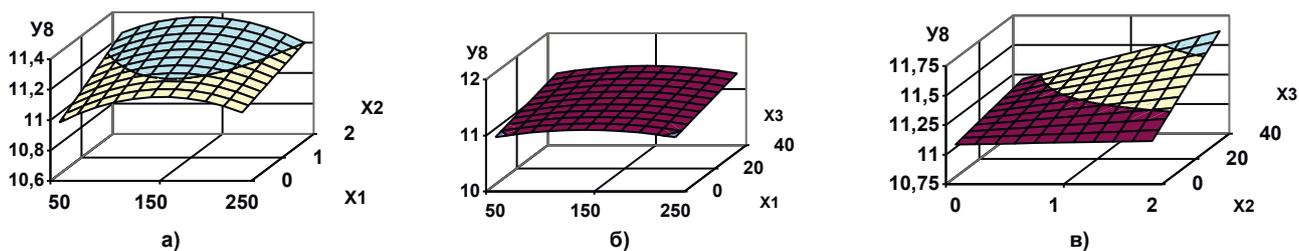


Рис. 8. Діаграма для відношення границі міцності зсуву в'язучого до напруження сталої течії (Y_8)

Отже, враховуючи граничні значення функцій відклику всіх параметрів оптимізації ($Y_1 - Y_8$), можна зазначити, що оптимальною системою «кам'яновугільний дьоготь – полівінілхлорид – деревний гідролізний лігнін» буде при умовній в'язкості дьогтю (X_1) $C_{30}^{10} = 170 - 250$ с, масовій концентрації полівінілхлориду (X_2) 1,4–1,6 % ПВХ та масовій концентрації деревного гідролізного лігніну (X_3) 22 – 26 % ДГЛ.

Висновки. Результати досліджень підтвердили доцільність укріплення основ автомобільних доріг з горілої породи терикону шахти «Мушкетівська» комплексним кам'яновугільним в'язучим.

Доведено, що оптимальними концентраціями полівінілхлориду в кам'яновугільних дьогтях є 1,4–1,6 % ПВХ, а деревного гідролізного лігніну — 22 – 26 % ДГЛ. В'язкість вихідного кам'яновугільного дьогтю становить $C_{30}^{10} = 170 - 250$ с.

Під час виробництва такого в'язучого зменшуються забруднення навколишнього середовища та поліпшуються умови праці (леткі фракції кам'яновугільного дьогтю будуть частково поглинатися введеними полімером та активним дисперсним наповнювачем).

Використання горілих порід шахтних териконів у дорожньому будівництві дасть можливість вирішити декілька проблем, в тому числі:

- в процесі розробки частина породних відвалів буде розібрана, що суттєво знизить екологічну напругу;
- замінити і заощадити високовартісну природну сировину;
- в результаті розробки породних відвалів будуть звільнені значні території, які можна використовувати в різних галузях народного господарства або в цілях рекреації.

Список літератури

1. Кочура В.В. Утилізація відвалів вуглевидобутку з отриманням окатишів і аглопориту / В.В. Кочура, Н.В.Папуна, В.Ф. Сорокін // Проблеми екології. – 2010. - № 1-2. – С. 128 – 135.
2. Коваленко Л.И. Перспективы использования горелых пород шахтных отвалов /
3. Л.И. Коваленко, Н.П. Омельченко // Проблеми екології. – 2009. - № 1-2. – С. 16 – 19.
4. Смирный М.Ф. Экологическая безопасность терриконовых ландшафтов Донбасса / М.Ф. Смирный, Л.Г. Зубова, А.Р. Зубов. - Луганск: ВНУ им. В.Даля, 2006. - 232 с.
5. Макеєва Д.О. Екологічна небезпека породних відвалів та шляхи вирішення проблеми /
6. Д.О. Макеєва // Проблеми екології. – 2013. - № 1 (31). – С. 43 – 48.
7. 5.Выборов С.Г. Экологические последствия структурно – вещественных преобразований
8. отвалных пород терриконов / С.Г. Выборов, Ю.А. Проскурня, А.А. Силин // Наукові праці ДонНТУ. Сер. «Гірничо – геологічна». – 2010. – Вип. 11 (161). – С. 155 – 160.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.
Надійшла до редакції 25.02.2015*

УДК 613.31:546.13

© Ю.М. Рець, Ю.М. Сорока

САНІТАРНО-ЕКОЛОГІЧНА ОЦІНКА РЕЗУЛЬТАТІВ МОНІТОРИНГУ СКИДАННЯ ШАХТНИХ ВОД ПРИ ПЕРЕПРОФІЛЮВАННІ УРАНОВОЇ ШАХТИ В ЗАЛІЗОРУДНУ ШАХТУ

Розглянуто результати моніторингу скидання шахтних вод у р. Жовта протягом 2004-2014 г.г. Відзначено стійке зменшення концентрацій основних забруднювачів в шахтній воді в 2011-2014 р.р в порівнянні з вмістом їх у воді в 2005-2008р.р.

Рассмотрены результаты мониторинга сброса шахтных вод в р. Желтая в течение 2004-2014г.г. Отмечено стойкою уменьшение концентраций основных загрязнителей в шахтной воде в 2011-2014 г.г по сравнению с содержанием их в воде в 2005-2008р.р.

The results of the monitoring of mine water discharge in the river. Yellow during the 2004-2014. Persistent marked decrease in the concentrations of major pollutants in mine water in the 2011-2014 compared to their content in the water 2005-2008r.r

Вступ. Родовища залізних руд по річці Жовтій були відкриті в 1885 році. Їхня розробка почалася в 1898 році. У період з 1898 року по 1934 рік, крім Жовторіченського родовища розроблялися ще відкритим способом ділянки Урсаті, Нетесовський, Михайлівський, Колоті, Ольховський[1].

Після 1917 року на базі Жовторіченського залізорудного родовища було створено рудоуправління «Жовта ріка» тресту "Кривбасруда". З 1934 року, після запровадження в дію шахти "Капітальна", почалося відпрацювання запасів винятково підземним способом. Рудник функціонував до початку окупації Криворіжжя. Під час війни рудник був затоплений, а піднімальна установка була приведена в аварійний стан. Усі спроби німців по відновленню рудника успіхів не мали. Після війни на родовищі були відкриті поклади урану[2].

З 1950 по 1993 рік відпрацюванням запасів цих руд займалося державне підприємство «Східний гірничо-збагачувальний комбінат» (у різні роки - підприємство №28, комбінат №9, а з 1966 року підприємство п/с 6449).

З 1993 року після відпрацювання родовища уранових руд на базі запасів скандій-ванадієвих і залізних руд Жовторіченського родовища було створене спільне українсько-бермудське підприємство з іноземними інвестиціями «ВостГОК-Ашурст».

Наприкінці 1995 року скандієва програма була зупинена через відсутність попиту на скандієву продукцію. З 1996 року до початку 2002 року доопрацьовувалися раніше підготовлені запаси залізних руд основного покладу. У другому кварталі 2002 року почалося затоплення гірничих виробок та відпрацьованих блоків шахти. А з 2003 року почалося неконтрольоване затоплення горизонтальних, вертикальних, похилих виробок та порожнеч відпрацьованих блоків і камер шахти, і до липня 2004 року рівень підземних вод майже досяг горизонту 405м. У складі шахтної води з'явилися зважені частки та хімічні елементи, які не є характерними для води шахти «Новая».

Подальше затоплення загрожувало для міста Жовті Води, та всього регіону Інгулецького басейну екологічною катастрофою. До зазначених вище еле-

ментів, могли бути додані ще природні радіонукліди уранового ряду, тому що вище цього горизонту залишилися невідпрацьованими запаси уранових руд з великою кількістю піриту. В зв'язку із цим протокольними рішеннями Державної комісії з питань техногенно-екологічної безпеки та надзвичайних ситуацій від 11.06.2003 року та від 08.10.2003 року було доручено міністерству охорони навколишнього середовища провести державну екологічну експертизу екологічної ситуації навколо шахти «Новая». За завданням Мінприроди України, ВАТ «УкрНТЕК» було проведено «Наукову еколого-експертну оцінку екологічної ситуації навколо шахти «Новая». У цій роботі було оцінено екологічний вплив на навколишнє середовище та економічні наслідки при трьох варіантах стану підприємства, а саме:

1. Повне затоплення (не контрольоване затоплення гірничих виробок шахти «Новая»);
2. Часткове затоплення (контрольоване затоплення гірничих виробок шахти «Новая» та утримання рівня води в шахті на рівні нижче гор. 405 м.);
3. Повернення шахті «Новая» статусу діючого гірничо-видобувного підприємства (відкачка води з гірничих виробок шахти «Новая» які було затоплено та утримання рівня води в шахті на безпечному рівні 20 -30 м. нижче гор. 615 м.).

З приходом у січні 2004 року на підприємство нового інвестора, в особі ВАТ «Полтавський ГЗК» і його дочірнього підприємства «Ферротранс», затоплення шахтного поля було зупинено і почалося його осушення і відновлення гірничих виробок на осушених горизонтах. Основною вимогою до підприємства була вимога здійснення моніторингу шахтних вод та його контролю в р. Жовта і р.Інгулець.

Метою роботи є аналіз досвіду моніторингу скидання шахтних вод колишнього урановидобувного підприємства, що піддалося перепрофілюванню, в залізорудну шахту.

Основні результати.

Хвостосховище балка «Розбери»

Хвостосховище балка «Розбери» призначено для складування хвостів збагачення ЗФ ТОВ «Восток-Руда» у вигляді пульпи, які транспортуються до хвостосховища гідравлічним транспортом по трубах. Хвостосховище балка «Розбери» використовується як накопичувач для складування відходів шахти «Новая» з 1969 року.

Транспортуюча рідина – вода. Таким чином, водовідливні установки відкачують воду з підземних виробок шахти «Новая» на поверхню. Вода використовується для технологічних потреб цеху переробки руд і потім скидається у хвостосховище балка «Розбери». З пруда відстойника вода забирається з хвостосховища та повторно використовується для зворотного водопостачання ЦПР (рис.1). Після використання у технологічному процесі та після освітлення надлишок води скидається в річку Жовта.

Хвостосховище розташовано на лівому схилі долини р. Жовта в балці «Розбери» і складається з основної і резервної ємностей. Хвостосховище оконтурене земляною греблею з ущільнених суглинків і глин, природним екраном греблі

є глинисті і суглинні ґрунти. Максимальна висота основної дамби 26,5 м. Абсолютна відмітка гребеня дамби 124,5 м.

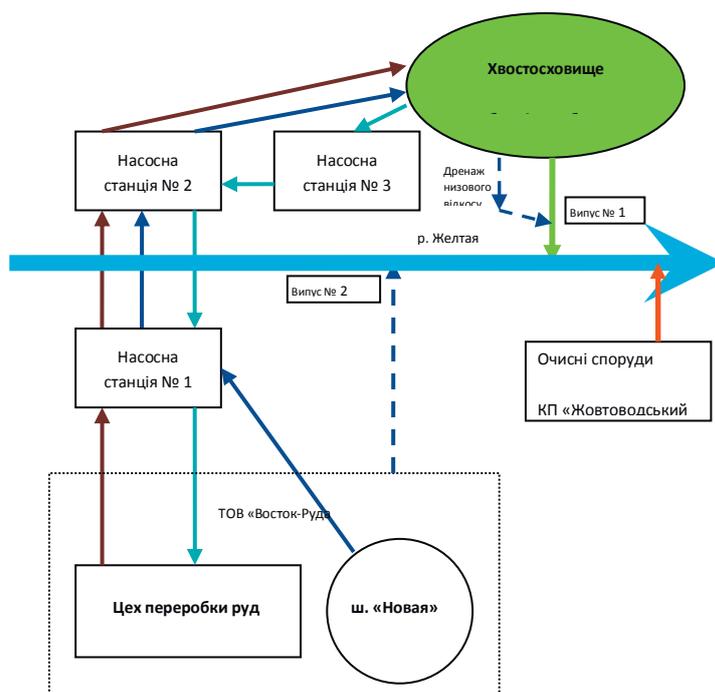


Рис. 1. Принципіальна схема повторного використання зворотних вод

Характеристика шахтних вод

В результаті дренажних робіт, які велися на родовищі з 1946 року по квітень 2002 року, породи західного крила були практично повністю осушені від поверхні до горизонту 615 м. При цьому вміст хімічних елементів у воді шахти «Нова» прийняв стабільний характер та був не змінний на протязі багаторічного періоду. Підземна вода, що відкачується та скидається, за інтегральним критерієм розділу питних і мінеральних вод відноситься до низькомінералізованих сульфатних вод (мінералізація за рахунок сульфат іону 1-2 г/л;), по усім іншим інгредієнтам хімічних речовин, підземна вода має концентрації, що не перевищують ГДК для питної води. Вміст основних хімічних елементів характерний для води шахти «Нова»:

- залізо загальне – менше 0,1 мг/дм³;
- сульфати – 890 мг/ дм³;
- завислі речовини – менше 10 мг/дм³;
- фосфати – 0,05 мг/дм³;
- сухий залишок – 1,7-1,8 мг/дм³.

Проте, у зв'язку з тим, що з квітня 2002 року на підприємстві ТОВ «Восток-Руда» роботи з підготовки запасів до відпрацювання та видобутку залізної руди були зупинені, припинилися і роботи з осушення родовища, а електроенергію вимкнено. Водовідлив з гірничих виробок шахти «Новая» підприємства був зупинений повністю. В результаті цього горизонтальні, вертикальні, похилі

виробки та порожнечі відпрацьованих блоків і камер шахти були затоплені, і до липня 2004 року рівень підземних вод досяг горизонту 405м.

Як наслідок, у складі природно-відносно чистої води з'явилися зважені частки та хімічні елементи, у кількості, яка не є характерною для води шахти «Новая», що змушувало проводити моніторинг та шукати заходи, спрямовані на зниження вмісту зазначених елементів у шахтній воді.

З січня 2004 року ТОВ «Восток-Руда» почало виконувати заходи по відновленню виробництва. Затоплення шахтного поля було зупинено і почалося осушення виробок шахти і порід, які вміщують поклад, а також відновлення, ремонт гірничих виробок на осушених горизонтах, монтаж та налагодження нового обладнання.

Поступово на протязі двох років, завдяки забезпечення виконання спеціальних заходів та унікальних технологій відкачки води «Ерліфтами», було знижено рівень води в шахті «Новая» до горизонту нижче 615 м. Водоприток в гірничі виробки шахти «Новая» стабілізувався у 2009 – 2010 роках на рівні 20 – 30 м. нижче гор. 615м, і у теперішній час відкачка води здійснюється за схемою ступеневого водовідливу. Сумарний водоприток з 2010 по 2015 роки коливався у межах 380-420 м³ / год. Хімічний склад води також стабілізувався та підземна вода має концентрації, що по більшості показників не перевищують та фонових показників річки Жовта(табл.1).

Основне завдання моніторингу шахтних, зворотних та поверхневих вод, полягає в організації спостережень, збирання, обробки, збереження та аналізу інформації про стан водних об'єктів за встановленими створами, прогнозування змін хімічного складу водних об'єктів з урахуванням впливу гідрологічної обстановки поверхневих водотоків та водойм, та розробки оперативних науково-обґрунтованих висновків і рекомендацій для прийняття відповідних рішень та дій з боку підприємства.

Таблиця 1

Показники складу шахтної води та порівняння їх з фоновими та гранично-допустимими концентраціями для комунально-побутових вод

Показники складу шахтної води	Фактичні концентрації хімічних речовин, мг/дм ³ . Натурні дані лабораторних досліджень (середні за 2014рік.)	ГДК [3] Комунально-побутові води	Фонові значення для води р. Жовта
Завислі речовини	3,049	Фон +0,75	4,5
Хлориди	212,47	350	202,13
Сульфати	905,8	500	916,56
Залізо загальне	0,0935	0,3	0,3
Фосфати	<0,050	3,5	0,27
Азот амонійний	0,1494	2,0	0,3
Нітрати	20,213	45,0	7,48

Моніторинг здійснюється згідно з «Планом-графіком контролю якості зворотніх вод, які скидаються з хвостосховища в балці «Р» в річку Жовта». Місця відбору проб води, періодичність відбору проб встановлені відповідно до нормативів ГДС і графіка контролю складу зворотніх вод ТОВ «Восток-Руда».

Під час виконання випробувань застосовуються наступні методи хімічного аналізу: титриметричний, гравіметричний, фотометричний, спектрометричний.

За результатами моніторингу хімічного складу шахтної води, за період з 2004 року по 2015 рік було встановлено, що у період з 2004 по 2008 рік спостерігалось постійне зниження вмісту у воді всіх контрольованих хімічних елементів, а за період з 2008 року по 2011 рік вміст хімічних елементів у шахтній воді прийняв стабільний характер. По усім хімічним речовинам та важким металам за період з 2012 р. по 2015 р. не зафіксовано жодного перевищення встановлених ГДК та фонових значень річки Жовта.

З високою ступінню ймовірності доведено, що у міру осушення гірничого масиву шахти «Новая» від поверхні до горизонту 615 м, сталося відновлення та стабілізація природного водопритоку в шахті «Новая», фактичні показники концентрацій по основним забруднювачам у шахтній воді стали значно нижче. За рахунок осушення масиву, зміни маршрутів міграції водних потоків, зникли і джерела контактів та забруднення підземних вод у гірничому масиві, що призпичило потрапляння забруднених вод у шахтну воду, і як наслідок зменшення кількісних показників у зворотній воді, яка скидається з хвостосховища балка «Розбери» у р. Жовта.

На теперішній час, за даними моніторингу хімічного складу шахтної води, за період з 2004 року по 2015 рік встановлено, що у міру осушення гірничого масиву шахти «Новая» від поверхні до горизонту 615 м спостерігалось постійне зниження вмісту у воді всіх контрольованих хімічних речовин, а за період з 2011 року по 2015 рік вміст хімічних елементів у шахтній воді, по яким на початку відкачки води із затоплених горизонтів (2004 – 2007 роки) були значні перевищення ГДК та природного складу шахтної води, прийняв стабільний характер

В результаті відновлення та стабілізації природного водопритоку в шахті «Новая», фактичні показники концентрацій по основним забруднювачам у шахтній воді стали нижче, ніж показники 2005-2008р.р

Відстояна шахтна вода, подається у верхів'я хвостосховища, самопливом проходить крізь зарості вищої водної рослинності (ВВР) по картах хвостосховища і, в результаті природно та штучно створеного біогеоценозу, очищена та освітлена вода потрапляє у прудок накопичувач. З прудка накопичувача надлишок води скидається в річку Жовта. За даними тривалого інструментально-лабораторного контролю вмісту хімічних речовин по затверджених контрольних створах, за період з 2012 року по 2015 рік, у воді яка скидається з хвостосховища в балці «Розбери» у р. Жовта не встановлено жодного перевищення встановлених нормативів ГДС і фонових значень для річки Жовта.

На рис. 2-4 приведені діаграми динаміки зміни концентрацій хімічних речовин у шахтній воді (2004 рік) та у зворотній воді, що скидалась з хвостосховища в балці «Р» в р. Жовта з випуску №1 (2005 – 2014 р.р.).

Залізо

Затверджена допустима концентрація - 0,267мг/дм³

Гранично допустима концентрація (норматив) – 0,3мг/дм³

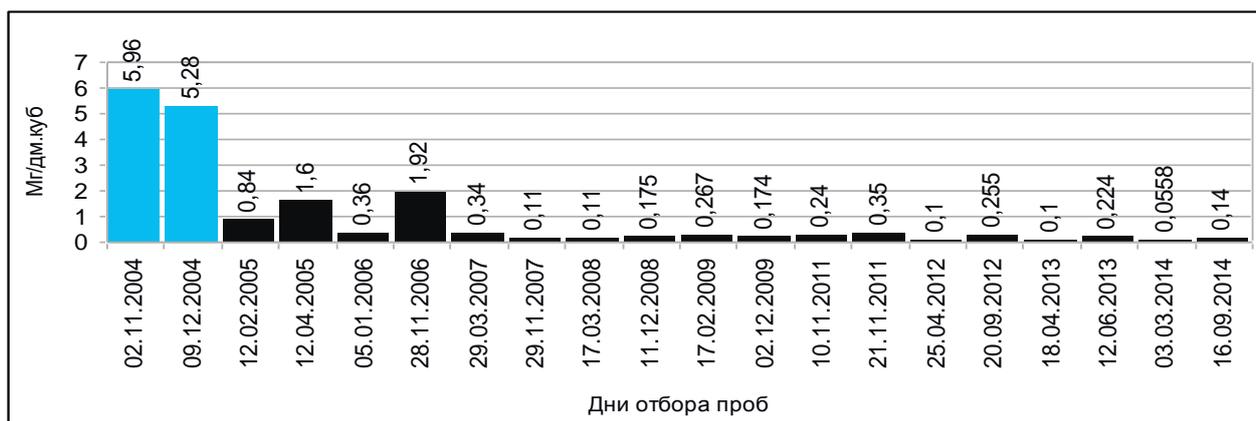


Рис. 2. Концентрація заліза у шахтній воді (2004 рік) та у зворотній воді з випуску №1 (2005 – 2014 р.р.).

Для складання діаграм використовувались максимальні та мінімальні щомісячні показники концентрацій хімічних речовин. (У 2004 році скид зворотної води з хвостосховища не здійснювався).

В річці Інгулець здійснюється змішування, де води річки Жовта розбавляються водами річки Інгулець з витратою по створу 8 (нижче греблі Іскрівського водосховища) – 5,23 м³/сек. Хімічний склад води, отриманий в результаті змішування на цій ступені, в основному визначає якість води в річці Інгулець, нижче впадіння в неї річки Жовта (створ 9).

Сульфати

Затверджена допустима концентрація - 915мг/дм³

Фон р.Жовта - 916,56мг/дм³

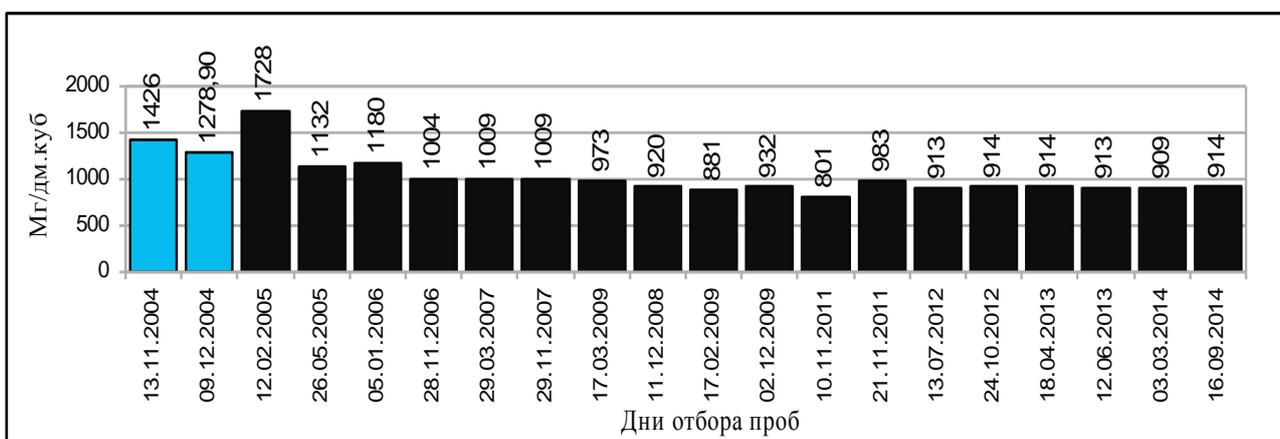


Рис. 3. Концентрація сульфатів у шахтній воді (2004 рік) та у зворотній воді з випуску №1 (2005 – 2014 р.р.).

Фосфати

Затверджена допустима концентрація - 0,5мг/дм³

Гранично допустима концентрація (норматив) – 3,5мг/дм³

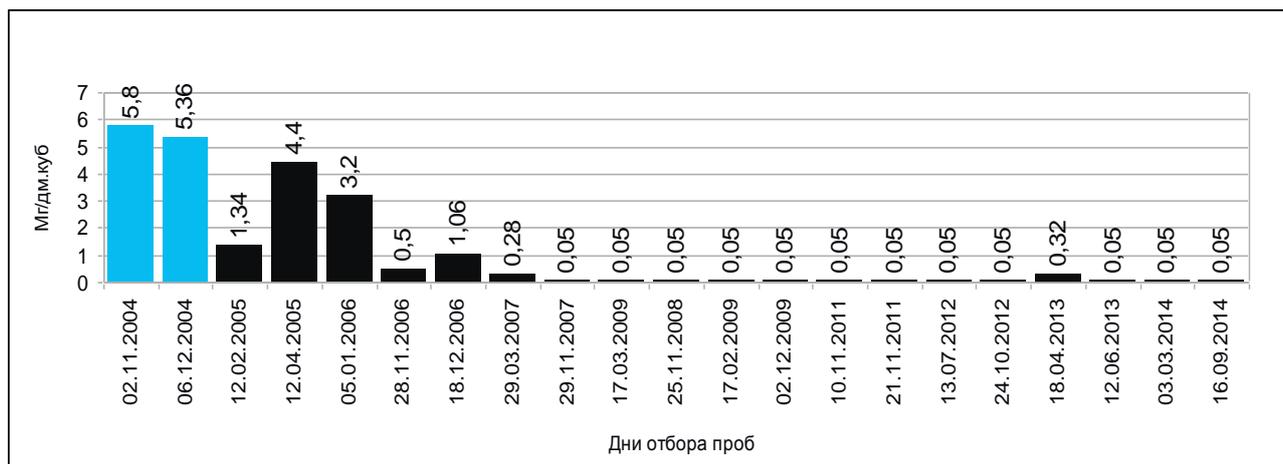


Рис. 4. Концентрація фосфатів у шахтній воді (2004 рік) та у зворотній воді з випуску №1 (2005 – 2014 р.р.).

Фон р. Жовта близький до хімічного складу зворотної води, що скидається з хвостосховища «Р».

В зворотних водах ТОВ «Восток – Руда», які скидаються з хвостосховища балка «Р» в р.Жовта з випуску №1 концентрація по усім інгредієнтам, встановленим нормативами ГДС, в відповідності до переліку списку А, постанови КМУ №1100 від 11.09.96р., не перевищує ГДК, згідно проекту ГДС та ГДК на питну воду. ГДК для сульфат іону та сухого залишку, згідно нормативів ГДС, встановлена по даним фонових значень р. Жовта, становить 916 мг/дм³, та 2221 мг/дм³ відповідно.

Фактичні дані, по результатам лабораторних досліджень, виконаних в період межени 09.07.2014 року при скиді зворотних вод з хвостосховища в балці «Р» в об'ємі 125 м³ за годину, приведені в табл. 2. Діаграми концентрацій хімічних речовин у воді р.р. Жовтої та Інгулець, відібраних по контрольним створам приведені на рис.5-6.

За даними лабораторних досліджень, виконаних 09.07.2014 року, в дуже маловодному періоді, концентрація усіх контрольованих хімічних речовин у р.Інгулець в контрольному створі 9 (500м нижче впадіння річки Жовтої у річку Інгулець) та у воді водосховища «Карачуни» не перевищує ГДК, згідно санітарних норм для питного та госпобутового водокористування.

В річці Інгулець відбувається вагоме розбавлення води річки Жовтої, тобто впадіння річки Жовтої в річку Інгулець навіть в дуже маловодний період чинить слабкий вплив на змінення її хімічного складу. Концентрація хімічних речовин р.Інгулець не перевищує ГДК, згідно санітарних норм. Процеси, що змінюють характер речовин, які надходять у водні об'єкти, це процеси самоочищення.

Таблиця 2

Результати лабораторних досліджень забруднюючих речовин у шахтній воді, та у воді р.Жовта, р.Інгулець та у водосховищі Карачуни (09.07.2014)

Речовини, що визначались	Місце відбору проби										ГДК, згідно СанПіН, питна вода, мг/дм ³
	р. Жовта. 1000 м вище випуску, створ 4	Випуск №1 створ 3	р. Жовта. 500 м нижче випуску, створ 5	Скид стічних вод очисних споруд водоканалу, лоток	р. Жовта, місце впадіння в річку Інгулець, створ 7	р.Інгулець, 500м вище впадіння р. Жовтої в річку Інгулець, створ 8	р.Інгулець, 500 м нижче впадіння р.Жовтої в р.Інгулець створ 9	Водосховище Карачуни створ 11.			
Нітрити	< 0,03	0,12	0,046	0,73	0,034	< 0,03	< 0,03	0,05	0,05	3,3	
Нітрати	< 0,50	19,2	13,6	2,38	21,0	< 0,05	< 0,05	2,46	2,46	45	
Амоній	0,47	0,11	0,15	2,31	0,54	0,42	0,43	0,38	0,38	2,0	
Фосфати	-	< 0,05	-	0,33	-	-	-	-	-	3,5	
АПАР	-	< 0,01	-	-	-	-	-	-	-	-	
Хлориди	198	235	248	371	315	21	32	54	54	350	
Сульфати	608	912	997	83,1	753	83	81,6	162	162	500	
Сухий залишок	1562	2152	2331	1353	1940	377	386	572	572	1000	
pH	7,525	7,522	7,432	7,452	7,532	7,641	7,555	7,538	7,538		
XПК	39,2	12,7	14,7	28,7	21,7	13,2	20,2	21,2	21,2	30,0	
Нафтопродукти	-	< 0,1	-	-	-	-	-	-	-	0,3	
Завислі речовини	-	5,7	-	-	-	-	-	-	-	13,8	
Жорсткість заг., мг-екв/л	6,4	6,5	7,0	5,4	8,5	2,2	2,2	2,8	2,8	7(10)	
Розчин. кисень	12,0	6,2	5,4	9,1	7,3	5,2	6,8	7,0	7,0	не<4	
БПК ₅	5,7	3,8	< 3	4,6	3,2	< 3	< 3	4,0	4,0	4,5	

Сукупність розбавлення і самоочищення створюють здатність водного об'єкта до очищення, що й спостерігається при дослідженнях забруднюючих речовин у шахтній воді, та у воді р.Жовта, р.Інгулець та у водосховищі Карачуни (табл 2.).

Хлориди

Затверджена допустима концентрація -238 мг/дм³

Гранично допустима концентрація (норматив) – 350мг/дм³

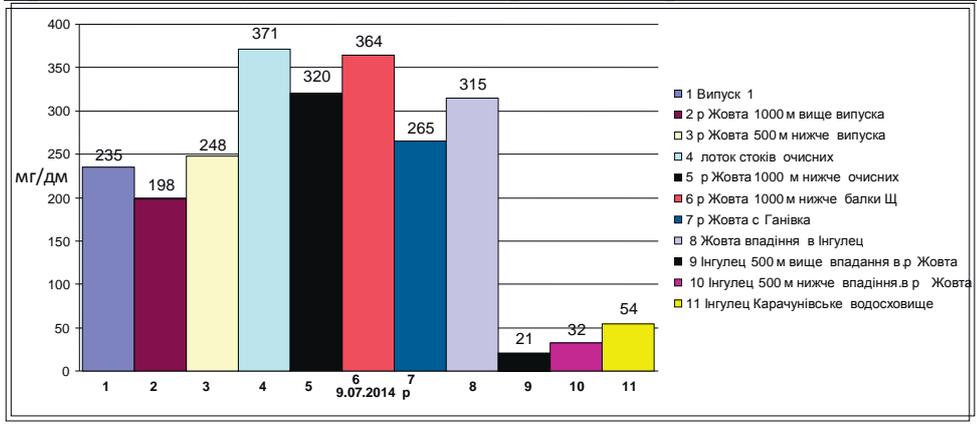


Рис. 5. Концентрація хлоридів у воді річок по створам контролю зворотніх вод ТОВ «Восток-Руда»

Сульфати

Затверджена допустима концентрація - 915мг/дм³

Гранично допустима концентрація (норматив) – 500мг/дм³

Фон р.Жовта - 916,56мг/дм³

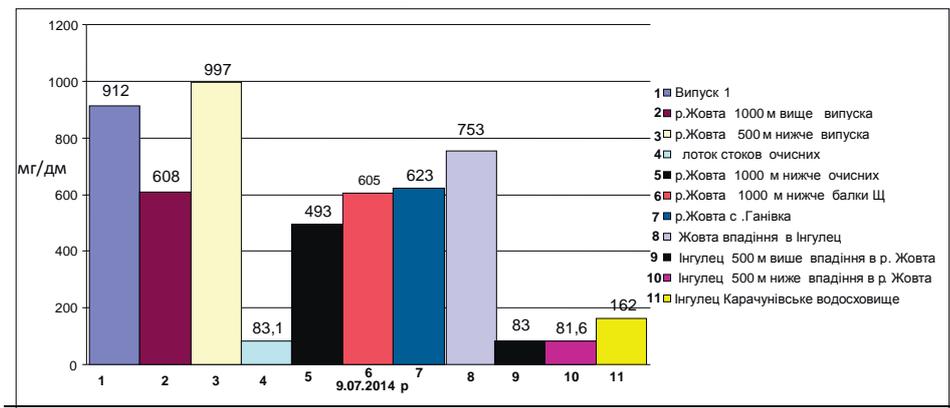


Рис. 6. Концентрація сульфатів у воді річок по створам контролю зворотніх вод ТОВ «Восток-Руда»

Висновки. На теперішній час, за даними розробленої системи моніторингу хімічного складу шахтної води, за період з 2004 року по 2014 рік встановлено, що у міру осушення гірничого масиву шахти «Новая» від поверхні до горизонту 615 м спостерігалось постійне зниження вмісту у воді всіх контрольованих хімічних речовин, а за період з 2011 року по 2015 рік вміст хімічних елеме-

нтів у шахтній воді, по яким на початку відкачки води із затоплених горизонтів (2004 – 2007 роки) були значні перевищення ГДК та природного складу шахтної води, прийняв стабільний характер

В результаті відновлення та стабілізації природного водопритоку в шахті «Новая», фактичні показники концентрацій по основним забруднювачам у шахтній воді стали нижче, ніж показники 2005-2008р.р

Концентрація будь яких інгредієнтів у зворотній воді навіть при максимально допустимому скиді ТОВ «Восток-Руда» не буде впливати на якість води водосховища «Карачуни», буде набагато нижче ГДК, згідно санітарних норм, і знаходиться в оптимально сприятливих значеннях для питного водопостачання.

Список літератури

1. Желтым Водам – 100, Пригожин Ю.И., Калюжный Н.И., Кривоносов Ю. М., Меркушев Н.А., Днепрпетровск “СІЧ”, 1995г.- 118с.
2. Добыча и переработка урановых руд в Украине : Монография. – К.: «АФЕД-Украина», 2001.-238с.
3. САНПин 4630-88. Санитарные правила и нормы охраны поверхностных вод от загрязнения. – М.: Изд. Минздрава СССР, 1988. – 67 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 25.02.2015*

УДК 504.5.06+622.69:620.162

© О.В. Орлинская, Н.Н. Максимова, Ю.Н. Сорока, К.Т. Кобзар

ВЛИЯНИЕ ОТВАЛОВ ФОСФОГИПСА НА ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ПРИЛЕГАЮЩИХ ЗЕМЕЛЬ

Показана миграция Co, Ni, Cr, Zn и других химических соединений, содержащихся в отвале фосфогипса, в почвы прилегающих территорий с последующим образованием ореолов загрязнения. Оценено техногенное влияние объекта на прилегающие земли по суммарному показателю загрязненности, а также методом В.М. Гуцуляка.

Показана міграція Co, Ni, Cr, Zn та інших хімічних сполук, які містяться у відвалі фосфогіпсу, в ґрунти прилеглих територій з подальшим утворенням ореолів забруднення. Оцінено техногенний вплив об'єкта на прилегли землі за сумарним показником забрудненості, а також методом В.М. Гуцуляка.

Migration chemical compounds Co, Ni, Cr, Zn etc. from phosphogypsum dump in soil are shown. The impact of technogenic object on the surrounding land estimated by V.M. Gutsulyak and total pollution index methods.

Введение. На сегодняшний день на территории Украины складировано около 60 млн. т. отходов фосфогипса, которые рассматриваются в законода-

тельной базе как малотоксичные [1], однако, участки, прилегающие к отвалам, отличаются повышенным содержанием тяжелых металлов и радиоактивных веществ. Причина деградации прилегающих земель, может заключаться в следующем. Под воздействием ветра, атмосферных осадков и перепада температур происходят такие процессы:

-загрязнение дневной поверхности вследствие пыления отвала, подтверждением чего является переход в газовую фазу около 10 г фтора на 1 т фосфогипса согласно данным [2];

- атмосферными осадками вымывается с поверхности отвала около 10 % фтора [2], что приводит к загрязнению грунтовых вод и почв.

Результаты исследований. Возможность миграции водорастворимых компонентов, в первую очередь сульфатов и фосфатов, из тела отвала в подстилающие породы рассмотрим на примере отходов фосфогипса бывшего комбината Винницкий «Химпром», складированных в начале 90-х годов прошлого века (рис. 1). Отвал вмещает около 500 тыс. т отходов и занимает площадь около 2,1 га. Земельный отвод расположен в черте города так, что селитебная зона и приусадебные участки находятся на расстоянии не более 25 м от подошвы техногенного объекта (рис. 1 б). Для земельных приусадебных участков характерна высокая урожайность сельскохозяйственных культур. Объяснить крупность корнеплодов, можно за счет насыщения почв микроэлементами, содержащимися в фосфогипсе, вследствие ветровой и водной эрозии поверхности отвала, а также миграции растворенных компонентов из тела техногенного объекта в воды зоны аэрации, которые питают корневую систему растений. Техногенное влияние отвала на изменение качественных показателей грунтовых вод косвенно подтверждается тем, что в 2002 г. воду во всех местных колодцах признали не пригодной для потребления. Водозаборы были ликвидированы и заменены на централизованную систему водоснабжения. К сожалению, ранее влияние отвала на качественные показатели грунтовых вод и прилегающих земель не исследовалось.

Для оценки техногенной нагрузки от отвала на почвы изучалось пространственное распределение химических элементов. С этой целью было отобрано методом конверта 11 образцов почвы, образец фосфогипса из тела отвала и контроль для определения фона. В сертифицированной лаборатории ООО «Центр радиозэкологического мониторинга» определялся химический состав породных образцов с помощью атомно-эмиссионного спектрального анализа с индуктивно связанной аргоновой плазмой.

Данные оптического анализа зафиксировали повышенные концентрации химических элементов *Pb, Zn, Ni, Mn, Sr, Cr* в почвах (табл. 1), что отображено в виде геохимической формулы [3]. Во внимание берутся 14 элементов (*Pb, P, Zn, W, Co, Cu, Mo, Ni, Nb, Cr, Li, V, Mn, Ba*) [3]. В геохимической формуле перед дробью отмечаются элементы, содержание которых соответствует фону; в числителе – элементы, концентрация которых превышает фоновые; в знаменателе – ниже фоновых.

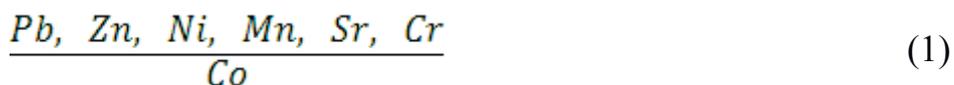


а



б

Рис. 1. Отвал фосфогипса (а) и прилегающие приусадебные участки (б)



В пределах исследуемой территории наблюдаются превышения предельно допустимых концентраций тяжелых металлов согласно ГН 2.1.7.2041-06, в частности свинца *Pb* – максимум в 1,88 раз, кобальта *Co* – в 2,54 раза, никеля *Ni* – в 41,35 раз, хрома *Cr* – в 37,9 раз, цинка *Zn* – в 4,16 раз и т.д.

Таблица 1

Содержание микроэлементов в отвале фосфогипса и в почвах прилегающих территорий

Содержание, мг/кг	Наименование химического элемента								
	никель <i>Ni</i>	барий <i>Ba</i>	стронций <i>Sr</i>	кальций <i>Ca</i>	хром <i>Cr</i>	лантан <i>La</i>	магний <i>Mg</i>	натрий <i>Na</i>	иттрий <i>Y</i>
в теле отвала	132,6	590,3	14373	206550	224,3	1287	1178	3291	201,1
в почвах	165,4	694,1	14100	245850	235,5	1479	4542	7845	245,4
среднее значение*	151,43	597,4	8201	155725	215,85	951,1	3379,75	3228,25	162,3

Примечание: * усредненное значение данных образцов № 6, 8-11.

Пространственному распространению микроэлементов способствуют благоприятные гидрогеологические условия. Опасные химические компоненты, поступающие с поверхности в воды зоны аэрации, могут приобретать гидравлическую связь с трещиноватыми водами фундамента, что приведет к загрязнению последних и образованию крупных ореолов загрязнения подземных вод.

Оценка экологической опасности загрязнения почв вблизи отвала выполнена с помощью коэффициента (K_c), показывающего кратность превышения концентрации химических элементов относительно фона, и суммарного показателя полуэлементного загрязнения грунтов тяжелыми металлами (Z_c) [4]:

$$Z_c = \sum_{i=1}^n (K_{c_i} - (n-1)) \quad (2)$$

где n – число элементов.

Оценка степени загрязнения грунтов показала, в основном, умеренно опасный и опасный уровни загрязненности территорий по мере приближения к отвалу (рис. 2).

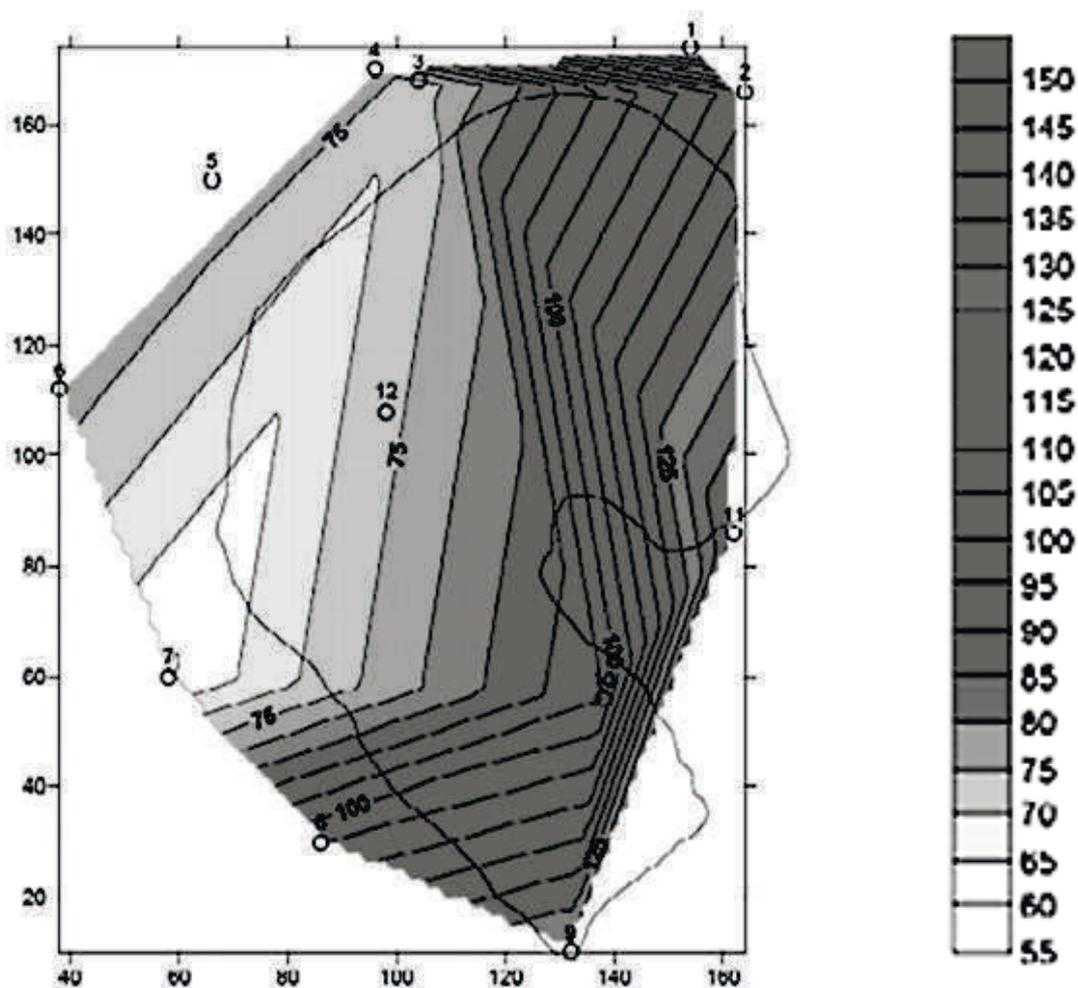


Рис. 2. Карта-схема распределения содержания Zn с нанесенными точками отбора образцов

Геомеханическая нагрузка от отвала на ландшафт оценена по методу В.М. Гуцуляка [4]. Показатель интенсивности загрязнения природного компонента P_j определяется по формуле:

$$P_j = \sum_{i=1}^n (Kc_i - 1)M_i \quad (3)$$

где Kc_i и M_i – коэффициент концентрации и индекс опасности химического элемента соответственно.

Следует отметить, что индекс опасности M_i , по мнению В.М. Гуцуляка, учитывает синергическое действие загрязнителей и его значения варьируют следующим образом: для элементов I класса опасности $M_i \geq 4,1$; для II класса – $M_i = (2,6 \div 4)$; для III класса – $M_i = (2,5 \div 0,5)$; для IV класса – $M_i < 0,5$ [4].

Оценка влияния отвала на экологическое состояние почв методом суммарного показателя загрязненности показала результаты, совпадающие с выше приведенными: умеренно опасный и опасные уровни загрязнения прилегающих к отвалу территорий.

Полученные уровни экологической опасности не соответствуют нормативной классификации [1], согласно которой отходы фосфогипса относятся к малоопасным видам отходов IV класса. Ставка налогообложения за их складирование на сегодняшний день минимальная и составляет $H_{\Pi i} = 0,31$ грн./т [1]. При расчете размера налога Π_{PB} кроме того берут во внимание объем отходов M_{l_i} , корректирующие коэффициенты, учитывающие отдаленность участка складирования от населенного пункта K_T и обеспеченность полного исключения загрязнения атмосферного воздуха или водных объектов K_o [1]:

$$\Pi_{PB} = \sum_{i=1}^n H_{\Pi i} \cdot M_{l_i} \cdot K_T \cdot K_o \quad (4)$$

Таким образом, на сегодняшний день методика налогообложения складированных отходов не учитывает, что влияние лежалых отвалов проявляется со временем.

Согласно формуле (4) размер налогообложения отходов на окраине г. Винница составляет 1,395 млн. гривен. Смена класса отходов фосфогипса с «IV класс – малоопасные» на «III класс – умеренно опасные» привела бы к увеличению налогообложения до 36,63 млн. гривен за счет изменения ставки с 0,31 на 8,14 грн./т. Существенное повышение платы за складирование, в случае Винницкого «Химпрома» – на 35,235 млн. грн., должно стимулировать поиски рациональных методов вторичного использования и утилизации отходов.

Следует отметить, что в большинстве стран – производителей удобрений на основании фосфогипса, установлен размер нормативных выплат за размещение отвалов с учетом только экономических приоритетов (табл. 2) [5].

Виды платежей за размещение фосфогипса в разных странах – производителях минеральных удобрений [5]

Страна	Вид платежу		
	Налог	Сбор	Штраф
США	На земельный отвод под размещение отвалов	—	За использование фосфогипса с радиоактивностью более 370 Бк/кг
Канада	На земельный отвод под размещение отвалов	—	За использование фосфогипса с радиоактивностью более 200 Бк/кг
Финляндия	На производство всех видов радиоактивных отходов, производство и использование минеральных удобрений	—	За несвоевременную плату, нарушение технологии переработки
Марокко	—	За производство особо опасных отходов	За использование фосфогипса с радиоактивностью более 250 Бк/кг
ЮАР	На земельный отвод под размещение отвалов	—	За сверхнормированное количество отходов, нарушение технологии переработки отходов
Венгрия	—	—	За сверхнормированное количество отходов, нарушение технологии переработки отходов
Китай	—	За разрешение на использование земельных участков под отвалы производственных отходов	За размещение фосфогипса с нарушением территориального и химического режима
Индия	На доходы сверхприбыльных отраслей	За разрешение на извлечение полезных ископаемых из отвалов фосфогипса	За размещение фосфогипса с нарушением гидрологического и территориального режима
Южная Корея	—	—	За размещение фосфогипса с нарушением гидрологического и территориального режима
Швеция	На производство минеральных удобрений и всех видов радиоактивных веществ	—	—
Россия	—	За размещение отходов	За несвоевременное внесение платежа
Беларусь	—	За размещение отходов	За несвоевременное внесение платежа
Украина	—	За размещение отходов	За несвоевременное внесение платежа

Так, крупнейшим производителем фосфорных удобрений являются США, где фосфогипс отнесен к неопасным отходам, а производители удобрений освобождены от платы за его размещения. Главным взысканием является налог на участок земельного отвода. Дискуссия об отнесении фосфогипса к категории опасных отходов из-за его высокой и устойчивой радиоактивности видимо будет продолжаться до 2030 г., когда по плановым оценкам американского правительства добыча фосфоритного сырья будет остановлена, а остатки законсервированы и объявлены стратегическими запасами [5].

Вывод. Таким образом, сегодня остро стоит вопрос об утилизации фосфогипса, решение которого приведет к предупреждению загрязнения почв, водной и воздушной сред, а также позволит уменьшить объемы разработки карьеров по добыче природного фосфоритового сырья.

Список литературы

1. Налоговый кодекс Украины. Раздел VIII. Экологическая часть: Эл.ресурс. – Режим доступа: http://buhgalter911.com/Res/Zakoni/NalCode/tekst_rozdil8.aspx
2. Касимов А.М. Утилизация фосфогипса с получением материала для производства гипсовых вяжущих / А.М. Касимов, О.Е. Леонова, Ю.А. Кононов // Мат. 4-й Международной конф. [«Сотрудничество для решения проблемы отходов»], (Харьков, 31 января – 1 февраля 2007 г). – Харьков: Харьковский нац. экономический ин.-т, 2007. – С. 39-40.
3. Орлинская О. В. Экологические проблемы железорудных регионов / О. В. Орлинская, О. А. Терешкова, Д. С. Пикареня // Мат. Всеукр. наук.-практ. конф. [«Екологічні проблеми гірничо-металургійного комплексу за умов формування принципів збалансованого розвитку»], (Дніпропетровськ, 2-3 грудня 2008). – К.: Центр екологічної освіти та інформації, 2008. – С. 165-172.
4. Тяжелые металлы в системе почва-растение-удобрение: монография / Под.общ. ред. М.М. Овчаренко. – М.: Пролетарский светоч, 1997. – 290 с.
5. Гармонизация экологических стандартов. Заключительный технический отчет. Блок 10: Нормативы качества окружающей среды / Т.В. Гусева, Я.П. Молчанова, В.А. Сурнин и др. – М: GTZ International Services, 2008. – С. 6-7.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 21.03.2015*

УДК 550.424

© Т.Ф. Яковишина

ЕКОЛОГІЧНА ОЦІНКА ВКЛЮЧЕННЯ ВАЖКИХ МЕТАЛІВ В ПРОДУКТИ ТЕХНОГЕНЕЗУ

Екологічна оцінка залучення важких металів в техногенезі продукції визначено як сумарного коефіцієнта їх ноосфери концентрації в металургійних шлаків. Доцільність з використанням шлаку було науково доведено, як промислова сировина, які, містять елементи - першого класу небезпеки - важких металів у виробництві будівельних матеріалів з дотриманням норм екологічну безпеку.

Экологическая оценка вовлечения тяжелых металлов в техногенезе продукции определена как суммарный коэффициент их ноосферы концентрации в металлургических шлаках. Целесообразность использования шлака научно доказано, как промышленное сырье, которое, содержит элементы - первого класса опасности - тяжелых металлов в производстве строительных материалов с соблюдением норм экологической безопасности.

The ecological estimation of the heavy metals involvement to the products technogenesis has been determined as summary coefficient of their noosphere concentration in the metallurgical slags. The feasibility of the using slag has been scientifically proved as industrial raw materials, which containing elements – first class of danger – heavy metals in the production of the building materials with compliance of the environmental safety standards.

Вступ. Внаслідок нераціональної господарської діяльності людини, коефіцієнт корисної дії якої стосовно використання природних ресурсів рідко коли сягає 15 %, поряд з кінцевою продукцією промислового виробництва, як відходи утворюється техногенна сировина, що являє собою відвали внаслідок видобутку корисних копалин, хвостосховища збагачувальних фабрик, золо- і шлаковідвали, тощо. Зазначені техногенні геохімічні утворення спричиняють амфіструктивну дію, бо, по-перше, залежно від масштабів можуть порушувати гомеостаз навіть окремих регіонів та ініціювати екологічні проблеми, а, по-друге, завдяки концентруванню хімічних елементів в значних кількостях є перспективними джерелами для впровадження рекуперації та подальшого включення цих компонентів у відповідні галузі промисловості. До таких цінних компонентів, насамперед, слід віднести важкі метали, видобуток яких збільшився в XXI столітті порівняно до попереднього в 28,18 разів для Zn; 6,90 – Pb; 34,14 – Cu; 238,97 – Ni; 478,19 – Cr; 492,86 – Cd. Бездіяльність стосовно техногенних геохімічних аномалій призводить до незворотних втрат цілої низки важких металів, як безпосередньо зі стічними водами, пилом та газами, так і за рахунок вторинних процесів гіпергенезису компонентів [1], результатом яких є забруднення біосфери та включення токсикантів до трофічних ланцюгів, що вкрай небезпечно для здоров'я людини.

Аналіз публікацій по темі. Техногенез важких металів досить часто відображають з точки зору технофільності, що відбивається через підвищення щорічного видобутку порівняно до їх кларку в літосфері, а саме: чим більша величина технофільності, тим інтенсивніше включення металу в техногенну міграцію, а отже потреба людства в цих елементах [2]. Техногенну міграцію атомів хімічних елементів характеризують шляхом деформації біогеохімічних циклів в результаті порушення останніх антропогенною діяльністю людини порівнюючи природні й антропогенні потоки за допомогою таких показників як: коефіцієнт повноти техногенного використання, деструкційна активність, тощо [3, 4]. Стосовно екологічної безпеки неабиякого сенсу набуває визначення модулю техногенного навантаження, як на планетарному рівні, так і з урахуванням строкатості для кожної біогеохімічної провінції окремо взятих регіонів. Але вище означені показники, передусім, характеризують розповсюдження токсикантів в навколишньому природному середовищі, а при нормуванні за допомогою ГДК – забруднення його складових та безпеки або небезпеки для здоров'я людини. Тому постає правомірне питання стосовно тимчасового депонування за рахунок включення важких металів в продукти техногенезу, адже про-

довження життєвого циклу шляхом подальшого використання техногенної сировини дасть змогу, без зашкодження потребам людства, скоротити об'єми видобутку, а відповідно, привнесення й розповсюдження токсикантів в біосфері.

Мінеральну сировину техногенних утворень А.П. Дмітієвим та М.Г. Зільбершмідтом запропоновано розглядати з вірогідністю зміни її складу, будови й стану під впливом природних та антропогенних факторів, а також запасів внутрішньої енергії [1]. С.М. Поповим створена система оцінки варіантів можливого використання відходів, яка ґрунтується на аналізі трьох груп факторів: 1 – характеристики безпосередньо самих відходів; 2 – напрямків та існуючих методів їх використання; 3 – впливу на стан навколишнього природного середовища [5]. Приміром в Україні традиційно шлаки застосовуються для виробництва шлакопортландцементу та портландцементу; шлакової пемзи; щебеню; шлаковати; шлакоситалу; авантюрину, тощо [6]. Проте в теперішній час існує цілий ряд методів вилучення цінних компонентів з відходів, які ґрунтуються на процесах вилуговування й обмінної десорбції, міграції та концентрування елементів розсіяних в деякому об'ємі [7]. Напрямки подальшого використання відходів, як техногенної сировини, в промисловому виробництві зумовлюються безпосередньо концентрацією цінних компонентів, фізико-хімічними характеристиками їх сполук та витратами на вилучення порівняно до традиційних технологій. Однак проблема собівартості досить часто нівелюється при порівнянні вмісту металів у відходах та рудах або з кларком в літосфері особливо з урахуванням відшкодувань в екологічні фонди на відновлення порушених земель.

Отже, проаналізувавши вище наведений науковий доробок цілого ряду авторів, слід зазначити наявність умовного розриву між характеристиками результату техногенезу важких металів в біосфері та можливістю їх використання в подальшому виробництві, котрий можна обґрунтувати шляхом екологічної оцінки доцільності включення його продуктів, як техногенної сировини, в різні галузі промисловості, що є актуальним науково-практичним завданням для народного господарства України.

Крім того доцільність використання важких металів з техногенної сировини підтверджується екологічним ефектом, по-перше, як прямо, за рахунок зменшення їх шкідливого впливу на навколишнє середовище, а по-друге, опосередковано, що відбивається через економію витрат на утримання місць складування.

Мета роботи полягала в екологічній оцінці включення важких металів в продукти техногенезу шляхом визначення їх ноосферної концентрації у відходах промислового виробництва та обґрунтування перспективних напрямків подальшого використання з дотриманням норм екологічної безпеки.

Методика. Розсіювання важких металів з продуктами техногенезу визначали за сумарним коефіцієнтом ноосферної концентрації у відходах промислового виробництва

$$C_k = \sum K_k \cdot n \quad (1)$$

де K_k – величина відношення вмісту компонентів у відході виробництва до кларку цих елементів в ноосфері; n – число елементів [4].

Для оцінки екологічної безпеки утворених відходів та перспектив подальшого використання доменного, конверторного та шлаку феромарганцю вираховували коефіцієнт ноосферної концентрації для основних компонентів (Al, Mg, Fe, Mn) та домішок, які були представлені важкими металами (Zn, Cu, Cr, Pb, Ni, Cd).

Результати досліджень та їх обговорення. Використання сумарного коефіцієнту ноосферної концентрації дає змогу оцінити відход, як джерело цінної ресурсної сировини, з точки зору, по-перше, кількості компонентів, а по-друге, їх концентрацій. Найбільш перспективним з проаналізованих шлаків щодо вторинного застосування у промисловому виробництві за цим показником є конверторний шлак. Аналіз значення сумарного коефіцієнту ноосферної концентрації та його складових дають змогу визначитися з вибором напрямку використання, приміром, за умов достатніх кількостей – вилучення важких металів або, при слідових кількостях – навпаки, їх депонування в матеріали та вироби. Основними компонентами, які входять до складу металургійних шлаків є SiO_2 – 16,6-50,0%; Al_2O_3 – 1,5-16,0%; CaO – 17,0-47,0 %; MgO – 3,0-17,0%; сполуки S – 0,05-2,7 %; Fe_2O_3 – 0,4-15,0 %; MnO – 0,2-18,0 % [8-10]. Отже вміст металів основних сполук порівняно з кларком в літосфері невисокий і тільки по мангану спостерігається стійке його перевищення (таблиця 1). Як домішки у складі шлаку також присутні важкі метали в кількостях здебільшого менших за кларк за виключенням вмісту в шлаку феромарганцю – Ni, доменному – Cd та конверторному шлаку – Cr і Cd. Проте вилучення важких металів не має сенсу, адже кондиційний їх вміст у руді, мінімальне значення якого зумовлює економічну доцільність видобутку для існуючих технологій в Україні становить 1-2 % [11].

Слід зазначити, що шлакові розплави – це, в основному, сплави силікатів та алюмосилікатів кальцію, отже цінний сировинний матеріал для виробництва будівельних матеріалів. Проте хімічний склад металургійних шлаків, який варіює в широких межах залежно від складу порожньої породи, виду металу, що виплавляється, особливостей самого металургійного процесу, умов охолодження, дещо обмежує їх застосування у виробництві будівельних матеріалів, виробів і конструкцій.

Вилучення важких металів з техногенних потоків біогеохімічних циклів міграції цих елементів шляхом депонування у продукції будівельної промисловості науково доведено цілим рядом експериментів щодо підтвердження надто слабкого їх вилуговування у природні води та амонійно-ацетатний буферний розчин (рН 4,8) [9, 12]. Отже із зазначених напрямків застосування шлаків, з точки зору мінімізації забруднення навколишнього середовища важкими металами, найбільш перспективним є другий, який по-перше, сприяє їх довгостроковому закріпленню, а, по-друге, зменшує використання природної сировини.

Висновок. Проведена екологічна оцінка включення важких металів в продукти техногенезу шляхом визначення сумарного коефіцієнту їх ноосферної концентрації в металургійних шлаках. Науково обґрунтована доцільність застосування шлаків, як техногенної сировини, що містить елементи – першого класу небезпеки – важкі метали, при виробництві будівельних матеріалів з дотриманням норм екологічної безпеки.

Таблиця 1

Ноосферна концентрація металів у шлаках

Шлак	Основні компоненти		Домішки		Сумарний коефіцієнт ноосферної концентрації
	Метал	Вміст, %	Важкий метал	Вміст, мг/кг	
		Відношення до кларку в літосфері		Відношення до кларку в літосфері	
Доменний шлак	Al	3,599-8,226	Zn	35,8	139,800-238,850
		0,447-1,022		0,431	
	Mg	2,942-8,827	Cu	4,3	
		1,573-4,720		0,091	
	Fe	0,686-1,030	Cr	91,0	
		0,148-0,221		1,096	
	Mn	0,153-0,764	Pb	15,2	
		1,530-7,640		0,95	
			Ni	1,2	
				0,020	
		Cd	0,1		
			7,692		
Конверторний шлак	Al	0,771-1,285	Zn	18,8	748,560-768,940
		0,096-0,160		0,226	
	Mg	2,824-3,119	Cu	16,3	
		1,510-1,668		0,346	
	Fe	8,925-10,298	Cr	1820,0	
		1,919-2,215		21,927	
	Mn	4,048-4,200	Pb	10,0	
		40,480-42,00		0,625	
			Ni	1,9	
				0,033	
		Cd	0,1		
			7,692		
Шлак феромарганцю	Al	2,056-2,571	Zn	71,7	494,848-742,520
		0,255-0,319		0,864	
	Mg	1,765-2,354	Ni	286,7	
		0,944-1,259		4,943	
	Fe	0,481-0,619	Cr	581,0	
		0,103-0,133		0,700	
Mn	4,582-7,634	Co	148,1		
	45,820-76,370		8,228		

Примітка: розрахунок проведено за даними Н. Спільник (2013), С. Розенова та Є. Нікуліна (1991).

Перспективи подальших досліджень потрібно зосередити на визначенні ноосферної концентрації важких металів в інших техногенних відходах з метою оцінки можливості застосування, як сировини, в подальшому промисловому виробництві та розробці на їх основі нових ресурсозберігаючих технологій за умов дотримання норм екологічної безпеки.

Список літератури

1. Дмитриев А. П. Методология экспертизы техногенного минерального сырья на экологическую чистоту и пригодность к переработке и комплексному применению / А. П. Дмитриев, М. Г. Зильбершмидт // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 1993. – № 9-12. – С. 25-31.
2. Касимов Н. С. Технофильность химических элементов в начале XXI века / Н. С. Касимов, Д. В. Власов // Вестник Московского университета. Сер. 5: География. – 2012. – № 1. – С. 15-22.
3. Глазовский Н. Ф. Техногенные потоки веществ в биосфере / Н. Ф. Глазовский // Добыча полезных ископаемых и геохимия природных элементов. – М.: Наука, 1982. – С. 7-28.
4. Перельман А. И. Геохимия ландшафта / А. И. Перельман, Н. С. Касимов. – М.: Астрель, 2000, 1996. – 610 с.
5. Попов С. М. Анализ факторов влияющих на выбор направлений использования отходов / С. М. Попов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № 5. – С. 58-62.
6. Моссур П. М. Техногенное минеральное сырье и его использование в Украине / П. М. Моссур, С. В. Негода // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № 6. – С. 299-307.
7. Воробьев А. Е. Базовая классификация методов воспроизводства минерального сырья / А. Е. Воробьев // Вестник Российского университета дружбы народов. – 2008. – № 3. – С. 18-24.
8. Калиниченко Н. В. Характеристика шлаков и их активация / Н. В. Калиниченко, С. А. Щербак, М. А. Елисеєва // Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури. – 2009. – № 11. – С. 4-8.
9. Ziemkiewicz P. Steel Slag: Applications For AMD Control / P. Ziemkiewicz // Conference on Hazardous Waste Research, 18-21 May 1998 : Proceedings. – Snowbird (USA), 1998. – P. 44-62.
10. Hamilton J. The use of steel slag in passive treatment design for AMD discharges in the Huff Run watershed restoration / J. Hamilton, J. Gue, C. Socotch // 28th West Virginia Mine Drainage Task Force Symposium, 10-11 April 2007 : Proceedings. – Morgantown, WV (USA), 2007. – P. 136-152.
11. Гамов М. И. Металлы в углях / М. И. Гамов, Н. В. Грановская, С. В. Левченко. – Ростов-на-Дону: ЮФУ, 2012. – 45 с.
12. Спильник Н. В. Экологически безопасные строительные материалы на основе граншлаков силикомарганца и доменных шлаков / Н. В. Спильник, С. А. Щербак // Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури. – 2013. – № 5. – С. 33-39.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голінком В.І.
Надійшла до редакції 21.03.2015*

ПОВЫШЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ НА КАРЬЕРАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ АВИАЦИОННОЙ ТЕХНИКИ

Приведены результаты оценки повышения экологической безопасности на карьерах с применением авиационной техники. Предложена установка для защиты окружающей среды от пылегазового облака при массовых взрывах в карьерах путем воздействия пароводогазо-воздушными реактивными струями. Определены геометрические параметры струи и объем очищенной атмосферы.

Наведено результати оцінки підвищення екологічної безпеки на кар'єрах із застосуванням авіаційної техніки. Запропоновано установку для захисту навколишнього середовища від пилогазового хмари при масових вибухах у кар'єрах шляхом впливу пароводогазо-повітряними реактивними струменями. Визначені геометричні параметри струменя і обсяг очищеної атмосфери.

The results of evaluation to improve the environmental safety in quarries using aircraft. A system for the protection of the environment from dust and gas clouds during mass explosion in careers by exposing the vaporwatergasair jet stream. The geometric parameters of the jet and the volume of purified air.

Введение. Добыча полезных ископаемых открытым способом продолжает развиваться и в будущем следует ожидать увеличения глубины больших карьеров Украины до 500 м. Несмотря на негативное воздействие на окружающую среду самым эффективным способом разрушения горных пород остается буровзрывной способ добычи полезных ископаемых. Ежегодно на горно-обогатительных комбинатах Украины взрывным способом разрабатывают около 100 млн. м³ горных пород. Производственная мощность комбинатов по сырой руде составляет от 15 до 30 млн. т в год, при этом количество массовых взрывов на одном комбинате изменяется от 24 до 48. Такая технология ведения открытых горных работ приводит к образованию пылегазового облака (ПГО) большого объема с высоким содержанием мелкодисперсной пыли и вредных газов, что создает значительные негативные экологические и социальные эффекты в основных горнопромышленных регионах Украины. Например, при массовом взрыве 200-300 т взрывчатки объем ПГО составляет 15-19 млн.м³, начальная температура в эпицентре облака достигает 600-800°C, а концентрация пыли 4000-5000 мг/м³. В зависимости от количества взрывчатого вещества, в атмосферу выбрасывается до 200 т пыли и 6-8 тыс. м³ вредных газов.

Образование ПГО это быстротечный процесс в результате которого за несколько секунд пылегазовое облако поднимается на высоту до 500-800 м, выходит за пределы карьера и распространяется по направлению ветровых потоков. Осаждение ПГО в жилых районах и на сельскохозяйственных угодьях создает ощутимые негативные эффекты в радиусе 15-20 км от карьера. Концентрация пыли в воздухе достигает 1200-2800 ПДК на расстоянии 1 км от карьера и до 90 ПДК на удалении 10 км [1]. В связи с этим, с экологической точки зрения, производство массовых взрывов при высокой ветровой активности недопустимо без применения эффективных способов подавления загрязняющих веществ.

В этой связи, разработка способов и средств повышение экологической безопасности на карьерах при массовых взрывах является актуальной научной зада-

чей, совпадающей с приоритетными направлениями развития науки и техники в Украине на период до 2020 года (раздел 4. Рациональное природопользование. Технологии очистки и предотвращения загрязнения атмосферного воздуха).

Цель исследований - оценить эффективность применения авиационной техники для повышения экологической безопасности при массовых взрывах на карьерах с применением реактивных пароводогазовоздушных струй.

Изложение основного материала исследований. Авиационная техника уже долгое время используется в различных отраслях промышленности: горнодобывающей, металлургической, химической, нефтегазовой, энергетике и др. Во многих случаях в промышленности могут быть использованы отработавшие в авиации двигатели, которые после соответствующего ремонта имеют до 10 тис.ч моторесурса.

Применение авиационных двигателей для улучшения условий труда горнорабочих на карьерах рассматривалось ещё 50-60 лет назад. На базе авиационной техники были разработаны и испытаны мощные установки искусственного проветривания для создания необходимых атмосферных условий и нормального ведения горных работ в глубоких карьерах. Первые исследования по применению реактивных авиационных двигателей для снижения пылевыделения в карьерах были выполнены в КГРИ и институте “Унипромедь” ещё в начале 60-х годов XX века.

Институтом “Унипромедь” совместно со специализированными авиационными организациями были разработаны установки УВУ-1, ПРВУ-РД-3М, КТКВ-12. Передвижная вентиляторная установка УВУ-1 была разработана на базе реактивного двигателя самолета ТУ-104 и включала шасси автомобиля БелАЗ-540, на платформе которого установлен двигатель РД-3М-500. Установка с положительным результатом была испытана в карьерах, имеющих глубину более 200 м, в то же время при глубине карьера около 100 м установка в периоды полного штиля оказалась малоэффективной [2].

Институтом НИИОГР была разработана и испытана реактивная установка для проветривания карьеров УПК-РД. Дальнобойность струи составила 700 м, расход воздуха в карьере 7 тыс. м³/с, на поверхности – 17 тыс. м³/с [2].

Институтом КГРИ была испытана вентиляторно-оросительная установка на базе турбореактивного двигателя ВК-1. Благодаря применению этой установки время простоев экскаваторов в районах запрета работ в дни массовых взрывов сократилось в 6-7 раз, продолжительность простоев на отдельных участках уменьшилась в 10 раз, простои всего карьера – в 2 раза. При проветривании реактивной установкой рабочих горизонтов запыленность атмосферы уменьшалась в 8-10 раз, увеличивалась влажность и снижалась температура воздуха. Анализ состава выходящих газов двигателя ВК-1, проведенный сотрудниками Института теплоэнергетики АНУ, показал, что концентрации вредных примесей в них незначительны и не представляют опасности. Шум, возникающий при работе двигателя, не влияет на условия труда в карьере. Установка была рекомендована для применения на открытых горных работах для улучшения атмосферных условий в карьерах, а также для ряда вспомогательных работ,

например, орошения пылящих поверхностей карьеров, хвостохранилищ и отвалов, очистки дорог, стрелочных переводов или думпкаров от снега и намерзшей горной массы [3].

Институтом горного дела совместно с институтом ВНИИБТГ и КБ института НИИОГР была разработана оросительно-вентиляционная карьерная установка ОВ-3 на базе автомобиля БелАЗ-540 и самолетного винта АВ-7Н-161. Винт приводится в движение двигателем автомобиля. Управление работой винта, поворотным механизмом, гидромонитором, водяным насосом осуществляется из кабины водителя. Промышленные испытания показали, что установка является достаточно эффективным средством для создания организованного движения воздуха в застойных зонах и карьерах объемом до 10 млн. м³. В летнее время установка может эффективно использоваться для снижения температуры и обеспыливания воздуха в застойных зонах. При использовании установки для дегазации взорванной горной массы время, затрачиваемое на проветривание, сокращается в 3-5 раз [2].

В НГАУ была предложена установка УРМ-К для регулирования параметров микроклимата карьеров на основе машины для тепловой обработки военной техники ТМС-65. Установка состоит из автомобильного шасси с турбореактивным двигателем ВК-1А с насадками. Испытания, проведенные совместно с Днепропетровским участком ПП “Харьковвзрывпром”, позволили разработать рекомендации по применению установки в карьерах для очистки атмосферы от пыли и вредных газов в экскаваторных забоях и после взрывных работ, а также для управления микроклиматом в рабочих зонах глубоких карьеров, в частности, температурой, скоростью и влажностью воздуха [1].

Однако, несмотря на большое количество разработанных способов и средств борьбы с пылегазовым загрязнением атмосферы на карьерах, существенного повышения экологической безопасности при массовых взрывах не произошло. Это требует проведения новых теоретических и прикладных исследований по разработке новых и совершенствования существующих мероприятий по охране окружающей среды при взрывных работах на карьерах.

На наш взгляд, к наиболее перспективным мероприятиям по защите окружающей среды при массовых взрывах на карьерах и снижению запыленности в карьерах относится активное гидрообеспыливание, а среди различных технических решений по его применению – использование реактивных полидисперсных пароводогазовоздушных струй, создаваемых турбореактивными двигателями, отработавшими в авиации.

Для локализации эпицентра ПГО и нейтрализации вредных взрывных газов предложено использовать модернизированную установку УРМ-К. Модернизация установки включает размещение нескольких турбореактивных двигателей ВК-1А на самоходном бронированном гусеничном шасси в специальном защитном корпусе, с возможностью изменять угол поворота двигателя в горизонтальной плоскости в пределах 330 град, а в вертикальной плоскости: вверх – 75 град, вниз – 30 град. На установке также предложено размещать пневмостволы и пеногенератор для выброса хладагента в эпицентр ПГО и покрытия

взрываемого блока пеной, что обеспечивает снижение высоты подъёма ПГО по температурному фактору и снижение количества взрывных газов в атмосфере.

Расчет геометрических параметров реактивной пароводогазовоздушной струи проведен с учетом максимально возможных поворотов сопла турбореактивного двигателя ВК-1А в горизонтальной и вертикальной плоскостях при следующих данных: центральный угол при движении струи в горизонтальной плоскости равен 360 град, а в вертикальной – 135 град, $\alpha = 45$ град.

На рисунке 1 приведена схема для расчета геометрических параметров реактивной пароводогазовоздушной струи.

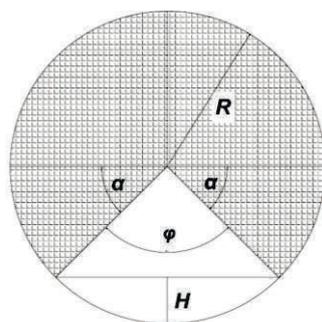


Рис. 1. Схема к расчету геометрических параметров реактивной струи

Для нахождения объема реактивной пароводогазовоздушной струи ($V_{стр}$) (тоже, что и объем атмосферы, обработанной реактивной пароводогазовоздушной струей) было принято считать этот объем как часть объема шара. При этом можно применить следующие известные формулы:

$V_{стр} = V_{шара} - V$, где:

$V_{шара} = (4\pi R^3)/3$ – объем шара, в который вписан объем струи,

где R – дальнобойность струи;

$V = (2\pi R^2 H)/3$ – объем сектора шара, что не входит в объем струи, где:

$H = R(1 - \cos(\varphi/2))$ – высота сегмента сектора части шара, что не входит в объем струи, где $\varphi = (\pi - 2\alpha)$ – центральный угол этого сектора.

На рисунке 2 показана динамика изменения объема атмосферы ($V_{стр}$), который обрабатывается пароводогазовоздушной струей турбореактивного двигателя ВК-1А при активном гидрообеспыливанием, от расстояния до двигателя (r).

Расчетами установлено, что максимальный объем обработки атмосферной среды пароводогазовоздушной струей с применением турбореактивного двигателем ВК-1А, составляет более 29 млн. м³, а дисперсный состав распыленной воды на расстоянии 20-200 м от сопла двигателя изменяется от 520 до 30 мкм. Это позволяет проводить эффективное пылегазоподавление ПГО и использовать установку для создания мощной пароводогазовоздушной завесы на пути движения ПГО как в пределах, так и за пределами карьера, что существенно повысит уровень экологической безопасности открытых горных работ при производстве массовых взрывов.

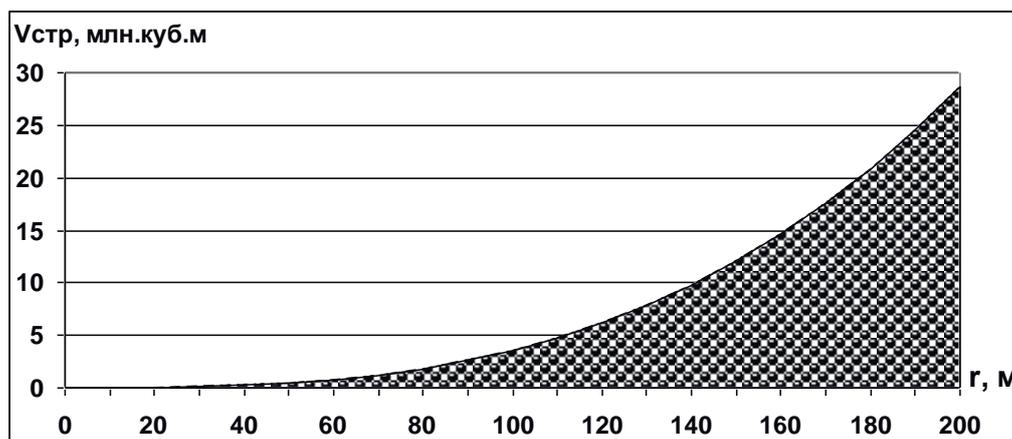


Рис. 2. Динамика изменения объема атмосферы при активном гидрообеспыливание пароводогазовоздушной струей турбореактивного двигателя ВК-1А в зависимости от расстояния до двигателя

Выводы.

1. Дана оценка повышения экологической безопасности на карьерах с применением авиационной техники. Наиболее перспективным способом снижения запыленности в атмосфере является активное гидрообеспыливание, а среди различных технических решений по его реализации – использование реактивных пароводогазовоздушных многокомпонентных струй, создаваемых турбореактивными двигателями, отработавшими в авиации.

2. Установки с реактивными пароводогазовоздушными струями позволяют очищать атмосферу от пыли, как в экскаваторном забое, так и при взрывных работах, проветривать застойные зоны карьера и управлять микроклиматом в рабочих зонах глубоких карьеров, в частности, температурой, влажностью и скоростью воздуха.

3. Предложено использовать модернизированную установку УРМ-К для защиты окружающей среды при массовых взрывах в карьерах. Для эффективной локализации эпицентра ПГО установку снабжают несколькими реактивными двигателями на самоходном бронированном гусеничном шасси, пневмостволами для выброса хладагента в эпицентр ПГО и пеногенератором.

4. Показана динамика изменения объема атмосферы при активном гидрообеспыливание с применением пароводогазовоздушной реактивной струи двигателя ВК-1А в зависимости от расстояния до двигателя. Установлено, что максимальный объем обработки атмосферной среды одним двигателем составляет более 29 млн. м³.

Список литературы

1. Зберовский А.В. Охрана атмосферы в экосистеме «карьер-окружающая среда-человек».- Дн-вск: РИО АП ДКТ, 1997. – 136 с.
2. Филатов С.С. Вентиляция карьеров. - М.: Недра, 1981. – 206 с.
3. Луговский С.И. Проветривание карьеров воздушно-водяными струями/ С.И. Луговский, В.М. Дубенюк,- Волгоград: Нижнее-Волжское кн. изд-во, 1967,- 132 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 05.02.2015*

ОЦЕНКА АДЕКВАТНОСТИ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ УДАРНОЙ ТРУБЫ В ЧИСЛЕННОМ ЭКСПЕРИМЕНТЕ ВЗРЫВА ГАЗОВОЗДУШНОЙ СМЕСИ В ЗАКРЫТОМ ОБЪЕМЕ

Обоснованы критерии оценки адекватности математической модели ударной трубы в соответствии с известным подходом для моделей процессов горения, рассмотрены существующие экспериментальные и теоретические исследования по определению давления взрыва в замкнутом объеме, произведена оценка адекватности модели по результатам численного эксперимента, установлена адекватность математической модели в первом этапе оценки.

Обґрунтовані критерії оцінки адекватності математичної моделі ударної труби відповідно до відомого підходу для моделей процесів горіння, розглянуті існуючі експериментальні й теоретичні дослідження з визначення тиску вибуху у замкненому обсязі, зроблена оцінка адекватності моделі за результатами чисельного експерименту, установлена адекватність математичної моделі в першому етапі оцінки.

The criteria of evaluation of the adequacy of the mathematical model of the shock tube in accordance with the known approach for models of combustion processes, considered corresponding experimental and theoretical studies to determine the pressure of an explosion in a confined space, assessed the adequacy of the model based on the results of the numerical experiment, set the adequacy of mathematical models in the first phase evaluation.

Вступление. Взрывы рудничных газов в угольных шахтах являются одними из самых опасных аварийных ситуаций типичных для горных предприятий. Практика показывает, что такие взрывы могут происходить не только в процессе эксплуатационных работ, но и во время работ по ликвидации уже произошедших аварий – пожаров и взрывов метана на добычных и проходческих участках.

Для надежного расчета сооружений, защищающих горноспасателей и ликвидаторов аварий от повторных взрывов, необходимо знать достоверные параметры опасных факторов взрывных воздушных волн, а именно избыточное давление, импульс взрыва действующий на взрывозащитное сооружение и другие параметры.

Проблема прогнозирования параметров взрывов газозвушних смесей актуальна не только для условий угольных шахт, а и для производств которые используют и перерабатывают горючие жидкости и вещества, образующие взрывчатую пыль, а также для условий эксплуатации зданий и сооружений где используется горючие газы (например, для отопления).

В настоящее время в нормативных документах расчет параметров ударных воздушных волн выполняется на основе экспериментальных данных и эмпирических зависимостей, полученных для некоторых условий. Такие зависимости не вполне удовлетворяют разнообразным условиям производства. В связи с этим продолжаются работы по разработке аналитических и численных решений для расчета параметров ударных воздушных волн с учетом всех физических процессов, возникающих при взрыве газозвушних смесей. Например,

известны расчеты на основе термодинамики сгорания углеводородовоздушных смесей [1]. Однако такие решения не учитывают газодинамику взрыва, поэтому современные подходы к расчету параметров, как правило, основаны на численных решениях уравнений газовой динамики. Наиболее известные численные решения приведены в работах [2, 3]. Для условий взрыва газовоздушных смесей в выработках угольных шахт автором получены решения газодинамической задачи [4]. Задача решена численным методом крупных частиц в которой для моделирования процессов зажигания и взрыва газовоздушных смесей использованы уравнения химической кинетики горения углеводородных газов в форме Аррениуса.

Цель статьи. Одним из этапов разработки математической модели процесса зажигания и горения газовоздушных смесей является установление ее сходимости и адекватности. Цель работы – обоснование критериев адекватности и установление сходимости результатов численного счета для математической модели зажигания и взрыва газовоздушных смесей по результатам численного эксперимента.

Изложение основного материала исследований. Для решения рассматриваемой задачи – расчета избыточного давления взрыва рудничной атмосферы в угольных шахтах, использовался газодинамический подход, основанный на численном решении системы уравнений газовой динамики. Задача решалась путём использования методов численного счёта уравнений гидродинамики в системе "газовая взрывчатая среда – окружающая среда". Движение среды в цилиндрической системе координат описывается уравнениями Эйлера (в дивергентном виде):

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \rho}{\partial t} + \operatorname{div}(\rho W) &= 0, && \text{неразрывности} \\ \left. \begin{aligned} \frac{\partial \rho u}{\partial t} + \operatorname{div}(\rho u W) + \frac{\partial P}{\partial z} &= \tau_{\text{тр}} \Pi dz, \\ \frac{\partial \rho v}{\partial t} + \operatorname{div}(\rho v W) + \frac{\partial P}{\partial r} &= 0 \end{aligned} \right\} && \text{движения} \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

$$\frac{\partial \rho E}{\partial t} + \operatorname{div}(\rho E W) + \operatorname{div}(\rho P W) = q \Pi dz, \quad \text{энергии,}$$

где ρ – плотность, кг/м³; P – давление, Па; W – вектор скорости, м/с; u, v – компоненты скорости W по оси z и r соответственно, м/с; z, r – цилиндрические координаты; $E = J + \frac{1}{2}(u^2 + v^2)$ – полная энергия, Дж; J – внутренняя энергия газа, Дж; $\tau_{\text{тр}}$ – сила трения газового потока о стенки выработки; q – интенсивность теплового потока, Дж/(м²·с); Π – периметр выработки, м.

Для замыкания этой системы используется уравнение состояния идеального газа:

$$P = (\gamma - 1)\rho \cdot J, \quad (2)$$

где J – внутренняя энергия; γ – показатель адиабаты; ρ – плотность газа.

Таким образом, система уравнений (1) является замкнутой и полностью описывает среду при решении газодинамических задач. Решения системы уравне-

ний (1) производилось с использованием однородной схемы сквозного счёта. В качестве такой схемы был применен модифицированный метод крупных частиц.

Поскольку формирование избыточного давления при взрыве определяется скоростью тепловыделения, то для ее расчета предлагается использовать уравнения химической кинетики газофазных реакций горения в форме Аррениуса:

$$Q = q \cdot c_1^n \cdot c_2^m \cdot k(T), \quad (3)$$

где: q – тепловой эффект реакции, кДж/моль; c_1, c_2 - концентрации компонентов смеси (метан, кислород); n, m – порядок реакции; $k(T)$ – константа скорости химической реакции:

$$k(T) = A \exp\left(-\frac{E}{RT}\right), \quad (4)$$

где A – предэкспонент; E – энергия активации T – температура компонентов реакции, R – универсальная газовая постоянная.

Выделившееся в результате реакции тепло увеличивает внутреннюю энергию частиц газа J , зная которую можно определить избыточное давление взрыва по уравнению состояния газа (2).

Представленная задача решена в цилиндрической системе координат, в которой расчетная область представлена в виде цилиндрического канала. По сути, такая схема представляет собой ударную трубу с некоторым участком заполненным газоздушной смесью. Быстрое горение смеси вызывает формирование и распространение ударных воздушных волн в цилиндрической трубе.

Адекватность математической модели ударной трубы предполагается установить на основании критериев теоретических моделей процессов горения, установленных в работе [5]. В работе отмечается, что на физическом уровне строгости адекватность экспериментальных и теоретических моделей означает равенство условий, параметров и основных характеристик изучаемого процесса и сопоставляемой ему модели. Процессы горения очень разнообразны. Это создает трудности для обобщения результатов численных экспериментов. Поэтому, согласно работы [5], степень адекватности теоретических моделей включает четыре уровня соответствия экспериментальным представлениям. Требования первого уровня минимальны и предполагают совпадение главных характеристик процесса с учетом упрощений, принятых в математической постановке. Второй уровень предполагает не только сходство процессов, но и качественное совпадение их закономерностей (возрастающие, убывающие, с насыщением и др.). На этом уровне сравнивается только характер поведения зависимостей, а их количественное выражение может быть различным. Третий уровень адекватности требует, чтобы зависимость каких-либо характеристик процесса совпадали не только качественно, но и количественно. Если одни характеристики процесса совпали количественно, а другие только качественно, такой случай относят ко второму уровню. Четвертый уровень предполагает абсолютное совпадение результатов: математическая модель полностью количественно описывает процесс, т.е. физический эксперимент может быть полностью предсказан.

Поскольку в рассматриваемом процессе важны не только количественные параметры ударных воздушных волн и фронта горения (максимальное и мгновенное значение избыточного давления, температуры, импульса и др.), а и динамические характеристики процесса (скорость увеличения давления dp/dt , скорость химической реакции, скорость разгрузки и др.), а также характеристики химической кинетики, то оценку адекватности математической модели предлагается разделить на три этапа (рис. 1).



Рис. 1. Этапы оценки адекватности математической модели ударной трубы

В представленной статье оценка адекватности математической модели ударной трубы производится по первому этапу. Для этого предлагается произвести оценку статических характеристик в численном эксперименте взрыва газозвудушной смеси в закрытом объеме.

Задача взрыва газозвудушных смесей в закрытом объеме сама по себе очень интересна с практической точки зрения, т.к. через неё исследователи пытаются установить максимальные давления взрыва при оценке их последствий внутри некоторых объемов (помещений, корпусов технологического оборудования и др.). Такие задачи рассматриваются в квазистатических подходах.

На сегодняшний день проведено достаточно много теоретических расчетов и экспериментальных исследований по данной проблеме, однако однозначных значений давлений не получено. Так во многих экспериментальных исследованиях взрывы метанозвудушных смесей стехиометрической концентрации давали максимальные давления от 0,7 до 1,3 МПа [1, 6]. Официальные справочные данные в нормативных расчетах рекомендуют принимать данную величину в пределах от 0,717 до 0,9 МПа или принимать из экспериментальных исследований для конкретных условий [7]. Существующие теоретические расчеты дают значительно отличающиеся максимальные значения давления. В принципе теоретические значения как правило дают завышенные значения т.к. предлагаемые модели расчета имеют упрощения и не учитывают некоторых факторов, в то время как в экспериментальных исследованиях могут не учитываться раз-

личного вида потери. В работах Б. Е. Гельфанда приведены расчеты давления взрыва внутри газового облака – 1,7 МПа. В работе [1] расчеты выполненные на основе термодинамики сгорания метановоздушной смеси и дают значения максимального адиабатического давления в закрытом сосуде 8,7 МПа.

Для того, чтобы в тестовых расчетах исследовать только статические характеристики процесса горения необходима постановка задачи о самовозгорании метановоздушной смеси. В режиме самовозгорания процесс горения будет происходить одновременно в каждой расчетной ячейке и таким образом, исключаются газодинамические процессы, возникающие при перепаде давлений на их границах, т.е. волновые процессы отсутствуют. В связи с тем, что на динамику процесса горения и энерговыделения влияют параметры уравнения Аррениуса, а именно величина предэкспоненты, энергии активации и порядок уравнения по компонентам смеси, то влияние этих компонент исключается, а на величину давления будет влиять только величина теплового эффекта реакции – теплота сгорания метана вне зависимости как долго будет происходить процесс горения.

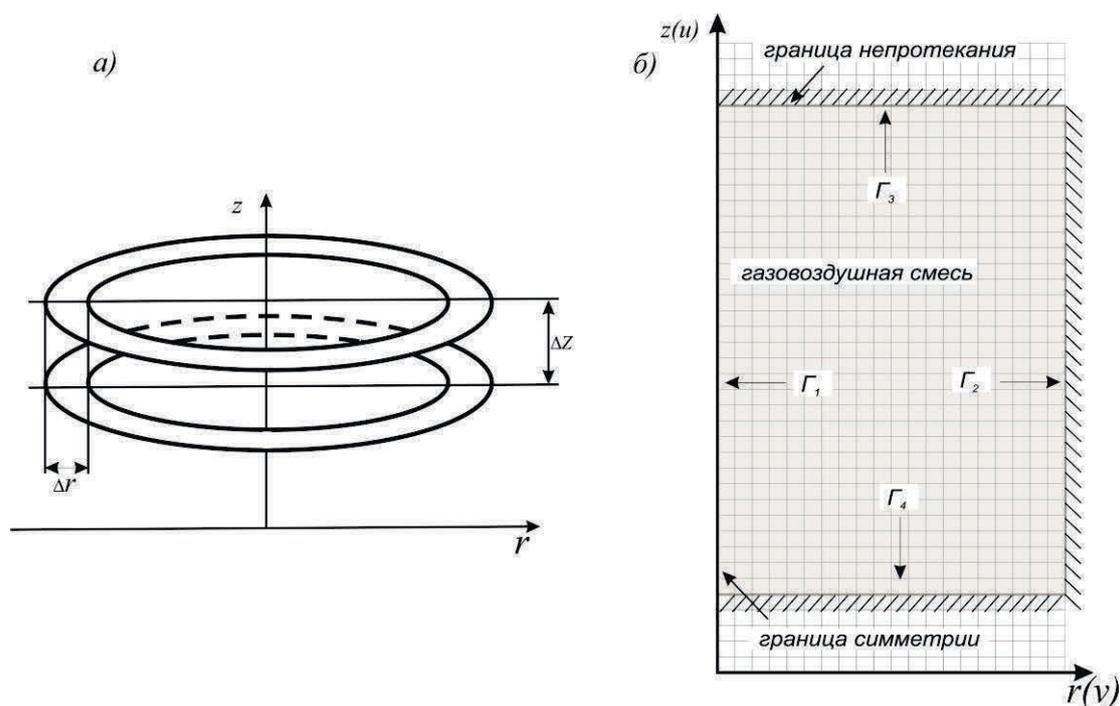


Рис. 2. Математическая постановка задачи: а) цилиндрический элемент расчетной сетки, б) расчетная сетка

Численный эксперимент самовозгорания в математической модели ударной трубы можно реализовать достаточно эффективно и в идеальных адиабатических условиях. Согласно условиям натурального эксперимента самовозгорание вызывается путем равномерного медленного нагрева сосуда с газом. В численном эксперименте равномерный нагрев моделируется начальными условиями по температуре. Начальная температура во всех расчетных ячейках задается равной температуре самовозгорания газа или выше. Такое температурное поле вносит погрешность в расчет максимального значения давления в сторону уве-

личения, т.к. начальная температура увеличивает внутреннюю энергию газа, которая в свою очередь определяет его давление (2):

$$J = C_v t + \Delta C_v t^2, \quad (5)$$

где J – внутренняя энергия газа, Дж/кг; C_v – удельная изохорная теплоемкость смеси при 0°C , Дж/(кг·°C); ΔC_v – приращение удельной изохорной теплоемкости смеси, Дж/(кг·°C); t – температура газа, °C.

Для того, чтобы нивелировать данную погрешность необходимо после окончания расчета внести поправку в результат путем определения давления газа, полученного от начального поля температур согласно (2), (5) и вычитания его из результата расчета.

Схема математической постановки задачи приведена на рис. 2.

Начальные условия задачи: $p_0 = p_{амм}$; $C_{\text{CH}_4} = 9,5\%$, $C_{\text{O}_2} = 21\%$, $C_{\text{N}_2} = 69,5\%$, $T_0 = T_{\text{зажиг}}$; $v_0 = 0$, $u_0 = 0$; $\rho_0 = \rho_{см}$;

Граничные условия:

$$\Gamma_1 - \frac{du_{0-1}}{dt} = \frac{du_0}{dt}, \quad \frac{dv_{0-1}}{dt} = -\frac{dv_0}{dt}, \quad \frac{dC_{0-1}}{dt} = \frac{dC_0}{dt}, \quad \frac{dp_{0-1}}{dt} = \frac{dp_0}{dt} \text{ симметрия.}$$

$$\Gamma_{2,3,4} - \frac{du_{0-1}}{dt} = \frac{du_0}{dt}, \quad \frac{dv_{0-1}}{dt} = -\frac{dv_0}{dt}, \quad \frac{dC_{0-1}}{dt} = \frac{dC_0}{dt}, \quad \frac{dp_{0-1}}{dt} = \frac{dp_0}{dt} \text{ непротекание.}$$

Расчетная область представляет собой цилиндр, длиной 1,0 м, диаметром 0,5 м. Размер расчетной ячейки 0,01 м, шаг по времени $\Delta t = 1 \cdot 10^{-6}$ с. Величина начальной температуры выше температуры зажигания для ускорения и полноты процесса сгорания. Результат расчета представлен на рис. 3.

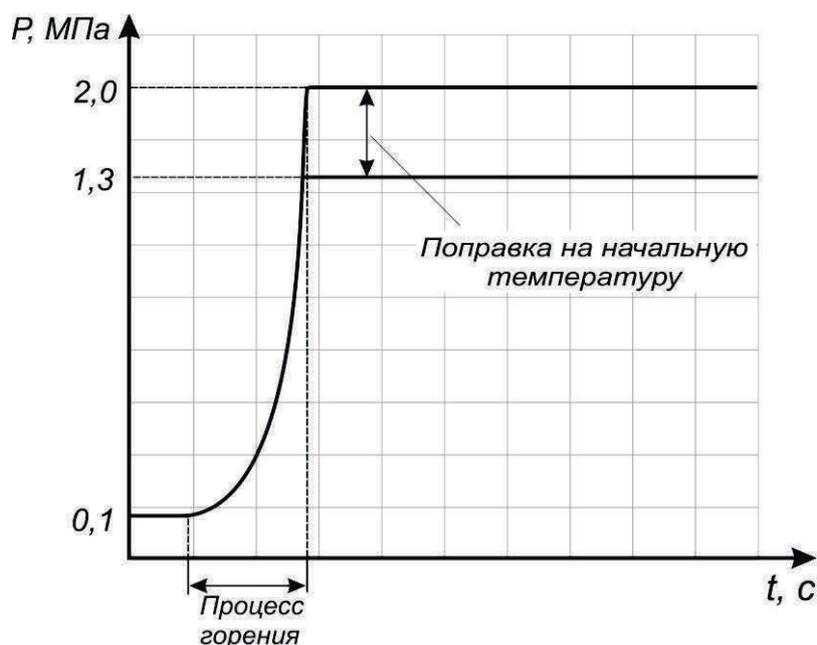


Рис. 3. Результаты численного расчета давления взрыва метановоздушной смеси стехиометрической концентрации с учетом теплоты сгорания метана

Результаты расчета показали, что величина давления взрыва метана стехиометрической концентрации в закрытом объеме с учетом поправки на начальную температуру, составит 1,3 МПа, значительно ближе к значениям,

полученным в экспериментальных исследованиях, чем расчетные величины в других теоретических исследованиях.

Величину давления взрыва в закрытом объеме также можно оценить из следующих соображений. Поскольку в процессе отсутствуют газодинамические эффекты то вся тепловая энергия сгорания топлива расходуется на увеличения внутренней энергии газа. В адиабатических условиях закрытой камеры:

$$J = Q \cdot C,$$

где Q – теплота сгорания метана, Дж/кг; C – массовая стехиометрическая концентрация метана в воздухе;

$$J = 50 \cdot 10^6 \cdot 0,055 = 2,75 \text{ МДж/кг.}$$

Согласно (2) давление в закрытой камере составит:

$$P = (\gamma - 1) \rho \cdot J = (1,3779 - 1) \cdot 2,75 \cdot 10^6 \cdot 1,236 = 1,28 \text{ МПа,} \quad (6)$$

где γ – показатель адиабаты для смеси газов азот плюс продукты горения (CO_2 , H_2O); ρ – плотность смеси газов, кг/м^3 .

Низкие значения давления, полученные в лабораторных экспериментах, в сравнении расчетом для идеальных условий (6) можно объяснить потерями на газодинамические процессы (ударные волны, перемещение масс) которые возникают в закрытом объеме, несмотря на медленный прогрев камеры. Возгорание, предположительно, возникает не по всему объему одновременно, а в пристеночном слое, что вызывает возникновению фронта распространения горения и других процессов приводящих к потерям энергии. Этот процесс, более выраженный если зажигание производят от точечного источника.

Выводы. Результаты численного эксперимента позволяют установить четвертый уровень адекватности для математической модели ударной трубы в первом этапе по оценке статических параметров в численных экспериментах.

Список литературы

1. Корольченко А.Я. Процессы горения и взрыва. – М.: Пожнаука, 2007. – 266 с.;
2. Поландов Ю.Х., Барг М.А., Власенко С.А. Моделирование процессов горения газовоздушной смеси методом крупных частиц // Пожаровзрывобезопасность.– 2007.– Т. 16.– №3.– С. 6–9;
3. Агеев В.Г. Математическая модель формирования ударных волн в горных выработках при взрывах метана// Горноспасательное дело.– 2010.– Вып. 47.– С. 5–10;
4. Налисько Н.Н. Численный расчет параметров взрывного горения газовоздушных смесей в выработках угольных шахт // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: «Гірничо-геологічна».– 2013.– №2(19)– С. 24–30;
5. Мержанов А.Г., Быков В.И. Об адекватности экспериментальных и теоретических моделей процессов горения // Физика горения и взрыва.– 2010.– Т. 46.– №5.– С. 65–70.
6. Бабури́н А.В., Нестеров М.Ю. Параметры взрывного горения метана в окислительной среде // Материалы XX научно-техн. конференции "Системы безопасности –2011".– М.: Академия ГПС МЧС России, 2011.– С. 163-165 (<http://ipb.mos.ru/sb/2011/section-2>);
7. НАПБ Б.03.002-2007. Нормы определения категорий помещений, зданий и наружных установок по взрывопожарной и пожарной опасности.– Киев, 2007.– 27 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Соболевим В.В.
Надійшла до редакції 02.10.2014*

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОЧИСТКИ ПЫЛЕВОЗДУШНЫХ ПОТОКОВ ОТ ТОНКОДИСПЕРСНОЙ ПЫЛИ

В работе рассмотрены вопросы интенсификации процессов очистки от мелкодисперсной пыли аспирационных потоков. Показано, что повысить эффективность очистки от мелкодисперсной пыли можно за счет зарядки аэрозолей, которая осуществляется системой коронирующих электродов типа «острие» и расположенной поперек потока запыленного воздуха крупноячеистой сеткой.

У роботі розглянуті питання інтенсифікації процесів очищення від дрібнодисперсного пилу аспіраційних потоків. Показано, що підвищити ефективність очищення від дрібнодисперсного пилу можна за рахунок зарядки аерозолів, яка здійснюється системою коронувальних електродів типу «вістря», які розташовані поперек потоку запыленого повітря у спеціальній сітці.

The paper discusses the issues of intensification treatment processes of fine dust suction flow. It is shown that increase the effectiveness cleaning the fine dust can be due to charging aerosols, which is carried out the system of discharge electrodes of the "edge".

Введение. В настоящее время для улавливания аэрозолей из отходящих газов используется широкий класс газоочистного оборудования (циклоны, фильтры, пылеуловители, осадительные камеры и др.). Однако из-за низкой эффективности этого оборудования при улавливании мелкодисперсной пыли, необходимости замены или чистки фильтрующих элементов, область его применения ограничена. Решением проблемы удаления мелкодисперсной пыли (менее 5 мкм) из запыленного воздуха может быть электростатическое осаждение.

Постановка проблемы. Фундаментальным отличием процесса электростатического осаждения от механических методов сепарации частиц является то, что в этом случае энергия, подводимая к обрабатываемым газопылевым потокам при электроосаждении, расходуется преимущественно на оказание непосредственного воздействия на осаждаемые частицы. Этим обусловлены многие преимущества процесса электрофильтрации, основными из которых являются умеренное потребление энергии, а также то, что даже мельчайшие частицы субмикрометрового диапазона улавливаются эффективно, поскольку и на эти частицы действует достаточно большая сила [1]. Энергия, потребляемая в электрофильтре, складывается из энергии, расходуемой генератором тока высокого напряжения, и энергии, необходимой для преодоления гидравлического сопротивления при прохождении газа через электрофильтр. Гидравлическое сопротивление электрофильтра при его правильной эксплуатации не превышает 100...150 Па, т. е. значительно ниже, чем у большинства других пылеуловителей. Электрофильтр относится к наиболее эффективным пылеулавливающим аппаратам. Эффективность очистки достигает 99,9 % в широких пределах концентраций (от нескольких мг до 200 г/м³) и дисперсности частиц (до долей мкм) и невысокой затрате электроэнергии (около 0,1...0,5 кВт·ч на 1000 м³ газов). Электрофильтр может обеспыливать влажную и коррозионноактивную газовую

среду с температурой до 500°C. Производительность электрофильтров достигает сотен тысяч м³/ч очищаемого газа. Однако электрофильтры имеют такие недостатки как их высокая чувствительность к поддержанию параметров очистки, высокая металлоемкость и большие габариты, а также высокая требовательность к уровню монтажа и обслуживания. К недостаткам электрофильтров относится также то, что достигнув поверхности осадительного электрода и отдав ему свой заряд, частица удерживается на поверхности только молекулярными силами, которым приходится преодолевать размывающее действие воздушного потока, стремящегося оторвать осевшую частицу от электрода. Этот фактор заметно влияет на эффективность электрических фильтров [2]. Кроме того, на эффективность электрофильтров оказывают влияние электрические пробойи, возникающие вследствие накопления пыли на осадительных электродах и относительно небольшого расстояния между коронирующим электродом и ближайшими к нему заземленными электродами ионизационной зоны. Пробойи сопровождаются кратковременным значительным увеличением тока. Источники питания электрических фильтров обычно снабжены защитой от перегрузок и поэтому при пробоях отключаются. Продолжительность пробоев измеряется долями секунды, однако ввиду того, что число их может доходить до десятков и сотен за 1 мин, они могут привести к существенному снижению эффективности фильтров. Пробойи отражаются также на состоянии электродов [2].

Анализ последних исследований и публикаций. Известно устройство для очистки воздуха в котором для повышения эффективности улавливания мелкодисперсных аэрозолей осуществляется их предварительная коагуляция с использованием электрического и ударноструйного взаимодействия, которое состоит из двух зарядных камер (положительного и отрицательного ионизаторов) с разделительными воздуховодами, и ударноструйной камеры коагуляции [3].

Однако этому устройству присущ ряд недостатков, основной из которых заключается в накоплении пыли в зарядных камерах, что приводит к появлению обратной короны, электрическим пробоям, снижает эффективность зарядки частиц пыли и обуславливает необходимость в периодической очистке зарядных камер от накопленной пыли. Кроме того, наличие ударноструйной камеры, ввиду несущественности инерционного взаимодействия мелкодисперсных частиц пыли в сравнении с электростатическим, практически не влияет на эффективность их коагуляции, а приводит лишь к дополнительным энергетическим затратам на перемещение запыленного воздуха.

Другое устройство, реализующее коагуляцию мелкодисперсных частиц пыли, содержит трубопровод для подвода запыленного воздуха, разделитель потока, две взаимоизолированные зарядные камеры, смеситель и трубопровод для отвода запыленного воздуха с встроенным в него соленоидом для воздействия на заряженные частицы электромагнитным полем [4].

Этому устройству также присущ недостаток, связанный с накоплением пыли в зарядных камерах. Кроме того, введение в устройство соленоида для создания магнитного поля приводит только к дополнительным энергетическим затратам и не способствует повышению эффективности коагуляции, что объяс-

няется несущественной величиной сил Лоренца, действующих на заряженные частицы в магнитном поле при небольших скоростях потока, в сопоставлении с силами электростатического взаимодействия.

Цель публикации. Обосновать технические решения обеспечивающие повышение эффективности улавливания высокодисперсной пыли за счет вынужденной коагуляция пыли для ее укрупнения и последующего осаждения в циклоне.

Основные результаты исследования. Существенно повысить эффективность очистки воздуха от высокодисперсной пыли возможно за счет предотвращения осаждения пыли в зарядных камерах при одновременном снижении затрат на коагуляцию и очистку зарядных камер от пыли. В предложенном нами устройстве [5] вышеуказанное достигается тем, что зарядка аэрозолей осуществляется в поле униполярного коронного разряда с питанием коронирующих электродов от источников высоковольтного униполярного импульсного напряжения с длительностью импульсов обеспечивающей унос газовых ионов за пределы разрядного промежутка, при этом коронирующие электроды выполнены в виде металлической сетки с закрепленными на ней иглами, причем коронирующие электроды закреплены своим основанием на внутренней поверхности втулки, выполненной из изолирующего материала и закрепленной в стенке трубопровода (рис. 1).

Устройство для очистки воздуха от мелкодисперсной пыли состоит из трубопровода 1, подводящего пылевоздушный поток к разделителю 2, коронирующих электродов 3, заземленных электродов 4, зарядных камер 5 и 6, разделенных перегородкой 7, турбулизатора 8, камеры коагуляции 9, трубопровода для отвода запыленного воздуха 10, изолятора 11, источников высоковольтного униполярного импульсного напряжения различной полярности 12.

Запыленный воздушный поток, подлежащий очистке от мелкодисперсной пыли, поступает по трубопроводу 1 к разделителю потока 2, где он разделяется на две равные части, направляемые в зарядные камеры 5 и 6. В них частицы пыли получают заряды противоположного знака. Из камер 5 и 6 потоки с разноименно заряженными пылевыми частицами поступают в камеру коагуляции 9, где происходит их смешивание и коагуляция. Скоагулированные агрегаты осаждаются в циклоне.

Величина зарядов частиц пыли, приобретаемых ими в поле коронного разряда, определяется двумя процессами – направленным движением ионов к частице под действием внешнего электрического поля (процесс ударной зарядки) и диффузией ионов к поверхности частицы. В зависимости от размеров частиц перечисленные процессы играют различную роль. Зарядка крупных частиц пыли осуществляется в основном за счет направленного движения ионов к частице, а мелких частиц пыли - за счет диффузии ионов к их поверхности.

В предложенном устройстве ударная зарядка крупных частиц пыли и их возможное осаждение в зарядной камере осуществляется только в разрядном промежутке во время действия импульсов напряжения.

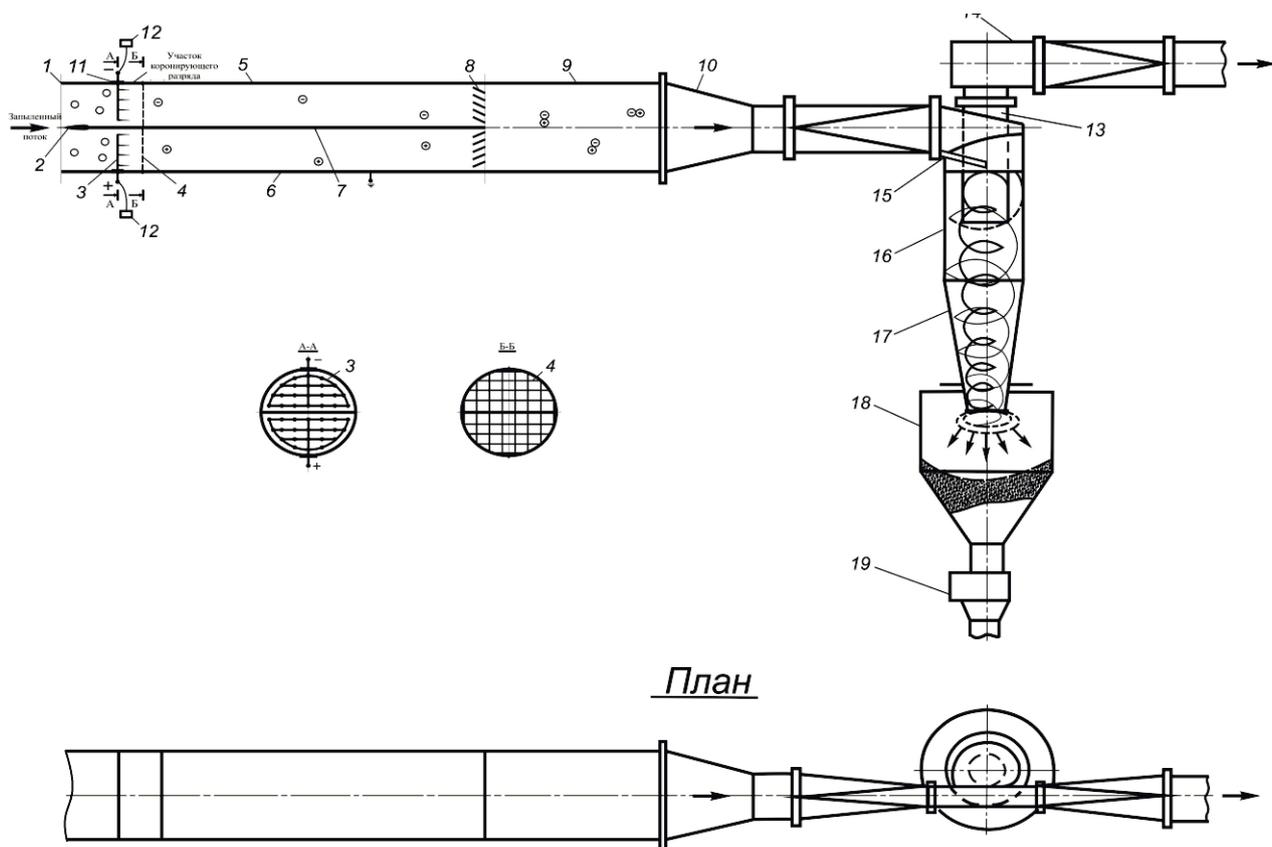


Рис. 1. Общий вид устройства для очистки воздуха от мелкодисперсной пыли: 1 – трубопровод; 2 – разделитель потока; 3 – коронирующие электроды; 4 – заземленные электроды; 5 и 6 – зарядные камеры; 7 – перегородка; 8 – турбулизатор; 9 – камера коагуляции; 10 – переходник; 11 – изолятор; 12 – источники высоковольтного униполярного импульсного напряжения различной полярности; 13 – выхлопная труба; 14 – раскручивающий аппарат для выброса очищенного воздуха; 15 – входной патрубок; 16 – цилиндрическая часть циклона; 17 – конусная часть циклона; 18 – пылесадочный бункер; 19 – пылевой затвор.

При значительной скважности импульсного высоковольтного напряжения, величина заряда крупных частиц пыли и время действия внешнего электрического поля под воздействием которого осуществляется направленное движение частиц пыли к заземленному электроду и стенкам зарядной камеры на порядок меньше чем в поле униполярного постоянного коронного разряда, что, в совокупности, на несколько порядков снижает интенсивность их осаждения и накопления в зарядной камере. Во время паузы между импульсами напряжения из-за отсутствия внешних электростатических сил происходит интенсивный унос ионов с разрядного промежутка. При дальнейшем движении ионизированного пылегазового потока в зарядной камере происходит в основном лишь интенсивная зарядка мелкодисперсных частиц пыли аэрозоля за счет диффузии ионов к их поверхности. При этом, ввиду отсутствия внешних электростатических сил, направленное движение частиц пыли к стенкам зарядной камеры и их осаждение на них практически не происходит.

Ввиду того, что электрическая энергия расходуется в основном на образование ионов и на зарядку мелкодисперсной фазы аэрозоля, а не на протекания ионных токов, при таком режиме зарядки значительно снижается также энергопотребление устройства в сравнении с рассмотренными аналогами. Благодаря тому, что удельная величина заряда крупных частиц пыли существенно меньше, чем удельная величина заряда мелких частиц, их взаимодействие происходит уже в зарядных камерах за счет поляризационного взаимодействия, что в свою очередь дополнительно повышает эффективность пылеочистки.

Длительность импульсов и их скважность выбираются экспериментально исходя из обеспечения максимального уноса ионов из разрядного промежутка.

При необходимости укрупнения агрегатов процесс коагуляции можно многократно повторить путем установки дополнительных устройств для зарядки и коагуляции.

Выводы. Предложенное техническое решение позволяет при незначительных энергетических затратах обеспечить повышение эффективности улавливания высокодисперсной пыли в аппаратах для инерционной очистки пылевоздушных потоков за счет предварительной коагуляции мелкодисперсных частиц аэрозоля. Кроме того, использование для зарядки частиц аэрозоля униполярного импульсного коронного разряда с малой длительностью и большой скважностью ионизирующего напряжения позволяет минимизировать заряды крупных частиц пыли и предотвратить их накопление в зарядной камере.

Список литературы

1. Ветошкин А.Г. Процессы и аппараты пылеочистки / А.Г. Ветошкин. – Пенза: Изд-во Пенз. гос. ун-та. - 2005. – 210 с.
2. Пирумов А.И. Обеспыливание воздуха / А.И. Пирумов. – М.: Госстройиздат. - 1974. – 206 с.
3. Авторское свидетельство СССР М 227958, кл. Е 21 F 5/20, 1967.
4. Авторское свидетельство СССР 787678, кл. Е 21 F 5/00, 1980.
5. Пат. № 94121 Україна, МПК E21F 5/00. Пристрій для очищення повітря від пилу /В.І. Голінько, Я.Я. Лебедев, Ю.І. Чеберячко, Д.С. Пустовой,: заявник ДВНЗ «НГУ». – № u201405005; заяв. 12.05.2014; опубл. 27.10.2014, Бюл. № 20.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.
Надійшла до редакції 11.12.2014*

РАЗРАБОТКА ЭЛЕМЕНТОВ ИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПЕРСОНАЛОМ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА

Приведены результаты исследований по разработке элементов информационной системы управления персоналом для поддержки и принятия решений по охране труда.

Наведено результати досліджень з розробки елементів інформаційної системи управління персоналом для підтримки та прийняття рішень з охорони праці.

The results of studies on the development of elements of an information system for human resource management support and decision-making on on labor protection.

Эффективность управления персоналом на предприятии характеризуется качеством, полнотой и своевременностью выполнения каждым работником своих функциональных обязанностей с учетом результатов работы предприятия в целом. В методах управления персоналом выделяют показатели его формирования, использования и развития в соответствии с основными, свойственными конкретному предприятию, подсистемами управления персоналом. Эти показатели отражают количественные и качественные характеристики персонала, при этом все они взаимосвязаны и взаимообусловлены [1, 2]. Вместе с тем, руководители предприятия должны сами определить, какие показатели будут основными исходя из собственных стратегических целей [3] и какие факторы результативности надо использовать для их реализации. Эффективность управления персоналом оценивают по: качеству (точности, полезности и результативности) выполнения работы; количеству работы (частных показателях или общей суммы производства продукции); времени выполнения работы (как быстро, когда, или в какую дату); эффективности затрат (количество расходуемых ресурсов). Перечисленные факторы вырабатываются в качестве основных элементов системы показателей эффективности трудовых ресурсов, а, следовательно, и основной целью информационной системы управления персоналом.

Как показала практика, промышленные производства нуждаются в удобной передаче звуковой и, особенно, визуальной информации, что повышает эффективность взаимодействия персонала, дисциплинарную ответственность и уровень контроля руководителей над производственными процессами. Поэтому разработка современной информационной системы, обеспечивающей на базе сетевых технологий и мобильных технических средств эффективное управление персоналом на промышленных предприятиях, является актуальной и востребованной на производстве задач.

Задачи, решаемые информационной системой управления персоналом на горных предприятиях, вытекают из общих требований по организации работ на производствах с повышенной опасностью:

- назначения лиц, ответственных за подготовку и выполнение работ (адаптация ИСУП к организационной структуре предприятия);

- разработки (или использования) инструкций по безопасному выполнению работ (справочно-информационная подсистема ИСУП);

- разработки мероприятий по безопасному проведению работ с повышенной опасностью в условиях работающего производства (поддержка и принятие решений с использованием подсистемы ИСУП по оценке безопасности горных работ по геомеханическому фактору);

- контроля над выполнением требований, предъявляемым к персоналу, выполняющему работы с повышенной опасностью, включающий допуск к работе, целевой инструктаж исполнителей, надзор и контроль во время ведения работ (элементы базовой системы управления персоналом).

Таким образом, с точки зрения обеспечения безопасности ведения работ, в информационной системе управления персоналом реализуются следующие функции. Во-первых, функции контроля над постановкой задач руководителями и выполнением работ исполнителями с целью снижения влияния субъективности человеческого фактора при принятии решений. Во-вторых, функции оперативного реагирования на происходящие события, которые помогают персоналу принимать соответствующее решение в более сжатые сроки, рис. 1. Для этого ИСУП обладает рядом особых свойств: гибкостью расширения и адаптивностью к изменившимся условиям; способностью к трансформации управленческих функций в сложных ситуациях; низким централизмом для обеспечения своевременного ситуационного реагирования на возникающие проблемы; сильными интеграционными свойствами, позволяющими концентрировать усилия персонала на наиболее важных направлениях.

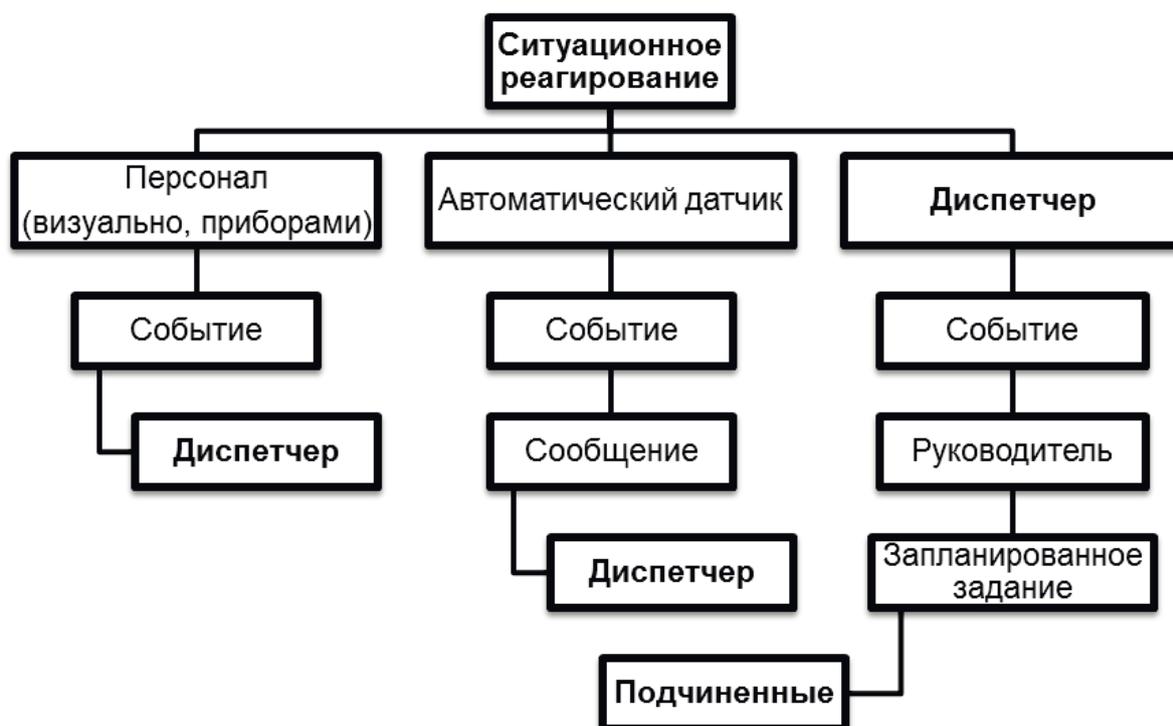


Рис. 1. Ситуационное реагирование системы управления персоналом на изменения производственной обстановки

ИСУП «Eventhorizon» спроектирована исходя из концепции диалоговых компьютерных систем (DDS) с использованием элементов экспертных систем (ESS), табл. 1. DDS представляет собой информационную компьютерную систему, которая предназначена для интеграции и анализа данных из многих источников для обеспечения персонала своевременной информацией, необходимой для принятия управленческих решений. Основные положения этой концепции – централизация обработки информации в едином вычислительном центре, использование аппаратных и программных средств обработки данных в целях оптимизации управления производством, сокращения персонала и накладных расходов, использование баз данных и систем для их управления.

Таблица 1

Используемые в ИСУП «Eventhorizon» элементы концепций систем поддержки принятия решений и экспертных систем

Наименование	Концепция систем поддержки принятия решений (DDS)	Концепция построения экспертных систем (ESS)
Основная цель	<i>Помочь персоналу в принятии решений</i>	Имитировать деятельность людей-экспертов и заменить их
Главное направление	<i>Принятие решений</i>	<i>Передача экспертизы (анализ данных и консультации)</i>
Объект поддержки	Персонал, группы, организации	<i>Персонал (преимущественно) и группы</i>
Проблемная област	<i>Комплексная, широкая, сложная</i>	Узкая (по отдельному направлению)
Задаёт вопросы	<i>Персонал</i>	Компьютер
Дает рекомендации (принимает решение)	<i>Персонал и/или система</i>	Компьютер
Тип информации (преимущественно)	<i>Числовой</i>	<i>Символьной</i>
Тип задач	<i>Случайные, уникальные</i>	<i>Повторяющиеся</i>
Содержание базы данных	<i>Фактические значения</i>	<i>Процедурные и фактические</i>
Возможность получения объяснений	<i>Ограниченная</i>	Да
Способность проводить логические рассуждения	Нет	<i>Да, ограниченная</i>

Примечание. Курсивом выделены используемые в ИСУП элементы концепций.

Концепция DDS не обеспечивает информационно процесс принятия решений, а участвует в нем. В свою очередь, функции эксперта в предметной области, касающейся обеспечения безопасности работ по геомеханическому фактору, положены на концепцию ESS. Элементы экспертной системы в ИСУП проводят анализ данных и дают консультации на базе критериев и оценок состояния объекта управления с использованием математического аппарата нечеткой логики. Главным достоинством элементов экспертной системы является накопление знаний (например, типичных горно-геологических условий или локальных моделей стандартного поведения породного массива) и сохранение их в базе данных. В отличие от субъективности персонала экспертные системы к любой информации подходят объективно, что улучшает качество анализа данных. Такой симбиоз концептуального построения систем способствует повышению эффективности и безопасности работы предприятия и повышению квалификации специалистов.

Информационная система управления персоналом (ИСУП) «Eventhorizon» предназначена для повышения эффективности и обеспечения безопасности ведения работ путем проводной и беспроводной передачи оперативной информации в процессе контроля выполнения текущих задач, а также реагирования при возникновении, протекании и ликвидации аварий, вызванных, в том числе, геомеханическими факторами. Структура системы определена из технических возможностей обработки информации, которые имеются на данный период развития информационных технологий. ИСУП состоит из базовой информационной компьютерной клиент-серверной системы, предназначенной для выполнения комплекса операций по ее функционированию как таковому, и двух подсистем, использующих информационный уровень поддержки принятия решений с применением отдельных моделей и методов, рис. 2. В ИСУП реализованы способы сетевой связи между удаленными друг от друга подразделениями предприятия. Используются экземпляры программ-клиентов на мобильных устройствах, подключенных через локальные и глобальные сети.

В ряде случаев показателями безопасности труда является соблюдение стандартов и правил, разрабатываемых внутри организации на основе отраслевых и других документов [4], что требует дополнения ИСУП диалоговыми справочно-информационными подсистемами обработки и анализа нормативно-технической и другой документации. Функциональные возможности справочно-информационной подсистемы поддержки принятия решений в ИСУП «Eventhorizon» определены ее основными задачами: сбором данных, предоставлением сведений клиентам по соответствующим запросам, первичным анализом нормативно-технической документации и обработкой материалов для дальнейшего хранения, поиском обоснованных параметров процессов с помощью блока анализа. Подсистема поддержки принятия решений – это один из важнейших элементов ИСУП.

Технически, справочно-информационная подсистема в ИСУП спроектирована с применением Microsoft .NET Framework (развитой платформой разработки, развертывания и исполнения распределенных приложений), что дало

возможность разработать интерактивный интерфейс, основанный на Windows Forms (отображают информацию, запрашивают ответы пользователя). Содержание информации в справочно-информационной подсистеме поддержки и принятия решений формируется посредством первичной загрузки необходимой для производства документации и последующим накоплением данных в справочных хранилищах. Выдача запрашиваемых сведений происходит путем ассоциативного поиска в базах данных необходимых материалов с их последующей конвертацией в формат оборудования клиента на основном сервере. Также имеется возможность обмена сведениями с удаленными клиентами через локальные и глобальные сети.

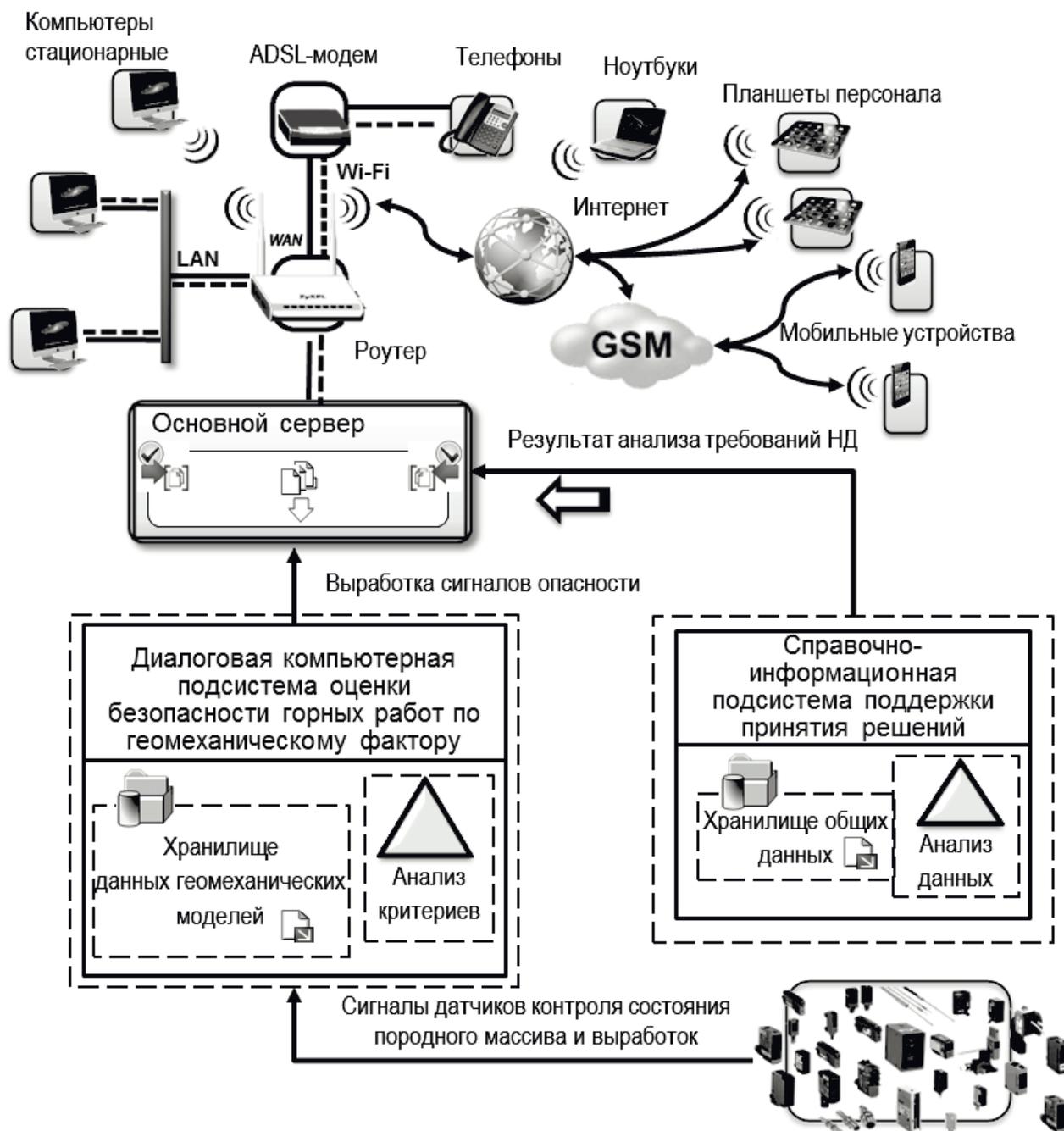


Рис. 2. Компоновка информационной системы управления персоналом

Диалоговая автоматизированная компьютерная подсистема оценки безопасности горных работ по геомеханическому фактору представляет собой систему поддержки принятия решений с элементами экспертных знаний, которая использует, как шаблоны, правила принятия решений и геомеханические модели локальных состояний горных пород. Применение компьютерного моделирования геомеханических процессов необходимо для определения накопления повреждений в геотехнических системах и оценки их состояния с целью предупреждения и предотвращения работы в аварийных режимах. При этом устанавливаются причинно-следственные связи между показателями изменения свойств элементов системы под влиянием различных факторов, в том числе и динамических воздействий, и характеристиками ее работы, которые, в свою очередь, изменяются в зависимости от технических параметров системы и физико-механических свойств пород [5]. Подсистема поддерживает принятие самостоятельных решений руководящими инженерно-техническими работниками с учетом личного опыта принимающего решения специалиста для получения конкретных решений проблем, трудно поддающихся реализации обычными методами.

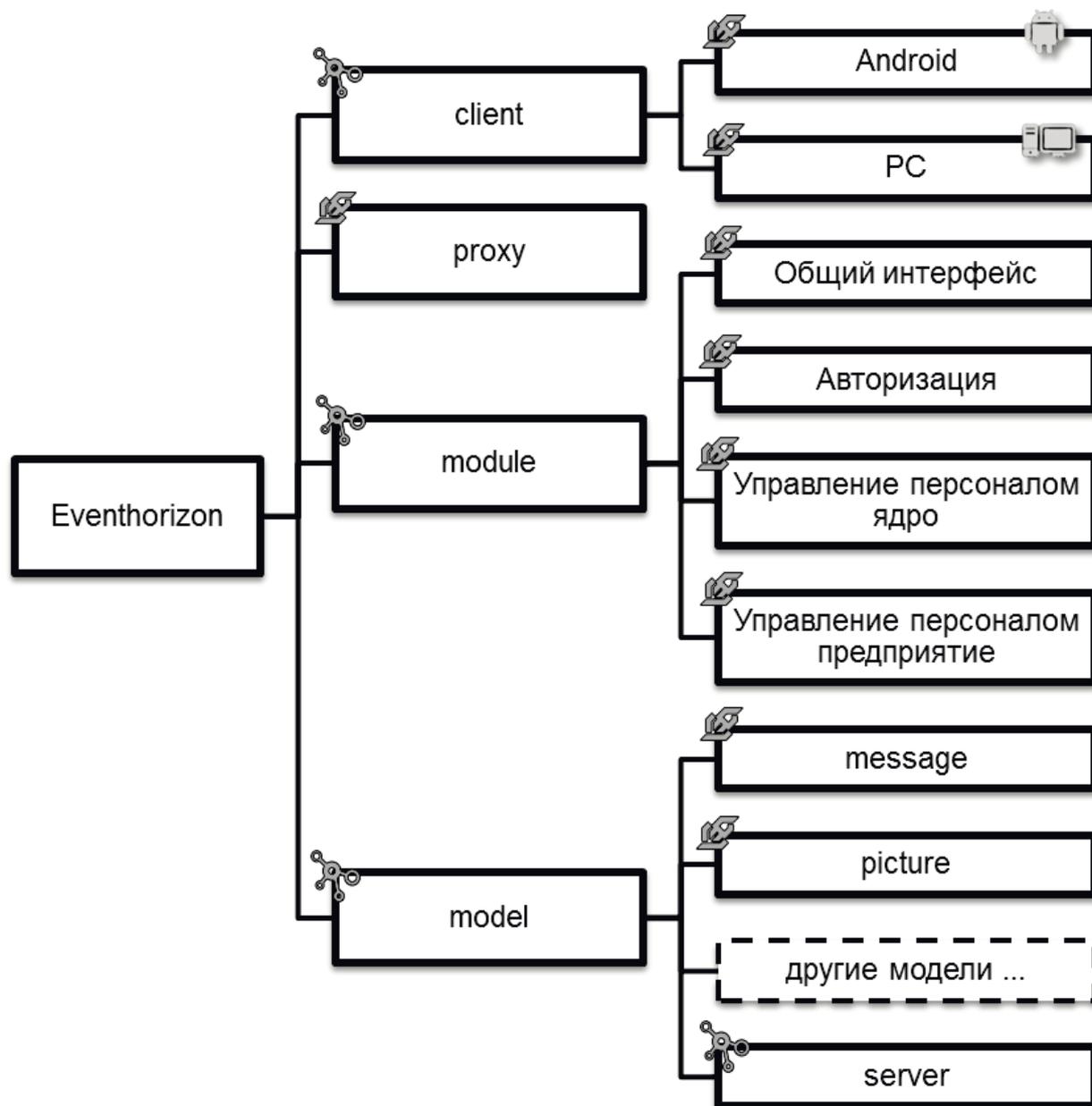
В результате исследований с применением методологии построения архитектуры проектов и программных моделей вычислительных и информационных процессов определены взаимосвязи между группами классов в объектно-ориентированной информационной системе управления персоналом «Eventhorizon», которая представляет собой клиент-серверную ИС и включает следующие структурные элементы.

Клиент (client) – программа, которая дается пользователю для взаимодействия с сервером (отображает данные сервера, помогает вводить исходные данные), рис. 3.

Сервер (server) состоит из прокси-сервера (проху) и модулей. Прокси-сервер представляет собой структурный шаблон проектирования, который контролирует доступ одного объекта к другому и устанавливает между ними виртуальное соединение. Функция кэширования прокси-сервера обеспечивает доступ к кэшу для множества пользователей. Когда какой-либо пользователь локальной сети запрашивает страницу из Интернета, она сохраняется, что значительно ускоряет скорость доступа. Таким образом, прокси-сервер выполняет ряд важных функций: балансирует нагрузку в системе; представляет модулям доступ к базе данных; кеширует данные; хранит данные, к которым имеет доступ разные модули.

Модуль (module) – функционально законченный фрагмент программы, который инкапсулирует (скрывает реализацию объекта от пользователя) в себе часть функций сервера. При этом пользователю предоставляется только интерфейс, через который он может взаимодействовать с объектом.

Module→УП ядро – хранит в себе списки людей (штатное расписание), организационную структуру предприятия (список и подчиненность структурных подразделений) и подчиненность персонала внутри подразделений, например, «Директор - Заместитель директора - Исполнитель», рис. 4.



-  – платформозависимый код для стационарных и переносных PC, использующих операционные системы Windows, Linux;
-  – платформозависимый код для Android (планшеты, мобильные телефоны, смарт-телевизоры);
-  – модуль (функционально законченный фрагмент программы);
-  – программное приложение.

Рис. 3. Структурная схема ИСУП «Eventhorizon»

Module→УП предприятие – хранит в себе функциональную структуру предприятия, которая включает установленные взаимосвязи и события между персоналом на производстве (производственные обязанности, должностные инструкции, стандартные задания).

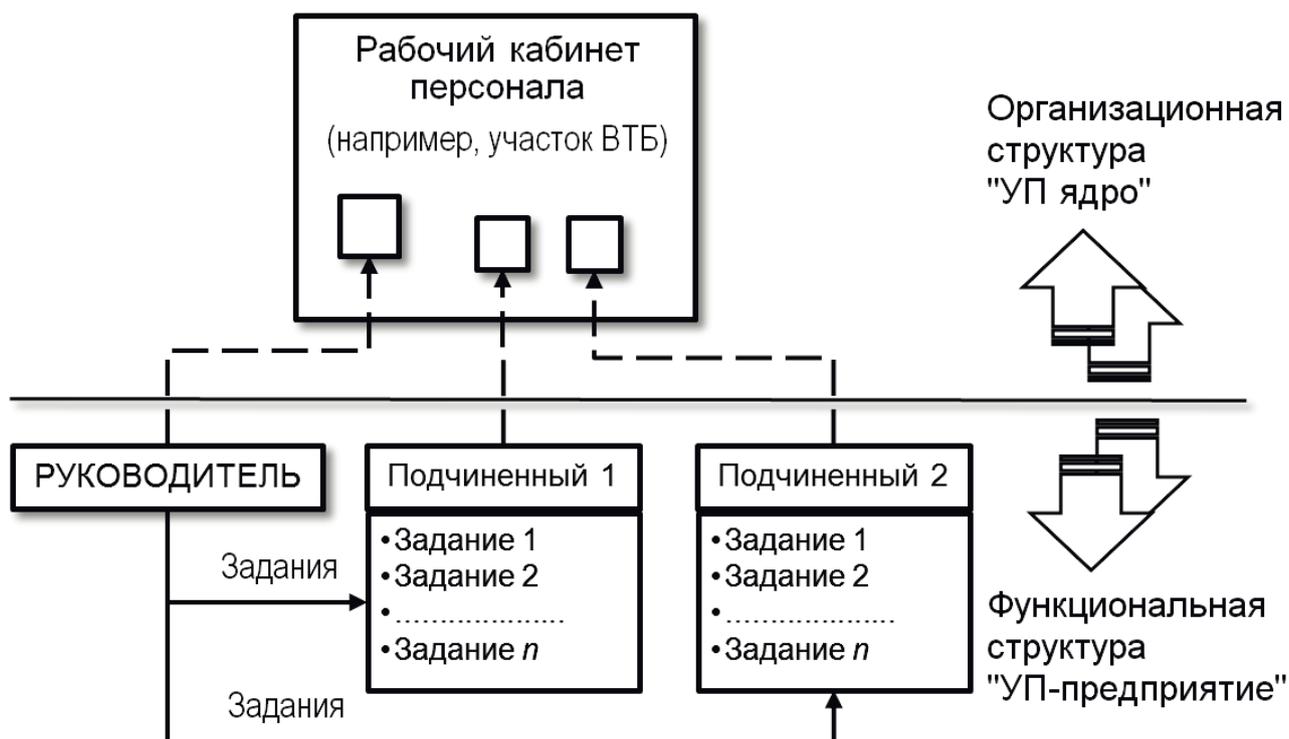


Рис. 4. Взаимодействие модулей, обеспечивающих взаимосвязь между организационной и функциональной структурами системы

Модель (model) представляет собой класс, в котором хранятся данные по моделям поведения системы при активации какого-либо события, например:

- сообщение (message) – содержит путь к объекту, которому отправляется сообщение, название функции объекта, параметры функции;
- изображение (picture) – содержит байтовый массив, представляющий изображения в формате *jpg* или *png*; и другие.

Модель (server) – модели, которые используются только в модулях и прокси-сервере. Об этих моделях клиент знать не должен, так как они содержат служебную информацию.

К компонентам на стороне клиента относятся, в частности, «Группа», включающая список компонентов, менеджер выравнивания, тип порядка отрисовки, а также «Отступы», содержащие отступы от границ экрана интерфейса.

Перечень и функциональные возможности разработанных элементов ИСУП приведены в табл. 2.

Сервер управляет клиентом с помощью удаленных вызовов. То есть используется технология «тонкий клиент» (thin client). В результате использования этой технологии в сетях с клиент-серверной архитектурой большая часть задач по обработке информации переносится на сервер, на который клиент может делегировать задачу на выполнение каких либо функций или расчетов. Преимуществами данной технологии, применительно к решению задач обеспечения безопасности, является высокая надежность системы в результате:

- большего времени наработки на отказ вследствие отсутствия механических компонентов и упрощения архитектуры;
- устойчивости к сбоям, так как все изменения вносятся на сервере и поступают всем пользователям одновременно, причем новые ресурсы будут доступны сразу всем терминалам, им даже не надо перезагружать клиент (это выгоднее, чем модернизировать несколько рабочих станций);
- отсутствия проблем при отключении электроэнергии, так как вся информация хранится на сервере, который имеет устройства бесперебойного питания.
- высокой безопасности системы, так как на браузерах клиентов информация минимальна (несмотря на то, что терминалы могут находиться далеко друг от друга, например, в разных городах), а разграничения прав доступа производится системными средствами на хорошо защищенном сервере;
- возможности параллельного включения дублирующего сервера;
- ограничений на установку дополнительных программ и регулируемой пропускной способности сети.

Таблица 2

Краткая характеристика функциональных возможностей разработанных элементов информационной системы

Название модулей	Описание
eventhorizon.client	Ядро клиента
eventhorizon.client.android	Платформо-зависимая часть клиента, привязанная к мобильным устройствам на базе ОС Android
eventhorizon.client.pc	Платформо-зависимая часть клиента, привязанная к компьютерам
eventhorizon.proxy	Проксирующая часть сервера (содержит кэши данных на прокси-сервере)
eventhorizon.module	Служит для подключения модулей
eventhorizon.model	Общие модели клиента, прокси-сервера и модулей
eventhorizon.model.server	Общие модели прокси-сервера и модулей
greenlib.physics	Математическая библиотека для работы с векторами, матрицами и объектами

Взаимодействие пользователя с системой реализовано посредством графического интерфейса (graphical user interface, GUI), в котором его элементы представлены в виде графических изображений. Кнопки, меню значки и др.

элементы в GUI на экране компьютера отображаются в результате загрузки основного интерфейса системы и обработки пользовательского ввода.

Таким образом, в результате исследований с применением методологии построения архитектуры проектов и программных моделей вычислительных и информационных процессов разработаны элементы новой современной информационной системы, обеспечивающей на базе сетевых технологий и мобильных технических средств, эффективное управление персоналом на промышленных предприятиях. Система «Eventhorizon» реализует симбиоз концепций построения систем по поддержке принятия решений и экспертных систем с использованием критериев и оценок состояния объекта управления на основе математического аппарата нечеткой логики, что способствует повышению эффективности и безопасности работы предприятия и повышению квалификации специалистов. Безопасность работ обеспечивается путем повышения эффективности взаимодействия персонала, дисциплинарной ответственности и уровня контроля руководителей над производственными процессами.

Список литературы

1. Романова, Т.И. Оценка эффективности использования трудового потенциала и системы управления персоналом предприятия: учебное пособие / Т.И. Романова, Т.Г. Виничук. – Томск: Изд-во Том. гос. Архит. – сторит. Ун-та, 2008. – 184 с.
2. Dave Ulrich. Measuring Human Resources: An Overview of Practice and a Prescription for Results. – Human Resource Management 36, no. 4 (1997): P. 303 – 320
3. Парменгер, Д. Ключевые показатели эффективности. Разработка, внедрение и применение решающих показателей: пер. с англ. А. Платонова / Д. Парменгер. – М.: ЗАО «Олимп-Бизнес», 2008. – 288 с.
4. Attorney Amy DelPo. The Performance Appraisal Handbook: Legal & Practical Rules for Managers.: NOLO, 2007. – 197 p.
5. Моделирование и контроль динамических процессов в задачах оценки состояния геотехнических систем = Modeling and control of dynamic processes in assessments of the conditions of geotechnical systems: монография / Н.А. Иконникова, В.И. Корсун, А.И. Слащев и др. ; М-во образования и науки Украины, Нац. горн. ун-т. – Днепрпетровск: НГУ, 2015. – 279 с.

*Рекомендована до публікації д.т.н. Колесником В.Є.
Надійшла до редакції 15.12.2014*

УДК 614.89:006.354

© С.І. Чеберячко, В.Ю. Фрундін, Ю.І. Чеберячко

ОБГРУНТУВАННЯ ВИБОРУ ЗАСОБІВ ІНДИВІДУАЛЬНОГО ЗАХИСТУ ОРГАНІВ СЛУХУ

В статті наведено аналіз методів з вибору засобів органів слуху у відповідності з ДСТУ EN 458:2005.

В статье приведен анализ методов по выбору средств органов слуха в соответствии с ДСТУ EN 458: 2005.

In the article the analysis methods of the choice of means hearing in accordance with EN 458: 2005.

Актуальність. Охорона праці в гірничорудній промисловості України є пріоритетним напрямком наукових досліджень, які пов'язані з вивченням низки шкідливих факторів: шкідливі та небезпечні гази, пил, висока температура, вологість повітря, шум, вібрація та інше.

Загострення обстановки з аварійністю й травматизмом в гірничорудній галузі в різні роки сприяло прийняттю Урядом України низки нормативних актів, що направлені на покращення ситуації. Перш за все це Закон України Про охорону праці, Закон Про загальнообов'язкове державне соціальне страхування від нещасного випадку на виробництві і професійного захворювання, що призвели до втрати працездатності», Програми підвищення безпеки праці на вуглевидобувних і шахтобудівних підприємствах на 2009–2017 років, які направлені на покращення умов праці, удосконалення процесів соціального захисту гірників та металургів від професійних захворювань. Однак офіційна статистика з професійної захворюваності, як одного з основних показників здоров'я населення України, свідчить про недостатню дієвість вище перелічених нормативних актів. Так, найбільш шкідливі виробничі фактори на робочих місцях гірничо-металургійних комбінатів є шум (84,1%), та запиленість (65,9%) (рис. 1) [1].

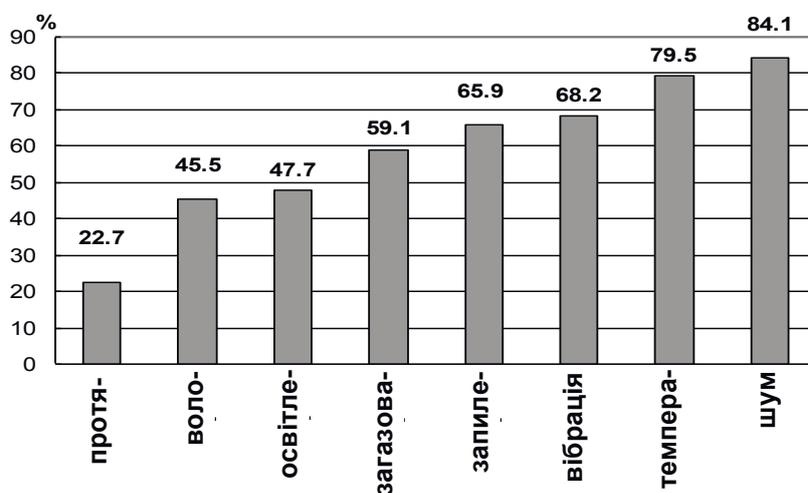


Рис. 1. Розподіл шкідливих факторів за ступенем впливу на людину [1]

Виходячи з наведених даних, можна зробити висновок, що захист органів слуху і дихання є одним і пріоритетних завдань на підприємствах гірничо-металургійного комплексу, які здебільшого вирішуються за допомогою застосування адекватних індивідуальних засобів захисту.

Аналіз існуючих публікацій. Вважається, що велике розмаїття конструкцій засобів індивідуального захисту органів дихання (ЗІЗОС) дозволить забезпечити всі існуючі потреби працівників із захисту органів слуху. Цьому сприяє велика кількість каталогів різних виробників, де наведені переваги тих чи інших пристроїв, їх основні характеристики та вказівки до вибору галузі застосування. Так, на ринку України представлені не менш шести видів ЗІЗ органів слуху, як зарубіжних так і вітчизняних виробників (табл. 1).

Таблиця 1

Придатність ЗІЗОС до умов використання [3]

Умови застосування	Одно-разові вкладиші	Сформовані вкладиші	Вкладиші на дужці	Вкладиші на шнурку	Біруші	Навушники
Коротке застосування	○	○	●	○	○	●
Приємний сигналів	●	◇	◇	◇	◇	◇
Підвищена температура і вологість повітря	●	●	●	●	●	○ ¹
Наявність пилу	●	●	○	○	◇	◇ ²
Наявність вібрації	●	●	◇	◇	●	◇
Використання захисних окулярів	●	●	●	●	●	●
Використання захисної каски.	●	●	◇ ³	●	●	○

Примітки:

- – принципово підходять;
- – принципово не підходять;
- ◇ – можливо підходять або не підходять залежно від конкретного випадку;
- 1 – підходять при наявності прокладки, що вбирає вологу;
- 2 – пил та інші забруднення можуть накопичуватися на засобах захисту та подразнювати шкіру, наприклад, при шліфуванні внутрішніх стінок ємностей і т.п.;
- 3 – можна прикріпити на потиличній дужці або до каски.

Останнім часом з'явилась, низка проведених виробничих досліджень із визначення реальної ефективності засобів індивідуального захисту органів слуху (ЗІЗОС) опублікованих Національним інститутом охорони праці США показала, що наведені показники в цих каталогах є значно завищені (рис. 2). Отримані дані говорять про неможливість забезпечити традиційними навушниками

захист від низькочастотних шумів [2]. Тому вибір, який заснований тільки на даних каталогів виробників може збільшити ризик розвитку професійних захворювань.

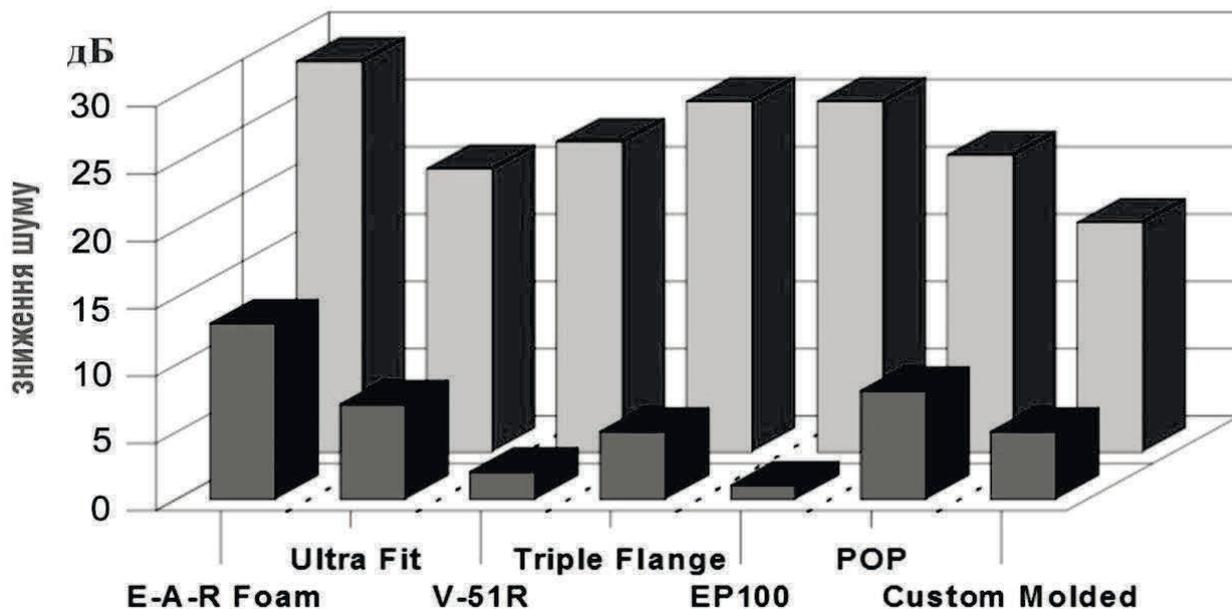


Рис. 2. Порівняння коефіцієнтів ослаблення шуму, виміряних в лабораторних умовах (далекій ряд) і на практиці (ближній ряд) у противошумних вкладишів 7 різних конструкцій [7]

У «Керівництві з профілактики професійної втрати слуху» [6] з метою обізнаності працівників були проаналізовані основні фактори, які погіршують захисну ефективність ЗІЗОС. Перш за все до них відносять нещільний контакт корпусів ЗІЗОС з головою користувача (рис. 3), або з вушною раковиною (рис. 4) через невміння правильно користуватись, відсутності підготовки або у достатній мірі мотивації. Також потрібно враховувати і збільшення гучності мови на 5–6 дБ з кожними 10 дБ підвищення рівня шуму навколишнього середовища.

Зараз перед виробниками гостро стоїть задача з пошуку шляхів підвищення індивідуального захисту людей від шуму. Пошук ведеться за декількома напрямками. Перш за все серйозну увагу приділяють конструкції захисних пристроїв з метою досягнення максимального її співпадання з формою слухового каналу та вух [4]. Інші виробники вбачають вирішення цієї проблеми у використанні спеціальних технологій з шумогасіння. Наприклад, фірма «Honeywell International Inc.» пропонує технологію управління повітряним потоком «Air Flow Control™» завдяки якій поліпшується акустична ефективність засобу по всьому спектру частот [5]. Також широке розповсюдження набирає використання активних навушників, які одночасно зі зменшенням шумового впливу за допомогою вбудованих в них мікрофонів і динаміків дозволяють чути навколишнє оточення і комфортно спілкуватися [6].

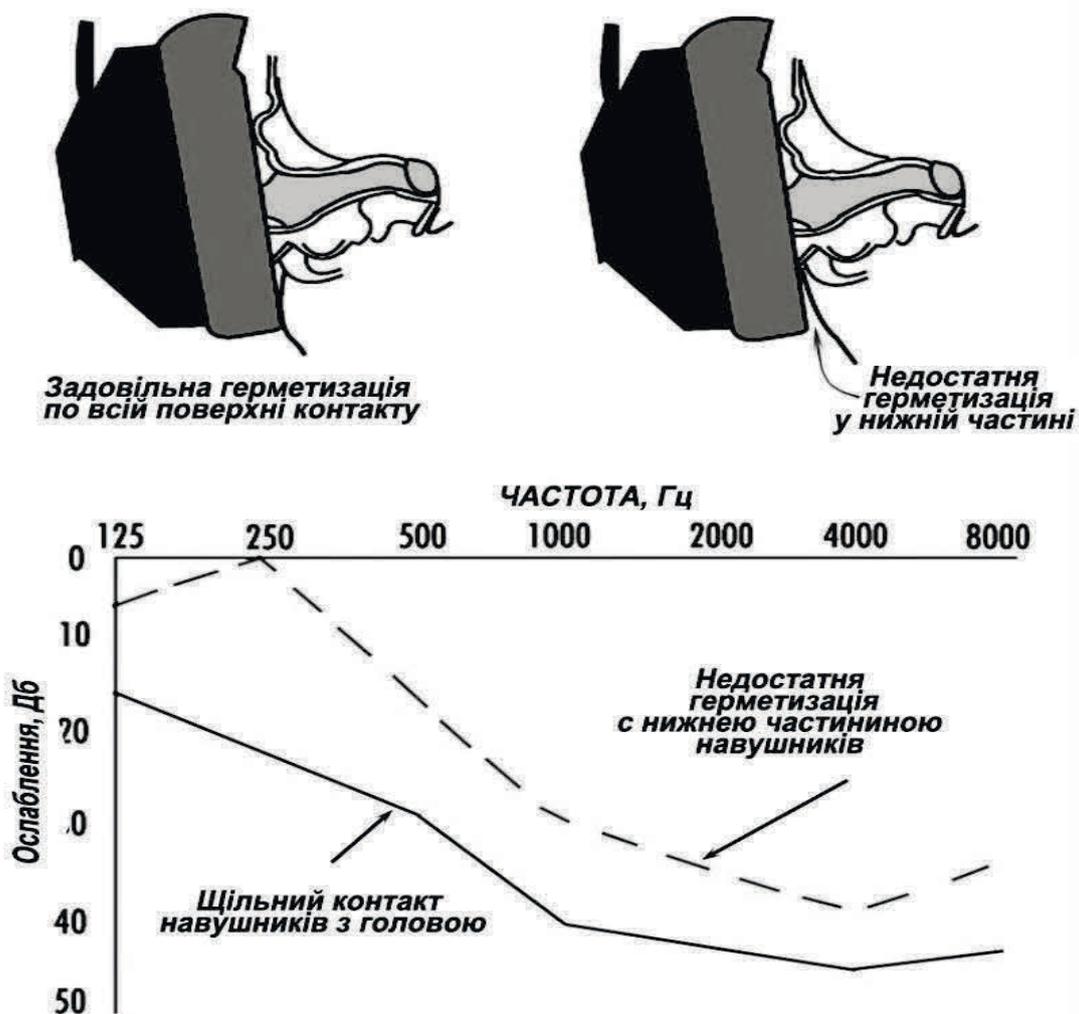


Рис. 3. Правильне і неправильне положення навушників і відповідне ослаблення рівня шуму [5]

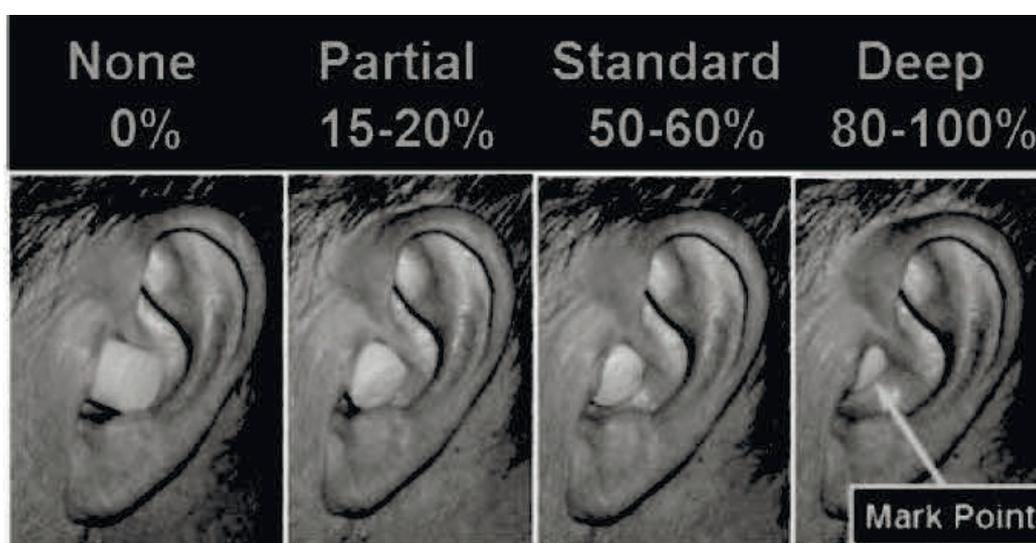


Рис. 4. Ілюстрація ступені зменшення захисту вкладишами при не правильному їх використанні [6]

Постановка задачі. Невідповідність між лабораторними і виробничими даними та велика їх кількість, яка присутня на сучасному ринку, призводить до необхідності вивчення особливостей правильного вибору. Крім того, важливо враховувати, що висока ефективність ЗІЗОД досягається тільки при постійному носінні та їх відповідності будові органів слуху користувачів.

Основна частина. Характеристики основних засобів індивідуального захисту органів слуху. Вимоги до пасивних засобів захисту слуху викладені у стандартах України: ДСТУ EN 352-1-2002, ДСТУ EN 352-2-2002, ДСТУ EN 352-3-2002, ДСТУ EN 352-4:2004, ДСТУ EN 352-5:2005, ДСТУ EN 352-6:2005, ДСТУ EN 352-7:2005. Відповідно до основних показників ЗІЗОС, які характеризують їх ефективність, відносять: SNR (Single Number Rating або Sounds Noise Reduction) – усереднений показник зниження рівня шуму за низькими, середніми і високими частотами [8] та NRR (Noise Reduction Rating) або коефіцієнт зниження шуму – являє собою середнє зниження рівня звуку, що отримано під час лабораторних досліджень ЗІЗОС на 10-ти різних випробувачах [8].

Рекомендації щодо вибору ЗІЗ органів слуху. Для вибору придатного ЗІЗОС з огляду на шумове середовище стандартом ДСТУ EN 458:2005 «Засоби індивідуального захисту органів слуху. Рекомендації щодо вибору, догляду та обслуговування» рекомендується приділити увагу на характеристики шуму, тобто рівням звукового тиску, спектр шуму й імпульсивність та важливість зв'язку. У кожному конкретному випадку необхідно вивчити інформацію щодо шумового середовища; акустичної ефективності ЗІЗОС, які надані виробником. Стандарт вимагає проведення оцінювання акустичної ефективності засобів індивідуального захисту органів слуху за частотною корекцією у вухах користувача. Обов'язково повинна бути надана користувачеві інформація щодо ризику завдання шкоди слуху через незастосування ЗІЗ органів слуху, важливість правильного його розміщення.

У країнах Європи існує декілька методів стосовно оцінювання акустичної ефективності пасивних засобів індивідуального захисту органів слуху: метод октавних смуг, метод NML та метод SNR. Для їх використання передбачені законодавством певні вихідні дані, що наведені в табл. 2.

Вибір методу з визначення ефективного ЗІЗОС є досить непростю задачею, яка потребує ще детального дослідження. Зрозуміло, що в кожному конкретному випадку вибрана процедура повинна забезпечити найбільш точний розрахунок ефективності вибраного захисного пристрою, при цьому розрахунки і докази мають бути простими і зрозумілими. З цього приводу самим поширеним є метод октавних смуг, тому що він дозволяє встановити рівень зниження шуму входячи з вимірних даних на робочому місці та даних щодо акустичної ефективності в октавних смугах частот ЗІЗ органів слуху. Тоді як іншими методами, наприклад NML, краще користуватись, коли невідомий звуковий тиск у октавних смугах.

Таблиця 2

Характеристика методів оцінювання

Рекомендований метод	Потрібна інформація
Метод октавних смуг	Постійні шуми. Відомі рівні звукового тиску в октавних смугах та еквівалентний рівень звукового тиску октавної смуг, $L_{\text{окт}}$. Переривчастий або імпульсний шум.
Метод HML	Рівень звукового тиску за частотною корекцією A, $L_A/(L_c - L_A)$ Переривчастий або імпульсний шум. Еквівалентні тривалі дані $L_{A \text{ екв}}/(L_{c \text{ екв}} - L_{A \text{ екв}})$
Метод SNR	Рівень звукового тиску за частотною корекцією A, $L_A/(L_c - L_A)$ Переривчастий або імпульсний шум. Еквівалентні тривалі дані $L_{A \text{ екв}}/(L_{c \text{ екв}} - L_{A \text{ екв}})$

Відмітимо, що у стандарті ДСТУ EN 458:2005 вказується на необхідність забезпечення щоб 84 % випадках розрахований рівень звукового тиску з частотною корекцією A в одягнених ЗІЗ органів слуху був більший від прогнозованого рівня. Також для того, щоб вважати акустичну ефективність ЗІЗ органів слуху достатньою визначається еквівалентний денний рівень, який має дорівнювати чи бути нижчим за гранично допустимий рівень $L_{\text{гдр}}$. А для запобігання надлишку захисту L_{a1} не повинен бути нижчим від $(L_{\text{гдр}} - 15)$ дБ (табл. 3.)

Таблиця 3

Оцінювання акустичної ефективності ЗІЗ органів слуху за специфічних шумових обставин

Рівень звукового тиску, що сприймається вухом, L_{a1} , дБ	Ступінь захисту
більше ніж $L_{\text{гдр}}$	Недостатня
від $L_{\text{гдр}}$ до $(L_{\text{гдр}} - 5)$	Задовільна
від $(L_{\text{гдр}} - 5)$ до $(L_{\text{гдр}} - 10)$	Добра
від $(L_{\text{гдр}} - 10)$ до $(L_{\text{гдр}} - 15)$	Відмінна

Приклад вибору ЗІЗ органів слуху за методом октавних смуг.

Вихідні дані з вимірян денних рівнів звукового тиску (дБ) в октавних смугах на робочому місці, (L_f) та акустичної ефективності ймовірного пасивного ЗІЗ органів слуху наведені в табл. 4. Необхідно підвередити або спростувати їх придатність до застосування працівником на робочому місці.

Таблиця 4

Дані для розрахунку

Частота, Гц	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000	
Виміряні рівні звукового тиску (дБ) (L_f)	80	84	86	88	97	99	97	96	$L_a = 104$ дБ $L_c = 103$ дБ
Акустична ефективність ЗІЗОС, дБ	5	7	11	15,7	19,4	24,4	32,6	29,7	$H = 25$ дБ $M = 19$ дБ $L = 13$ дБ $SNR = 21$ дБ

Примітка. Гранично допустимий рівень $L_{гдп} = 85$ дБдсл.

Розрахуємо рівень звукового тиску з частотною корекцією А сприйнятий вухом у одягнених ЗІЗ органів слуху, L_{a1} за формулою

$$L_{a1} = 10 \log \sum_{f=125}^{8000} 10^{0.1(L_f + A_1 - APV)}$$

де f – середньо геометрична частота смуги, Гц; L_f – рівень звукового тиску в октавній смузі, дБ; A_1 – рівень звукового тиску з частотною корекцією А середньо геометрична частоти октавної смуги, дБ; APV – сумарне значення захисту ЗІЗ органів слуху, дБ.

Результати попередніх розрахунків зручно навести в таблиці (табл. 5).

Таблиця 5

Результати попередніх розрахунків

Частота, Гц	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000
Виміряні рівні звукового тиску (дБ)	80	84	86	88	97	99	97	96
Зважування за характеристикою А, дБ	-26,2	-16,1	-8,6	-3,2	0	1,2	1,0	-1,1
Рівні звукового тиску з частотною корекцією А, дБ	53,8	67,9	77,4	84,8	97,0	100,2	98,0	94,9
Різниця між рівнями звукового тиску з частотною корекцією і акустичною ефективністю ЗІЗОС	48,8	60,9	66	69,1	77,6	75,8	65,4	65,2

Тепер визначимо рівень звукового тиску з частотною корекцією А сприйнятий вухом у одягнених ЗІЗ органів слуху

$$L_{a1} = 10 \log(10^{4,88} + 10^{6,09} + 10^{6,6} + 10^{6,91} + 10^{7,76} + 10^{7,58} + 10^{6,54} + 10^{6,52})$$

$$L_{a1} = 80,6, \text{ дБ (А).}$$

Порівняємо отримане значення з гранично допустимим і встановлюємо, що наш вибір є задовільний.

Зважуємо увагу на те, що наведені методи є рекомендовані стандартом ДСТУ EN 458:2005. Однак, кардинально питання із адекватного захисту органів слуху досі невирішене. Про це свідчать вимоги американського стандарту 29 CFR 1910.95 Occupational noise exposure. Appendix B Methods for estimating the degree of hearing protector attenuation. В якому вказується на необхідність при виборі ЗІЗОС введення деяких поправок і перш за все орієнтуватись не на показник SNR, а на NRR, який триманий під час лабораторних досліджень ЗІЗОС на 10-ти різних випробувачах. І навіть останній для забезпечення надійного захисту рекомендується зменшити на сім децибел, якщо NRR виміряна для С-корекції, а потім ще отриманий результат поділити навпіл. І тільки у такому разі проводити подальші розрахунки.

Крім того, на такий крок пішли і у Великобританії, де додатково у звіті Інспекції зі здоров'я і безпеки Великобританії [7] наведені значення поправок на використання ЗІЗ органів слуху у реальних умовах, відносно паспортних даних фірмовиробників (табл. 6)

Таблиця 6

Поправки на реальні умови експлуатації ЗІЗОС

№	Тип ЗІЗОС	Умови використання	Поправка до SNR, дБ
1	Навушники	Рекомендація інспекції HSE	4
2		Зношення, еквівалентне одному місяцю	6
3		Руйнування 1/8 амбушюра	2
4		Використання разом з шапкою або капюшоном	14 - 21
5		Використання разом з очками або респіратором	2-10
7	Вкладиші	За умови неповного приживання	9 дБ
8		За умови приживання до вуха	Захист відсутній

Висновки. Таким чином для вибору ефективного ЗІЗОС потрібно врахувати, що погіршення захисного ефекту відбувається через нещільний контакт корпусів з головою користувача, також через невміння правильно користуватись і відсутності в достатній мірі мотивації, тому для розрахунку послаблення шуму ЗІЗОС використовувати надані постачальники значення SNR не можна, оскільки вони є значно завищені і вводять в оману.

Також, слід орієнтуватись на реальні значення ефективності для вкладишів до 5 дБ з корекцією А, і до 10 дБ з корекцією А для навушників, та до 15 дБ з корекцією А – для їх комбінації.

Список літератури

1. Руководство к практическим занятием по гигиене труда. Под ред. проф. В.Ф.Кириллова. – М.: ГЭОТАР-Медиа, 2008. – 416 с. (ISBN 978-5-9704-0852-0).
2. Денисов Э.И. Проблема реальной эффективности индивидуальной защиты и привносимый риск для здоровья работников / Денисов Э.И // Медицина труда и промышленная экология.-2013.-№ 4.- С.18-25.
3. The Control of Noise at Work Regulations 2005. – Statutory instruments, No.1643. – 16 pp. (URL:http://www.legislation.gov.uk/uksi/2005/1643/pdfs/uksi_20051643_en.pdf)
4. Franks J.R., Berger E.H. Hearing Protection // Encyclopaedia of Occupational Health and Safety. 4 th. ed. - V.1. - Geneva: International Labour Office, 1998. - С. 31.11-31.16.
5. Hempstock TI, Edwards NJ, Needham K. An evaluation of procedures for determining the attenuation of hearing protectors. App Acoust. 1992;36(1):51–74.
6. Murphy W, Franks JR, Shaw PB. Estimating the precision error in hearing protector ratings [abstract]. J Acoust Soc Am. 2001; 115(5):2378.
7. Witt B., Coons Ph. AirFlowControl™Technology // SoundSource™. - 2005. - Volume 1/Issue 7a May. - С. 1-2.
8. Солдатов С.К., Скуратовский Н.И. Инженерно-технические аспекты эволюции средств защиты от авиационного шума // Интернет-журнал "Технологии техносферной безопасности" (<http://ipb.mos.ru/ttb>). - 2013. - Выпуск № 6 (52). - С. 1-9.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голінком В.І.
Надійшла до редакції 17.12.2014*

УДК 622.578.684

© В. А. Зберовский, А.Н. Коробочка

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ И СКОРОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ НА ЗАГРЯЗНЕНИЕ АТМОСФЕРЫ

Рассмотрено влияние топливно-энергетических и скоростных характеристик карьерных автосамосвалов на загрязнение атмосферы. Рекомендовано скорость движения автосамосвалов в карьерах и на прилегающих к ним территориях нормировать по экологическому фактору.

Розглянуто вплив паливно-енергетичних і швидкісних характеристик кар'єрних автосамоскидів на забруднення атмосфери. Рекомендовано швидкість руху автосамоскидів в кар'єрах і на прилеглих до них територіях нормувати по екологічному фактору.

The effect of fuel-energy and high-speed characteristics of the quarry dump trucks on air pollution. It is recommended to dump speed in the pits and in the adjacent areas to ration by environmental factors.

Вступление. Традиционно одной из основных задач экологической безопасности считается снижение негативного техногенного влияния автомобильного транспорта на окружающую среду и человека. Решение этой задачи осуществляется путем повышения экологичности транспорта или изменения условий и режимов его эксплуатации. В связи с растущими потребностями в сырьевых ресурсах и интенсификацией открытых горных работ, существенно возрастает загрязнение окружающей воздушной среды выхлопными газами от различных автотранспортных средств карьера, что является одной из серьезных проблем промышленной экологии.

Карьерные автосамосвалы являются интенсивными передвижными источниками загрязнения атмосферного воздуха продуктами сгорания дизельного топлива. Выхлопные газы дизельных автосамосвалов представляют сложную многокомпонентную смесь, состав которой насчитывает около 280 компонентов. В атмосферу выбрасывается большая группа токсичных веществ, из которых в настоящее время нормируются только окись углерода (CO), углеводороды (C_nH_m), окислы азота (NO_x), диоксид серы (SO_2) и сажа (сажевый аэрозоль), составляющие примерно 1% токсичности выхлопных газов. Остальные 99% токсичности приносят полициклические ароматические углеводороды, многие из которых являются канцерогенами и могут вызывать онкологические заболевания, но в большинстве своём сегодня не нормируются [1].

Таким образом, проблема защиты окружающей воздушной среды от загрязнения выхлопными газами карьерных автосамосвалов до настоящего времени решена не полностью, а учитывая общие тенденции повышения производительности карьерного автотранспорта и, как следствие, увеличение мощности их двигателей и количества выхлопных газов, можно сказать, что научная задача защиты атмосферы от негативного техногенного влияния автомобильного транспорта на карьерах становится все острее и актуальнее. Снижение расхода топлива при работе карьерных автосамосвалов прямо пропорционально снижению уровня загрязнения атмосферы выхлопными газами, поэтому исследование влияния топливно-энергетических и скоростных характеристик карьерных автосамосвалов на загрязнение атмосферы является актуальной экологической задачей, которая совпадает с приоритетными научными направлениями МОН Украины, утвержденными КМ Украины (секция 9 "Охрана окружающей среды").

Формулирование цели и задач исследования. Целью работы является исследование загрязнения воздуха выхлопными газами с учетом топливно-энергетических и скоростных характеристик карьерных автосамосвалов.

При этом были поставлены и решены следующие задачи:

- исследовать топливно-энергетические характеристики и скоростные режимы работы большегрузных автосамосвалов в карьерах Вольногорского ГМК с применением навигационной системы диспетчеризации;
- оценить реальные выбросы выхлопных газов большегрузного автотранспорта при работе в карьерах и дать рекомендации по их снижению.

Изложение основного материала исследований. Вопросам снижения отрицательного воздействия токсичных веществ, содержащихся в выхлопных газах автомобильных двигателей, на окружающую среду и здоровье людей посвящено большое количество исследований, выполненных как в нашей стране, так и за рубежом. Установлено, что выхлопные газы автомобильных двигателей представляют серьезную опасность для здоровья людей, а подверженность водителей высоким концентрациям загрязнения воздуха токсичными веществами может способствовать возникновению дорожно-транспортных происшествий в карьере. Показано, что объём выхлопных газов карьерных автосамосвалов в значительной степени определяется дорожными условиями, топливно-энергетическими характеристиками и скоростными режимами движения автомобилей, а также логистикой грузоперевозок.

Объём и состав выхлопных газов автотранспорта зависит от ряда факторов: режима работы двигателя, который зависит от технических характеристик и состояния двигателя автосамосвала, веса груза, метеоусловий, характеристики трассы, ее протяжности и уклонов; качества топлива; скорости движения автомобиля и ряда других технических и технологических параметров работы большегрузных автосамосвалов в карьерах, включая психофизическое состояние водителя автомобиля. Примерный состав выхлопных газов дизельных двигателей в соответствии с [2] приведен в таблице 1.

Таблица 1

Состав выхлопных газов дизельных двигателей

Азот 76,0 - 78,0 об. %	Оксид азота 0,002 - 0,5 об. %
Кислород 2,0 - 18,0 об. %	Углеводороды неканцерогенные 0,009-0,5 об. %
Пары воды 0,5 - 4,0 об. %	Альдегиды до 0,001 - 0,009 об. %
Диоксид углерода 1,0 - 10,0 об. %	Бенз(а)пирен до 10 мкг/м ³
Оксид углерода 0,01 - 0,5 об. %	Сажевый аэрозоль до 0,01-1,1 г/м ³

Для минимизации отрицательного влияния автотранспортных средств в карьере на окружающую среду традиционно рассматриваются следующие способы [3]:

- использование экологичных автотранспортных средств с электрическими, газовыми, водородными и гибридными двигателями;
- использование экологичных горюче-смазочных материалов и топлива, применение качественного дизельного топлива с низким содержанием серы (не более 0,05%);
- оптимизация маршрутов транспортировки с учетом воздействия на окружающую среду;
- применение нейтрализаторов, в первую очередь каталитических;
- применение сажевых фильтров-дожигателей;
- повышение уровня квалификации водителей, их обучение по энергоэффективности вождения.

Однако, как известно, электрические, газовые, водородные и гибридные двигатели на карьерных автосамосвалах представлены пока только экспери-

ментальными экземплярами, каталитические нейтрализаторы характеризуются очень высокой стоимостью, малым ресурсом и низкой эффективностью, снижают содержание только окиси углерода и углеводородов, работают только на прогревом двигателе при температуре отработанных газов 300°C и выше, что составляет примерно 40% времени работы самосвала в карьере. Конструкции сажевых фильтров-дожигателей ещё не достаточно отработаны и практически не применяются на карьерных автосамосвалах.

Исследование топливно-энергетических характеристик работы большегрузного автотранспорта было проведено на примере карьеров Вольногорского ГМК путем анализа базы данных о работе 33-х автосамосвалов БелАЗ-7548, полученной с применением навигационной системы диспетчеризации. Также использованы основные средние показатели эксплуатации 40-тонных автосамосвалов за 2013 год, которые включают: среднее расстояние транспортировки - 0,9283 км; производительность одного среднесписочного автосамосвала - 452,1 тыс. ткм; среднесписочная численность автосамосвалов - 36,983 ед; объем перевозок - 17638,96 тыс.т; объем перевозок по руде - 5573,023 тыс.т; объем перевозок по вскрыши - 12064,283 тыс.т; грузооборот - 16558,25 тыс.ткм; коэффициент использования пробега - 0,42216; коэффициент использования парка - 0,63183; эксплуатационная скорость - 11,083 км/ч; средняя загрузка автосамосвалов - 41,016 т.

На рисунке 1 приведен пример топливно-энергетической характеристики в виде графика изменения уровня топлива по данным оперативного контроля за 8 часов работы одного автосамосвала БелАЗ-7548. На рисунке 2 приведен пример изменения удельного расхода топлива по 10-ти автосамосвалам в разные сезоны и месяцы года.

Как следует из данных, приведенных на графиках рис. 1-2, значения расхода топлива являются величинами переменными, а не заданными, повсеместно наблюдается значительный расход топлива автосамосвалами в карьере (180-220 литров на 100 км пройденного пути) и соответственно высокий уровень загрязнения окружающей воздушной среды выхлопными газами.

Для оценки загрязнения атмосферы выбросами выхлопных газов была проведена графоаналитической обработки реальных данных текущих значений расхода топлива и скорости движения каждого автосамосвала с помощью радионавигационного оборудования и системы диспетчеризации, работающих на ВГМК.

Проведенные исследования позволили установить ряд новых закономерностей, связанных с загрязнением атмосферы при движении карьерных автосамосвалов БелАЗ-7548, в зависимости от метеофакторов окружающей среды, времени года и дорожных условий. На рисунке 3 приведена диаграмма фактических годовых выбросов в атмосферу вредных веществ от выхлопных газов автосамосвалов БелАЗ-7548 в карьерах ВГМК.

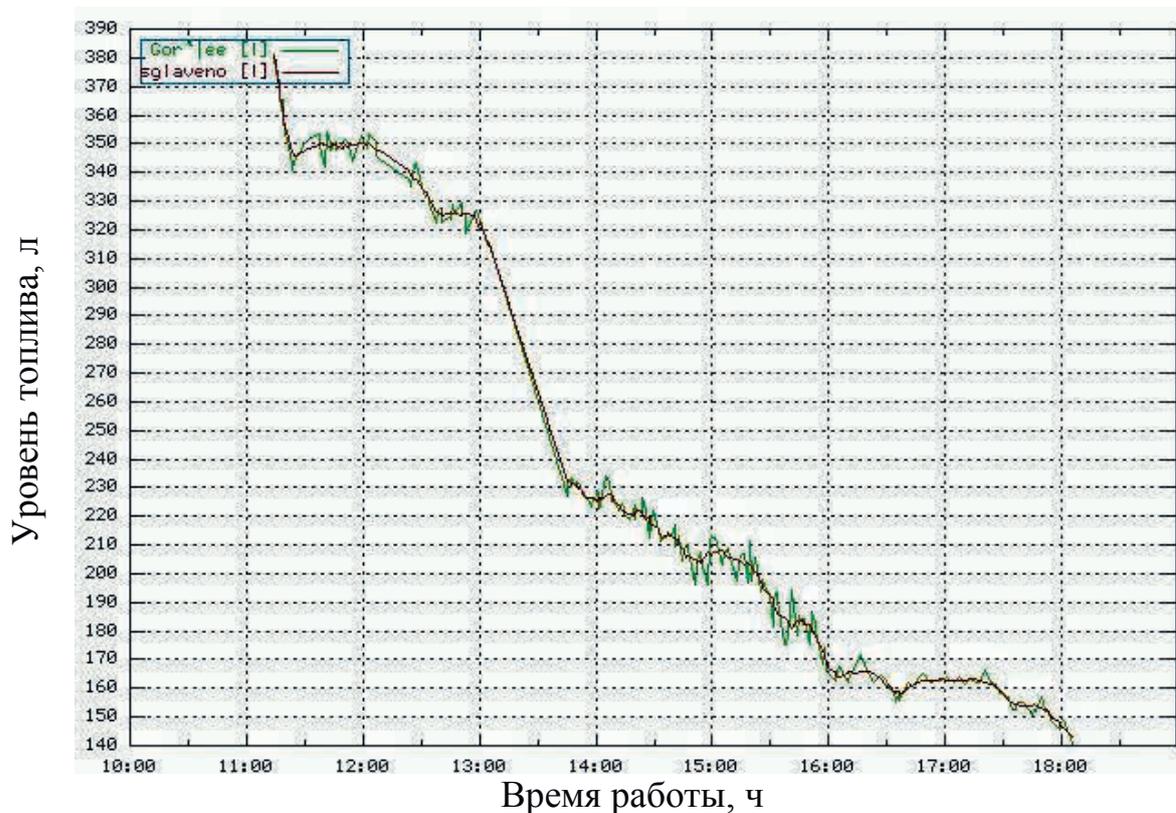


Рис. 1. Пример графика изменения уровня топлива по данным оперативного контроля за 8 часов работы автосамосвала

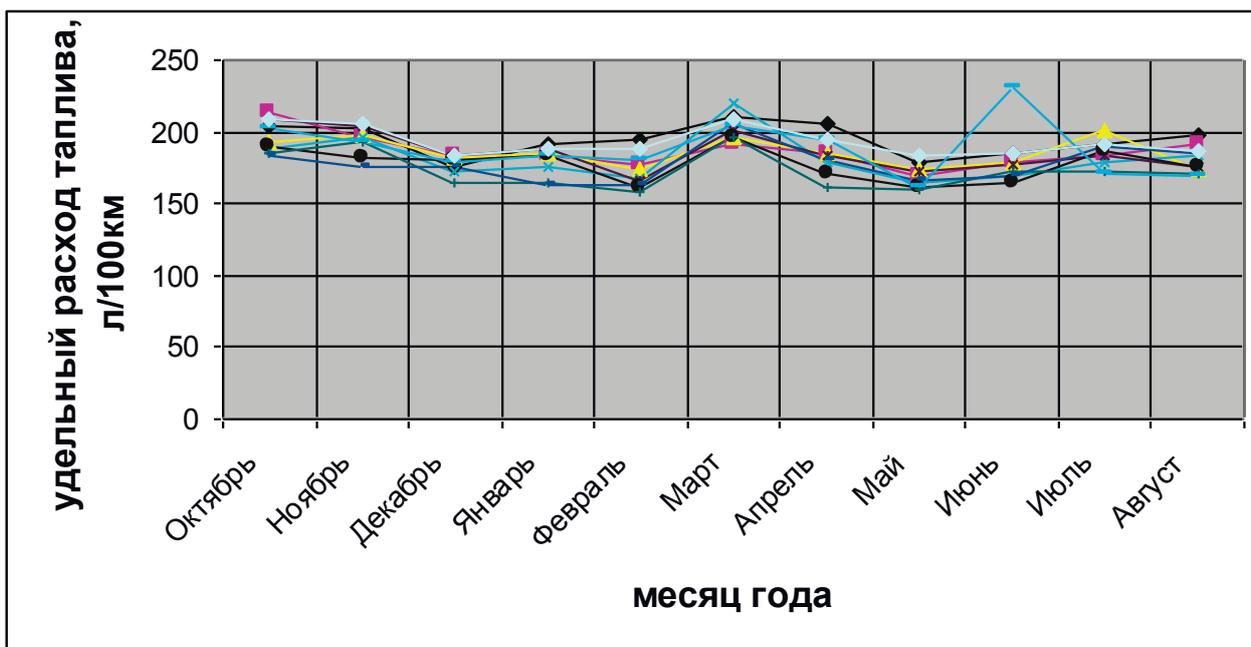


Рис. 2. Графики изменения удельного расхода топлива по 10-ти автосамосвалам БелАЗ-7548 в разные сезоны и месяцы года

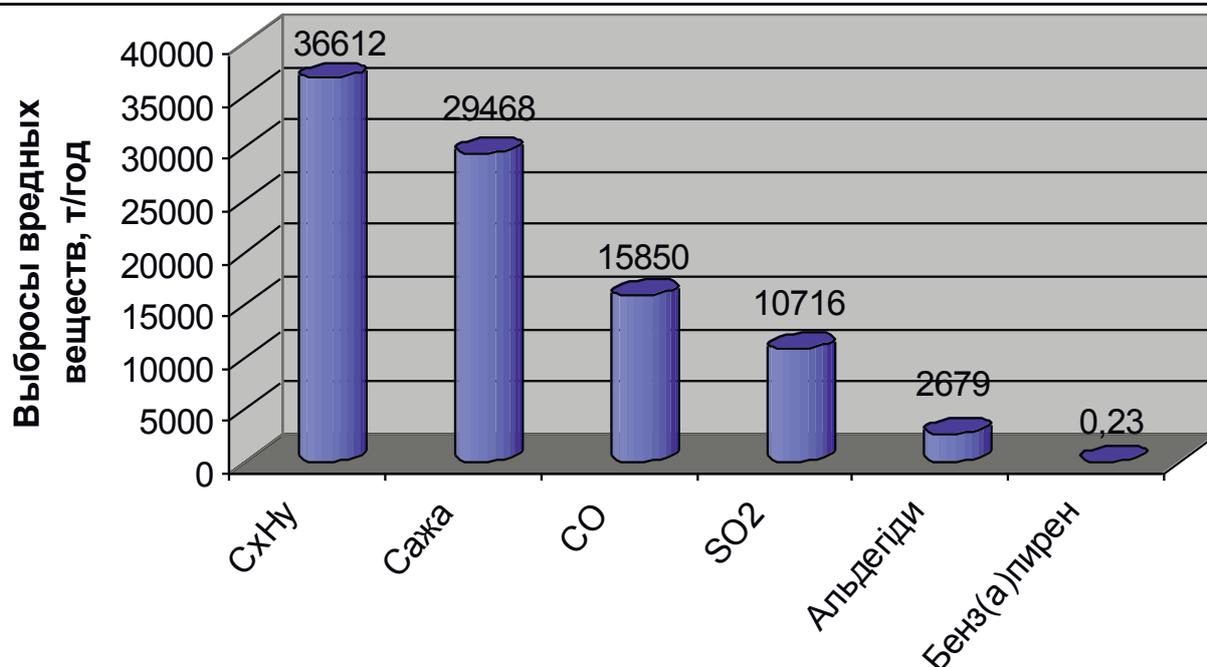


Рис. 3. Диаграмма фактических годовых выбросов в атмосферу вредных веществ от выхлопных газов автосамосвалов БелАЗ-7548 в карьерах ВГМК

На рисунке 4 приведена динамика изменения выбросов в атмосферу вредных веществ в выхлопных газах автосамосвалов БелАЗ-7548 в карьерах по месяцам года.

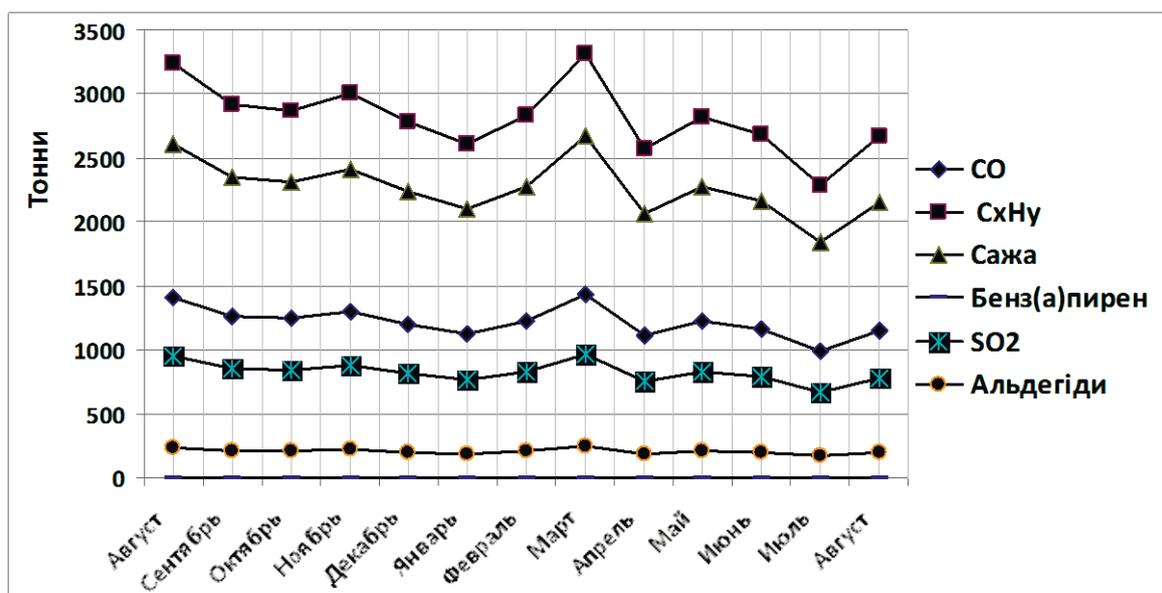


Рис. 4. Динамика изменения фактических выбросов в атмосферу вредных веществ в выхлопных газах автосамосвалов БелАЗ-7548 по месяцам года

Полученные результаты показывают, что наибольшее загрязнение атмосферы при эксплуатации большегрузных карьерных автосамосвалов происходит такими токсичными веществами как полициклические ароматические угле-

водороды, сажа и окись углерода, количество которых практически полностью зависит от расхода потребляемого топлива.

Также необходимо отметить, что в атмосферу выбрасывается более 230 кг канцерогенного вещества – бенз(а)пирена, и около 30 тыс.т сажевого аэрозоля, который состоит из частиц углерода и тяжелых (жидких) углеводородов. При больших нагрузках на двигатель сажевый аэрозоль в основном составляют частицы углерода, при малых - увеличивается количество тяжелых углеводородов. Учитывая, что дизельные двигатели карьерных автосамосвалов до 40% времени транспортного цикла работают в режиме частичных нагрузок и на холостых оборотах, уровни концентрации тяжелых (жидких) углеводородов в сажевом аэрозоле могут достигать больших значений, а токсичность выбросов дизельных двигателей, обусловленная адсорбированием на поверхности частиц углерода полициклических ароматических углеводородов, из которых многие канцерогенны, будет существенно возрастать.

Таким образом, задача снижения выбросов сажевого аэрозоля в атмосферу имеет важное значение для минимизации отрицательного влияния дизельных автотранспортных средств в карьере на окружающую среду.

Исследование скоростных режимов работы большегрузных автосамосвалов БелАЗ-7548 в карьерах Вольногорского ГМК было проведено путем компьютерного анализа и обработки более 60000 значений скоростей движения автосамосвалов в карьере в зависимости от метеофакторов, времени суток и времени года. Пример графика изменения скорости движения автосамосвала в карьере приведен на рисунке 5.

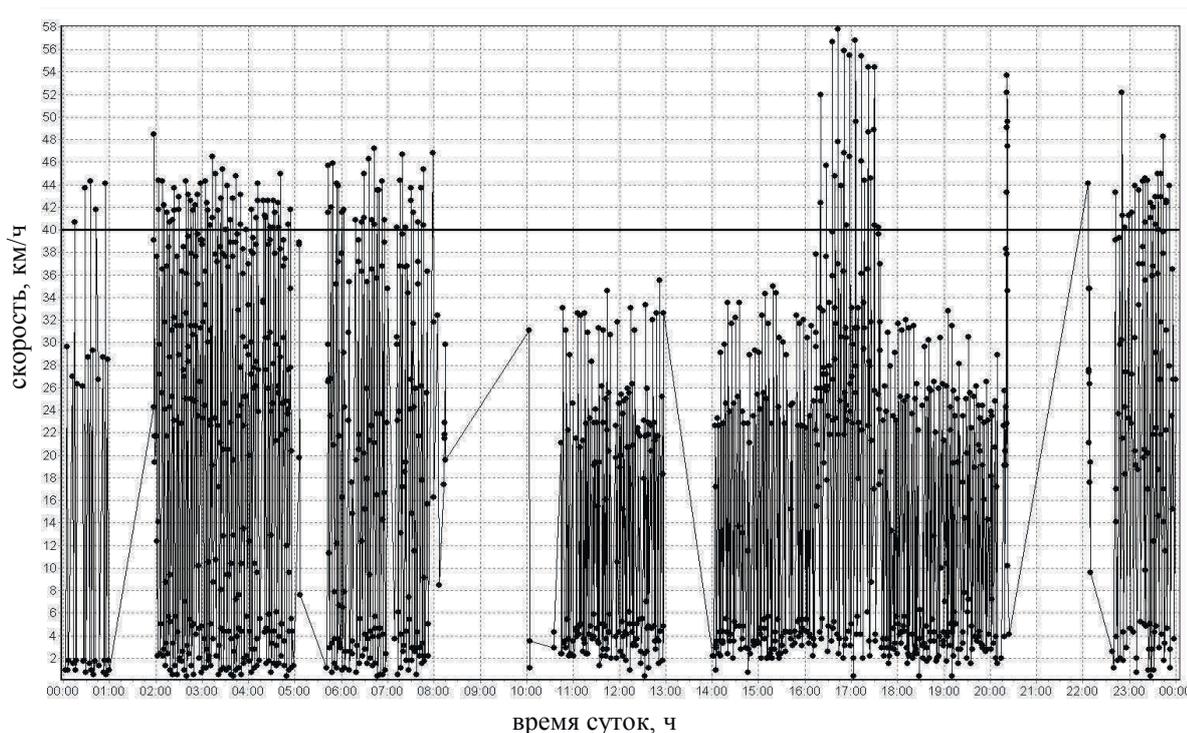


Рис. 5. Пример графика изменения скорости движения автосамосвала БелАЗ-7548 в карьере

Как следует из графика на рис. 5, скорость движения автосамосвалов в карьере в различное время суток часто превышает допустимые по правилам ТБ скорости движения, а процесс движения автосамосвалов в карьерах представляет собой сложный, динамичный и ресурсоёмкий процесс, характеризующийся большой вариативностью условий эксплуатации и необходимостью высокой точности контроля скоростей движения. В результате исследований установлено, что наибольшее количество нарушений скоростного режима происходит в периоды 6-8 и 15-17 часов рабочей смены, что приводит к перерасходу топлива и повышению уровня загрязнения атмосферы выхлопными газами.

Показано, что при движении по различным участкам карьерных автодорог водители автосамосвалов для увеличения производительности стремятся повысить скорость движения. Однако скорость движения не должна быть выше значений, диктуемых факторами безопасности движения, особенностями эксплуатации крупногабаритных шин и тяговых двигателей большегрузных автосамосвалов. Согласно правил безопасности, в условиях карьеров Вольногорского ГМК установлена скорость движения автосамосвалов БелАЗ-7548 не более 40 км/ч, а за пределами карьера не более 20 км/ч. Контроль скорости движения карьерных автосамосвалов по экологическому фактору до настоящего времени не рассматривался.

Рекомендовано скорость движения автосамосвалов в карьерах и на прилегающих к ним территориях нормировать по экологическому фактору. Создание таких нормативов базируется на идее соблюдения таких производственных условий работы карьерного автотранспорта, чтобы с одной стороны достичь максимально возможную среднетехническую эксплуатационную скорость движения автосамосвалов в заданных условиях, а с другой - обеспечить минимальный выброс выхлопных газов в атмосферу при минимальном расходе топлива и исключить превышения допустимых по правилам ТБ скоростей движения автосамосвалов.

Выводы.

1. Карьерные автосамосвалы являются интенсивными передвижными источниками загрязнения атмосферного воздуха продуктами сгорания дизельного топлива. Оптимизация топливно-энергетических и скоростных характеристик карьерных автосамосвалов позволяет снизить расхода топлива и уровень загрязнения атмосферы выхлопными газами.

2. Выполнен комплекс натурных наблюдений за изменением расхода топлива и скорости движения карьерных автосамосвалов в карьерах ВГМК с использованием действующей системы диспетчеризации горнотранспортного оборудования. Создана компьютерная база данных расхода топлива и скорости движения автосамосвалов БелАЗ-5748 в разные сезоны и месяцы года.

3. Приведены результаты расчета годовых выбросов вредных веществ в атмосферу от выхлопных газов автосамосвалов БелАЗ-5748; показано, что наибольшее загрязнение атмосферы происходит такими токсичными веществами как полициклические ароматические углеводороды, сажа и окись углерода,

количество которых практически полностью зависит от расхода потребляемого топлива.

4. Показано, что задача снижения выбросов сажевого аэрозоля в атмосферу имеет важное значение для минимизации отрицательного влияния дизельных автотранспортных средств в карьере на окружающую среду.

5. Установлено, что наибольшее количество нарушений скоростного режима в карьерах ВГМК происходит в периоды 6-8 и 15-17 часов рабочей смены, что приводит к перерасходу топлива и повышению уровня загрязнения атмосферы выхлопными газами.

6. Впервые предложено скорость движения карьерных автосамосвалов нормировать по экологическому фактору, при этом обеспечивается минимальный выброс выхлопных газов и расход топлива, соблюдается максимально возможная среднетехническая эксплуатационная скорость движения автосамосвалов в заданных условиях, исключаются превышения допустимых по правилам ТБ скоростей движения автосамосвалов.

Список литературы

1. Егоров А.Н., Волоцкий Н.Д. Снижение токсичности отработанных газов.- Ж-л «Горная промышленность» №6.-М, 2002.
2. Руководство по контролю источников загрязнения атмосферы ОНД-90.- Часть 1, Санкт-Петербург, Изд. ГГО, 1992.
3. Мариев П.Л., Кулешов А.А., Егоров А.Н., Зырянов И.В. Карьерный транспорт стран СНГ в XXI веке.- СПб.: Наука, 2006.- 387 с.
4. Зберовский В.А. Повышение технологической и экологической эффективности эксплуатации карьерных автосамосвалов. - Збірник наукових праць Національного гірничого університету №39.- Дніпропетровськ: РІК НГУ.- 2012, С. 253-261.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 05.02.2015*

УДК 622.8

© О.В. Бессчастный, В.Г. Марченко, В.В. Марченко

РАЗРАБОТКА ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ СИСТЕМЫ МОНИТОРИНГА ПАРАМЕТРОВ МИКРОКЛИМАТА ПОДЗЕМНОГО ЦЕХА

Приведено описание программы МИКРОКЛИМАТ, которая предназначена для непрерывного контроля температуры воздуха, как в отдельных точках цеха, так и средней температуры воздуха цеха, получения исчерпывающей информации о динамике температуры и расходах воздуха, выбора режимов работы системы кондиционирования воздуха.

Наведено опис програми МИКРОКЛИМАТ, яка призначена для безперервного контролю температури повітря, як в окремих точках цеху, так і середньої температури повітря цеху, отримання вичерпної інформації про динаміку температури та витрати повітря, вибору режимів роботи системи кондиціонування повітря.

Powered MIKROKLIMAT description of the program, kotoraja prednaznachena for continuously monitoring air temperature, How to Shop otdelnyh points, so an average temperature of air and workshops, uscherpyvayushey obtaining of information on the dynamics of air temperature and rashodah, Choice regimes work air conditioning system air.

Нормальное функционирование системы кондиционирования воздуха (СКВ) подземного цеха [1,2] требует получения текущей информации о параметрах микроклимата для оперативной корректировки режимов работы СКВ при изменении тепловой нагрузки, что невозможно без эффективного программного обеспечения (ПО). Разработанная программа MIKROKLIMAT предназначена для непрерывного контроля температуры воздуха, как в отдельных точках цеха, так и средней температуры воздуха цеха, получения исчерпывающей информации о динамике температуры и расходах воздуха, выбора режимов работы СКВ.

Программа MIKROKLIMAT построена по модульному принципу (рис.1) и использует следующие классы:

- класс TmainForm – представляет собой класс главного окна приложения, выполняет все функции, реализующие модульность приложения;
- класс TAboutBox – представляет собой класс окна описания программы).



Рис. 1. Структурная схема программы MIKROKLIMAT

Входными данными являются замеры температуры воздуха в 6 точках цеха и канале вентилятора и расходов воздуха в каналах вентилятора [2]. Замеры этих параметров выполняются с интервалом 15 мин и сохраняются в базе данных (БД).

Выходными данными являются:

1. Информационные таблицы с показателями в выбранном разрезе;
2. Цифровая схема цеха с показателями температур и расхода;
3. Графическая интерпретация данных замеров

Программа состоит из таких файлов:

Программа MIKROKLIMAT работает в режиме реального времени и автоматически загружается при включении компьютера.

Главное окно программы имеет в верхней части меню (рис.1).

Меню БД призначено для перегляду даних моніторингу і включає підменю Текущие, День, Месяц, Год.

Підменю Текущие є основною вікновою формою програми і, за умовчанням, представляє результати поточних вимірювань, виконуваних з інтервалом в 15 мин за поточні сутки. В верхній частині вікнової форми (рис.2) представлена схема цеху з вказанням місць розташування датчиків і поточні значення температури повітря цеху.

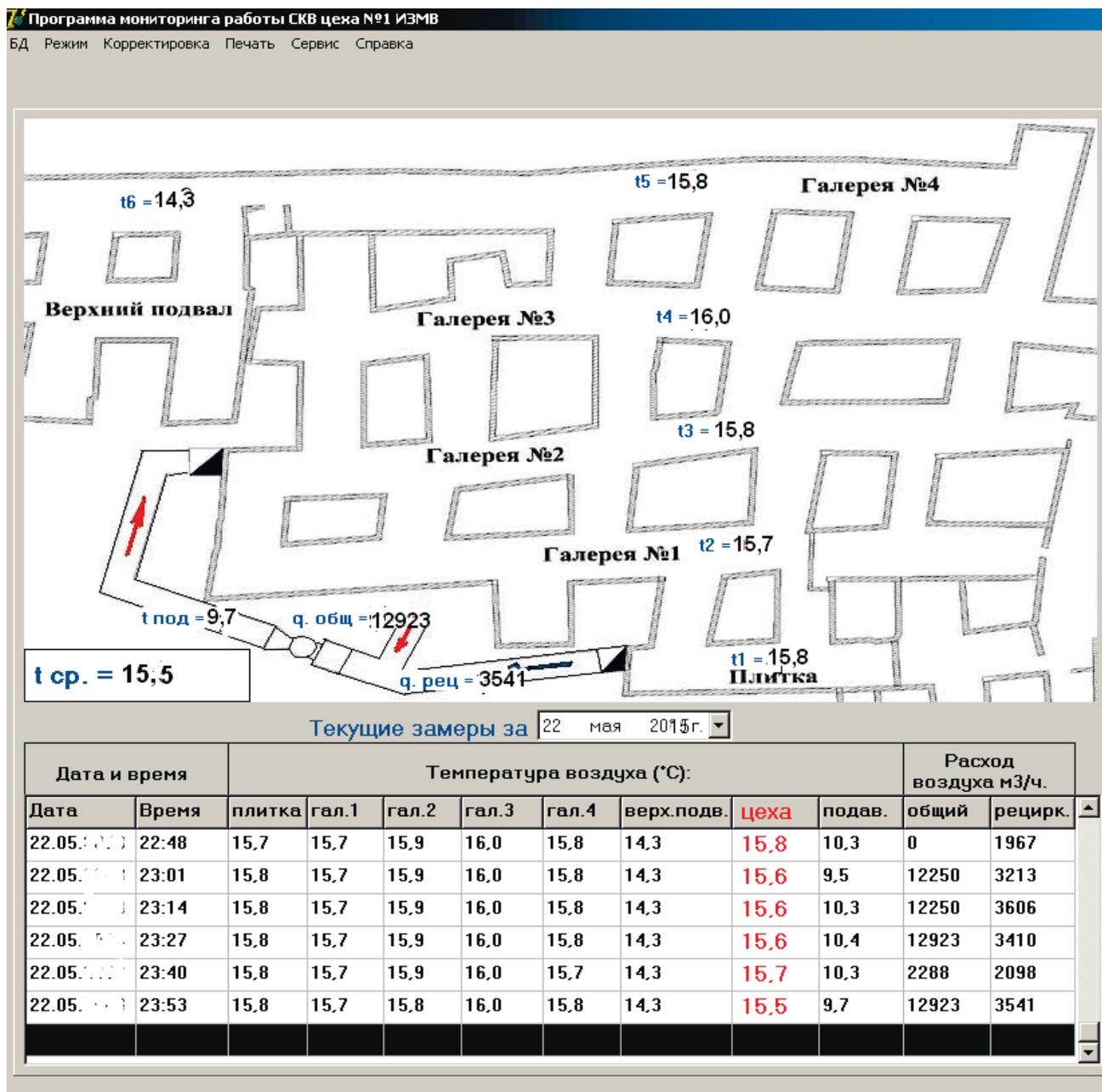


Рис. 2. Окно форма подменю Текущие

В нижней части оконной формы расположена таблица с результатами замеров температуры воздуха и параметров работы СКВ. Через каждые 15 мин

таблица пополняется результатами новых замеров. Просмотр результатов замеров осуществляется при помощи вертикальной линейки прокрутки.

Для просмотра и распечатки данных за любые другие сутки необходимо щелкнуть указателем мышки по окну ввода, в котором указана дата, и, в раскрывающемся списке, выбрать нужную дату и щелкнуть вне списка.

Для возвращения к замерам за текущие сутки следует выбрать подменю Текущие. Для перевода программы в ждущий режим необходимо щелкнуть по кнопке Свернуть.

Если к программе в течение 10 мин не было обращения пользователя, то она автоматически переходит в ждущий режим.

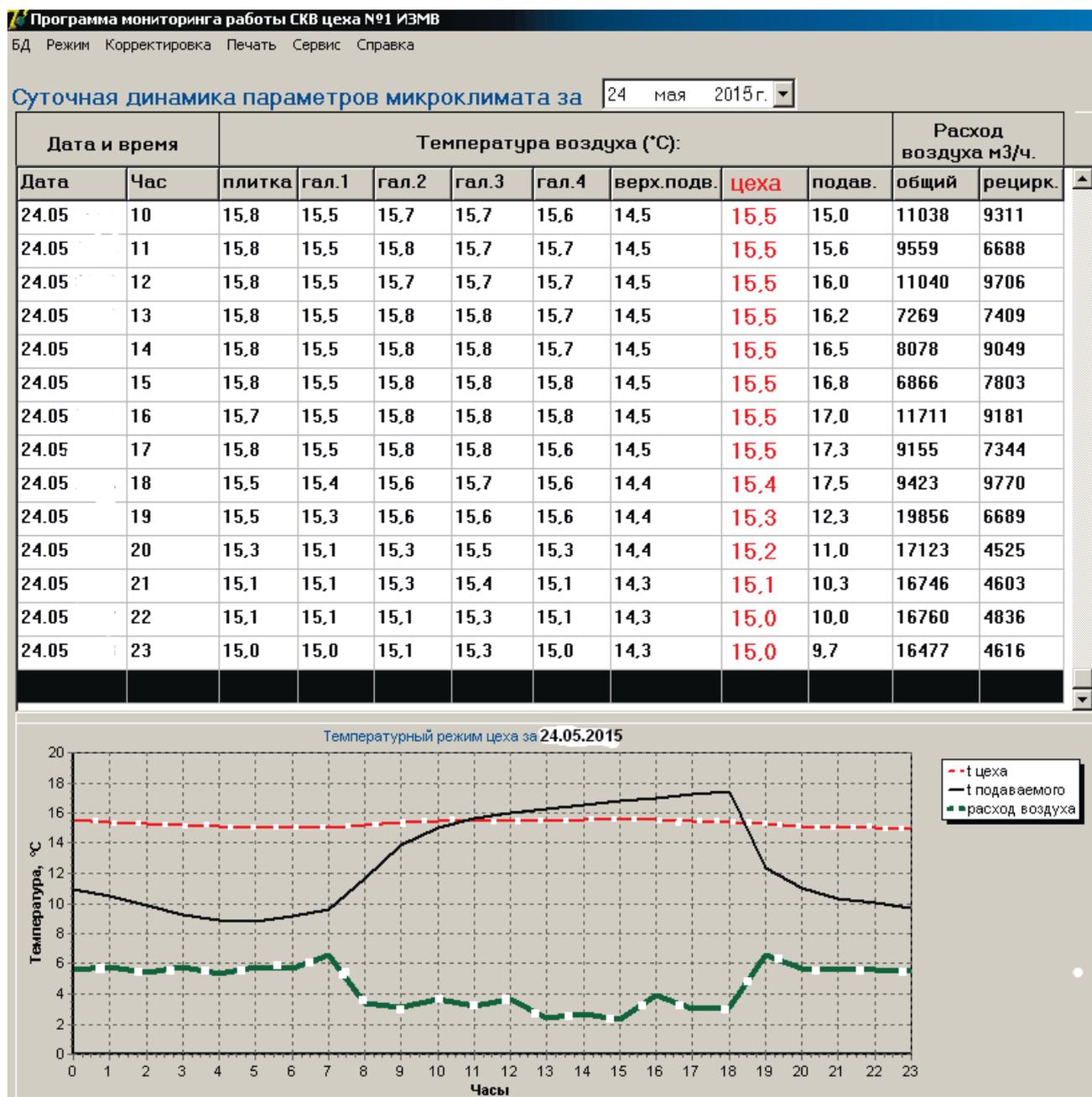


Рис. 3. Окноная форма подменю День

Подменю День (рис.3) предназначено для анализа изменения температуры воздуха и контроля работы СКВ за сутки. В таблице, по умолчанию, приведены данные почасового мониторинга работы СКВ за текущие сутки. В нижней части окна расположен график изменения температур воздуха цеха, подаваемого воздуха и общего расхода воздуха для проветривания цеха.

Для просмотра и распечатки данных за любые другие сутки необходимо щелкнуть указателем мышки по окну ввода, в котором указана дата, и, в раскрывающемся списке, выбрать нужную дату и щелкнуть вне списка.

Для быстрого перехода в подменю Текущие необходимо два раза щелкнуть левой кнопкой мыши на выделенной строке таблицы с данными за требуемый час. Для возвращения к замерам за текущие сутки следует выбрать подменю День.

Подменю Месяц (рис.4) предназначено для анализа изменения температуры воздуха и контроля работы СКВ за месяц. В таблице приведены данные посуточного мониторинга работы СКВ за текущий месяц. В нижней части окна расположен график изменения среднесуточных температур воздуха цеха и расхода подаваемого воздуха за текущий месяц.

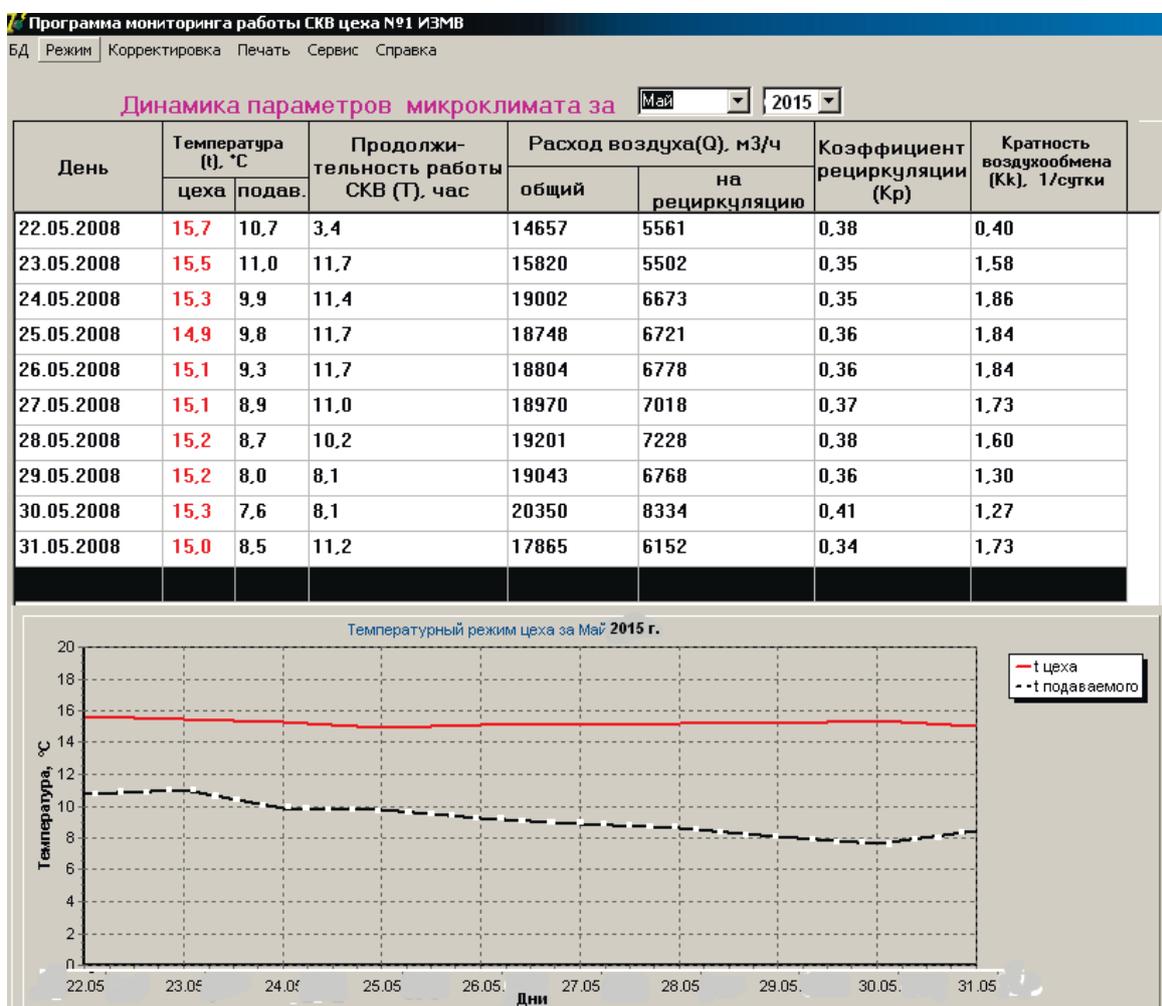


Рис. 4. Оконная форма подменю Месяц

Для просмотра и распечатки данных за любой другой месяц необходимо щелкнуть указателем мышки по окну ввода, в котором указана дата, и, в раскрывающемся списке, выбрать нужный месяц и щелкнуть вне списка. Для возвращения к замерам за текущий месяц следует повторно выбрать подменю Месяц.

Двойной щелчок левой кнопкой мыши по выделенной строке таблицы позволяет вернуться в подменю День указанного месяца.

Подменю Год представляет по умолчанию среднемесячные результаты замеров измеряемых параметров за текущий год.

В каждой оконной форме подменю предусмотрена возможность просмотра данных за указываемый промежуток времени и их распечатка. Для распечатки данных следует нажать кнопку Печать и, в появившемся окне, мышкой выбрать опцию Preview для предварительного просмотра печатной формы или опцию Printer для печати и нажать кнопку ОК для выполнения выбранных операций или Cancel для отмены выбранной операции.

Меню Режим предназначено для расчета режимов работы СКВ для каждого месяца года, которые обеспечат температуру воздуха в цехе в пределах $15 \pm 0,5$ °С. В оконной форме (рис.5) приведены параметры работы СКВ на текущий месяц, которые рассчитаны на основе многолетних среднемесячных температур. Выбирая нужный месяц в раскрывающемся списке можно выполнить расчет режима работы для любого месяца года.

Меню Корректировка предназначено для уточнения режима работы СКВ, когда фактическая температура воздуха в цехе не будет соответствовать расчетной. Это возможно если фактическая температура наружного воздуха будет отличаться от многолетней среднемесячной температуры.

В оконной форме Корректировка (рис.6) следует выбрать опцию увеличить или уменьшить температуру воздуха в цехе и, в раскрывающемся списке, выбрать нужное значение изменения температуры. После нажатия кнопки Расчет новые появятся уточненные значения продолжительности работы СКВ и кратности воздухообмена. Если при выходе из оконной формы сохранить изменения, то в БД будет изменена величина теплоизбытков, которые осуществляют нагрев помещения и все последующие расчеты режимов будут проводиться с уточненными значениями теплоизбытков.

В базе данных находится значение теплоизбытков, рассчитанные по многолетним среднемесячным температурам. Сохранять скорректированные теплоизбытки по данным точечных замеров нецелесообразно.

Учитывая, что допустимое суточное колебание температуры воздуха в цехе не должно превышать 0,6 °С, а тепловое поле цеха обладает большой инерционностью, корректировку режима работы СКВ допустимо производить не чаще 1 раза в неделю.

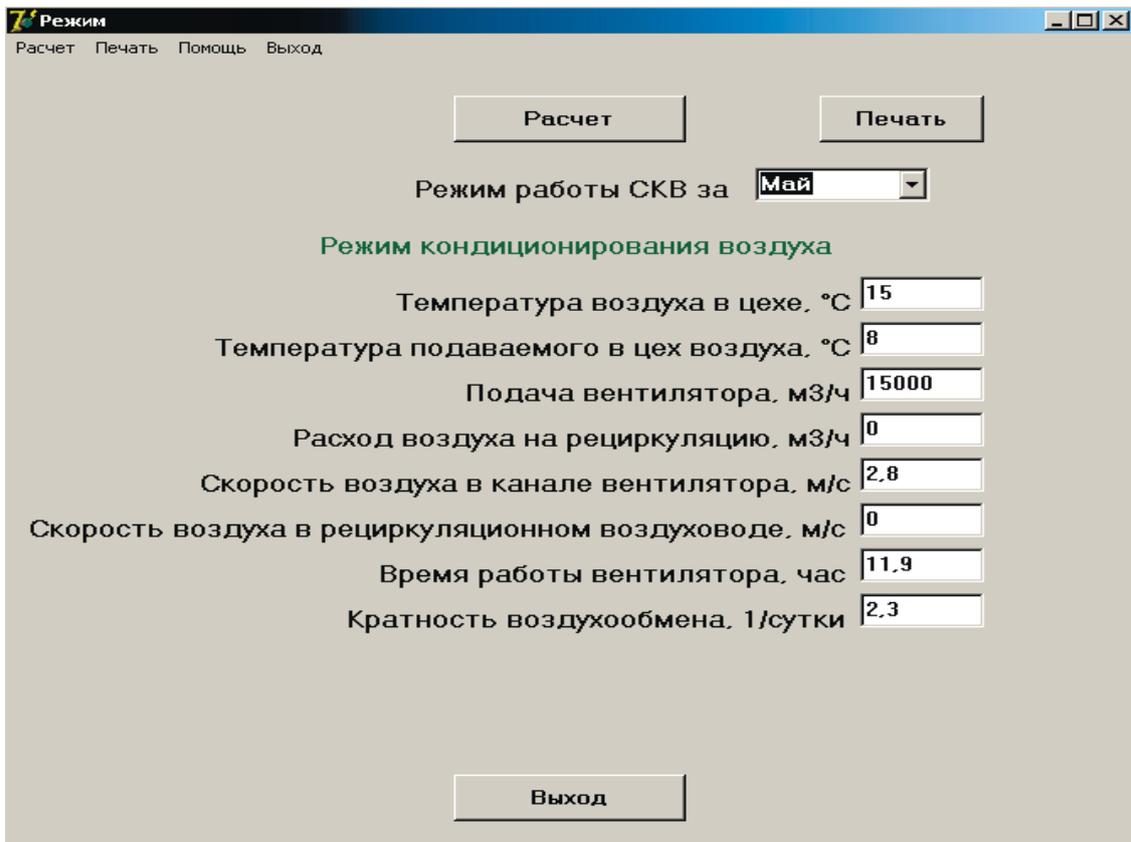


Рис. 5. Оконная форма меню Режимы

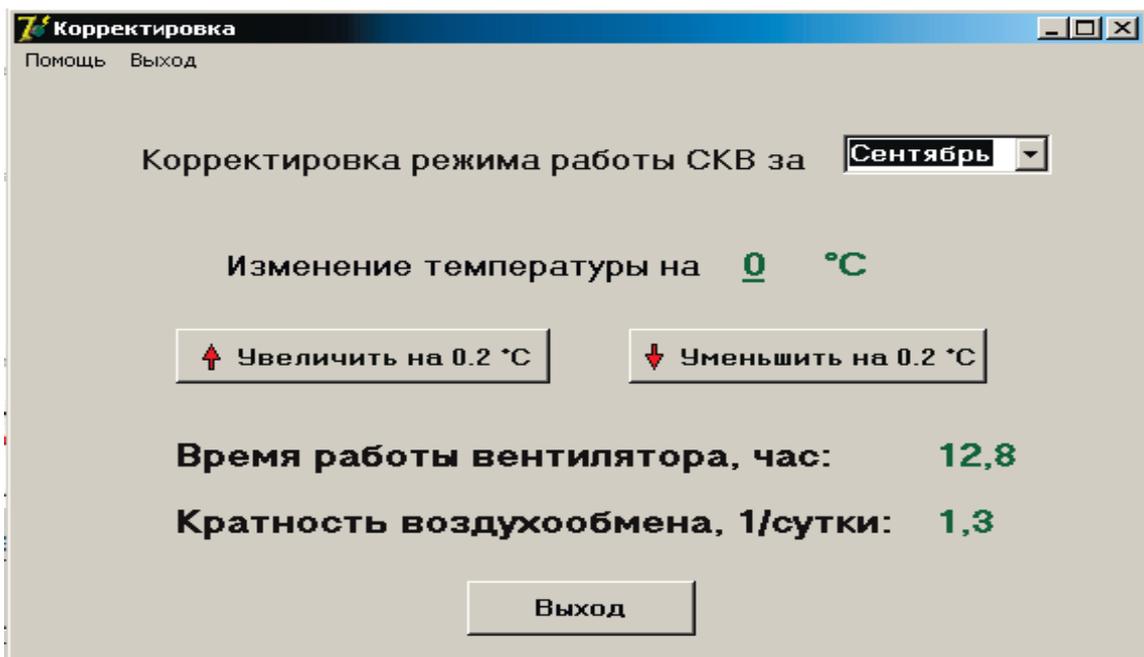


Рис. 6. Оконная форма меню Корректировка

Меню Сервис предназначено для изменения БД, используемой для тепловых расчетов. В оконной форме меню Сервис (рис.7) выводятся параметры наружного воздуха, воздуха цеха, вентиляторной установки и служебная информация, которая используется при расчете режимов работы СКВ за текущий месяц.

Рис. 7. Оконная форма меню Сервис

Пользователь может изменить любой из параметров и внесенные изменения сохранить в БД. Тогда при расчете режимов работы будут использоваться уточненные параметры.

Меню Справка предназначена для получения общей информации о программе и справочной информации по активной оконной форме.

Список литературы

1. Бессчастный О.В. Марченко В.Г., Марченко В.В. Зависимость теплоизбытков подземных сооружений от сезонных колебаний температуры // Збірник наукових праць НГУ. – Д.:ДВНЗ «Національний гірничий університет», 2012. - №37. – С. 264-268.
2. Бессчастный О.В. Марченко В.Г., Марченко В.В. Разработка системы контроля температуры и расхода воздуха подземного цеха// Збірник наукових праць НГУ. – Д.:ДВНЗ «Національний гірничий університет», 2013. - №40. – С. 143 – 149.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голінком В.І.
Надійшла до редакції 17.12.2014*

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Беляев Николай Николаевич – д.т.н., профессор, заведующий кафедры гидравлики и водоснабжение, Днепропетровский национальный университет железнодорожного транспорта имени академика В. Лазаряна, г. Днепропетровск

Беляева Виктория Витальевна - к.т.н., доцент кафедры аэрогидромеханики и энергомассопереноса, ДНУ им. Олеса Гончара, г. Днепропетровск

Бесчастный Александр Викторович – к.т.н., доцент кафедры АОТ, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Бешта Александр Степанович – член-корр. НАНУ, д.т.н., проф., проректор по научной работе, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Бойко Олег Александрович – ассистент, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Болотин Александр Викторович - доцент ФГБОУ ВО «Вятский государственный университет»

Бритвин Ю.О. - магистр, Житомирский государственный технологический университет

Коток Валерий Анатолиевич - доцент ГВУЗ «Украинский государственный химико-технологический университет», г. Днепропетровск

Ворошилов Алексей Станиславович – м.н.с., Институт транспортных систем и технологий НАН Украины, г. Днепропетровск

Дичковський Роман Омелчнович – к.т.н, доцент ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Жулай Юрий Алексеевич – к.т.н., с.н.с., Институт транспортных систем и технологий НАН Украины, г. Днепропетровск

Загубинога Владислав Владиславович – аспирант кафедры открытых горных работ, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Зберовский Василий Владиславович – к.т.н., старший научный сотрудник, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины, Днепропетровск

Зберовский Виктор Александрович – аспирант кафедры экологии и охраны окружающей среды Днепродзержинского государственного технического университета

Змієвська Крістіна Олегівна – інженер II категорії, Інститут геотехнічної механіки ім. Н.С. Полякова НАН України, м. Дніпропетровськ

Инкин Александр Викторович - докторант, к.т.н., доцент кафедры гидрогеологии и инженерной геологии, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Іконнікова Наталія Анатоліївна - кандидат техн. наук, доцент кафедри метрології та інформаційно-вимірювальних технологій, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Ільїна Світлана Сергіївна – к.т.н., доцент кафедри гірничої механіки, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Карпо Алина Александровна – соискатель кафедры гидравлика и водоснабжение, Днепропетровский национальный университет железнодорожного транспорта имени академика В. Лазаряна, г. Днепропетровск

Кирия Руслан Виссарионович - к.т.н., старший научный сотрудник, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины, Днепропетровск

Коваленко Вадим Леонидович - доцент ГВУЗ «Украинский государственный химико-технологический университет», г. Днепропетровск

Ковров Олександр Станіславович - викладач кафедри екології, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Комаров Сергей Владимирович - ведущий инженер, Институт транспортных систем и технологий НАН Украины, г. Днепропетровск

Коробочка Александр Николаевич – д.т.н., проф., ректор Днепродзержинского государственного технического университета

Котенко В.В. - к.т.н, доц. Житомирський державний технологічний університет

Куваева Татьяна Владимировна - аспирант кафедры маркетинга, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Кулина Світлана Львівна – здобувач кафедри екології, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Ларионов Николай Григорьевич - к.т.н., младший научный сотрудник, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины, Днепропетровск

Ложніков Олексій Володимирович – к.т.н., доцент кафедри ВГР, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Лозинський Василь Григорович – асистент кафедри підземної розробки родовищ, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Лубенец Николай Алексеевич - к.т.н., доцент кафедры транспортные системы и технологии, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Маевский Анатолий Марьянович – к.т.н., доцент кафедры ОГР, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Максимова Наталия Николаевна – ассистент кафедры ЕГМС та ТБ ДГАУ, г. Днепропетровск

Мальцев Дмитро Валерійович, к.т.н., доцент, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Марченко В'ячеслав Володимирович – асистент кафедри аерології та охорони праці ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Марченко Владимир Григорьевич - асистент кафедри АОТ, ГВУЗ «Національний горний університет», г. Днепропетровск

Машихина Полина Борисовна - к.т.н., доцент кафедри «Гидравлика и водоснабжение», Днепропетровский национальный университет железнодорожного транспорта имени академика В. Лазаряна

Миргородський Олександр Володимирович – аспірант кафедри системного аналізу та управління, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Мунтян Лилия Яковлевна – соискатель кафедры гидравлика и водоснабжение, Днепропетровский национальный университет железнодорожного транспорта имени академика В. Лазаряна, г. Днепропетровск

Налисько Николай Николаевич – к.т.н., доцент кафедры безопасности жизнедеятельности, ГВУЗ "Приднепровская государственная академия строительства и архитектуры"

Несвитайло Николай Владимирович – к.т.н., доцент кафедри ОГР, ГВУЗ «Національний горний університет», г. Днепропетровск

Новицький Ігор Валерійович – д.т.н., професор кафедри системного аналізу і управління ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Онищенко Сергій Аркадійович - головний геофізик ВАТ «Запприкаспийгеофизика»

Орлінська Ольга Вікторівна – д.геол.н., професор, завідувач кафедри ЕГМС та ТБ ДДАУ, м. Дніпропетровськ

Павличенко Артем Володимирович – к.б.н., доцент кафедри екології ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Пигулевский Петр Игнатьевич – д.геол.н., доцент кафедри геофизических методов разведки, ГВУЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Пустовой Дмитрий Сергеевич – аспірант кафедри аерології та охорони праці, ГВУЗ «Національний горний університет», г. Днепропетровск

Рец Юрий Николаевич – аспірант кафедри екології та охорони навколишнього середовища, Дніпродзержинський державний технічний університет

Савотченко Олена Миколаївна – аспірант кафедри екології та охорони навколишнього середовища, Дніпродзержинський державний технічний університет

Садовенко Иван Александрович – д.т.н., професор кафедри гидрогеологии и инженерной геологии, ГВУЗ «Національний горний університет», г. Днепропетровск

Сдвижкова Елена Александровна - д.т.н, проф., заведуюча кафедрою вищої математики, ГВУЗ «Національний горний університет», г. Днепропетровск

Слащев А.И. - аспірант ИГТМ НАН України, г. Днепропетровск

Слесарев Володимир Вікторович – д.т.н., професор, завідувач кафедри системного аналізу та управління, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Сницер Арнольд Рувимович – к.ф.-м.н., доцент Кримського факультета Запорізького національного університету, Симферополь, АР Крим, Україна

Собко Борис Юхимович – д.т.н. професор кафедри ОГР ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Сорока Юрій Миколайович – к.т.н, ст. викладач кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Соцков Вадим Александрович – аспірант кафедри підземної розробки месторождений, ГВУЗ «Національний горний університет», г. Днепропетровск

Трипольский Александр Анатольевич – д.геол.н., с.н.с. Інститута геофізики НАН України, г. Киев

Тяпкін Олег Костянтинівич – д.геол.н., с.н.с., Інститут проблем природокористування та екології НАН України, м. Дніпропетровськ

Фомичев Вадим Владимирович – к.т.н., доцент кафедри підземної розробки месторождений, ГВУЗ «Національний горний університет», г. Днепропетровск

Фролов О.О. - д.т.н, проф., Національний технічний університет України «КПІ»

Фрундин Владимир Ефимович – к.т.н., доцент кафедри АОТ, ГВУЗ «Національний горний університет», г. Днепропетровск

Чеберячко Сергій Іванович – к.т.н., доцент кафедри аерології та охорони праці ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Чеберячко Юрий Иванович - к.т.н., доцент кафедри АОТ, ГВУЗ «Національний горний університет», г. Днепропетровск

Шашенко Олександр Миколайович – д.т.н., проф., зав. кафедрою будівельних геотехнологій і конструкцій, ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Шевченко Юлія Олександрівна – асистент кафедри системного аналізу і управління ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Яковишина Татьяна Федоровна - к.с.-х.н., доцент кафедри екології та охорони навколишнього середовища ПГАСА, г. Днепропетровск

З М І С Т

ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА, БУРІННЯ

- 1 **И.А. Садовенко, А.В. Инкин** Геолого-гидрогеологическое диагностирование условий участка «Ольхово нижнее» для создания подземного теплогенератора.....8
- 2 **П.И. Пигулевский, А.А. Трипольский** О возможных причинах сумского землетрясения 03 февраля 2015 года.....16
- 3 **К.О. Змиевская** Особенности распространения разрывных нарушений и линейных кор выветривания и их связь с золоторудной минерализацией на участке рудопроявления Солнечное (Солоняжское рудное поле).....23
- 4 **О.К. Tyarkin, S.A. Onyshchenko** Use of the lost seismic information about upper part of geological structure for the not prospecting purposes.....30

РОЗРОБКА РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

- 5 **Р.О. Дичковський** Шахтні експериментальні дослідження силових параметрів секцій механізованого кріплення виходячи з коефіцієнта літологічної будови.....39
- 6 **В.Г. Лозинський** Методика визначення доцільності застосування технології свердловинної підземної газифікації вугілля на основі розрахунку коефіцієнта економічної ефективності52
- 7 **Д.В. Мальцев** Исследования влияния размеров очистного пространства на НДС массива при отработке камерными системами разработки в крепких породах.....62
- 8 **В.В. Загубинога** Разработка метода ранжирования критериев оптимальности при годовом планировании открытых горных работ.....71
- 9 **О.О. Фролов, В.В. Котенко, Ю.О. Бритвин** Визначення оптимальних параметрів багатоточкового ініціатора з урахуванням формування ефективних енергетичних потоків в свердловинному заряді ВР.....80
- 10 **Б.Ю. Собко, О.В. Ложніков, Ю.В. Романченко** Обґрунтування параметрів технологічних схем гірничотехнічної рекультивациі обводнених залишкових вироблених просторів кар'єрів.....88
- 11 **А.М. Маевский, Н.В. Несвитайло, Б.Е. Собко** Классификация способов вскрытия глубоких горизонтов карьера.....95
- 12 **В.В. Фомичев, В.А. Соцков, А.А. Слива** Моделирование сталеполимерных анкеров при анализе устойчивости геотехнической системы101

- 13 **А.Р. Сницер, В.В. Зберовский** Распределение напряжений вокруг скважины в угольном пласте при импульсном нагнетании жидкости...107
- 14 **Р.В. Кирия, Н.Г. Ларионов** Предельный угол наклона конвейера с лентой глубокой желобчатости.....119

ШАХТНЕ І ПІДЗЕМНЕ БУДІВНИЦТВО

- 15 **А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, А.С. Ковров** Влияние микро- и макроструктуры на прочность неоднородного породного массива...127

ГІРНИЧІ МАШИНИ І ГЕОТЕХНІЧНА МЕХАНІКА

- 16 **Ю.А. Жулай, А.С. Ворошилов, С.В. Комаров** Разработка расчетно-экспериментального метода определения частот кавитационных колебаний.....140
- 17 **С.С. Ильина** Исследование напряженно-деформированного состояния рельсовых проводников армировки вертикальных стволов в условиях износа при динамическом нагружении.....147
- 18 **Н.А. Лубенец** Скольжение объемного гибкого тела по блоку154

ЕЛЕКТРОТЕХНІЧНІ КОМПЛЕКСИ І СИСТЕМИ АВТОМАТИЗАЦІЇ

- 19 **В.В. Слесарев, А.В. Миргородский** Метод поиска оптимальных решений системы управления процессами ликвидации аварий на шахтах.....164
- 20 **И.В. Новицкий, Ю.А. Шевченко** Разработка метода идентификации для задач адаптивного управления подготовительными процессами обогащения руд.....172
- 21 **Е.В. Власова, В.Л. Коваленко, В.А. Коток** Влияние времени нанесения на свойства и структуру триполифосфатных покрытий, полученных в условиях интенсивной промывки.....176
- 22 **А.С. Бешта, О.А. Бойко, Т.В. Куваева** Система рациональных технико-экономических показателей при производстве мелко-сортного мерного проката в стержнях.....183
- 23 **Н.А. Іконнікова** Особенности метрологической оценки качества сигналов генератора динамического хаоса.....189
- 24 **В.Л. Коваленко, В.А. Коток, А.В. Болотин** Разработка метода получения гидроксида никеля высокой кристалличности с изучением характеристик полученного вещества для использования в аккумуляторах и суперконденсаторах.....202

ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА ПРАЦІ

- 25 **Н.Н. Беляев, П.Б. Машихина, Л.Я. Мунтян** Оценка уровня загрязнения атмосферы при аварии на железнодорожном транспорте...210

- 26 **А.В. Павличенко, С.Л. Кулина** Екологічна небезпека гірничих відходів ліквідованих шахт Червоноградського гірничопромислового регіону.....216
- 27 **Н.Н. Беляев, А.А. Карпо** Защита окружающей среды при транспортировке угля.....223
- 28 **В.В. Біляєва, Д.Ю. Смалій, З.М. Якубовська** Чисельне моделювання забруднення поверхневих вод.....228
- 29 **О.І. Повзун, С.В. Подковаєв, О.В. Фролов, С.В. Кононихін** Використання відходів вугільної та хімічної промисловості в основах автомобільних доріг.....234
- 30 **Ю.М. Рець, Ю.М. Сорока** Санітарно-екологічна оцінка результатів моніторингу скидання шахтних вод при перепрофілюванні уранової шахти в залізорудну шахту.....244
- 31 **О.В. Орлинская, Н.Н. Максимова, Ю.Н. Сорока, К.Т. Кобзар** Влияние отвалов фосфогипса на экологическое состояние прилегающих земель.....253
- 32 **Т.Ф. Яковишина** Екологічна оцінка включення важких металів в продукти техногенезу.....259
- 33 **Е.Н. Савотченко** Повышение экологической безопасности на карьерах с применением авиационной техники.....265
- 34 **Н.Н. Налисько** Оценка адекватности математической модели ударной трубы в численном эксперименте взрыва газозвоздушной смеси в закрытом объеме.....270
- 35 **Д.С. Пустовой** Повышение эффективности очистки пылевоздушных потоков от тонкодисперсной пыли.....277
- 36 **А.И. Слащев** Разработка элементов информационной системы управления персоналом для повышения производительности и безопасности труда.....282
- 37 **С.І. Чеберячко, В.Ю. Фрундін, Ю.І. Чеберячко** Обґрунтування вибору засобів індивідуального захисту органів слуху.....292
- 38 **В. А. Зберовский, А.Н. Коробочка** Исследование влияния топливно-энергетических и скоростных характеристик карьерных автосамосвалов на загрязнение атмосферы.....300
- 39 **О.В. Бессчастный, В.Г. Марченко, В.В. Марченко** Розробка програмного забезпечення системи моніторингу параметрів мікроклімату підземного цеха308

CONTENTS

GEOLOGY, GEOPHYSICS, DRILLING

- 1 **I.A. Sadovenko, A.V. Inkin** Geological and Hydrogeological Diagnosis of the Conditions of "Olkhovo Nizhneye" Plot for Underground Heat-generator Development.....8
- 2 **P.I. Pigulevskiy, A.A. Tripol'skiy** On the Possible Causes of Earthquake in Sumy on February 3rd, 2015.....16
- 3 **K.O. Zmijevskaya** The Peculiarities of Spread of Dislocations with a break of Continuity and Linear Crusts of Weathering and Their Link with Gold Ore Mineralization in Solnechnoe Mineral Occurrence Site (Solonyanskoe Ore Field).....23
- 4 **O.K. Tyapkin, S.A. Onyshchenko** Use of the Lost Seismic Information about upper Part of Geological Structure for the not Prospecting Purposes.....30

DEVELOPMENT OF USEFUL MINERALS DEPOSITS

- 5 **R.O. Dychkovs'kyi** Mining Experimental Studies of Load-bearing Parameters of Powered Supports Sections as Based on the Lithology Factor39
- 6 **V.H. Lozyns'kyi** Methods for the Suitability Determination of the Techniques of Borehole Underground Gasification of Coal as Based on the Cost/performance Ratio Calculations52
- 7 **D.V. Maltsev** The Studies of the Influence of Refining Area Dimensions on Rock Mass Mode of Deformation in Case of Application of Heading-and-stall Methods in Hard Rocks62
- 8 **V.V. Zahubynoha** The Development of Ranking Method for Optimality Criteria in Annual Planning of Open Cast Mining71
- 9 **O.O. Frolov, V.V. Kotenko, Yu.O. Brytvyn** Determination of Optimality Criteria Values for Multipoint Initiator with Respect to the Formation of Efficient Flows of Energy in Deep-hole Charge of Explosive Material80
- 10 **B.Yu. Sobko, O.V. Lozhnikov, Yu.V. Romanchenko** The Substantiation of Process Flowsheet Parameters of Mine Technical Reclaiming of Watered Residual Waste Areas in Quarries88
- 11 **A.M. Mayevskiy, N.V. Nesvitajlo, B. Yu. Sobko** The Classification of Methods of Deeps Development in Quarry95
- 12 **V.V. Fomichev, V.A. Sotskov, A.A. Sliva** Modelling of Chemically Anchored Roof Bolts under the Geotechnical System Stability Analysis..101
- 13 **A.R. Snitser, V.V. Zberovskiy** Distribution of tensions around borehole in a coalbed at impulsive fluid pumping.....107

14	R. V. Kiriya N. G. Larionov Limit angle inclined conveyor with ribbons deep groove relative frequency.....119
<i>MINING AND UNDERGROUND CONSTRUCTION</i>	
15	A.N. Shashenko, E.A. Sdvizhkova, A.S. Kovrov The Influence of Micro- and Macrostructure on Strength of Heterogeneous Rock Mass ...127
<i>MINING MACHINERY AND GEOTECHNICAL MECHANICS</i>	
16	Yu.A. Zhulai, A.S. Voroshylov, S.V. Komarov Development of Experiment-calculated Method for Estimation of Cavitational Vibrations Frequencies140
17	S.S. Ilyina Study of Mode of Deformation for Rail Conductors in Mine Shaft Equipment under the Conditions of Deterioration Caused by Dynamic Loading.....147
18	N.A. Lubenets Sliding Motion of Solid Lithe Object on Pulley.....154
<i>ELECTRICAL COMPLEXES AND SYSTEMS AUTOMATION</i>	
19	V.V. Slesarev, A.V. Mirgorodskiy Method for Optimizing of Processes Control System for Accidents Elimination in Mines164
20	I.V. Novitskiy, Yu.A. Shevchenko Development of Identification Method for Adaptive Control Problems of Preliminary Processes of Ore Dressing172
21	E.V. Vlasova, V.L. Kovalenko, V. A. Kotok The effect of the time of coating on the properties and structure of tripolyphosphate coatings resulting under the conditions of intensive washing.....176
22	A.S. Beshta, O.A. Bojko, T.V. Kuvayeva System of Rational Engineering-and-economical Performance in the Production of Gauged Hoop in Rods183
23	N.A. Ikonnikova Peculiarities of Metrological Quality Rating for Signals of Dynamic Chaos Generator189
24	V.L. Kovalenko, V.A. Kotok, A.V. Bolotin Method Development for Synthesis of Nickel Hydroxide of High Crystallinity Providing the Study of the Characteristics of the Obtained Substance for Using in Accumulators and Supercapacitors202
<i>ECOLOGY AND LABOUR SAFETY</i>	
25	N.N. Belyaev, P.B. Mashichina, L.Ya. Muntyan Assessment of Atmospheric Pollution Level in Case of Railway Accident.....210
26	A.V. Pavlychenko, S.L. Kulyna Ecological Danger of Mining Wastes from Liquidated Mines in Chervonohrad Mining Region216

27	N.N. Belyaev, A.A. Karpo Environmental Protection while in Shipment of Coal	223
28	V.V. Bilyaeva, D.Yu. Smalij, Z.M. Yakubovs'ka Numerical Modelling of Surface Water Contamination	228
29	O.I. Povzun, S.V. Podkovayev, O.V. Frolov, S.V. Kononyhin The Use of Coal and Chemical Industry Wastes in the Base of Highways....	234
30	Yu.M. Rets', Yu.M. Soroka Sanitary and Ecological Assessment of Monitoring Results of Mine Water Discharge in Case of Uranium Mine Restructuring for Iron-ore Mine Function	244
31	O.V. Orlinskaya, N.N. Maksimova, Yu.N. Soroka, K.T. Kobzar The Influence of Phosphogypsum Dumps on the Ecological State of Adjacent Lands	253
32	T.F. Yakovyshyna Ecological Assessment of Heavy Metals Inclusions in the Products of Technogenesis	259
33	E.N. Savotchenko The Improvement of Ecological Safety in Quarries Using Aeronautical Engineering	265
34	N.N. Nalys'ko Assessment of Mathematical Model Adequacy for Shock Tube in Numerical Experiment of Air-gas Mix Explosion in Confined Space	270
35	D.S. Pustovoy Enhancement of Purification Efficiency of Dust Air Flows from Fine Dust	277
36	A.I. Slashev The Components Development of Information System of Human Resource Management for Performance and Labour Safety Improvement.....	282
37	S.I. Cheberyachko, V.Yu. Frundin, Yu.I. Cheberyachko The Choice Substantiation of Personal Equipment for Hearing Protection ...	292
38	V. A. Zberovskyi, A.N. Korobochka Research of influence of expense of fuel and speed of quarry cars on contamination of atmosphe..	300
39	O.V. Besschastnyi, V.G. Marchenko, V.V. Marchenko Working software Engineering of Monitoring System for Microclimate Parameters in Underground Department.....	308

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№ 48**

Підп. до друку 20.05.2015.
Формат 60×84/16. Ум. друк. арк. 16,25.
Обл.-вид. арк. 16,25. Тираж 100 прим.
Зам. № 588

Видавництво «Літограф»
Ідентифікатор видавця у системі ISBN: 2267
Адреса видавництва та типографії:
49000, Дніпропетровськ, вул. ім. М.В. Гоголя, 10/а, офіс 38
тел.: (056)716-22-97, (0562) 32-03-19
E-mail: Litograf.dp@gmail.com

