

**Міністерство освіти і науки України
Національний гірничий університет**

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету**

**№34
Том 2**

**Дніпропетровськ
2010**

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ № 34, Том 2 – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2010.– 280 с.

У збірнику приведено 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, освітлені питання експлуатації гірничо-транспортного устаткування на шахтах, рудниках і кар'єрах.

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

Збірник друкується за рішенням Вченої Ради НГУ
(протокол № 4 від 21.04.2010 р.)

Комп'ютерна верстка і набір – В.В. Задорнова

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

© Національний гірничий університет, 2010

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:*Відкрита розробка РКК*

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.

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.

Екологічна безпека

Зберовський О.В. – д.т.н., г.н.с
Шапарь А.Г. – д.т.н., проф.
Колесник В.Є. – д.т.н., проф.
Долгова Т.І. – д.т.н., проф.
Горова А.І. – д.б.н., проф.

Підземна розробка РКК

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.

Маркшейдерія

Парчевський Л. Я. – д.т.н., проф.
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.

Шахтне і підземне будівництво

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

Геотехнічна і гірнична 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.

Геологія та геофізика

Нагорний Ю.М. – д.г.-м.н., проф.
Нагорний В.М. – д.г.-м.н., проф.
Приходченко В.Ф. – д.геол.н., проф.
Додатко О.Д. – д.г.-м.н., проф.
Бусигін Б.С. – д.т.н., проф.
Тяпкін К.Ф. – чл.-кор., д.г.-м.н., проф.

*Гірничі машини.**Динаміка і міцність машин*

Франчук В.П. – д.т.н., проф.
Самуся В.І. – д.т.н., проф.
Блохін С.Є. – 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.

Буріння свердловин

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

Півняк Г. Г. – акад., д.т.н., проф.
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.
Заїка В.Т. – д.т.н., проф.
Випанасенко С.І. – д.т.н., проф.
Бешта О.С. – д.т.н., проф.

Автоматизація технологічних процесів

Ткачов В.В. – д.т.н., проф.
Кузнецов Г.В. – д.т.н., проф.
Бешта О.С. – д.т.н., проф.
Кочура Є.В. – д.т.н., проф.
Слесарев В.В. – д.т.н., проф.

Охорона праці

Голінько В.І. – д.т.н., проф.
Бойко В.О. – д.т.н., проф.
Кременчуцький М.Ф. – д.т.н., проф.
Зберовський О.В. – д.т.н., г.н.с.
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.

Адреса редакції:

49005, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,
НГУ, Зберовському О.В. тел./ факс 726-77-04,
46-90-98, E-mail: zberovskiA@nmu.org.ua

Требования к оформлению статей в «Сборник научных трудов НГУ»

Требования к оформлению статей для опубликования в «Сборник научных трудов НГУ»

С учетом нормативных требований к оформлению печатных статей, рекомендаций Книжной Палаты Украины от 07.09.04 № 1291/11 и постановления ВАК Украины от 21.03.2008 № 1-04/5 «Про затвердження нових вимог до періодичних наукових фахових видань» к опубликованию в специализированном «Сборнике...» принимаются статьи, содержащие новые научные и практические результаты исследований авторов, которые ранее не публиковались и отвечают профилю «Сборника...». Структура научной статьи должна содержать следующие элементы: постановка проблемы; анализ последних достижений и публикаций, в которых заложено решение данной проблемы и на которые опирается автор, выделение нерешенных ранее частей общей проблемы, которым посвящается данная статья; формулирование целей статьи (постановка задачи); изложение основного материала исследований с полным обоснованием полученных научных результатов; выводы по данному исследованию; список использованных источников.

Рекомендуемая структура статьи:

- **вступление** – постановка проблемы в общем виде и ее связь с важными научными и практическими программами; анализ последних достижений и публикаций в которых заложено решение данной проблемы и на которые опирается автор, выделение нерешенных ранее частей общей проблемы, которым посвящается данная статья (до 40 строк);
- **формулирование целей статьи** (постановка задачи) (до 20 строк);
- **изложение основного материала исследований** с полным обоснованием полученных научных результатов (5-8стр.);
- **выводы** по данному исследованию с указанием новизны, теоретической и практической значимости полученных научных результатов, перспективы дальнейшего развития в данном направлении (до 30 строк);
- **список использованных источников** - ссылки на литературные источники (не более 5), как правило, приводятся во вступлении при анализе последних достижений и публикаций на которые опирается автор.

Текст статьи (на русском, украинском или английском языках) объемом 6-10 стр., включая таблицы, графики и рисунки, подается в редакцию на электронном носителе и с распечаткой 1 экз. на листах формата А4. Текст следует набирать шрифтом Times New Roman 14 пунктов в редакторе Microsoft Office Word, все поля по 2 см и оформить следующим образом:

- * УДК – вверху слева, без отступов;
- * Инициалы, фамилия автора – следующая строка, выравнивание по правому краю;
- * Название статьи - заглавными буквами, жирно, выравнивание по центру; переносы и аббревиатура недопустимы;
- * Аннотация (до 5 строк) на русском, украинском и английском языках, размер 12 пт, отступ первой строки 0,5 см;
- * Текст форматруется с выравниванием по ширине и междустрочным интервалом -1,0; отступ первой строки 1,2 см; абзацные отступы и интервалы – недопустимы; расстановка переносов автоматическая, номера страниц не проставляются.

* *Простые формулы* в тексте набираются курсивом с помощью символов редактора Word, *сложные формулы* должны быть выполнены в приложении Equation Editor, соблюдая размеры, приведенные на рис. ⇔

* Таблицы, графики и подписи к ним располагаются непосредственно в тексте и внедряются в документ как объекты, если они были созданы в Excel и др. приложениях.

* Рисунки должны быть в черно-белом изображении и вставлены в текст в местах ссылки на них.

* Список литературы приводится в порядке ссылок в тексте, в соответствии с ДСТУ ГОСТ 7.1:2006, размером 12 пт.

Размеры	
Обычный	14 пт
Крупный индекс	12 пт
Мелкий индекс	11 пт
Крупный символ	16 пт
Мелкий символ	12 пт

Образец набора

УДК 550.83

© И.В. Петрова

ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КАРПАТ ИЗ КОСМОСА

Приведены результаты геологической дешифровки материалов космических геофизических съемок Карпат.
Наведено результати геологічного дешифрування матеріалів космічних геофізичних зйомок Карпат.
Results of geological photointerpretation of materials of space geophysical surveys of Karpat are considered.

По материалам космических геофизических съемок получают разнообразную геолого-геофизическую информацию

Список литературы

1. Ландау Л.Д. Статистическая физика. Серия 1. Теоретическая физика. Т. V. –М.: Наука, 1979.-268 с.
2. Архипов Ю.Р. Программное обеспечение для обработки геофизической информации// Горный журнал.-2002.-№11.-С.10-15

В редакцию «Сборника...» **необходимо подать:**

1. Электронный вариант и распечатанную **справку об авторах:**

Фамилия, имя, отчество; место работы (полное название организации и её почтовый адрес); должность; ученая степень; номера контактных телефонов, E-mail.

2. **Экспертное заключение** о возможности опубликования материалов в открытой печати.

3. **Выписку** из протокола кафедры /лаборатории, отдела/ отражающую: общий характер статьи (работа фундаментального или прикладного значения, экспериментальная (результаты моделирования, данные промышленных испытаний...), теоретическая (описание нового метода расчёта...) и т.п.; соответствие материалов паспорту выбранной специальности (шифр); личный вклад автора; новизну полученных результатов; рекомендации к публикации.

Телефоны для справок:

т/ф (0562) 468-719 Зборовский Александр Владиславович - главный редактор,
469-098 Задорнова Виктория Валериевна - ответственный секретарь.

СОСТАВ ЛИТОСФЕРНОЙ МАНТИИ ШЕПЕТОВСКОЙ ПЛОЩАДИ УКРАИНСКОГО ЩИТА И ПЕРСПЕКТИВЫ ЕЕ АЛМАЗОНОСНОСТИ

На основании определения содержаний малых, редких, и редкоземельных элементов в индикаторном минерале – спутнике алмаза хромпиропе из миоценовых отложений Шепетовского района УЩ определены термодинамические условия, существовавшие в очаге минералообразования, а также установлено наличие постгенетических, метасоматических изменений материнских пород, отразившихся в типохимических особенностях пиропов, и сделаны выводы о перспективах алмазоносности этого региона.

Внаслідок визначення вмісту малих, рідких та рідкісноземельних елементів в індикаторному мінералі – супутнику алмаза хромпіропі із міоценових відкладень Шепетовського району Українського щита визначено термодинамічні умови, як були в очатах мінералоутворення, а також встановлено наявність постгенетичних, метасоматичних змін порід, які відобразилися в типохімічних особливостях піропів, а також зроблено висновок о перспективах алмазоносності цього регіону.

On the grounds of determinations of the contentses small, rare, and TR element in the pyrops from miosen sedimentary of the Shepetovsk region of Ukrainian shield they are determined thermodynamic conditions, existed in centre minerals, as well as is installed presence post genetic, metasomatic of the change the maternal sorts, reflected in typomorphic particularity of pyrops, and are made findings about prospect diamondiferous this region.

Северо-Западный блок УЩ – зона тектоно-магматической активизации, возникшая в результате коллизии Фенноскандийского и Сарматского сегмента Восточно-Европейской платформы. Структура его земной коры настолько отличается от структуры остальной части УЩ, что В.Б.Соллогуб разделяет щит на две неравных части – северо-западную часть и остальную территорию. Северной границей района является Припятская впадина, с юга ограниченная Южно-Припятским и Северо-Ратновским разломом. На западе блок отделяется от склона щита и Волыно-Подольской плиты Стохотским, Южно-Ратновским и Ровенским сбросами. Другие авторы западной границей считают Шепетовскую зону разломов. В юго-западной части мегаблока, в районе развития Шепетовского габбро-диорит-гранодиоритового массива (Осницкий комплекс) состав коры гранулитобазитовый, с достаточно мощной коромантийной смесью [1].

Кимберлитовые породы считаются классическими по ярко выраженному типоморфизму их минералов и минеральных ассоциаций. Результаты современных исследований позволяют утверждать, что кимберлиты представляют собой сложные образования, в которых наряду с минералами, образовавшимися непосредственно при кристаллизации кимберлитовой расплава, содержится огромное количество ксеногенного материала, захваченного этим расплавом на разных уровнях верхней мантии и земной коры.

Современная наука в настоящее время не имеет технических средств, с помощью которых было бы возможно изучение непосредственно низов литосферы и верхней мантии. В то же время, проблема изучения и картирования состава литосферной мантии Украинского щита (УЩ) и прилегающих регионов

весьма актуальна, поскольку именно мантия является источником вещества земной коры и находящихся в ней минеральных богатств.

Эруптивные породы, включая кимберлиты, лампроиты и базальты, образованные на значительных глубинах, во многих случаях пронизывают породы щита и прилегающих территорий, вынося к поверхности фрагменты субконтинентальной литосферной мантии (СКЛМ), располагающейся под ними. Это дает возможность выявить химический и минералогический состав образцов мантийного вещества, палеотермобарический режим среды минералообразования, возраст и структуру СКЛМ в пространстве и во времени.

Принципиально новая для Украины информация получена с помощью протонного микроанализатора РМР с ускорителем частиц НИАФ в лабораториях университета Макуори и Объединенной организации научных и инженерных исследований, CSIRO, г. Сидней, Австралия позволяет оперативно и экономически эффективно оценивать как алмазоносность кимберлитовых и лампроитовых тел, так и территорий [4, 6]. Для этого используется, в частности, высокая информативность типохимических особенностей индикаторного минерала алмаза – хромпиропа. Для изучения индикаторного минерала кимберлитов – хромпиропа использован уникальный протонный микроанализатор НИАФ, принцип работы которого основан на способности двойного электростатического ускорителя генерировать пучок протонов энергией в 3 МэВ, который затем фокусируется на изучаемом образце электростатическими линзами до диаметра 30 мкм. Рентгеновское излучение, возникающее во время воздействия пучка протонов на поверхность образца анализировалась на Si (Li) энергодисперсионном детекторе. Для определения содержаний в анализируемых образцах элементов–примесей, результирующий спектр уменьшался с помощью алюминиевого фильтра, который маскирует рентгеновское излучение главных элементов (в данном случае Mg, Ti, Cr, Fe), позволяя поддерживать высокую энергию пучка и, соответственно, низкие пределы обнаружения малых элементов [5]. Первые в Украине данные по содержанию редких элементов в 45 зернах гранатов из миоценовых отложений Шепетовской площади приведены в табл. 1.

Данные о температуре образования гранатов из миоценовых отложений Шепетовской площади, определенные с помощью Ni-термометра который основан на том, что то каждое зерно пиропы, содержащего более 1,5% Cr₂O₃ (т.е. глубинного Cr-пиропы), образовалось в одинаковых равновесных условиях с оливином мантийных ксенолитов. В этой паре сосуществующих минералов количество никеля отражает температуру мантийных пород при эруптивном внедрении в них кимберлитовой магмы. Ni-термометр не чувствителен к составу основных компонентов пиропы и давлению, что позволяет по содержанию никеля в каждом исследованном зерне граната определить температуру его образования с точностью до 50°C [2].

Результаты определения температур образования хромпиропов Шепетовской площади по Ni термометру представлены в виде гистограммы (табл. 2).

В таблице 3 приведены данные о температурных и барических условиях среды минералообразования из осадочных отложений Шепетовского участка.

Таблица 1

Содержания микроэлементов в хромпиропах Шепетовского участка УЩ (г/т)

зерно	Sc	Ti	V	Co	Ni	Ga	Sr	Y	Zr	Nb	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Dy	Ho	Er	Yb	Lu	Hf
1	77,3	2812	196	38,5	33,5	8,70	0,10	18,4	23,5	0,05		0,06	0,03	0,32	0,51	0,34	1,39	2,90	0,70	2,17	2,42	0,38	0,53
2	81,2	3064	219	42,2	50,7	7,90	0,21	18,1	28,5	0,09	0,05	0,31	0,07	0,72	0,75	0,41	1,55	2,80	0,72	2,18	2,64	0,39	0,69
3	68,0	2577	184	41,8	19,8	8,20	0,15	19,8	28,2	0,04		0,07	0,03	0,44	0,60	0,41	1,64	3,10	0,76	2,31	2,70	0,40	0,67
4	96,9	1296	245	40,8	42,3	6,70	0,15	10,6	12,5	0,17	0,02	0,24	0,07	0,61	0,40	0,17	0,79	1,50	0,40	1,32	1,79	0,27	0,21
5	65,6	1699	141	45,5	26,4	8,10	0,08	18,4	19,3	0,04		0,05	0,02	0,30	0,48	0,32	1,37	3,00	0,70	2,18	2,55	0,38	0,27
6	112	875	109	35,0	21,6	4,00	0,10	23,4	20,7	0,02	0,02	0,10	0,04	0,39	0,54	0,33	1,57	3,20	0,91	3,00	4,10	0,62	0,34
7	78,2	1315	180	39,1	22,2	10,8	0,19	18,6	50,4	0,10	0,01	0,17	0,08	0,91	1,04	0,53	2,29	3,20	0,72	1,99	2,11	0,31	0,67
8	67,7	1203	135	40,0	23,6	7,40	0,09	16,7	16,8	0,09		0,10	0,04	0,41	0,54	0,28	1,35	2,52	0,63	1,84	2,14	0,31	0,25
9	98,9	1795	178	38,8	47,1	5,60	0,11	17,6	22,4	0,14		0,07	0,03	0,46	0,61	0,38	1,42	2,60	0,68	2,19	2,70	0,41	0,46
10	101	2187	134	39,0	32,3	5,20	0,19	27,3	43,1	0,07	0,01	0,19	0,04	0,57	0,84	0,53	2,32	4,30	1,05	3,20	3,40	0,52	0,83
11	98,3	1597	133	40,0	20,4	5,60	0,15	36,1	39,1	0,04		0,07	0,03	0,47	0,73	0,48	2,29	5,10	1,38	4,40	5,40	0,88	0,79
12	114	1135	128	36,8	39,8	3,70	0,32	25,3	82,0	0,12	0,04	0,44	0,22	2,40	1,58	0,43	1,71	3,60	0,98	3,10	3,60	0,54	1,04
13	92,7	1890	205	39,9	32,4	6,20	0,11	14,9	22,8	0,05		0,08	0,04	0,45	0,55	0,30	1,25	2,20	0,55	1,70	2,16	0,34	0,51
14	90,9	908	143	39,3	33,1	5,00	0,09	21,8	19,7	0,05		0,08	0,04	0,54	0,77	0,48	2,00	3,60	0,81	2,41	2,80	0,41	0,34
15	86,7	1438	135	39,3	21,1	5,70	0,15	24,0	30,0	0,05		0,05	0,03	0,41	0,67	0,43	1,91	3,60	0,87	2,90	3,40	0,52	0,60
16	73,4	1113	150	41,8	22,0	11,0	0,05	13,1	17,6	0,04		0,03	0,01	0,17	0,35	0,23	0,99	2,09	0,49	1,47	1,80	0,26	0,30
17	105	1606	140	39,2	14,9	5,00	0,10	24,5	31,0	0,04		0,03	0,02	0,31	0,66	0,47	2,06	4,00	0,94	2,70	2,80	0,41	0,60
18	106	2330	156	35,4	26,2	5,80	0,17	19,4	26,9	0,06	0,02	0,08	0,05	0,66	0,81	0,43	1,88	3,10	0,76	2,20	2,40	0,39	0,67
19	103	1900	120	36,0	37,6	5,10	0,08	35,1	34,1	0,09		0,04	0,02	0,44	0,83	0,42	2,40	5,10	1,29	4,10	4,30	0,68	0,82
20	102	1726	169	35,6	21,1	6,90	0,08	27,0	30,8	0,08	0,06	0,14	0,05	0,55	0,63	0,32	1,86	4,00	1,04	3,00	3,20	0,54	0,81
21	93,9	1297	134	36,8	21,1	6,80	0,08	126	40,3			0,12	0,07	0,83	1,83	0,30	6,20	17,6	4,20	12,4	10,5	1,40	1,38
22	84,8	1250	99,5	37,0	15,9	5,90	0,12	29,8	18,6	0,04	0,02	0,20	0,06	0,40	0,66	0,37	2,10	4,40	1,11	3,30	3,50	0,55	0,29
23	121	1571	179	36,1	30,5	5,80	0,11	23,1	14,6	0,06		1,00	0,04	0,37	0,44	0,25	1,58	3,10	0,85	2,80	3,30	0,56	0,47
24	110	3010	188	35,0	35,7	7,70	0,23	24,3	47,0	0,13	0,02	0,12	0,07	0,93	0,99	0,51	2,30	3,80	0,94	2,80	2,80	0,45	1,20
25	93,4	3827	185	38,7	34,5	9,40	0,14	25,2	39,9	0,05	0,04	0,40	0,05	0,73	0,66	0,37	1,80	3,70	0,97	3,00	3,10	0,49	0,95
26	96,2	2255	136	35,8	19,1	5,80	0,26	31,0	42,8	0,06	0,14	0,56	0,06	0,73	0,91	0,42	2,40	4,70	1,13	3,50	4,00	0,63	1,02
27	98,1	2898	166	37,4	26,0	7,30	0,16	29,3	41,8	0,04		0,13	0,04	0,57	0,77	0,44	2,40	4,40	1,13	3,40	3,60	0,58	1,07
28	88,6	2876	164	37,2	32,0	9,20	0,09	26,1	29,0	0,05		0,05	0,03	0,33	0,55	0,33	1,80	3,90	0,98	2,90	3,30	0,54	0,54
29	131	2773	162	34,5	23,1	7,90	0,14	23,0	40,2	0,06	0,03	0,23	0,08	0,70	0,81	0,44	2,05	3,60	0,86	2,60	3,00	0,53	0,81
30	102	1839	114	35,1	27,4	5,50	0,24	35,1	42,4	0,05	0,03	0,30	0,13	1,16	0,93	0,42	2,60	5,10	1,33	4,20	4,50	0,75	0,77
31	96,8	1421	110	37,6	25,5	6,20	0,27	27,8	19,7	0,08	0,07	0,44	0,15	1,19	0,79	0,34	1,86	3,90	1,00	3,10	3,40	0,58	0,26
32	115	2480	192	34,7	38,1	7,70	0,14	28,8	38,9	0,11	0,02	0,13	0,04	0,57	0,77	0,37	2,07	3,90	0,93	3,00	3,30	0,51	0,89
33	105	1021	105	35,8	15,2	5,40	0,13	29,4	28,3	0,08	0,03	0,27	0,08	0,66	0,64	0,26	1,75	3,90	0,96	3,10	3,40	0,55	0,53
34	91,2	2503	147	36,3	28,6	7,80	0,10	31,7	39,5			0,04	0,02	0,38	0,66	0,34	2,08	4,30	1,09	3,30	3,60	0,61	0,95
35	163	1608	208	31,9	31,1	5,10	0,22	13,4	22,0	0,12	0,04	0,12	0,08	0,82	0,77	0,30	1,33	2,00	0,46	1,50	1,99	0,40	0,65
36	101	2077	158	36,7	30,1	8,70	0,15	25,1	21,2	0,03	0,02	0,08	0,12	0,29	0,50	0,26	1,47	3,20	0,84	2,60	3,20	0,52	0,52
37	102	3282	196	35,5	39,2	8,50	0,21	34,4	50,8	0,06	0,01	0,12	0,05	0,69	0,91	0,48	2,60	4,90	1,17	3,50	3,80	0,59	1,37
38	61,4	1208	90,4	33,4	15,5	9,40	0,08	26,9	29,0	0,03		0,05	0,02	0,32	0,62	0,33	2,20	4,00	0,94	2,60	2,20	0,29	0,38
39	114	1210	91,9	33,4	11,4	4,30	0,09	42,4	38,9	0,03		0,05	0,03	2,60	0,59	0,40	2,40	5,60	1,45	4,50	5,10	0,90	0,60
40	109	1656	98,4	35,5	32,5	4,10	0,15	46,3	54,3	0,12		0,17	0,08	0,72	0,77	0,49	2,70	6,00	1,60	5,20	6,00	0,95	1,09
41	126	1519	156	34,7	42,4	5,30	0,10	27,8	15,0	0,07	0,02	0,10	0,05	0,46	0,58	0,28	1,69	3,70	0,93	2,90	3,50	0,57	0,46
42	112	1461	180	35,2	29,4	8,70	0,29	20,1	12,2	0,06	0,07	0,14	0,04	0,34	0,41	0,28	1,34	2,80	0,73	2,20	2,50	0,44	0,38
43	84,9	1459	116	34,5	19,8	7,50	0,09	26,3	28,5	0,06		0,11	0,03	0,33	0,66	0,32	1,70	3,70	0,98	2,80	2,90	0,50	0,52
44	95,4	2323	150	37,0	28,3	8,10	0,11	31,0	39,1	0,04	0,02	0,07	0,03	0,44	0,68	0,34	2,00	3,90	1,07	3,20	3,60	0,56	0,90
45	89,5	2420	152	34,5	17,8	7,70	0,10	29,1	35,5	0,03		0,05	0,03	0,36	0,66	0,41	2,01	3,90	0,97	3,10	3,50	0,53	0,34

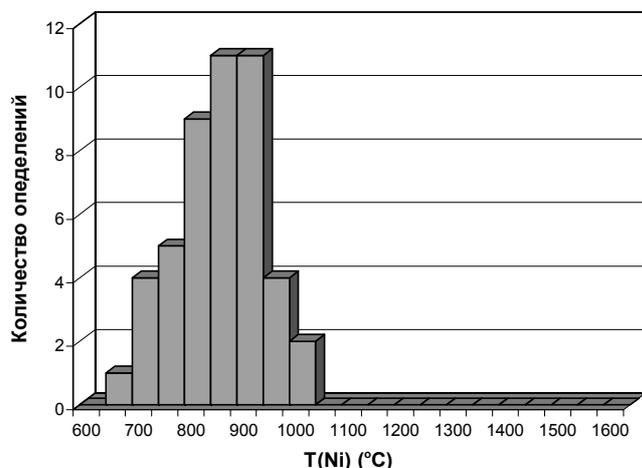
Термобарические условия образования изучаемых гранатов определены с помощью Ni-термометра и Cr-барометра, позволяющих установить термобарический режим образования кристаллов хромпиропов, определенный по концентрации в них никеля и хрома, а также потому, что хромовая составляющая пиропов зависит от отношения давления к температуре. Это дает возможность определять палеогеотермальные условия в минералообразующей среде.

Температуры образования гранатов отвечают значениям 700-950°C. Давление находится в пределах 25-35 ГПа. Плотность глубинного теплового потока в период их формирования составляла 42-47 мВт/м². Эти значения существенно превышают подобные параметры для большинства промышленно алмазоносных районов мира, где геотермы определяются на уровне 30-40 мВт/м².

Таблица 2

Температуры образования хромпиropов Шепетовской площади

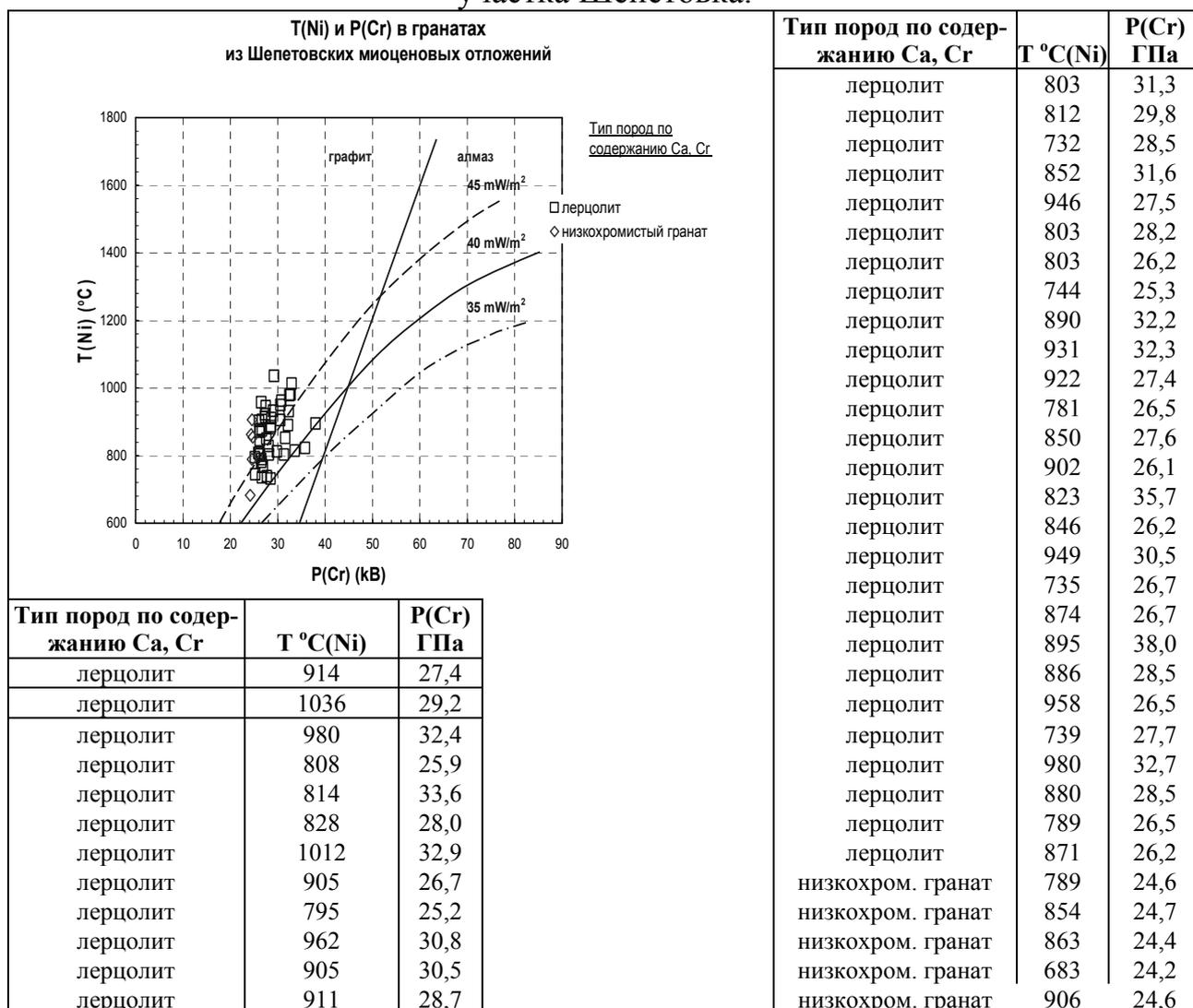
Распределение T(Ni) в гранатах из Шепетовских миоценовых отложений



T(Ni)	Количество определений
600	0
650	1
700	4
750	5
800	9
850	11
900	11
950	4
1000	2
1050-1550	0

Таблица 3

Палеогеотермальные условия образования гранатов из осадочных отложений участка Шепетовка.



Тип пород по содержанию Ca, Cr	T °C(Ni)	P(Cr) ГПа
лерцолит	914	27,4
лерцолит	1036	29,2
лерцолит	980	32,4
лерцолит	808	25,9
лерцолит	814	33,6
лерцолит	828	28,0
лерцолит	1012	32,9
лерцолит	905	26,7
лерцолит	795	25,2
лерцолит	962	30,8
лерцолит	905	30,5
лерцолит	911	28,7

Тип пород по содержанию Ca, Cr	T °C(Ni)	P(Cr) ГПа
лерцолит	803	31,3
лерцолит	812	29,8
лерцолит	732	28,5
лерцолит	852	31,6
лерцолит	946	27,5
лерцолит	803	28,2
лерцолит	803	26,2
лерцолит	744	25,3
лерцолит	890	32,2
лерцолит	931	32,3
лерцолит	922	27,4
лерцолит	781	26,5
лерцолит	850	27,6
лерцолит	902	26,1
лерцолит	823	35,7
лерцолит	846	26,2
лерцолит	949	30,5
лерцолит	735	26,7
лерцолит	874	26,7
лерцолит	895	38,0
лерцолит	886	28,5
лерцолит	958	26,5
лерцолит	739	27,7
лерцолит	980	32,7
лерцолит	880	28,5
лерцолит	789	26,5
лерцолит	871	26,2
низкохром. гранат	789	24,6
низкохром. гранат	854	24,7
низкохром. гранат	863	24,4
низкохром. гранат	683	24,2
низкохром. гранат	906	24,6

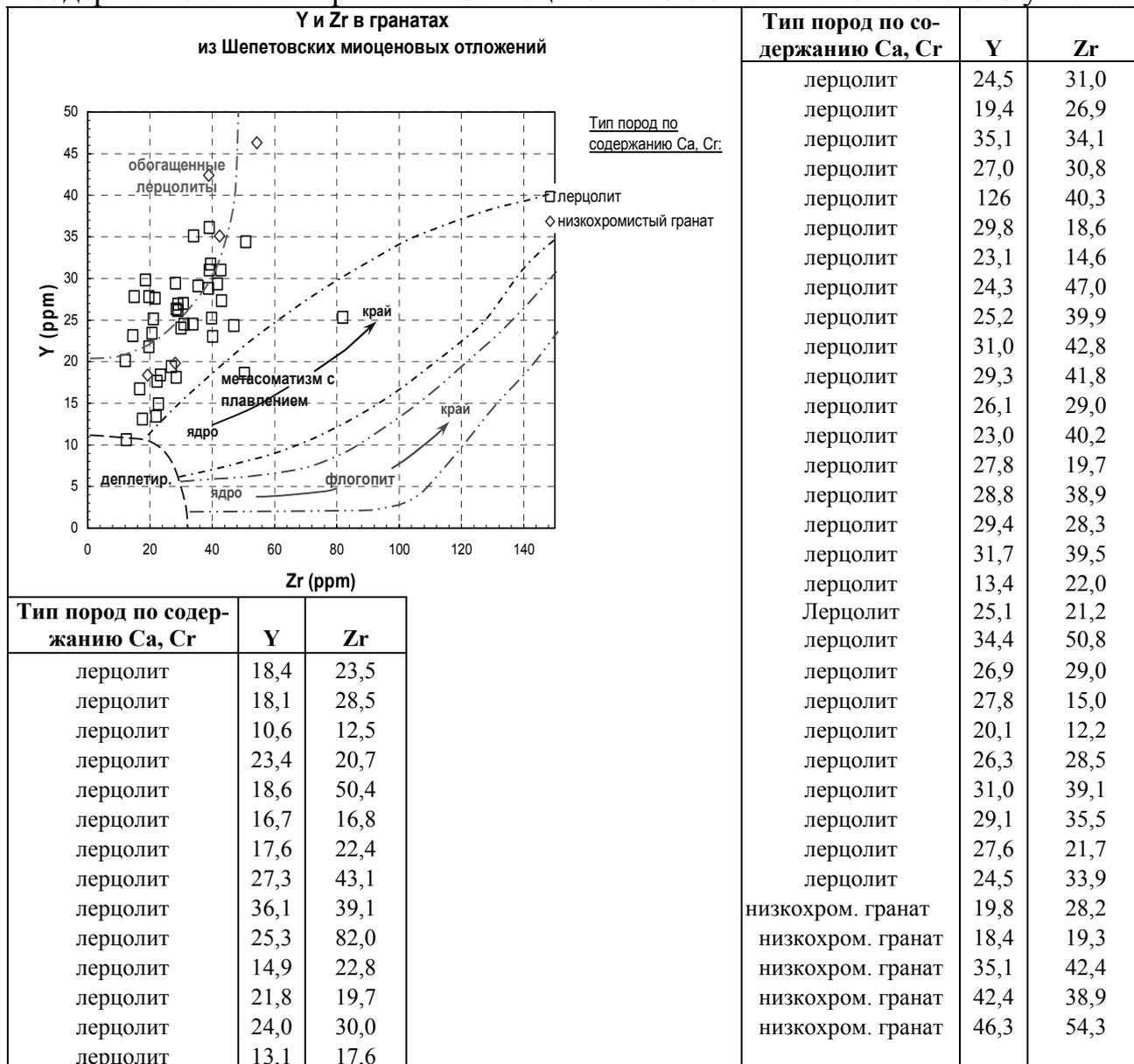
Сопоставление полученных данных с подобными сведениями из других регионов мира демонстрирует определенное их сходство с температурами образования пиропов из продуктивных кимберлитов трубки Финч (ЮАР) – 950-1250°C, трубки Удачной (Якутия) – пик 1050°C, провинции Ляонин (КНР) – около 1200°C.

Низкие показатели температур и давления обусловили расположение всех изученных зерен гранатов пределах Шепетовской площади в поле стабильности графита, а не алмаза.

В таблице 4 приведены данные о содержании Y и Zr в гранатах из миоценовых отложений Шепетовского участка.

Таблица 4

Содержание Y и Zr в гранатах из миоценовых отложений Шепетовского участка



Изученные зерна гранатов содержания Y в пределах 10-45г/т и Zr от 20 до 45 г/т. Взаимоотношения этих элементов отличаются как неупорядоченными связями со значительными вариациями содержаний Y-Zr, так и некоторой по-

ложительной корреляционной связью. Это свидетельствует о протекавших в мантии достаточно интенсивных низкотемпературных процессах инфильтрационного метасоматоза, приведших к обогащению лерцолитовых гранатов иттрием. Два зерна лерцолитовых гранатов несут на себе следы высокотемпературного метасоматического изменения с частичным плавлением исходного материала. На это же указывает положительная корреляционная связь между Y и Zr.

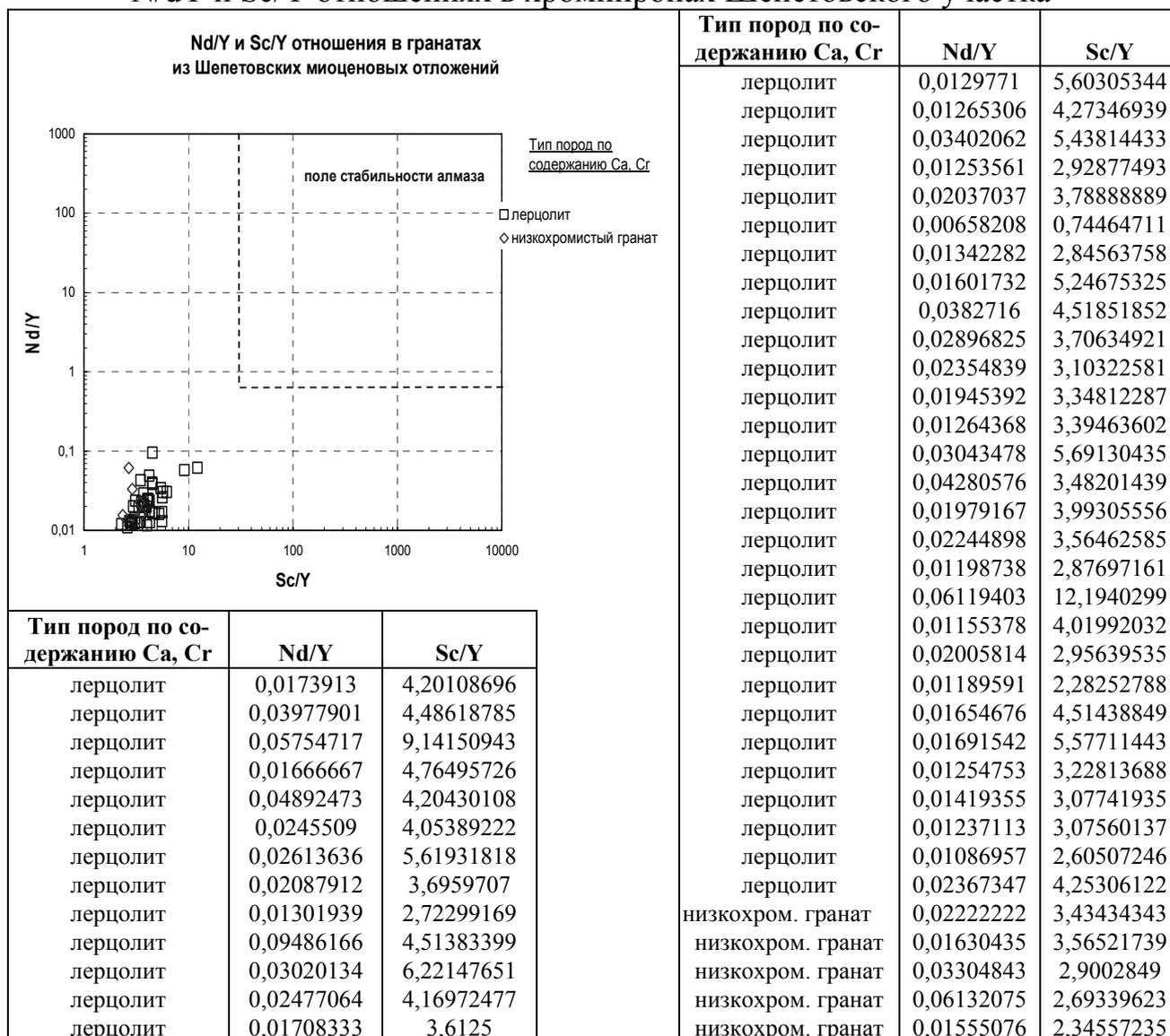
Одно зерно лерцолитового граната располагается в области, соответствующей деплетированной мантии.

Гранаты, подвергшиеся процессам высокотемпературного метаморфизма (более 1100°C) отличаются высоким содержанием титана, циркония, иттрия и Zr/Y отношений. Метаморфизм, происходивший при меньших температурах, приводит к уменьшению этих показателей.

В таблице 5 приведены данные о Nd/Y и Sc/Y отношениях в хромпиропах Шепетовского участка.

Таблица 5

Nd/Y и Sc/Y отношениях в хромпиропах Шепетовского участка



Nd/Y и Sc/Y отношения в гранатах позволяют определить их расположение в поле стабильности алмаза, либо в графитовом поле. Для гранатов, образованных в алмазном поле, характерны высокие (более 0,6) Nd/Y отношения и Sc/Y отношения (более 12).

Все зерна гранатов данной выборки, как лерцолитовые, так и низкохромистые, компактно располагаются в области, указывающей на Sc/Y отношения в пределах 2-6 и Nd/Y отношения от 0,01 до 0,08. Такие низкие значения обусловили их расположение в графитовом поле на значительном отдалении от границ области стабильности алмаза.

Такие показатели характерны для гранатов, обедненных легкими редкоземельными элементами, что является одним из критериев их алмазности. Гранаты из высокоалмазных кимберлитов, как правило, обогащены легкими РЗЭ.

T(Ni) образования гранатов Шепетовки варьируют в пределах 750-1000 °С. Корреляционная связь между Nd/Y и T(Ni) отсутствует.

Все исследованные зерна пиропов располагаются в графитовом поле на значительном расстоянии от границы области стабильности алмаза.

Исходя из полученных результатов, перспективность промышленной алмазности Шепетовской площади, невзирая на наличие температурного «алмазного окна», можно считать ограниченной из-за небольшой мощности литосферы, высоким геотермальным показателям и признакам, указывающим на наличие протекавших постгенетических магматических или метасоматических процессов.

Список литературы

1. Металлические и неметаллические полезные ископаемые / Д.С. Гурский, К.Ю. Есипчук, В.И. Калинин и др. – Киев-Львов: «Центр Европы», 2005 – 785с.
2. Панов Б.С., Гриффин В.Л., Панов Ю.Б. P-T условия образования хромпиропов из кимберлитов Украинского щита // Допов. АН України – 2000. – №3 – С.137-143.
3. Панов Ю.Б., Панов Б.С., Гриффин В.Л. Возраст и состав литосферной мантии Волынского блока Украинского щита и перспективы его алмазности // Наук. праці Донецького нац. техн. ун-ту. Сер.: «Гірн.-геол.». – Вип. 8(136). – Донецьк: ДонНТУ, 2008 – С. 165-170.
4. Griffin W.L., Ryan C.G. Trace elements in indicator minerals: area selection and target evaluation in diamond exploration // Journal of Geochemical Exploration. – 1995. – №53 – P. 311-337.
5. Griffin W.L., O'Reilly S.Y., Ryan C.G. The composition and origin of subcontinental lithospheric mantle // Mantle Petrology: Field observations and high-pressure experimentation : A tribute to Francis R. (Joe) Boyd. – 1999. – № 6. – P. 13-45.
6. Norman M.D., Griffin W.L., Pearson N.J. Quantitative analysis of trace element abundances in glasses and minerals: a comparison of laser ablation ICPMS, solution ICPMS, proton microprobe, and electron microprobe data // Journal of Analytical Atomic Spectroscopy. – 1998. – №13. – P. 477-482.

*Рекомендовано до публікації д.г.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 31.03.10*

ОСОБЕННОСТИ РИСУНКА ПОЛЯ ЕСТЕСТВЕННОГО ИМПУЛЬСНОГО ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО ПОЛЯ ЗЕМЛИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ РЕГИОНАЛЬНЫХ РАБОТ В РУДНЫХ РЕГИОНАХ

Рассматриваются результаты проведения региональных работ методом естественного импульсного электромагнитного поля Земли в золоторудном районе Северного Казахстана. Приводятся характерные особенности рисунка поля, анализируются достоинства и недостатки метода и методики его применения.

Розглядаються результати проведення регіональних робіт методом природного імпульсного електромагнітного поля Землі в золоторудному районі Північного Казахстану. Приводяться характерні особливості рисунка поля, аналізуються достоїнства і недоліки методу і методики його застосування.

The results of conducting of regional works by the method of the natural impulsive electromagnetic field of Earth are examined in gold-bearing district of North Kazakhstan. Characteristic features over of the field picture are brought, dignities and lacks of method and method of his application are analyzed.

Метод естественного импульсного электромагнитного поля Земли (ЕИ-ЭМПЗ), традиционно применяемый для инженерно-геологических задач, неоднократно использовался нами на рудоносных участках, содержащих, в частности, гидротермально-метасоматическую минерализацию золота как вкрапленного, так и жильного типов [1-4]. Однако получаемые результаты иногда вызывали недоумение как у авторов, так и геологической общественности. Например, поле ЕИЭМПЗ на одном из участков Желтянского золотоносного поля (северная часть Кривого Рога) характеризовался чередованием зон с резко дифференцированным и слабодифференцированным рисунком изолиний [1, 2]. В качестве одного из возможных объяснений этому была предложена интерпретация слабодифференцированного поля как зон интенсивного развития гидротермально-метасоматической минерализации, а сильнодифференцированного – как участков пород, менее затронутых этими процессами [5].

Такое объяснение, как и сам рисунок поля, вызвало возражение некоторых полевых геологов и научных работников, полагавших, что эти результаты могут быть обусловлены несовершенством измерительной аппаратуры и спецификой полевой съёмки сигнала ЕИЭМПЗ. В качестве аргументов приводились тезисы о нестабильной работе прибора, непредставительности площади работ ЕИЭМПЗ и профилльно-площадного варианта исследований, о несопоставимости результатов съёмки, проведенных в разные дни и др. В итоге ставилась под сомнение возможность применения метода ЕИЭМПЗ при проведении крупноплощадных работ на объектах гидротермально-метасоматической минерализации. Вероятно, основания для таких сомнений у оппонентов имелись. Ранее исследованиями ЕИЭМПЗ в районах развития золоторудной минерализации (Сурожское месторождение Приазовского блока УЩ) занимались И.В. Кузнецов и др. в 1997 г., о чём упоминается в монографии [6]. С тех пор информации о применении ЕИЭМПЗ для поисков золоторудной и иной минерализации на

территории Украины найти не удалось. По-видимому, попытка практического использования ЕИЭМПЗ для решения упомянутых задач закончилась неудачей, что в определённой мере подорвало доверие к методу.

Наши исследования показали перспективность и возможность применения метода ЕИЭМПЗ на локальных участках в пределах месторождений или рудопроявлений золота, однако его возможности при работе на больших площадях до сих пор оставались неизученными. Заполнению этого пробела посвящена данная статья. При этом решались задачи: отработать методику полевых работ методом ЕИЭМПЗ; сравнить полученные результаты с данными других геофизических съёмок и известным геологическим строением района; выделить и проинтерпретировать особенности рисунка поля ЕИЭМПЗ.

Для решения этих задач выполнено полевое изучение ЕИЭМПЗ на площади 10 кв.км. Работы проводились на территории Комаровского золоторудного поля. Оно располагается в центральной части Джетыгаринского рудного района Казахстана, в 8-12 км восточнее г. Житикара и протягивается в меридиональном направлении на 40 км в виде узкой полосы шириной 2 км. Одноимённое месторождение располагается в приосевой части антиклинали, падение пород восточное под углами 60-85°.

Складчатый фундамент сложен метаморфическими образованиями рифея (городищенская и алексеевская свиты) и нижнекаменноугольными гранитоидами. Породы эффузивно-терригенной городищенской свиты (R_{1-2gr}) сформированы рассланцованными порфиритоидами и сланцами эпидот-актинолит-хлоритового, эпидот-кремнисто-серицит-хлоритового, кварцево-хлорит-серицитового состава, сохранивших реликтовые структуры эффузивных и пирокластических пород. Порфиритоиды часто минерализованы тонкой вкрапленностью магнетита и ильменита, количество которых достигают 5%. Мощность толщи 800 м.

Породы кремнисто-терригенной алексеевской свиты (R_{2-3al}) сложены кремнистыми, кремнисто-углистыми, углисто-глинистыми, кварцево-слюдистыми сланцами с прослоями кварцитовидных песчаников и кварцитов мощностью 1200 м.

Интрузивные образования представлены Комаровской интрузией и серией даек, относящихся к диорито-гранитовой формации. Интрузия имеет в плане меридионально вытянутую форму, протяженностью её 30 км, ширина 1,0-2,5 км. Рудное поле интенсивно насыщено дайками, имеющими согласное с вмещающей толщей простирание и падение. Протяжённость даек довольно значительная – от 200 до 800 м. Интрузия и дайки сложены диоритами, кварцевыми диоритами, гранодиоритами и плагиогранитами. Дайки являются безрудными, но рудные тела часто располагаются в их экзоконтактной зоне.

Рудное поле разбито разрывными нарушениями, из которых наибольшее значение имеют разломы субмеридионального простирания. Вдоль них произошло внедрение даек и развитие гидротермальных процессов, завершившихся образованием протяженных субмеридиональных золоторудных минерализованных зон. Субширотные нарушения являются пострудными и смешают оруденение на расстояние от 1 до 10 м.

Породы складчатого фундамента несут следы континентального мезозойского выветривания, кора которого имеет различный состав и непостоянную мощность от 5 до 50 м. Сверху кора выветривания перекрыта неоген-четвертичными отложениями – неогеновыми глинами и кварцевыми песками и четвертичными суглинками, супесями, почвенно-растительным слоем. Мощность покровного чехла колеблется от 1 до 15 м.

По данным геологов ТОО «Металл-Трейдинг» (И.В. Гачкевич, Ю.А. Стещенко, г. Житикара), золотое оруденение приурочено к зонам сульфидизации и окварцевания в метасоматически измененных порфиритах. Метасоматиты сложены эпидот-хлорит-карбонат-кварцевыми, серицит-эпидот-карбонат-хлорит-кварцевыми, карбонат-эпидот-серицит-хлорит-кварцевыми, хлорит-эпидот-кварц-мусковит-серицитовыми, кварц-альбит-серицитовыми, кварц-альбит-карбонат-хлоритовыми разновидностями.

Среди рудных минералов отмечаются пирит, лепидокрокит, магнетит, гетит, титаномagnetит, гидроксиды железа, редко зерна халькопирита. Пиритовая минерализация преимущественно приурочена к полосам, прожилкам, линзам и гнездам хлорита, где её содержание достигает 3-5%, в редких случаях до 40%. Размер зерен пирита от 0,2 до 1 мм.

Золото отмечается практически во всех разновидностях метасоматитов с кварцевой, хлоритовой, серицитовой основой. Золото образует как свободные частицы, так и вроски и сростки с зернами пирита. Количество свободного золота варьирует от 40 до 53%.

По морфологии рудные тела являются жиллообразными зонами без четких геологических границ с линзообразными раздувами и колебанием мощности от 0,5 до 22 м при средней мощности от 3,5 до 5,2 м. Все рудные тела имеют суб-меридиональное простирание, восточное падение под углами 55-80°. Длина рудных тел по простиранию колеблется от 300-400 м до 1200 м. По падению рудные тела прослежены до глубины 200-230 м. Среднее содержание золота 2,2-5,0 г/т.

В 2009 году на территории Комаровского рудного поля выполнены комплексные геофизические исследования: гравиразведка, электроразведка и магнитометрия (ТОО «Казросгеоком», г. Кустанай) и ЕИЭМПЗ на площади 10,2 кв.км. Не касаясь методики проведения стандартных геофизических работ, остановимся на особенностях применения метода ЕИЭМПЗ.

Съёмка ЕИЭМПЗ проводилась в профильном варианте с расстоянием между профилями 40 м, между точками наблюдения на профиле 10 м, что соответствовало принятой сети основных геофизических работ. Длина профилей составила 1200-1600 м, общее количество – 176. Профили располагались вкрест предполагаемого простирания рудной зоны, т.е. в широтном направлении запад-восток.

Измерения проводились в условиях полного светового дня с 8 до 19 часов при ясной жаркой погоде и слабом ветре, что позволило обрабатывать по 16-20 профилей в день. С учётом рекогносцировочных работ общая продолжительность съёмки ЕИЭМПЗ составила 11 дней.

Наблюдения ЕИЭМПЗ выполнялись при помощи прибора МИЭМП–14/4 (серия «СИМЕИЗ») разработки ООО «Славянский мост» (г. Днепропетровск) с одновременным использованием трёх антенн, ориентированных по азимутам север-юг, запад-восток и вертикально вниз на расстоянии 15-20 см от поверхности земли. Антенны при помощи скотча крепились к деревянной штанге, особое внимание уделялось их изоляции друг от друга. Съёмка осуществлялась при следующих настройках прибора, одинаковых для всех трёх антенн: частота дискретизации – 100 кГц, длительность измерения – 0,2 с, коэффициент усиления сигнала – 25 В/мВ, уровень дискриминации – 5 мВ, режим измерения – одновременный.

На территории работ и в непосредственной близости отсутствовали источники искусственного электромагнитного излучения (ЭМИ) – радио- и телевышки, вышки сотовой связи, подземные кабели энергоснабжения и инженерные коммуникации; в одном месте к участку подходила линия ЛЭП-110, искажившая результаты нескольких измерений. Непосредственно перед съёмкой отключались мобильные телефоны, радиостанция, GPS-приёмник, электронные кварцевые наручные часы; автотранспорт удалялся на расстояние не менее 200 м от места проведения съёмки. Измерения следующего дня начинались с дублирования последнего профиля, таким образом обеспечивалась «стыковка» участков съёмки разных дней и утра-вечера.

По результатам полевых наблюдений при помощи программы Surfer построены карты плотности потока импульсов магнитной составляющей ЕИЭМПЗ, в основу которых положено количество импульсов, зарегистрированных прибором при указанных параметрах настройки. На рис. 1-а, б приведены карты для горизонтальных антенн ориентировки запад-восток и север-юг. Карта для вертикальной антенны оказалась весьма непредставительной, что пока не находит своего объяснения и требует дополнительного осмысления – почему?

Не касаясь геологической интерпретации, отметим характерные особенности рисунка поля ЕИЭМПЗ. Во-первых, наблюдаются различия в плотности изолиний на картах, построенных для разных антенн – для антенны север-юг она выше. Во-вторых, отмечается чередование участков слабо- и сильнодифференцированного поля ЕИЭМПЗ, особенно хорошо заметное на карте 1-а, а также «полосчатость» и линейность зон аномалий, отмечаемая в широтном направлении, совпадающем с расположением профилей. На карте для антенны север-юг (рис. 1-б) такой рисунок менее выражен, но тоже фиксируется, причём пространственно зоны повышенных значений ЕИЭМПЗ на обеих картах совпадают.

Далее, на карте для антенны запад-восток (рис. 1-а) в районе западной рамки на уровне 4000 м отмечается интенсивная аномалия в виде опрокинутой буквы «Г», протягивающаяся по всей ширине участка работ; она слабо выражена и на рис.1-б. Наконец, на карте для антенны север-юг в северной части участка работ отмечается резкая угловатая смена рисунка поля от сильно- до умереннодифференцированного (рис. 1-б), которая практически не проявлена на карте для широтной антенны. Помимо отмеченных особенностей обращает на себя внимание некоторая вытянутость изолиний плотности потока магнитной составляющей ЕИЭМПЗ в меридиональном направлении (рис. 1-а, б).

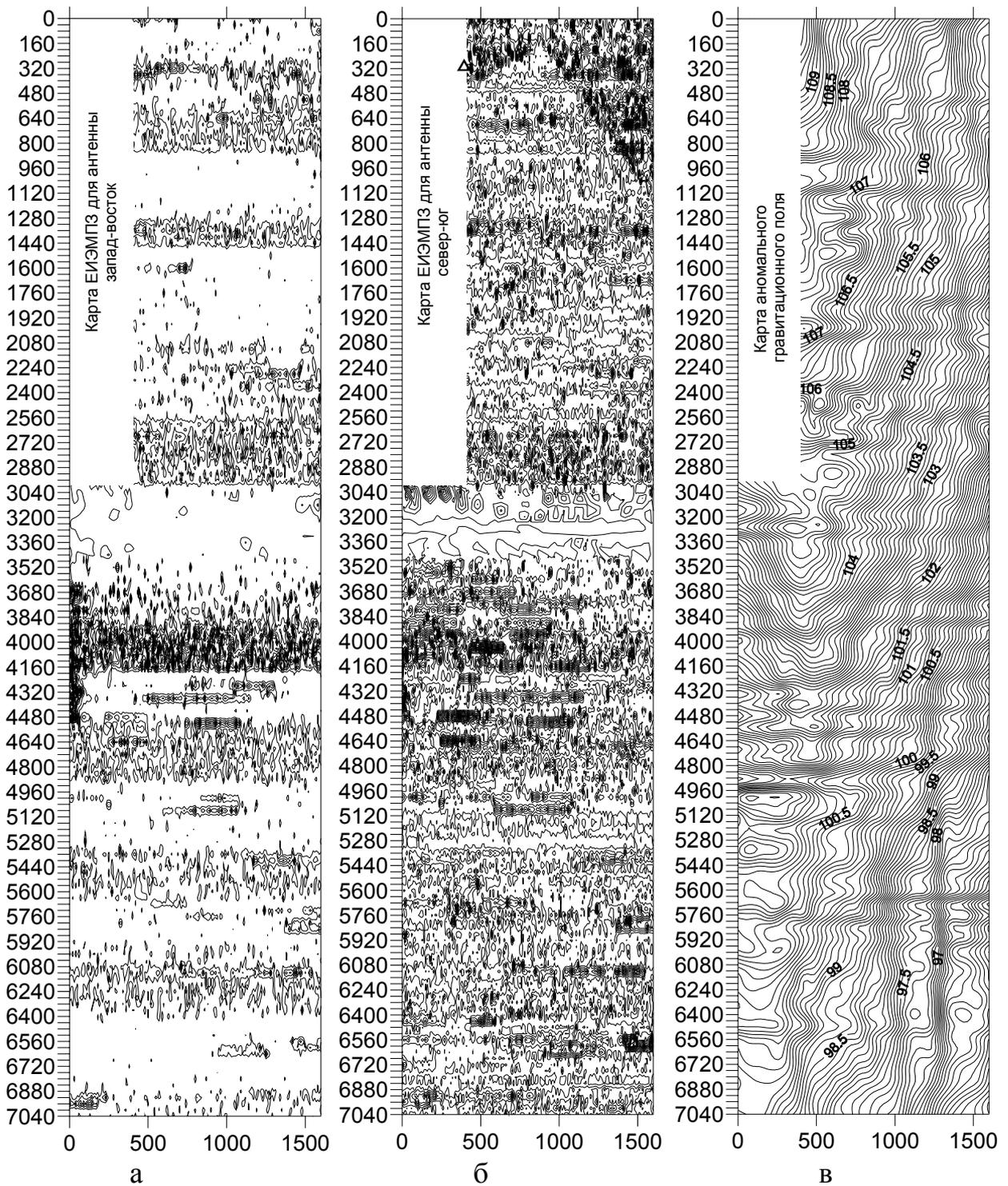


Рис. 1. Карты естественного импульсного электромагнитного поля Земли для антенны запад-восток (а), север-юг (б) и карта аномального гравитационного поля (в) участка Комаровского золоторудного поля (Казахстан). По осям координат отложены расстояния в метрах. Треугольником показано положение золотоносной скважины

Анализируя особенности рисунка поля ЕИЭМПЗ можно сделать следующие выводы.

1. При съёмке ЕИЭМПЗ положение приёмной антенны имеет большое значение. И в данном, и в более раннем случае [4] наиболее информативной ока-

зывается горизонтальная антенна ориентировки север-юг, что, безусловно, связано с ориентировкой источника ЭМИ, которым здесь, по-видимому, являются разрывные нарушения. Режим их развития и характер распределения векторов сжатия-растяжения теоретически должен определять форму и размещение аномалий ЕИЭМПЗ, причём режим сжатия будет вызывать более интенсивные аномалии.

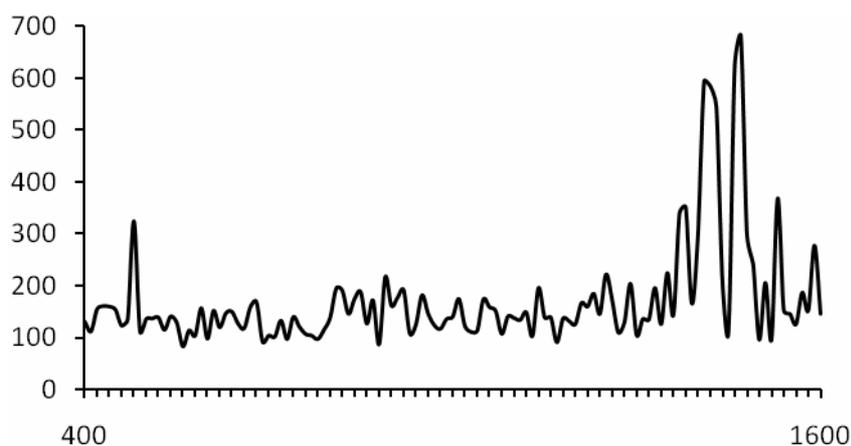
2. Полосовое (широтное) размещение аномалий ЕИЭМПЗ также имеет место и фиксирует положение источников ЭМИ. Поскольку последние хорошо идентифицируются иными геофизическими методами, в частности, гравиметрией (рис. 1-в), то можно говорить об их идентичности в отражении разрывной тектоники района. При этом отсутствие ярко выраженных протяжённых в меридиональном направлении аномалий ЕИЭМПЗ может косвенно указать на развитие разрывов данных простираний в режиме растяжения. Объективности ради следует заметить, что определённое влияние может оказывать сеть наблюдений и расположение профилей, однако ширина аномалий ЕИЭМПЗ (240-600 м) позволяет оценивать степень этого влияния как незначительную. Этот же параметр (ширина) даёт возможность снять возражение по поводу нестабильной работы прибора, поскольку нестабильность не может проявляться на 6-15 профилях подряд (3-6 часов непрерывной съёмки).

3. Искусственные источники ЭМИ оказывают серьёзное влияние на результаты наблюдений и должны учитываться при проведении съёмки и интерпретации результатов. На это указывает Т-образная аномалия в центре участка. Здесь линия ЛЭП в районе отметки 4000 м вплотную подошла к границе участка, а затем под резким углом повернула на северо-запад. Однако генерируемое ней ЭМИ было зафиксировано антенной запад-восток, расположенной практически под прямым углом к ЛЭП, в виде узкой аномалии меридионального простирания длиной 800 м у западной границы карты и сопряжённой с ней интенсивной широтной аномалией (рис. 1-а). Антенна север-юг оказалась гораздо менее чувствительной к помехам, обусловленным ЛЭП (рис.1-б). Этот факт и многочисленные эксперименты с искусственными источниками ЭМИ позволяют сделать вывод, что наиболее подвержена влиянию помех антенна, располагающаяся перпендикулярно линейному источнику ЭМИ или вектору распространения ЭМИ от точечного источника. По мере уменьшения угла влияние помех будет уменьшаться.

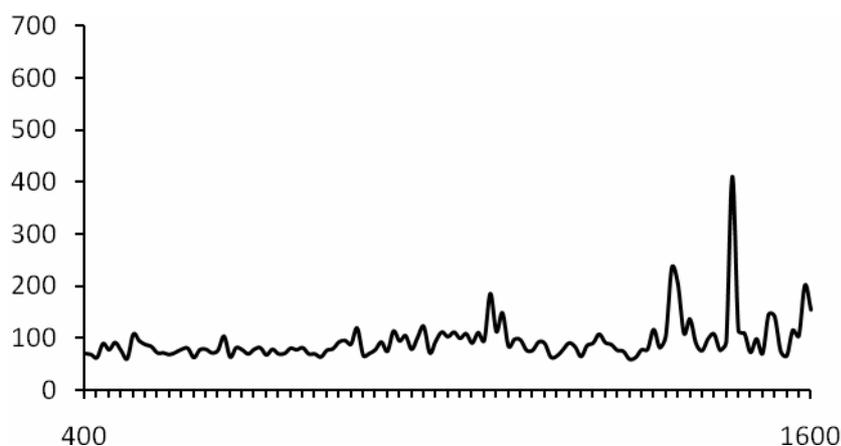
4. Отмеченная резкая смена рисунка поля ЕИЭМПЗ в северной части участка (рис. 1-б) пока не находит своего объяснения. Другими геофизическими методами она выявляется слабо, что говорит о слабой дифференциации плотностных, магнитных и электрических свойств горных пород. Однако, по аналогии с работами предыдущего года (участок расположен в 2,5 км севернее) [4] можно предположить, что сильно дифференцированный рисунок поля ЕИЭМПЗ соответствует зоне гидротермально-метасоматического изменения пород и вкрапленного золотого оруденения. На это прямо указывают находки видимого золота в картировочной скважине, пробуренной в этом поле. (К сожалению, керн скважины утерян, а буровые журналы затерялись при ликвидации предприятия, заказавшего бурение). Примечательно, что клинообразная граница смены ри-

сунка поля опровергает сомнения в работоспособности прибора (и метода) и определяющем влиянии сети наблюдений на результаты.

Благодаря многодневной съёмке авторам удалось провести исследование зависимости между суточным временем съёмки ЕИЭМПЗ. Выше отмечалось, что «стыковка» между съёмками разных дней выполнялась путём повторного прохождения последнего профиля, снятого накануне. На рис. 2 приведены кривые, характеризующие зависимость количества импульсов ЕИЭМПЗ от номера измерения (точки наблюдения), зафиксированных на одних и тех же точках вечером (рис. 2-а) и утром следующего дня (рис. 2-б). Как видно, форма графиков в целом идентична, наблюдаются небольшие отклонения в абсолютном количестве импульсов. Однако, поскольку метод ЕИЭМПЗ сам по себе является качественным (а не количественным), то здесь на первый план выходят именно относительные величины – увеличение или уменьшение количества импульсов за определённое время измерений. Анализируя рисунки 2-а, б, можно говорить о том, что ближе к концу профиля располагается аномалеобразующий объект, который проявляется ростом количества импульсов ЕИЭМПЗ. О свойствах этого объекта и глубине залегания судить по данным ЕИЭМПЗ пока нельзя из-за слабо разработанной теории интерпретации.



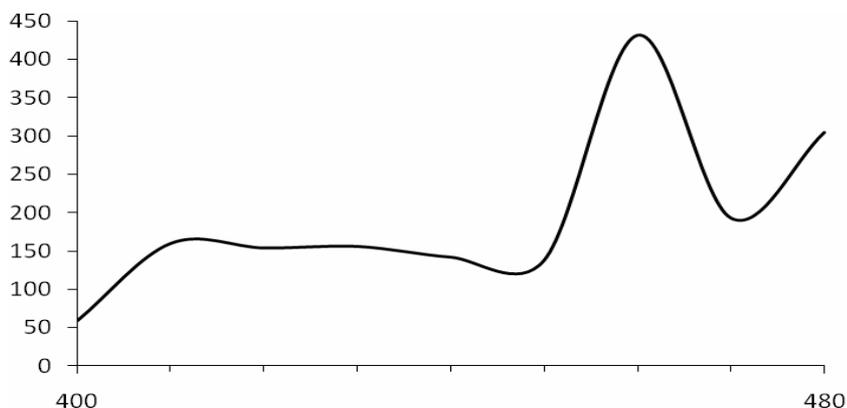
а



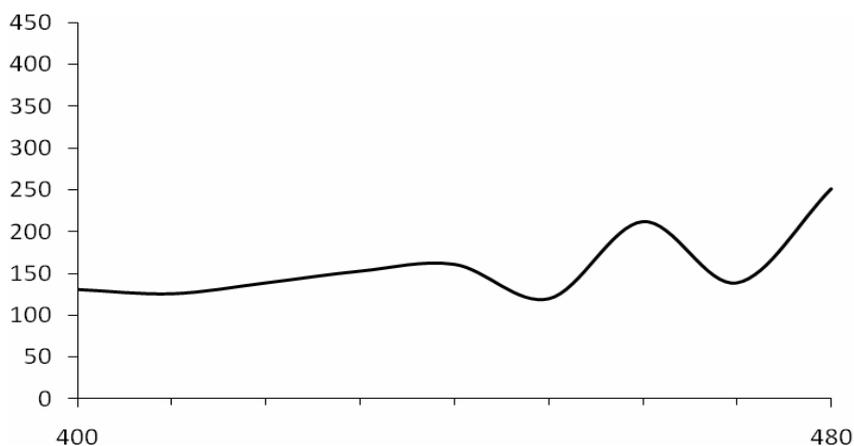
б

Рис. 2. Изменение плотности потока импульсов магнитной составляющей ЕИЭМПЗ на профиле № 21 вечером (а) и утром (б). По оси абсцисс отложены расстояния в метрах, по оси ординат – количество импульсов ЕИЭМПЗ

Наконец, также удалось провести сопоставление результатов съёмок ЕИ-ЭМПЗ, выполненных с интервалом 15 дней. Результаты такого сопоставления приведены на рис. 3. Здесь также обращает на себя внимание схожесть кривых, хотя по абсолютным величинам значения отличаются. По аналогии с ситуацией на рис. 2, можно говорить о наличии аномалеобразующего объекта, обуславливающего аномально повышенные значения.



а



б

Рис. 3. Изменение плотности потока импульсов магнитной составляющей ЕИ-ЭМПЗ на профиле № 5, измеренного 14.06.09 (а) и 29.06.09 (б). По оси абсцисс отложены расстояния в метрах, по оси ординат – количество импульсов ЕИЭМПЗ

Таким образом, съёмка ЕИЭМПЗ, проведенная в разное время суток и в разные дни даёт основание утверждать, что метод достаточно уверенно фиксирует положение аномальных зон в качественном варианте. Изменение числовых значений количества импульсов может быть связано с вариациями поля ЕИЭМПЗ, которое, являясь нестабильным по своей природе, тем не менее, позволяет выделять аномалеобразующие объекты.

Проведенные исследования позволяют сделать следующие **выводы**.

1. В рисунке поля ЕИЭМПЗ могут выделяться полосовые зоны концентрации аномальных значений, которые имеют геологическую природу и мало зависят от характера сети наблюдений и расположения профилей.

2. Время проведения съёмки ЕИЭМПЗ в течение суток может влиять на изменение общего регионального фона ЕИЭМПЗ, что выражается в изменении абсолютного количества импульсов. Такие суточные колебания должны фиксироваться вариометром.

3. Расположение приёмных антенн влияет на результаты съёмки: при положении антенны перпендикулярно к источнику электромагнитного излучения принимаемый сигнал усиливается, при уменьшении угла – ослабевает.

4. Метод ЕИЭМПЗ может применяться при изучении больших площадей наряду с иными геофизическими методами, в комплексе с которыми он максимально эффективен, дополняя их.

Список литературы

1. Орлинская О. В. О влиянии электромагнитных полей на образование гидротермально-метасоматических рудных формаций / О. В. Орлинская, Д. С. Пикареня, Г. М. Стывас [и др.] // Зб. наук. праць УкрДГРІ. – 2007. – № 2. – С. 98–104.

2. Орлинская О. В. Новый поисковый признак зон гидротермального метасоматоза / О. В. Орлинская, Д. С. Пикареня // Зб. наук. праць УкрДГРІ. – 2008. – № 1. – С. 72–78.

3. Пикареня Д. С. Особенности естественного импульсного электромагнитного поля Земли над золоторудными месторождениями Украины и Казахстана / Д. С. Пикареня, О. Ф. Братчук, П. Ф. Якубенко [и др.] // Зб. наук. праць НГУ. – 2008. – № 31. – С. 9–19.

4. Орлинская О. В. Опыт применения метода ЕИЭМПЗ в Джетыгаринском золоторудном районе (Северный Казахстан) / О. В. Орлинская, Д. С. Пикареня, В. Н. Писаренко [и др.] // Зб. наук. праць УкрДГРІ. – 2008. – № 4. – С. 98–104.

5. Солдатенко В. П. Моделирование геофизических полей над зонами гидротермально-метасоматически измененных пород / В. П. Солдатенко, М. М. Довбнич, Д. С. Пикареня // Науковий вісник НГУ. – 2009. – №3. – С. 38-43.

6. Азаров Н. Я. Геоэлектрические модели золоторудных месторождений Украинского щита и Донбасса / Н. Я. Азаров, В. В. Белявский, С. В. Гошовский [и др.] – К.: Знание, 1999. – 160 с.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м. н. Тяпкіним К.Ф.
Надійшла до редакції 16.04.10*

УДК 550.428:553.93

© В.В. Ишков

НОВЫЕ ДАННЫЕ О РАСПРЕДЕЛЕНИИ СВИНЦА И ХРОМА В УГЛЕ ОСНОВНЫХ РАБОЧИХ ПЛАСТОВ АЛМАЗНО-МАРЬЕВСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА

Рассмотрены особенности распределения Pb та Cr в угольных пластах Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района. Установлен характер распределения, выполнен расчет средневзвешенных концентраций в углях основных пластов и свит, выявлен состав типоморфной геохимической ассоциации Co и V с другими токсичными и потенциальными элементами в углях района.

Розглянуто особливості розподілу Pb та Cr у вугільних пластах Алмазно-Марьївського геолого-промислового району. Встановлено характер розподілу, виконано розрахунки середньозважених концентрацій у вугіллі основних пластів та світ, з'ясовано склад типоморфної геохімічної асоціації Co та V з іншими токсичними і потенційно токсичними елементами у вугіллі району.

The peculiarities of Pb and Cr distribution in the coal strata of Almazno-Marievsky geological and industrial district have been considered in the article. There was defined the character of distribution, calculated weighted average concentrations in the coals of basic strata and formations, determined the composition of typomorphic geochemical association of Co and V with other toxic and potentially toxic elements in the coals of the district.

Вступление. Исследования распределения свинца и хрома в углях основных рабочих пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района Донбасса связаны с повышением требований к охране окружающей среды, обусловливающих потребность в новых научно обоснованных методах прогноза содержаний токсичных и потенциально токсичных элементов в добываемой шахтами горной массе, отходах добычи и углеобогащения. Для объективной оценки воздействия угледобывающей промышленности и предприятий теплоэнергетики на экологическую ситуацию и планирования наиболее эффективных мероприятий, направленных на ее улучшение, необходимо располагать сведениями о характере распределения и уровне концентрации токсичных элементов в углях и вмещающих породах, извлекаемых в процессе добычи. С целью получения такой информации в Национальном горном университете были выполнены детальные исследования, охватившие всю территорию Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района.

Последние достижения. Ранее В.В. Ишковым совместно с А.И. Чернобук, Д.Я. Михальчонок, В.В. Дворецким [1, 2] исследованы особенности распределения некоторых токсичных и потенциально токсичных элементов в продуктах и отходах обогащения ряда углеобогачительных фабрик Донбасса, а также совместно с А.Л. Лозовым [3] рассмотрены особенности распределения основных токсичных и потенциально токсичных элементов в угле пластов Павлоград-Петропавловского района. В 2009 г. автором были обобщены и проанализированы данные о закономерностях накопления кобальта и ванадия в угольных пластах Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района [4]. В то же время совместное распределение свинца и хрома в углях основных рабочих пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района рассматривается впервые.

Формулирование целей. Основными задачами, решаемыми в данной работе, являлись: ревизия выполненных ранее исследований концентраций свинца и хрома в углях основных рабочих угольных пластах; классификация этих пластов по содержанию свинца и хрома; выявление связи и расчет уравнений регрессий между концентрациями этих элементов, а также другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами, петрографическим составом углей и их основными технологическими параметрами.

Изложение. Используемый фактический материал характеризует содержание свинца и хрома в углях 46 пластов относящихся к свитам C_2^3 (пласты h_6, h_7, h_{10}^1 и h_{11}), C_2^5 (пласты $k_2^1, k_3^1, k_3^H, k_3, k_3^B, k_4, k_5, k_5^1, k_5^2, k_6, k_7^1, k_8^H$ и k_8), C_2^6 (пласты $l_1, l_2, l_2^1, l_3, l_4, l_4^B+l_4^H, l_4^B, l_5, l_6^H, l_6, l_6^B+l_6^H, l_6^B, l_7^B+l_7^H, l_7, l_8^H, l_8^B+l_8^H, l_8$ и l_8^B) и C_2^7 (пласты $m_3, m_3+m_3^H, m_4, m_5^1, m_6, m_6^1, m_6^2, m_6^3, m_8$ и m_9) среднего отдела каменноугольного периода. Именно по этим пластам были получены наиболее представительные (более 33 анализов, удовлетворяющих требованиям правильности и воспроизводимости [5, 6] и относительно равномерно распределенные по площади) результаты. В целях получения наиболее объективных и однородных данных в работе использовались в основном результаты полуколичественных и количественных анализов углей керновых проб полей шахт «Вергелевская», «Ломоватская», «Анненская», «Замковская», «Краснопольевская», «Брянковская», «им. Ильича», «им. Чеснокова», «Максимовская», «Центральная Ир-

мино», «им. Менжинского», «им. Кирова», «Бежановская», «Первомайская», «Горская», «Радуга», «Карбонит», а также их резервных блоков и участков, которые были выполнены после 1983 г. в центральных сертифицированных лабораториях геологоразведочных организаций, в ряде случаев они дополнялись анализами пластово – дифференцированных проб отобранных лично или совместно с сотрудниками геологических служб производственных геологоразведочных и добывающих организаций.

После первичного анализа и разбраковки качественных и количественных характеристик правильности и воспроизводимости результатов анализов в дальнейшей работе было использовано 1872 определений свинца и 1786 определений хрома в углях района. С целью получения представительных оценок содержания свинца и хрома в углях, как отдельных пластов, свит, так и в целом по району единичные определения были объединены по отдельным пластам в 46 пообъектных выборок, а дальнейший расчет средних значений концентраций выполнялся как средневзвешенное на объем пласта. При расчетах объема принималась средняя мощность в пределах пласта, а площади достоверно установленных размывов и выклинивания не учитывались.

В целях классификации угольных пластов района по содержанию свинца и хрома была выполнена процедура кластерного анализа. Использование кластерного анализа в целях классификации имеет ряд преимуществ, так как позволяет выполнить разбиение множества исследуемых объектов и признаков на однородные в соответствующем понимании группы или кластеры, а также выявить их внутреннюю структуру (на разных иерархических уровнях) в изучаемой выборочной совокупности. В связи с этим в данной работе использовался, как наиболее эффективный взвешенный центроидный метод, а в качестве меры сходства - евклидовое расстояние между средневзвешенными содержаниями свинца и хрома в углях пластов. Как показано в [8] такой подход является наиболее эффективным и позволяет не только установить количество результирующих кластеров, но и выявить их структуру. Результаты кластерного анализа концентраций свинца в угле пластов района взвешенным центроидным методом приведены на рис. 1, а хрома – на рис. 2.

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию свинца (см. рис. 1) кластер 1.1.1 составляют пласты с минимальным содержанием (от 1,5 до 2,6 г/т, при среднем по кластеру 2,1 г/т), кластер 1.1.2 – пласты с низким содержанием (от 3,5 до 6,7 г/т, при среднем по кластеру 4,8 г/т), кластер 1,2 – с повышенными концентрациями (от 7,3 до 11,6 г/т, при среднем по кластеру 9,2 г/т), кластер 2 образуют пять пластов с аномально высокими концентрациями (от 14,0 до 20,0 г/т, при среднем по кластеру 16,1 г/т). Обращает внимание близость (в пределах 95% доверительного интервала) средних значений содержания свинца в углях пластов кластера 1.1.2 и фонового значения концентрации этого элемента всех изученных пластах района.

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию хрома (см. рис. 2) первый кластер объединил все пласты района, за исключением пласта 11, содержание хрома в углях пластов кластера варьирует от 1,2 до 23,0 г/т, при среднем по кластеру 12,2 г/т. Во второй кластер вошел только один пласт 11 с аномально высокой средне взвешенной концентрацией – 56,6 г/т.

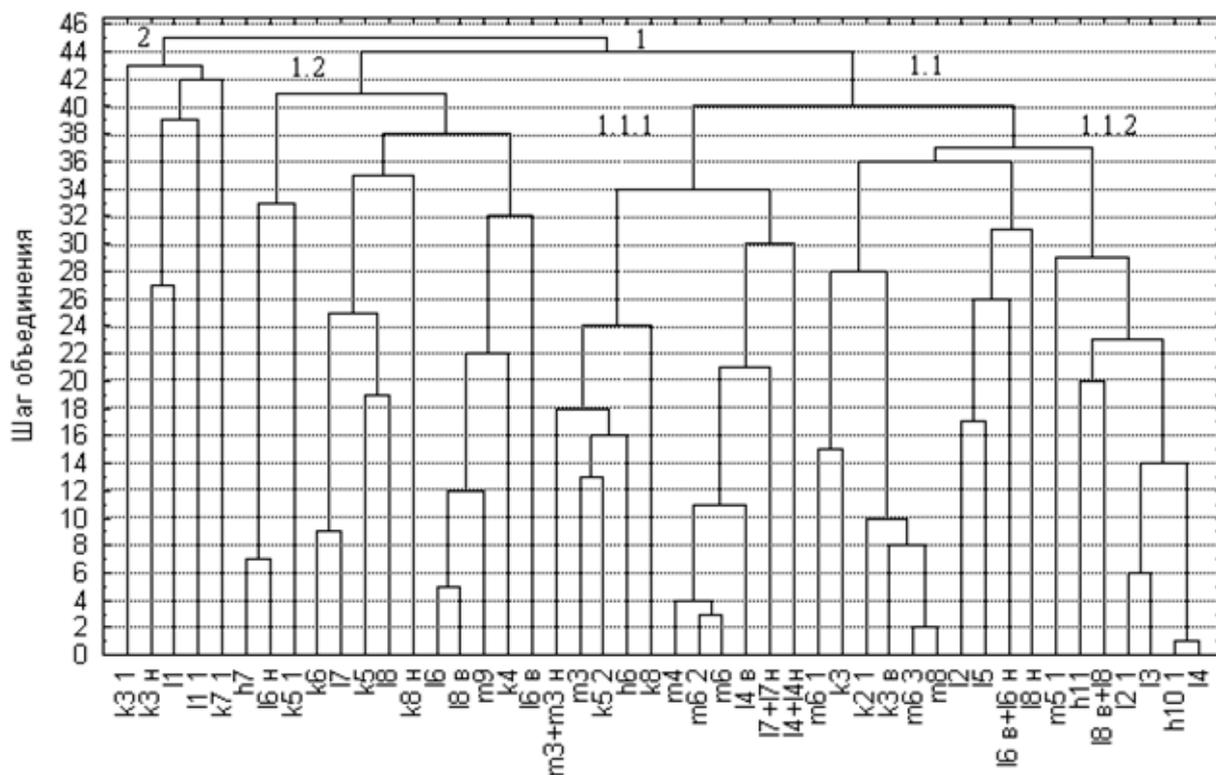


Рис.1. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района по содержанию свинца в угле.

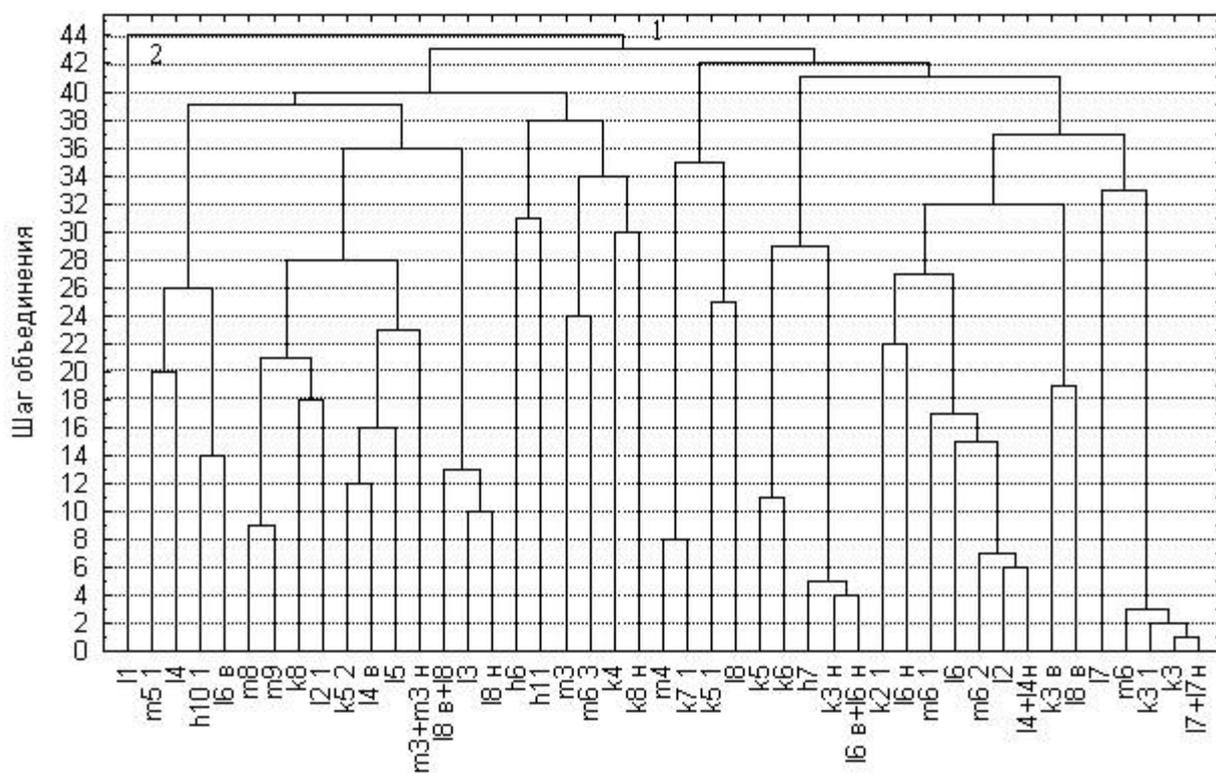


Рис.2. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района по содержанию хрома в угле.

Для выявления основных факторов, контролирующих накопление свинца и хрома в углях района, а также связи этих элементов с другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами был выполнен корреляционный и регрессионный анализы концентраций рассматриваемых элементов с основными технологическими показателями, содержаниями токсичных и потенциально токсичных элементов, а также петрографическим составом и особенностями углей. В целом по району установлено:

1. Свинец образует геохимическую ассоциацию с фтором (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,61, график регрессии на рис. 3), ванадием (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,67, график регрессии на рис. 4), никелем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,80, график регрессии на рис. 5), кобальтом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,48, график регрессии на рис. 6) и хромом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,60, график регрессии на рис. 7). Линейные уравнения регрессии, характеризующие связи свинца с входящими в ассоциацию элементами:

$$Pb = 0,21229 + 0,82268 \cdot F; Pb = 0,09892 + 0,81803 \cdot V;$$

$$Pb = 0,01098 + 0,87360 \cdot Ni; Pb = 0,21686 + 0,75878 \cdot Co$$

$$Pb = 0,08419 + 0,90428 \cdot Cr.$$

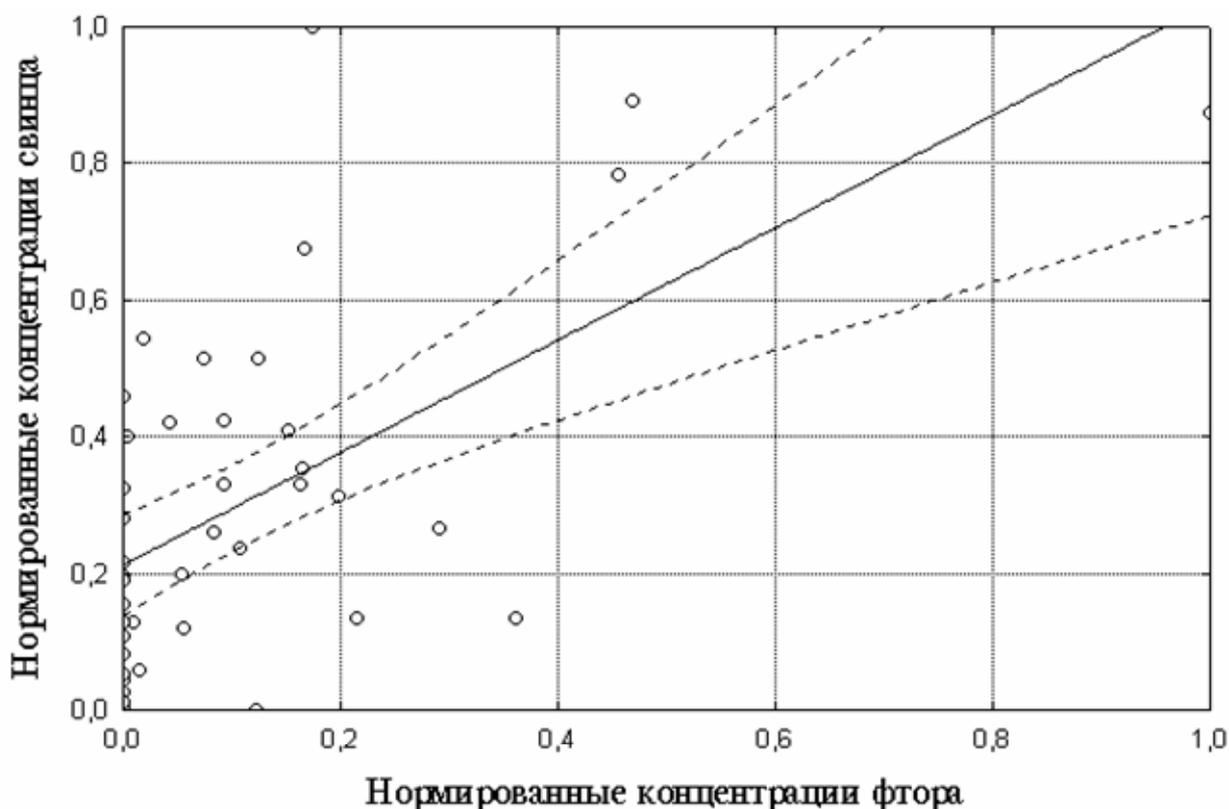


Рис. 3. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями свинца и фтора в угле в основных рабочих пластов Алмазно-Марьевского района.

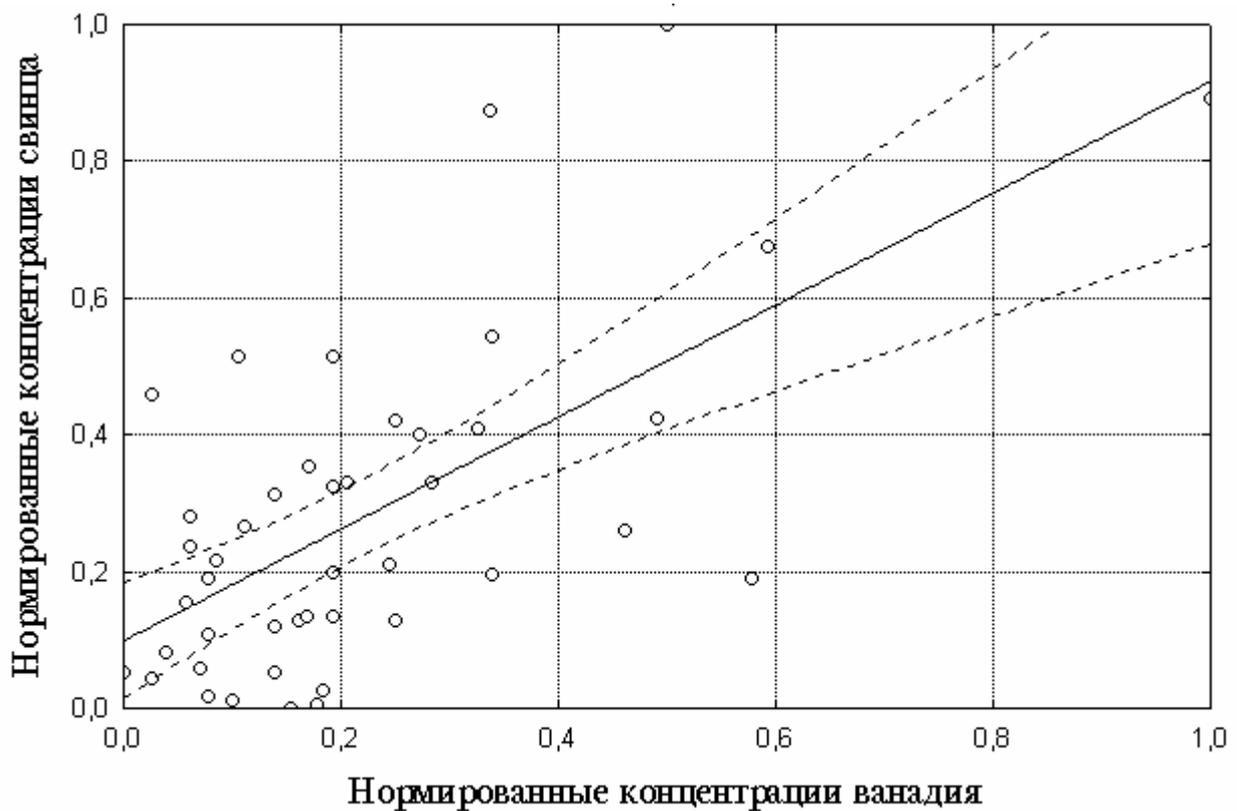


Рис. 4. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями свинца и ванадия в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района.

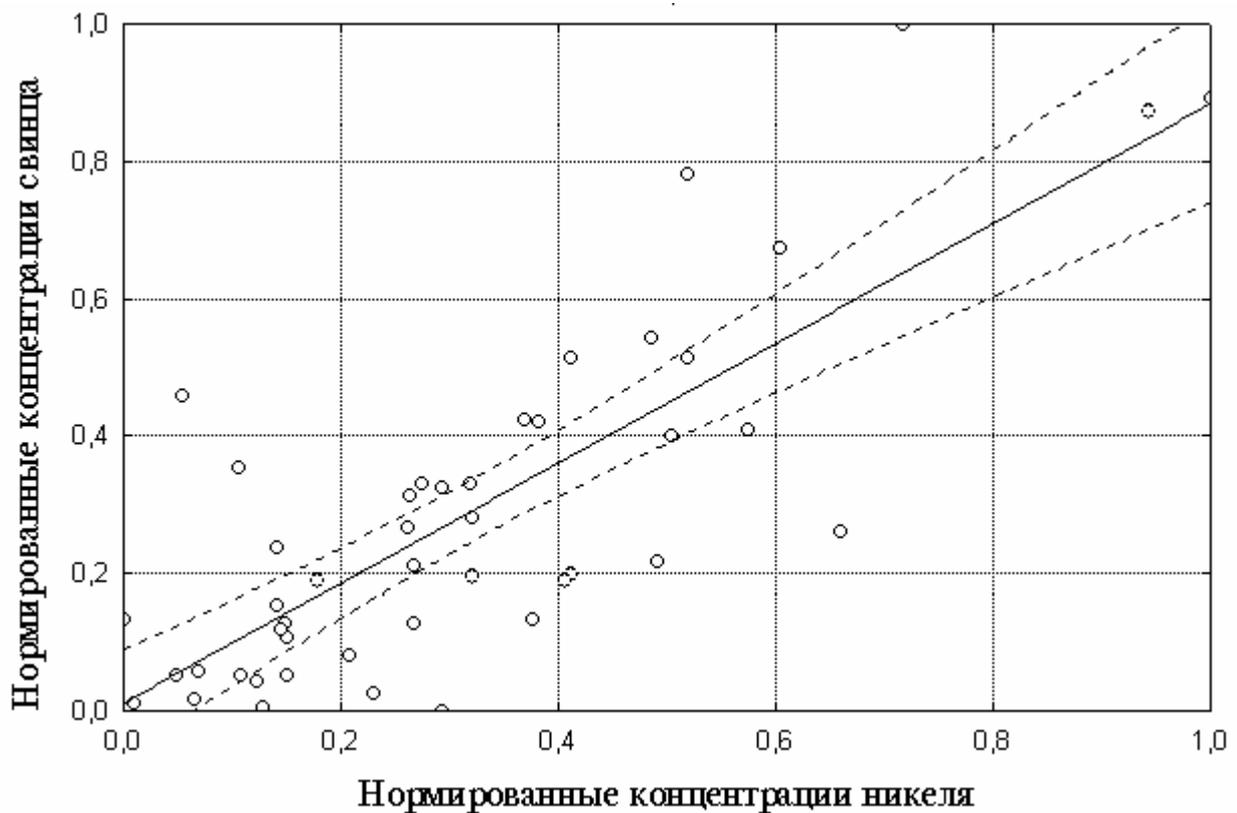


Рис. 5. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями свинца и никеля в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района.

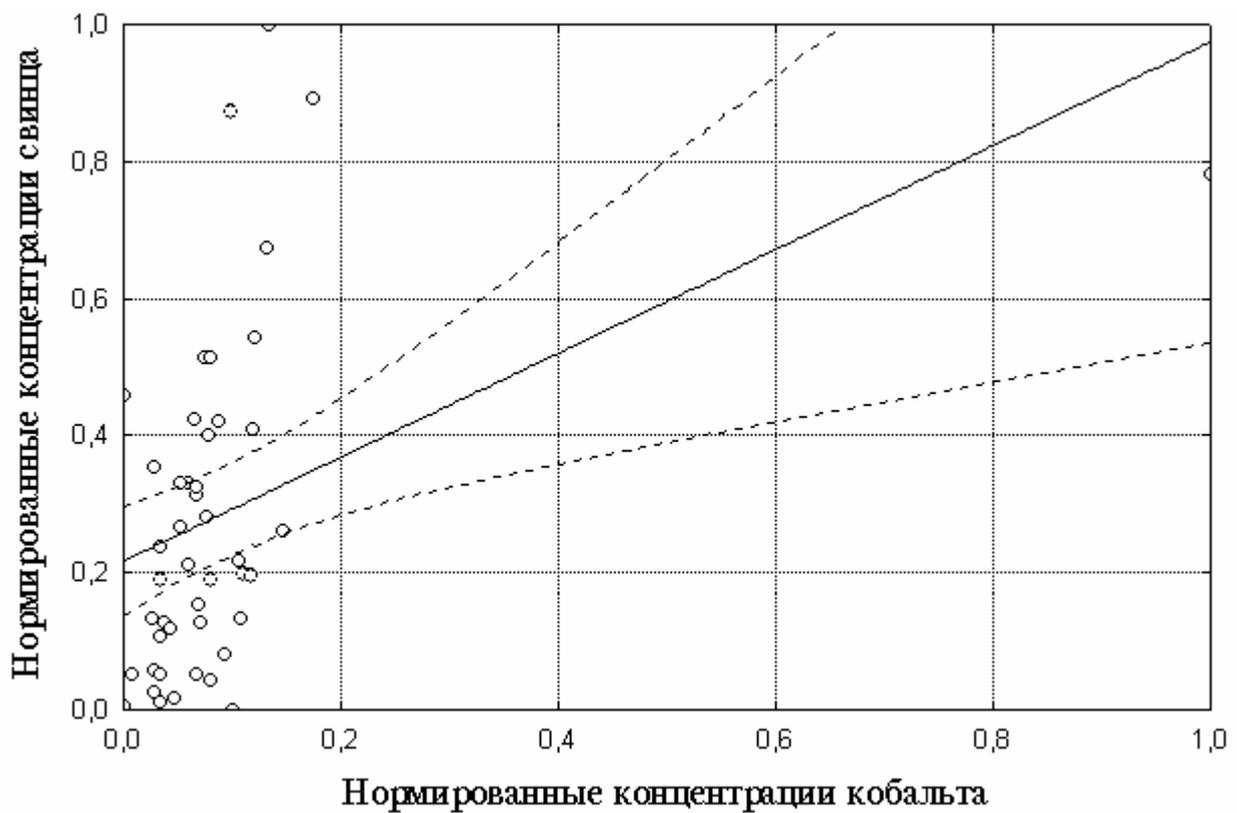


Рис. 6. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями свинца и кобальта в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района.

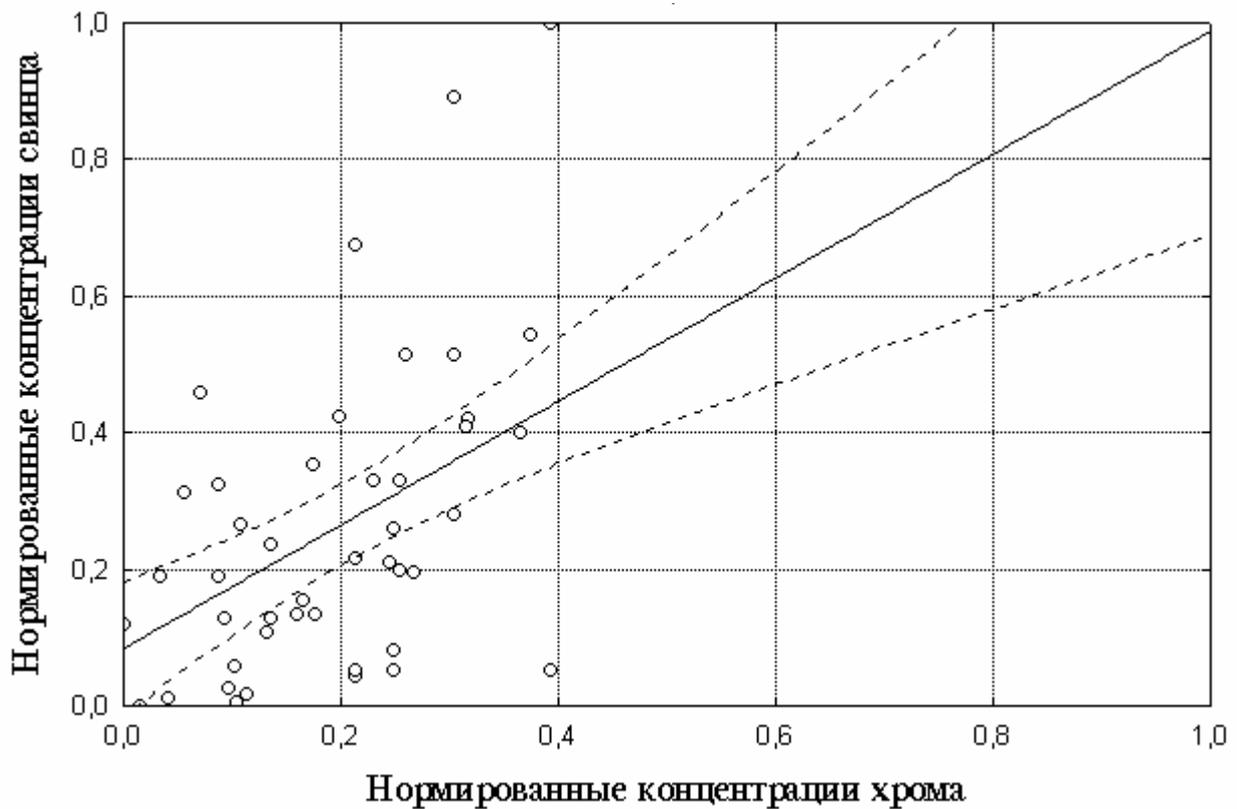


Рис. 7. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями свинца и хрома в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района.

2. Хром формирует геохимическую ассоциацию с фтором (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,69, график регрессии на рис. 8), свинцом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,60, график регрессии на рис. 9), никелем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,65, график регрессии на рис. 10) и кобальтом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,44, график регрессии на рис. 11). Линейные уравнения регрессии хрома с входящими в ассоциацию элементами:

$$Cr = 0,14233 + 0,61577 \cdot F; Cr = 0,10193 + 0,39447 \cdot Pb;$$

$$Cr = 0,07077 + 0,45027 \cdot Ni; Cr = 0,08765 + 1,7516 \cdot Co.$$

3. В целом по району статистически значимая связь содержаний свинца и хрома с сернистостью, зольностью и петрографическим составом углей отсутствует, в то время как для пластов, формирующих кластеры 1.2 и 2 (по содержанию свинца), выявлена значимая положительная связь содержаний этих элементов с количеством диагенетической сульфидной минерализацией, зольностью, содержанием глинистых минералов и фюзенизированных микрокомпонентов.

4. На площади большинства участков пластов с повышенными концентрациями кобальта и ванадия (с использованием метода Червякова В.А. [8]) выявлена значимая положительная корреляционная связь этих элементов с содержанием СаО и TiO₂ в составе золы углей.

5. В целом по району во всех исследованных пластах наблюдается незначительное увеличение содержания свинца и хрома с ростом степени углефикации угля.

6. В угле всех рассматриваемых пластов концентрации свинца и хрома незначительно возрастают на участках с повышенной трещиноватостью, которые непосредственно примыкают к зонам разрывных нарушений.

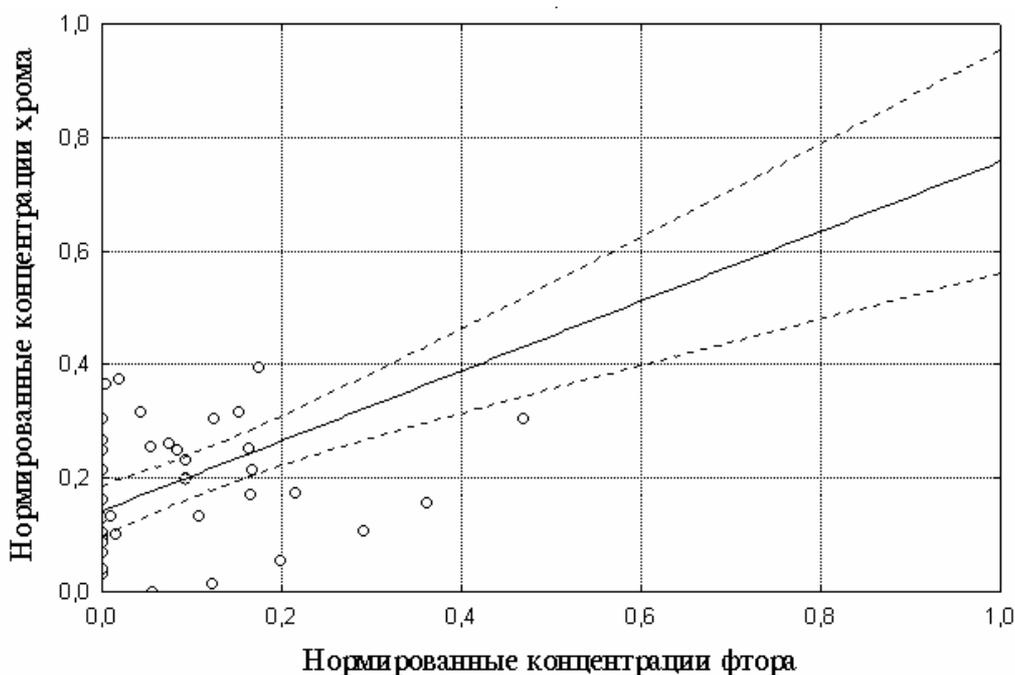


Рис. 8. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями хрома и фтора в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района.

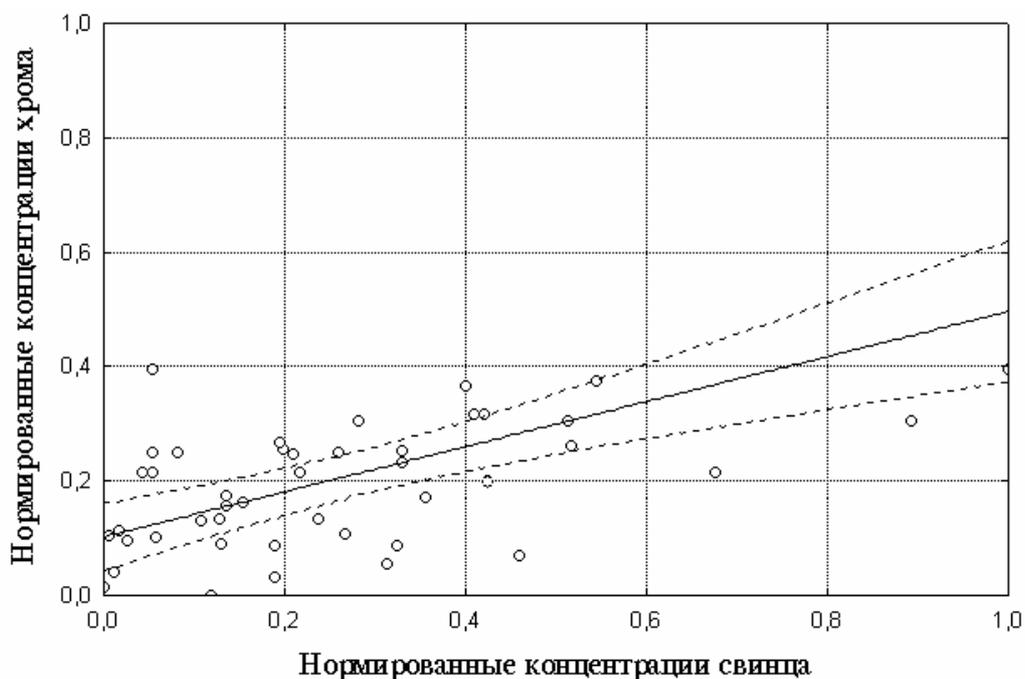


Рис. 9. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями хрома и свинца в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района.



Рис. 10. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями хрома и никеля в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района.

7. Содержания свинца и хрома в угле всех пластов района статистически связаны обратной зависимостью с их мощностью. Причем, обычно в разрезе пластов наблюдается резкое увеличение концентрации этих элементов в прикровельной части.

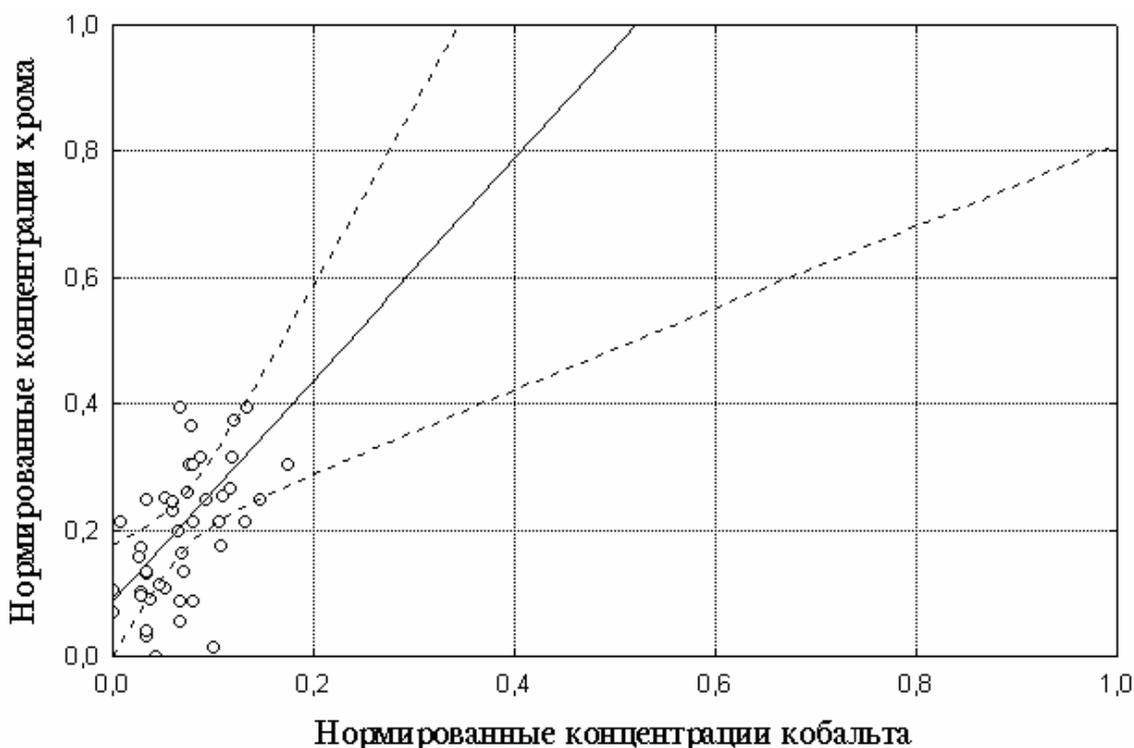


Рис. 11. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями хрома и кобальта в угле в основных рабочих пластах Алмазно-Марьевского района.

8. Существенное влияние на содержания свинца и хрома в углях района оказывают литолого-фациальные особенности пород непосредственной кровли пластов. Их концентрации существенно возрастают при перекрытии пластов песчаниками, известковыми аргиллитами, алевролитами, относящимися к прибрежно-морским фациям, или известняками.

9. Угли с повышенными концентрациями свинца и хрома при одинаковой степени углефикации статистически значимо отличаются большей спекаемостью, теплотой сгорания, выходом смолы коксования и полукоксования, повышенным выходом летучих веществ, меньшей механической прочностью, степенью разложения гелифицированного вещества и в целом являются более восстановленными.

Полученные результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

✓ Из всех исследованных пластов только средневзвешенные содержания свинца в угле пластов l_1^1 , k_3^1 , k_3^H , k_7^1 и хрома в угле пласта l_1 превышают ПДК.

✓ Для углей района типоморфной является геохимическая ассоциация свинца с фтором, ванадием, никелем, кобальтом, хромом и хрома с фтором, свинцом, никелем и кобальтом. Установленная значимая положительная корреляционная связь свинца и хрома с содержанием CaO и TiO_2 в составе золы углей, а также их участие в характерной «ванадиевой» геохимической ассоциации элементов-примесей позволяет предположить, что доминирующей формой свинца и хрома в углях района является органическая. Возможность ее существования доказана экспериментально [9]. В то же время выявленная положи-

тельная статистическая связь содержаний этих элементов в угле пластов, формирующих кластеры 2, с количеством диагенетической сульфидной минерализацией, зольностью, содержанием глинистых минералов, а также фюзенизированных микрокомпонентов свидетельствует о реальности вклада минеральной и сорбционной формы в их накопление.

✓ Накопление основной части кобальта и ванадия содержащегося в углях района, происходило на стадиях торфонакопления и раннего диагенеза.

✓ Приуроченность повышенных концентраций рассматриваемых элементов к прикровельной части пласта, связь их содержаний с литолого-фациальными особенностями пород непосредственной кровли, степенью восстановленности угля, а также присутствие в их геохимической ассоциации фтора (с его значительной талассофильностью) свидетельствует об их преимущественном поступлении в бассейн торфонакопления из морских вод в процессе быстрой трансгрессии.

✓ Обратная статистическая связь концентраций кобальта и ванадия в угле пластов с их мощностью также указывает на большую тектоническую подвижность области торфонакопления.

Основное научное значение полученных результатов заключается в расчете средневзвешенных концентраций этих элементов в углях основных пластов и свит, выявление состава и характера их типоморфных геохимических ассоциаций, а также установление причин и особенностей их накопления в углях района.

Основное практическое значение полученных результатов состоит в классификации угольных пластов района по содержанию свинца и хрома, а также в расчете уравнений регрессии между элементами, входящими в их геохимические ассоциации.

Список литературы

1. Ишков В.В., Чернобук А.И., Дворецкий В.В. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Краснолиманской ЦОФ. // Науковий вісник НГАУ. 2001. - №5. - С. 84-86.

2. Ишков В.В., Чернобук А.И., Михальчонок Д.Я. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Добропольской ЦОФ. // Науковий вісник НГАУ. -2001. - №4. - С. 89-90.

3. Ишков В.В., Лозовой А.Л. О закономерностях распределения токсичных и потенциально токсичных элементов в угольных пластах Павлоград-Петропавловского района // Науковий вісник НГАУ. -2001. - №2.- С. 57-61.

4. Ишков В.В. Кобальт и ванадий в угле основных рабочих пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района Донбасса // Науковий вісник НГУ. -2009. - №10. - С. 48-53.

5. Гавришин А.И. Оценка и контроль качества геохимической информации. -М.: Недра, 1980. - 287с.

6. Беус А.А. Геохимия литосферы. - М.: Недра, 1981. - 335с.

7. Ишков В.В., Сердюк Е.А., Слипенький Е.В. Особенности применения методов кластерного анализа для классификации угольных пластов по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов (на примере Красноармейского геолого-промышленного района) // Сб. науч. тр. НГУ. -2003. - №19, Т.1. - С. 5-16.

8. Червяков В.А. Концентрация поля в современной картографии. - М.: Наука, 1978. - 149 с.

9. Манская С.М., Дроздова Т.В. Геохимия органического вещества. М.: Наука, 1964. - 315 с.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Нагорним В.М.
Надійшла до редакції 08.04.10*

КОМПЕНСАЦИОННЫЕ ДИСЛОКАЦИИ В КРЫЛЬЯХ СДВИГОВЫХ ЗОН (ПО МАТЕРИАЛАМ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В ДОНЕЦКО-МАКЕЕВСКОМ РАЙОНЕ)

В статье приведены материалы о морфологии и механизме образования компенсационных дислокаций в крыльях сдвиговых зон Донецко-Макеевского района.

У статті наведені матеріали з морфології та механізму утворення компенсаційних дислокацій у крилах зсувних зон Донецько-Макіївського району.

The data about geomorphology and compensation dislocations genesis mechanism in shift zone limbs of Donetsk-Makeevka mining region are adduced.

Вступление. Сдвиги – это особый кинематический тип тектонических разрывов, у которых смещение крыльев происходит в горизонтальной плоскости вдоль простирания сместителя. В последние годы было установлено, что это довольно распространённый тип разрывных дислокаций. Многие разрывы, описанные ранее как сбросы и взбросы, сейчас относятся к сдвигам. Повышенный интерес к сдвигам, сдвиговым зонам, особенностям их морфологии обусловлен не только широким распространением этого вида дислокаций в земной коре, но и задачами сугубо практическими. Сдвиги и сдвиговые зоны контролируют размещение многих месторождений рудных и нерудных полезных ископаемых. Знание морфологических особенностей, структурного парагенезиса сдвигов позволит более обосновано прогнозировать конкретные структурные ловушки и связанные с ними скопления полезных ископаемых.

Цель и задачи исследований. Особенности морфологии сдвиговых зон Донецко-Макеевского района описаны в предыдущих статьях [1-3]. Цель проведенных исследований – изучение дислокаций генетически связанных с зонами сдвигов, выяснение механизма формирования их деформационных элементов и дальнейшее использование установленных закономерностей для прогнозирования морфологии и пространственного положения подобных деформаций при поисках, разведке и отработке месторождений различных полезных ископаемых.

Изложение основного материала. При образовании тектонического разрыва любого морфологического типа происходит механическое смещение блоков пород в его крыльях. При этом неизбежно возникает проблема пространства. Любой тектонический разрыв конечен (т.е. имеет ограничения по простиранию и падению). В то же время геологическая среда, в которой он развивается, хотя и анизотропна, но по сравнению с разрывом может рассматриваться как бесконечная. Никаких пустот и свободного пространства в ней не содержится. Поэтому любое перемещение некоторого объёма пород в этой сплошной среде должно сопровождаться теми или иными деформациями во фронтальной и тыльной стороне этого смещения. Это может быть уплотнение (разуплотнение) вещества, различные виды пластических и хрупких деформаций.

В качестве подобных деформаций обычно рассматриваются надвиги перед фронтом сдвигового смещения и сбросы в его тыльной части. Сдвиги образуют с ними т.н. «динамопары» [4, 5]. Однако располагаются эти компенсационные структуры чаще всего у лобовых частей растущих сдвигов, где амплитуда сдвигового смещения стремится к нулю.

В ИФЗ АН СССР в своё время для исследования полей напряжений и прогноза вторичных нарушений около разрывов (сдвигов) были выполнены моделирование и теоретические расчеты [6, 7]. Было установлено, что характер этих вторичных дислокаций, их ориентировка зависят от соотношения трёх главных напряжений и их ориентировки относительно первичного разрыва. В зависимости от этих условий в крыльях сдвига могут формироваться системы надвигов, сбросов и сдвигов в различных соотношениях.

При изучении сдвигов в Донецко-Макеевском районе в их крыльях наблюдались дислокации, непосредственно не входящие в набор структурных элементов сдвиговых зон, но, несомненно, генетически с ними связанные.

В качестве примера можно рассмотреть ситуацию в восточной части шахты им. А.Б. Батова. Здесь горными работами по пл. l_1 и k_8 встречена практически вертикальная зона левого сдвига субмеридиональной ориентировки (рис. 1).

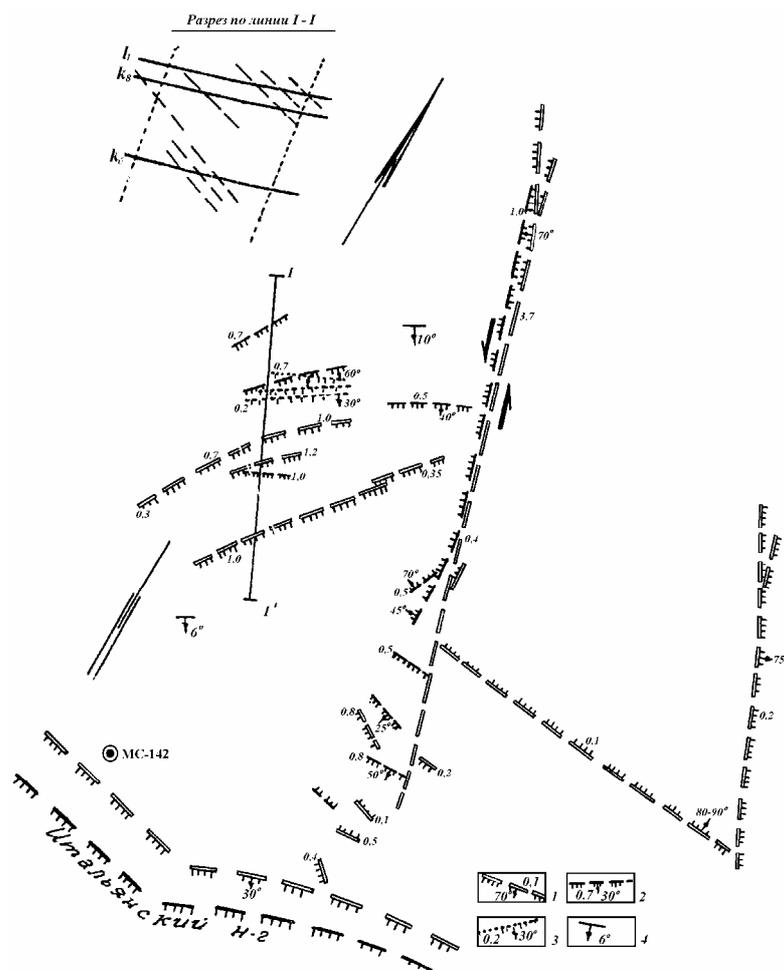


Рис. 1. Вторичные нарушения в крыльях зоны левого сдвига (шх. им. Батова): разрывы в плоскости пластов: 1 – l_1 ; 2 – k_8 ; 3 – k_6^H ; 4 – углы наклона пород

При сплошной отработке пластов в её западном крыле в лавах и подготовительных выработках была задокументирована серия мелкоамплитудных надвигов (нормальные амплитуды смещения 0,1-1,0 м) субширотной – северо-восточной ориентировки. Каждый из встреченных надвигов является локальной структурой и прослеживается в пределах лишь одного пласта, не распространяясь на ниже- и вышележащие. При сопоставлении планов горных работ по пл. l_1 , k_8 и k_6^H было отмечено, что в каждом из нижележащих пластов полоса развития этих надвигов смещается несколько выше по восстанию пласта. В разрезе они группируются в крутопадающую зону тектонической нарушенности, практически нормальную к напластованию.

Более простые сочетания «сдвиг-надвиг» (в виде обычных тектонопар) отмечались в крыльях сдвиговых зон на шахтах «Калиновская-Восточная» (горные работы по пл. l_1 , k_6^H, k_5^I), им.В.И.Ленина (пл. l_4), №13 «бис» (пл. l_7, l_8^I), «Заперевальная» №1 (пл. h_8) и др. Они наиболее характерны для клиновидных в плане блоков образованных сходящимися зонами субширотных правых и субмеридиональных левых сдвигов.

Несколько иной тип деформаций в крыльях сдвиговой зоны наблюдался в пл. g_2 на поле шахты №6 «Капитальная». Здесь отработка 8 и 9-й восточных лав производилась в зоне т.н. «сброса №7» (установленная кинематика - левый сдвиг). В пл. g_2 само нарушение представлено серией кулис общего северо-западного простирания (средние элементы залегания – аз.пад.250-255°∠60°) с амплитудами от нескольких дециметров до 18,5 м. К западному крылу этой структуры приурочена серия зон микротектонической нарушенности угольного пласта. Эти зоны представляют собой полосы шириной 5-10 м тектонически нарушенных пород кровли и верхней угольной пачки, при отсутствии каких-либо деформаций нижней пачки и пород почвы. Нарушенный уголь расштыбован, породный прослой между угольными пачками перемят и будинирован. Мощность пласта в зонах нарушений уменьшается, иногда вследствие отжима угольной массы остаётся лишь одна нижняя угольная пачка. Простирание зон субширотное, в целом согласное с простиранием пород на этом участке. Подавляющее число составляющих зоны разрывов – это относительно пологие зеркала скольжения, вдоль которых отмечаются смещения с амплитудами 0,01-0,05 м (рис. 2-а). По ориентировке в пространстве среди них выделяют разрывы трёх основных направлений: 1) субширотные - северо-западные (аз.пад.360-20°∠30-35°); 2) субмеридиональные (аз.пад.78-80°∠25-30°) и 3) послойные (аз.пад.340°∠5-10°). По кинематике первая группа представляет собой сбросы и левые сбросо-сдвиги, вторая – левые сдвиги и левые взбросо-сдвиги, третья – левые сдвиги и левые сбросо-сдвиги. На стереограмме (рис. 2-б) полюса основной массы разрывов образуют пояс вдоль следа плоскости сместителя «сброса №7». Со следом этой же плоскости совпадает и основная масса штрихов, фиксирующих направление перемещения материала. Подобная симметрия не случайна и указывает на генетическое родство всех выделенных систем разрывов.

Как и в случае с зонами надвигов, описанные дислокации вторичны по отношению к сдвиговой зоне и являются, скорее всего, результатом подвижек по ней.

Механизм образования у всех вышеописанных дислокаций, несмотря на их явные морфологические различия, один и тот же. Их возникновение вызвано подвижками вдоль сместителей основных сдвигов. При этом смещение в близгоризонтальной плоскости блоков неоднородной слоистой толщи неизбежно должно было вызывать дифференцированное проскальзывание отдельных слоёв по плоскостям напластования. Последнее, в свою очередь, сопровождалось образованием своеобразной внутрипластовой микротектоники.

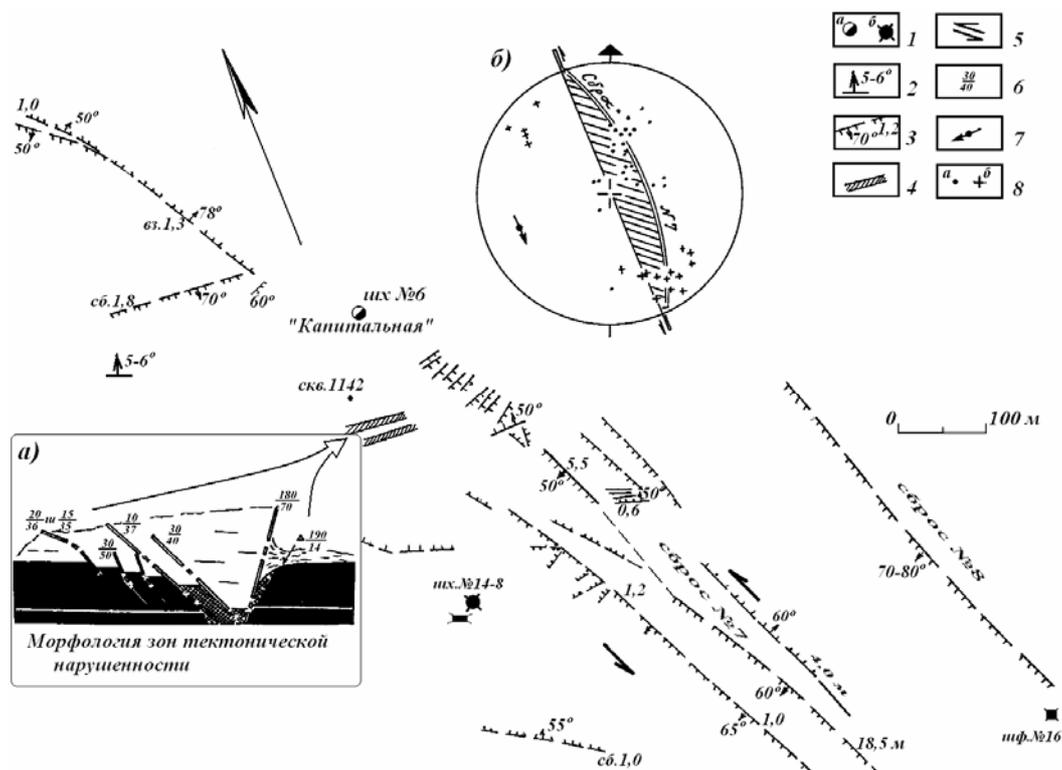


Рис. 2. Зона левого сдвига в плоскости пл. g_2 (шх.№6 «Капитальная»): 1 – стволы шахт; 2 – угол падения пласта; 3 – тектонические разрывы, их угол падения и амплитуда; 4 – зоны тектонической нарушенности в пл. g_2 ; 5 – направление сдвиговых смещений крыльев; на зарисовке: 6 – элементы залегания разрывов (азимут и угол падения); на стереограмме: 7 – полюс сдвига и направление смещения его всякого крыла; 8 – полюса микроразрывов (а) и штрихи скольжения на их плоскостях (б).

Т.о. происходила трансформация субгоризонтальных сдвиговых смещений вначале в межпластовое скольжение, а затем в вертикальные смещения различного знака по плоскостям многочисленных сколов. При этом суммарная горизонтальная подвижка компенсируется суммарной амплитудой смещений в вертикальной плоскости. В секторах сжатия развиваются надвиги, в секторах растяжения – сбросы. Из-за наличия межслоевых подвижек формируется не единый тектонический сместитель компенсационного разрыва, а сквозные крутопадающие зоны тектонической нарушенности, состоящие из отдельных локальных, внутрипластовых разрывов. Максимальной интенсивности и амплитуды подобные компенсационные дислокации достигают на участках с максимальной амплитудой сдвига.

Выводы. Горизонтальные смещения масс вдоль сдвигов и сдвиговых зон могут компенсироваться нормальными смещениями по плоскостям вторичных сбросов и надвигов в их крыльях. В осадочной, изначально стратифицированной толще эти компенсационные дислокации возникают опосредовано, как результат межслоевых подвижек по плоскостям напластования. Поэтому образуется не единый сместитель, а множество мелких внутрипластовых сместителей, которые формируют в крыльях сдвига крутопадающие зоны тектонической нарушенности.

Список литературы

1. Павлов И.О., Бурлуцкий Н.С. Сдвиги и сдвиговые зоны Донецко-Макеевского района. // Уголь Украины. – 2003. – №7. – С.37-39.
2. Бурлуцкий Н.С., Павлов И.О. Особенности мелкоамплитудной тектоники Донецко-Макеевского района. // Уголь Украины. – 2004. – №1. – С.43-46.
3. Корчемагин В.А., Павлов И.О., Емец В.С. Вертикальная зональность дислокаций в сдвиговых зонах (по материалам обработки угольных пластов в Донецко-Макеевском районе). // Збірник наукових праць НГУ: Днепропетровск, 2009. – №33. – Т.1. – С.51-57.
4. Стоянов С.С. Механизм формирования разрывных зон. – М.: Недра, 1977. – 144 с.
5. Хаин В.Е., Михайлов А.Е. Общая геотектоника. – М.: Недра, 1985. – 328 с.
6. Осокина Д.Н., Цветкова Н.Ю. Изучение локального поля напряжений и прогноз вторичных нарушений в окрестностях тектонических разрывов и в очагах землетрясений с учётом третьего главного напряжения. // Поля напряжений и деформаций в литосфере. – М.: Наука, 1979. – С.163-184.
7. Осокина Д.Н. Количественный анализ взаимосвязей смещений по разрывам с полями напряжений и вторичное разрывообразование. // Экспериментальная тектоника и полевая тектонофизика. – Киев: Наукова Думка, 1991. – С.72-83

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Нагорним Ю.М.
Надійшла до редакції 31.03.10*

УДК 551.24.03:553.44

© О.Г. Черныш

СТРУКТУРНАЯ ПОЗИЦИЯ И ТЕКТОНОФИЗИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ КОМСОМОЛЬСКОГО ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО РУДОПРОЯВЛЕНИЯ

Приведены краткие результаты тектонофизических исследований некоторых рудных объектов, в том числе зоны сочленения Донбасса с Приазовским кристаллическим массивом. Установлено, что полиметаллическая минерализация имеет полихронный характер и образовалась на фоне формирования различных тектонических структур.

Приведені стислі результати тектонофізичних досліджень деяких рудних об'єктів, у тому числі зони зчленування Донбасу з Приазовським кристалічним масивом. Встановлено, що поліметалічна мінералізація має поліхронний характер і утворилася на тлі формування різних тектонічних структур.

The summary of tectonophysical researches of some ore objects including those ones of conjunction zone of Donbas and Priazovian crystalline shield is adduced. It was established polymetallic mineralization is polychronous by nature and generated against a various tectonic structures formation background.

Комсомольское полиметаллическое рудопроявление относится к Южно-Донбасской металлогенической зоне, расположенной в структурном отношении в зоне сочленения Донбасса с Приазовским блоком Украинского щита. Рудные жилы приурочены к карбонатным толщам, а именно – к интенсивно измененным, брекчированным известнякам. По ряду признаков это рудопроявление отнесено к стратиформным в карбонатных породах, что не противоречит характерным чертам известных мировых аналогов этого типа месторождений и рудопроявлений. В большинстве случаев свинцово-цинковые стратиформные месторождения связаны с карбонатными формациями, образовавшимися в подвижных зонах внутренних и краевых платформ, в эпиплатформенных рифтовых структурах, и значительно реже – в складчатых областях – на срединных массивах, в миогеосинклинальных зонах, сопряженных с платформами или срединными массивами. Рудные тела стратиформных месторождений представлены согласными пластовыми и лентовидными залежами и размещаются на одном или нескольких статиграфических горизонтах. Руды сложены сфалеритом, галенитом, с незначительным количеством пирита, марказита, халькопирита, барита, сульфосолей свинца. Прослеживаются рудные тела на большие расстояния (от сотен метров до первых километров). Мощность их от 0,5 до 200 м.

Вопрос генезиса стратиформных месторождений – дискуссионный. Все больше фактов свидетельствует о пространственной связи этих месторождений с синхронным проявлением вулканизма в соседних зонах. Наиболее вероятным представляется двухэтапный процесс формирования месторождений [1]. В ранний гидротермально-осадочный этап из гидротермальных растворов эндогенного происхождения осаждались сульфиды. Второй этап связан с тектоническими и метаморфическими процессами перекристаллизации и перераспределения рудного вещества.

Типичными представителями данной группы являются месторождения России (Восточное Забайкалье), Казахстана (Миргалимсай, Ачисай), США (район Юго-Восточного Миссури), Канады (Пайн-Пойнт), Ирландия (Наван) и др.

Эндогенные руды зоны сочленения Донбасса с Приазовским кристаллическим массивом образованы генетически различными геологическими процессами. Судя по минеральным ассоциациям, структурно-текстурным особенностям, околорудным изменениям пород, а также закономерностям размещения оруденения и другим данным можно выделить магматическую, скарновую (контактово-метасоматическую) и гидротермальную группы месторождений и рудопроявлений. Первые две из них имеют ограниченное распространение. Наиболее интересные и практически важные месторождения характеризуемой области связаны с гидротермальными процессами оруденения.

Образование гидротермальных месторождений связано с глубинными процессами, недоступными непосредственному наблюдению, поэтому выяснение вопросов их генезиса является сложной задачей, решаемой обычно на основании фактических данных, полученных при изучении месторождений. Помимо сведений о геолого-структурной позиции месторождений, важными являются данные о минералого-геохимических, текстурно-структурных и др. особенностях руд. Весьма ценными являются сведения об изотопном составе

свинца, серы, кислорода и углерода различных гидротермальных минералов. Так как гидротермальная минерализация контролируется, прежде всего, разрывными структурами, очень важное значение имеет изучение тектонофизических условий, в которых формировались рудные объекты и их характеристик. **Целью** данной статьи является изучение совокупности этих данных в сочетании с другими сведениями, что дает возможность выявить генетические особенности месторождений и рудопроявлений, в том числе такие, которые определяют их практическую ценность.

Образование гидротермальной минерализации тесно связано с довольно сложной и длительной историей геологического развития региона, начавшейся в докембрии и завершившейся в кайнозое. В связи с этим представляется, что процессы формирования руд также являются достаточно продолжительными и сложными, связанными, начиная с докембрия и вплоть до мезокайнозоя, с основными этапами геологической истории региона.

Имеющиеся данные указывают на докембрийский возраст наиболее древней рудной минерализации Приазовского кристаллического массива, известной в настоящее время. Об этом говорят изотопные данные свинца галенитов Октябрьского щелочного массива и Петровско-Гнутовского рудопроявления, а также геологические наблюдения. Вместе с этим процессы тектономагматической активизации, происходившие в Донбассе в конце палеозоя и мезокайнозоя, затронули кристаллические породы Приазовья, так что здесь вполне вероятно наличие более молодого оруденения, о чем косвенно может свидетельствовать обнаружение следов ртутной минерализации.

Полихронный характер рудной минерализации Донбасса представляется несомненным. Титано-магнетитовые рудопроявления, тесно пространственно и генетически связанные с основным магматизмом начального этапа активизации, следует рассматривать как образования, возникшие в D_2 - D_3 . В течение этого же этапа образована, по-видимому, постмагматическая медно-сульфидная минерализация в палеобазальтах.

Достаточно обоснован возраст гидротермально-метасоматических залежей Покрово-Киреевского месторождения. Они размещаются среди нижнекаменноугольных карбонатных пород, а флюоритовая галька зафиксирована в вышележащих мезозойских породах, так что можно говорить об образовании этого месторождения во второй этап тектоно-магматической активизации. Изотопный состав свинца галенита месторождения также указывает на варисский возраст оруденения.

Месторождения свинца и цинка в Нагольном кряже Донбасса (Нагольно-Тарасовское и Нагольчанское) относятся к типу жильных свинцово-цинковых в терригенных складчатых толщах. Интерес для промышленности могут представлять только при возможности добычи из них золота и серебра. К золоторудным относится Бобриковское, к серебро-полиметаллическим – Журавское.

Тектонофизические исследования, которые проводились на Бобриковском участке, включали в себя замеры ориентировок кварцевых жил, трещин, зеркал скольжения в каменноугольных отложениях Ольховатско-Волынцевской антиклинали (между Горловской антиклиналью и Нагольным кряжем), а также

штрихи скольжений в верхнетриасовых породах Донбасса [2]. Полученные результаты показали, что герцинское поле (Р-Т) характеризуется взбросовым типом и преобладанием сжимающих усилий. В киммерийское время (Т₃-К₁) при сбросовом поле присутствовали условия растяжения. Сдвиговый тип поля характерен для альпийского тектоногенеза (К-Pg). Таким образом, благоприятные геодинамические условия существовали в постгерцинское время в течение длительного периода. Это подтверждается временем формирования рудопроявлений в Донбассе [3]. Таким образом, основные структурно-тектонифизические признаки выявили благоприятные условия минерализации, а именно – зоны резкого изменения ориентировок осей тектонических деформаций, соответствующие тектоническим нарушениям, которые могли служить рудоподводящими каналами для проникновения гидротермальных растворов, несущих рудную минерализацию.

Детальное минералогическое изучение руд Нагольного кряжа, в частности пирита, позволило установить постепенные переходы его сингенетичных вмещающим породам тонкорассеянных выделений в крупные метакристаллы и жильные образования в парагенезисе с другими минералами, в том числе золотом. Если считать начало рудообразования с момента накопления этих сингенетичных скоплений, материал которых затем активно участвовал в гидротермальных процессах, то тогда следует говорить о полихронности этих процессов, продолжавшихся от нескольких десятков до 100 миллионов лет и более. С мезокайнозойским этапом тектоно-магматической активизации в регионе связано, вероятно, не только ртутное и сурьмяно-ртутное оруденение, но и полиметаллическое. Об этом свидетельствуют данные о находках галенита среди верхнетриасовых отложений на северо-западе Донбасса, а также обнаруженные при геологической съемке в этом районе карбонатно-флюоритовые с пиритом и другими сульфидами прожилки, пронизывающие тектоническую брекчию с обломками триасовых и юрских пород.

Полиметаллическая серебросодержащая жила рудника «Северный» Комсомольского рудопроявления подтверждает потенциальность рудоносности зоны сочленения Донбасса с Приазовским кристаллическим массивом. На участке исследований эта зона имеет горсто-грабеновую структуру. В геологическом строении площади принимают участие гранитоиды докембрия, вулканогенно-осадочные образования девона, карбонатные и терригенные отложения нижнего карбона. В этих породах отмечаются эффузивные образования базальтов, трубки и дайки кимберлитов девонского возраста, а также субвулканические тела и дайки трахитов, андезитов и порфиритов пермь-триасового возраста. Из разломов на площади наиболее развиты структуры З-СЗ простирания, которые образуют две зоны разломов – Северно-Волновахскую и Южно-Волновахскую. В свою очередь эти зоны входят в систему Южно-Донбасского глубинного разлома. Поперечные разломы представлены структурами субмеридионального простирания – Войковской зоной надвигов на востоке и Горняцким, Александрийским разломами на западе площади исследований. Имеются также разломы СВ простирания – Камышевахский и Викторовский. По имеющимся геологическим данным, разломы закладывались в верхнем протерозое и испытывали неоднократную активизацию вплоть до альпийского этапа тектоногенеза. На площади развиты

складчатые деформации, сформированные в эпоху герцинского тектоногенеза, и вторичные приразломные складки, связанные с активными движениями по разломам. В районе известны одно месторождение и многочисленные проявления флюорита, рудопроявления цветных и благородных металлов (свинец, цинк, медь, ртуть, серебро), барита, железных руд и др. Рудопроявления контролируются разрывными нарушениями и участками их пересечений. На площади известно не менее 3 металлогенических циклов. К первому (каледонскому) можно отнести проявление меди в базальтах девона и формирование кимберлитовых трубок, даек. Ко второму циклу (герцинскому) относят проявления флюорита, барита, полиметаллов, серебра и др. С альпийским циклом связаны проявления ртути (киноварь в отложениях карстовых воронок). Не исключено, что процессы рудоотложения имели место и в киммерийское время [4].

В естественных и искусственных обнажениях (карьерах) изучались разрывные дислокации в докембрийских гранитоидах, вулканогенных отложениях девона, карбонатных породах нижнего карбона, а также в наиболее молодых образованиях, секущих каменноугольные отложения – телах ортофиоров и андезитов пермь-триасового возраста. В целом, все данные полевых исследований представлены 23 пунктами наблюдений, распределение которых по площади показано на рис. 1. На пунктах наблюдений проводился массовый замер элементов залегания трещин, мелких разрывных нарушений, зон метасоматоза, жильных образований различного состава. Детально изучались взаимоотношения названных структур. Проводился также комплекс тектонофизических исследований, включающий замеры элементов залегания борозд и штрихов скольжения на плоскостях сколовых трещин и зеркалах разрывных нарушений с определением направлений подвижек [2].

Положение осей деформаций сопоставлялось с полюсами отдельных систем трещин, жил различного состава, в том числе и рудоносных. На отдельных пунктах наблюдений по зеркалам скольжения проводилась реконструкция полей напряжений по методике кинематического анализа с выделением разновозрастных этапов становления этих полей. Для возрастной привязки всех выделенных полей использовался принцип симметрии главных нормальных осей напряжений известным деформационным структурам в датированных комплексах пород зоны сочленения, а также данные, полученные ранее по Донбассу.

Анализ полей суммарных деформаций в карбонатной толще карбона показывает, что ось удлинения (растяжения) в западной части площади ориентирована субгоризонтально и близко к меридиональному направлению (диаграммы 1,3 рис. 1). В центральной части площади эта ось приобретает субширотное простирание (диаграммы 8, 9, 14 рис. 1). Восточнее Камышевахского и Викторевского разломов СВ простирания ось удлинения (растяжения) субгоризонтальна и ориентирована в северо-восточном направлении (диаграммы 15, 16, 23 рис. 1). Резко отличаются поля суммарных деформаций девонских базальтов западной и восточной частей площади. Так в западной части обе оси (удлинения и укорочения) расположены субгоризонтально (диаграммы 17,19 рис. 1), тогда как в восточной части площади ось укорочения принимает субвертикальное падение (диаграмма 22 рис. 1).

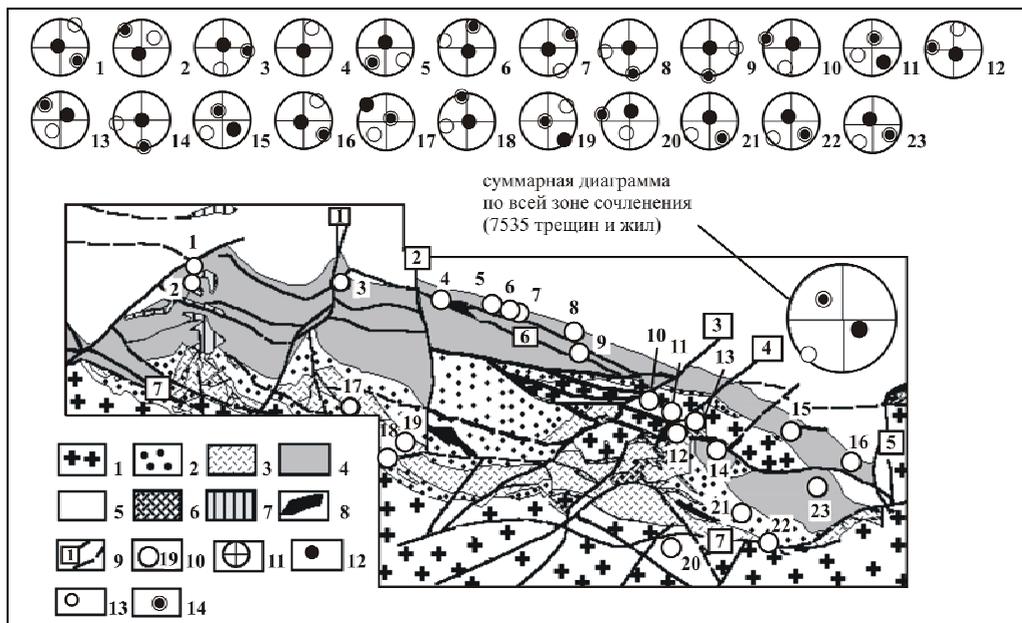


Рис. 1. Схематическая геологическая карта зоны сочленения Донбасса с Приазовьем с указанием пунктов тектонофизических исследований и стереограммами осей суммарных деформаций: 1 – гранитоиды докембрия; 2 – вулканогенно-осадочная толща девона; 3 – базальты девона; 4 – карбонатные отложения нижнего карбона; 5 – терригенные отложения нижнего карбона; 6-8 – субвулканические тела и дайки пермь-триасового возраста: 6 – трахиты, 7 – порфириты, 8 – андезиты (наиболее молодые магматические образования); 9 – разломы установленные и предполагаемые и их номера: 1 – Александрийский, 2 – Горняцкий, 3 – Викторовский, 4 – Камышевахский, 5 – Войковская зона надвигов, 6 – Северно-Волновахская зона разломов, 7 – Южно-Волновахская зона разломов; 10 – пункты тектонофизических исследований; 11 – стереограммы осей поля суммарных деформаций; 12-14 – оси поля суммарных хрупких деформаций: 12 – ось укорочения (ϵ_3), 13 – ось удлинения (ϵ_1), 14 – промежуточная ось (ϵ_2).

Что касается наиболее молодых магматических образований площади - андезитов (пермь-триас), то их поля суммарных деформаций в разных частях площади практически одинаковы (диаграммы 4, 12 рис. 1). При этом ось удлинения (растяжения) ориентирована вкрест таких тел и контролирующих их разломов. Такое же положение оси удлинения характерно по отношению к полиметаллической жиле рудника Северного (диаграмма 15 рис. 1). Эти факты указывают на связь пространственных ориентировок молодых магматических образований и рудоносных структур с положением оси удлинения поля суммарных хрупких деформаций. Для проверки этого положения были построены сводные стереограммы полей суммарных хрупких деформаций всех породных комплексов изучаемой площади с наложением полюсов всех известных рудоносных структур. В результате такого анализа на стереограмме выделилась область скопления осей удлинения - область растяжения, в которую попали полюса всех наиболее крупных и известных рудоносных структур площади исследований (рис. 2). Выявленная закономерность может являться одним из тектонофизических критериев потенциальной рудоносности разрывных деформаций на региональном уровне [2].

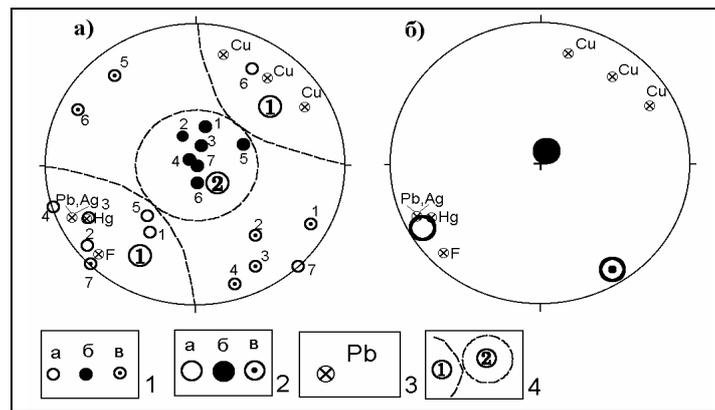


Рис. 2. Сводные стереограммы полей суммарных деформаций различных породных комплексов зоны сочленения Донбасса с Приазовьем с наложением полюсов рудных жил и зон: 1 – оси суммарных деформаций породных комплексов и их номера: а – ось удлинения, б – ось укорочения, в – средняя ось, 1-7 – поля суммарных деформаций различных породных комплексов: 1 – гранитов, 2 – базальтов девона, 3 – песчаников девона, 4 – карбонатных пород нижнего карбона, 5 – ортофиоров, 6 – андезитов, 7 – мощной зоны окварцевания, секущей карбонатную толщу; 2 – оси суммарных деформаций поля регионального уровня; 3 – полюса наиболее встречаемых и крупных рудных жил зоны сочленения Донбасса с Приазовьем: Pb – полиметаллических, Ag – серебросодержащих, Hg – жил и трещин с кинварью, F – флюоритовых; Cu – медьсодержащих; 4 – следы конических поверхностей, ограничивающих области сжатия и растяжения регионального уровня: 1 – область растяжения, 2 – область сжатия.

Итак, можно сделать следующие выводы. Ось удлинения контролирует положение полюса рудоносных трещин. Эта закономерность – связь оси удлинения (растяжения) поля суммарных хрупких деформаций с полюсами рудоносных структур, проявляет себя на региональном и локальном уровнях. Другой тектонофизической особенностью рудоносных участков зоны сочленения Донбасса с Приазовьем является неоднократная смена положения осей напряжений в пространстве и типа напряженного состояния массива, что благоприятно сказывается как на интенсивности рудоотложения, так и на расширении спектра рудных элементов. Последняя закономерность хорошо подтверждается как тектонофизическими так и минералого-петрографическими исследованиями наиболее крупного проявления полиметаллов на изучаемой площади – свинцово-цинкового оруденения жильного типа в карьере рудника Северный.

Выводы. Таким образом, рассматривая тесную пространственную и генетическую связь Комсомольского рудопроявления стратиформного типа в карбонатных породах с полиметаллическими месторождениями и рудопроявлениями других морфологических типов, можно сделать вывод, что формирование этих объектов происходило в течение длительного периода на фоне формирования новых тектонических структур. Устанавливается тесная связь между полями тектонических деформаций и напряжений с рудоносностью. Для рудных участков характерна максимальная изменчивость полей напряжений, которая проявляется в смене ориентировок осей напряжений и типа напряженного состояния во времени. В связи с этим, анализ тектонических позиций и истории формирования рудовмещающих структур рудопроявлений приобретает большое значение.

Список литературы

1. Металлические и неметаллические полезные ископаемые / [Д.С Гурский, К.Е. Есипчук, В.И. Калинин и др.]. - Киев-Львов : Изд-во "Центр Европы", 2005. – 785с.
2. О связи полей тектонических деформаций и напряжений с рудоносностью в Донбассе / [Корчемагин В.А., Дудник В.А., Панов Б.С., Алехин В.И.] // Геофизический журнал. – 2005. – Т. 27. – С. 97-109.
3. Лазаренко Е.К. Минералогия Донецкого бассейна / Е.К. Лазаренко, Б.С. Панов, В.И. Павлишин. – Киев : Наук. Думка, 1975 – Ч.2. - 503с.
4. О новой находке полиметаллов в известняках нижнего карбона Донбасса / [Б.С. Панов, В.И. Алехин, В.И. Купенко и др.] // Доп. НАН України. - 2003. – №8. – С.123–125.

*Рекомендовано до публікації д.г.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 31.03.10*

УДК 622.271

© В.К. Слободянюк, И.И. Максимов

ОСОБЕННОСТИ ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Определены условия использования и экономическая эффективность технологических схем с несколькими перегрузочными пунктами.

Визначені умови використання та економічна ефективність технологічних схем з декількома перевантажувальними пунктами.

The conditions of use and economical efficiency of application of the technology with a few transfer stations were determined.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Увеличение глубины железорудных карьеров сопровождается ростом затрат на карьерный транспорт. На большинстве железорудных карьеров стран СНГ происходит реконструкция транспортных схем. В научно-технической литературе возобновились дискуссии о выборе рационального варианта расположения подъемного конвейера в глубоком карьере: в крутой траншее или в подземной выработке. При этом остаются неосвещенными вопросы определения оптимального количества перегрузочных пунктов и их размещения.

Анализ исследований и публикаций. В работах многих исследователей [1-4] решаются вопросы совершенствования циклично-поточной технологии, но в основном для варианта с одним, периодически перемещаемом по глубине, перегрузочным пунктом. В работе [5] приведена методика определения оптимального положения двух и трех перегрузочных пунктов, но остался не решенным вопрос определения оптимального их количества для различных горно-технических условий.

Постановка задачи. Целью работы является разработка методики определения оптимального количества и положения дробильно-перегрузочных пунктов комплекса циклично-поточной технологии, при котором достигаются минимальные затраты на автомобильно-конвейерный транспорт. С целью мини-

мизации затрат на карьерный транспорт рассматривается случай расположения дробильно-перегрузочных пунктов в рабочей зоне карьера. Система конвейерного транспорта в этом случае состоит из двух основных подсистем:

доставки дробленой горной массы от дробильно-перегрузочных пунктов до камеры перегрузки на подъемный конвейер;

подъема и доставки горной массы к пункту разгрузки на дневной поверхности (предполагается, что весь поток горной массы от нескольких дробильно-перегрузочных пунктов транспортируется на поверхность одним подъемным конвейером).

При выполнении работы решали следующие задачи:

- разработка методики определения суммарных затрат на автомобильно-конвейерный транспорт;

- исследование особенностей изменения суммарных затрат в зависимости от параметров рабочей зоны карьера и количества обслуживающих ее дробильно-перегрузочных пунктов;

- аналитические исследования и анализ границ перехода от одного перегрузочного пункта к двум, от двух к трем и т.д.;

- установление аналитической зависимости для определения оптимального количества перегрузочных пунктов при их равномерном расположении по длине рабочей зоны;

- определение оптимальных координат размещения перегрузочных пунктов при их оптимальном количестве.

Изложение материала и результаты. Затраты на доставку горной массы от перегрузочных пунктов до основного конвейера зависят от используемой схемы дополнительных конвейеров (рис. 1). Во всех вариантах сравниваем суммарные затраты на автомобильный транспорт от забоев до перегрузочных пунктов (D_1, D_2, \dots, D_n) и на конвейерный транспорт от перегрузочных пунктов до подъемного конвейера (T).

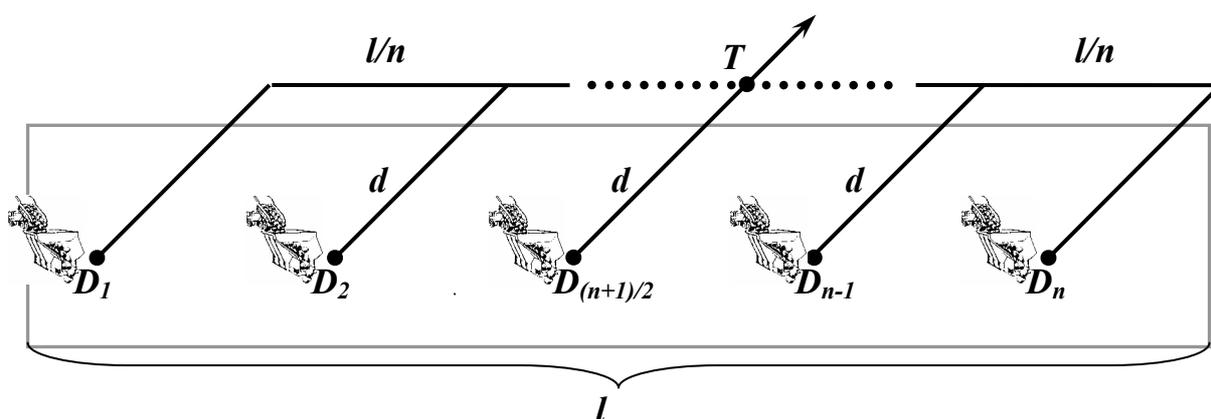


Рис. 1. Схема доставки горной массы до основного конвейера при использовании нескольких дробильно-перегрузочных пунктов (для нечетного n)

Находим суммарные затраты на автомобильный и конвейерный транспорт для n перегрузочных пунктов:

$$Z = 0,001 \left(C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} \right) Q \frac{l}{4n} + 0,001 C_k Q d + 0,001 C_k Q \frac{l}{4} \times \begin{cases} \text{для нечетных } n & \left(\frac{n^2 - 1}{n^2} \right) \\ \text{для четных } n \dots & 1 \end{cases} + n \left(\frac{C_0}{T_K} d + \frac{C_D}{T_D} \right) + \frac{C_0}{T_K} \times l \times \left(\frac{n-1}{n} \right) \quad (1)$$

где Q – годовая производительность рассматриваемой области горных работ, т/год; C_A – себестоимость транспортирования горной массы автотранспортом, грн/ткм; A – стоимость одного автосамосвала, грн; q – годовая производительность автосамосвала, ткм/год; T_A – нормативный срок эксплуатации автосамосвала, лет; l – длина области горных работ, м; C_0 – капитальные затраты на один погонный метр дополнительных конвейерных выработок (учитывает затраты на проходку, а также сооружение конвейера), грн/м; T_K – период эксплуатации вспомогательных конвейерных выработок, лет; C_K – себестоимость транспортирования горной массы конвейером, грн/ткм; d – длина усекаемой конвейерной штольни, м (определяется с учетом безопасности и скорости горизонтального подвигания борта карьера); T_D – период эксплуатации дробильно-перегрузочного пункта, лет; C_D – капитальные затраты на один дробильно-перегрузочный пункт, грн; n – количество дробильно-перегрузочных пунктов, шт.

При использовании n перегрузочных пунктов область делится по горизонтали на n равных участков длиной l/n , м. При этом среднее расстояние перемещения горной массы автотранспортом по горизонтали составляет $l/4n$, м. Затраты на перемещение горной массы (только по горизонтали) автотранспортом до ближайшей дробильной установки отражены в первом слагаемом формулы (1). Второе слагаемое соответствует затратам на перемещение горной массы вспомогательными конвейерами на расстояние d от борта карьера, а третье – до общей точки своза (Т) основного конвейера (рис. 1). При четных значениях n среднее расстояние перемещения горной массы вдоль линии, параллельной борту карьера, равно $l/4$, а при нечетных – появляется дополнительный множитель $(n^2 - 1)/n^2$. При $n=3$ величина этого множителя равна $8/9$, при $n=5$ равна $24/25$ и приближается к единице с увеличением n . Четвертое слагаемое пропорционально количеству перегрузочных пунктов и определяет затраты на проведение и оборудование вспомогательных конвейерных выработок (длиной d , м) и перегрузочных пунктов с мобильными дробильными установками. Пятое слагаемое отражает капитальные затраты на проведение вспомогательной конвейерной выработки, параллельной борту карьера.

С использованием (1) определялись суммарные затраты для различного количества перегрузочных пунктов ($n=1 \div 10$). Результаты расчетов представлены графически на рис. 2.

Среди полученных графиков ярко выражены две группы: для $n=1 \div 3$ и для $n=4 \div 10$. При производительности рабочей зоны, превышающей 8-10 млн.т/год, увеличение количества перегрузочных пунктов до 2-3 значительно снижает суммарные затраты. При этом четко выделяются зоны оптимального использо-

вания одного, двух и трех перегрузочных пунктов (нижняя граница затрат). Дальнейшее увеличение количества перегрузочных пунктов приводит к увеличению суммарных затрат в рассматриваемом диапазоне производительности. Полученные результаты указывают на наличие оптимального количества перегрузочных пунктов для разной производительности области. Используя оптимальное количество перегрузочных пунктов, можем значительно снизить суммарные затраты на автомобильно-конвейерный транспорт, особенно по сравнению с использованием одного перегрузочного пункта.

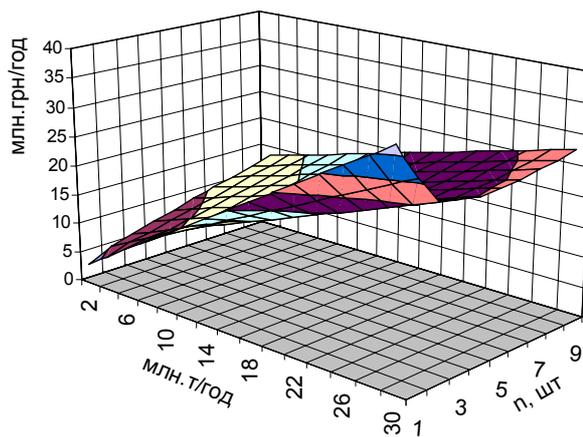
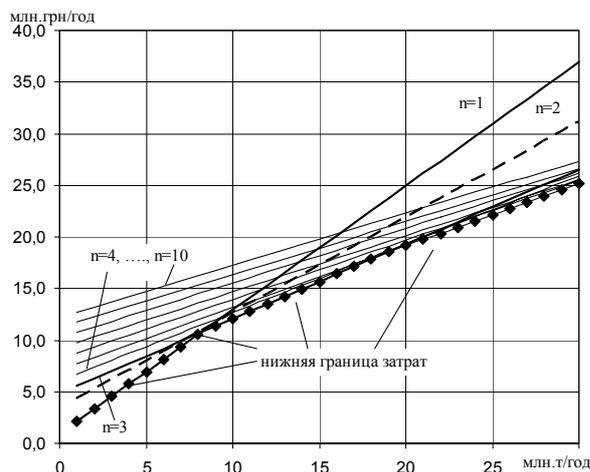


Рис. 2. Изменение суммарных затрат для различного количества перегрузочных пунктов ($L=2000$ м, $d=300$ м, $C_A=1,3$ грн/ткм, $A=10$ млн.грн, $q=2,5$ млн.ткм/год, $T_A=5$ лет, $C_K=0,5$ грн/ткм, $C_0=30$ тыс. грн/пм, $T_K=20$ лет, $C_D=10$ млн.грн, $T_D=20$ лет)

Рис. 3. Пространственное изображение суммарных затрат как функции двух переменных: производительности рабочей зоны (млн.т/год) и количества перегрузочных пунктов (шт)

Представление суммарных затрат на карьерный транспорт как функции двух переменных – годовой производительности рабочей зоны и количества перегрузочных пунктов (рис. 3) – позволяет наглядно увидеть наличие оптимального значения количества перегрузочных пунктов, при которых общие затраты минимизируются. Так, например, при производительности рабочей зоны 30 млн.т/год увеличение количества перегрузочных пунктов ($n=1 \div 4$) сначала приводит к уменьшению суммарных затрат, а затем к их увеличению ($n=5 \div 10$).

Наличие оптимального количества перегрузочных пунктов обуславливается тем, что при их увеличении затраты на автотранспорт снижаются (первое слагаемое формулы 1), а затраты на конвейерный транспорт увеличиваются (3-5 слагаемые формулы (1)).

Как видно из рис.3, для небольших значений производительности (Q) затраты увеличиваются с увеличением n и его оптимальное значение отсутствует. При $Q > 8-10$ млн./год поверхность начинает прогибаться вниз и величина прогиба увеличивается с ростом Q . Это говорит о наличии оптимального количества перегрузочных пунктов и увеличении экономической эффективности от оптимизации их количества.

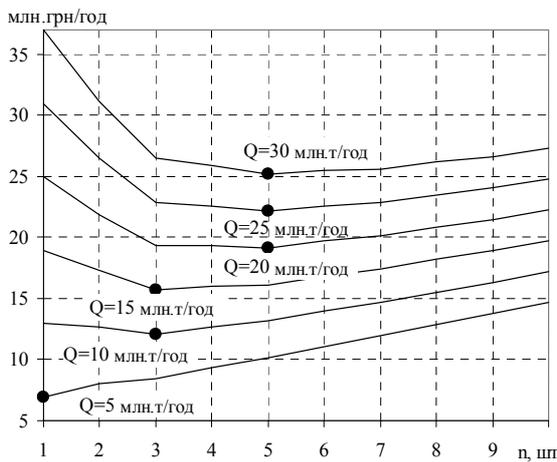


Рис. 4. Изменение суммарных затрат при увеличении количества перегрузочных пунктов (для разной производительности рабочей зоны, Q=5-30 млн.т/год)

На рис. 4 приведены графики изменения суммарных затрат при увеличении количества перегрузочных пунктов (фактически на рисунке представлены поперечные сечения поверхности суммарных затрат, приведенной на рис. 3). Из рис. 4 наглядно видно, что при Q=5 млн.т/год целесообразнее использовать один перегрузочный пункт, при Q=10-15 млн.т/год затраты минимизируются при использовании трех перегрузочных пунктов, при Q=20-30 млн.т/год – пяти перегрузочных пунктов.

Проведенные выше исследования показывают сложный характер зависимости

оптимального количества перегрузочных пунктов от производительности (Q) и длины области горных работ (ℓ). В формуле (1) три слагаемых зависят от производительности и три – от длины области горных работ. Проведем дополнительные исследования, позволяющие учесть оба эти фактора. Для этого сравниваем общие затраты для одного и двух перегрузочных пунктов (формула (1) при n=1 и n=2) и, сравнивая их, находим границу перехода от одного к двум перегрузочным пунктам. Аналогично строим границы перехода от двух пунктов к трем, от трех к четырем и т.д. После некоторых преобразований эти формулы можно свести к единому стандартному виду:

$$Q_{1,2} = \frac{4000 \frac{C_0}{T_K}}{C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} - 2C_k} \left[1 + \frac{2}{l} \left(d + \frac{T_K C_D}{C_0 T_D} \right) \right] \quad Q_{2,3} = \frac{4000 \frac{C_0}{T_K}}{C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} + \frac{2}{3}C_k} \left[1 + \frac{6}{l} \left(d + \frac{T_K C_D}{C_0 T_D} \right) \right]$$

$$Q_{3,4} = \frac{4000 \frac{C_0}{T_K}}{C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} - \frac{4}{3}C_k} \left[1 + \frac{12}{l} \left(d + \frac{T_K C_D}{C_0 T_D} \right) \right] \quad Q_{4,5} = \frac{4000 \frac{C_0}{T_K}}{C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} + \frac{4}{5}C_k} \left[1 + \frac{20}{l} \left(d + \frac{T_K C_D}{C_0 T_D} \right) \right]$$

$$Q_{5,6} = \frac{4000 \frac{C_0}{T_K}}{C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} - \frac{6}{5}C_k} \left[1 + \frac{30}{l} \left(d + \frac{T_K C_D}{C_0 T_D} \right) \right] \quad Q_{6,7} = \frac{4000 \frac{C_0}{T_K}}{C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} + \frac{6}{7}C_k} \left[1 + \frac{42}{l} \left(d + \frac{T_K C_D}{C_0 T_D} \right) \right]$$

Границы между областями имеют вид гипербол (рис.5) и выделяют области разных значений оптимального количества перегрузочных пунктов, при которых достигаются минимальные суммарные затраты на доставку горной массы до основного конвейера. Так, например, при производительности рабочей зоны до 6 млн.т и ее длине до 2000м рациональнее использовать один перегрузочный пункт. При производительности рабочей зоны 10-20 млн.т и ее длине до 1500м целесообразнее использовать три перегрузочных пункта, а при Q=20-30 млн.т и ℓ=1500-2000м эффективнее использовать пять перегрузочных пунктов.

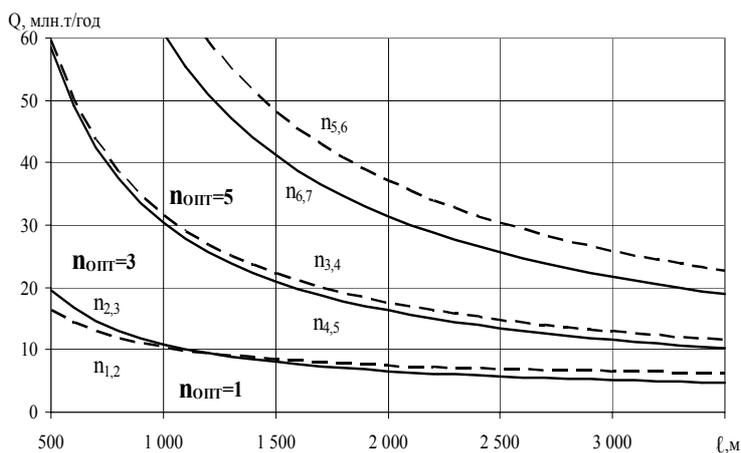


Рис. 5. Области разного оптимального количества перегрузочных пунктов

Как видно из рис.5, оптимальное количество перегрузочных пунктов определяется совместным влиянием производительности и длины рабочей зоны. Важной особенностью приведенных графиков является то, что граница перехода от четырех перегрузочных пунктов к пяти лежит ниже соответствующей границы перехода от трех к четырем перегрузочным пунктам.

При этом не остается области использования схемы с четырьмя перегрузочными пунктами, а фактически необходимо переходить от трех к пяти перегрузочным пунктам, как более экономичному варианту. Аналогичная картина наблюдается при переходе к семи перегрузочным пунктам. Фактически рекомендуются к использованию схемы доставки горной массы только с нечетным количеством перегрузочных пунктов. В то же время при небольшой длине рабочей зоны ($l < 1000\text{м}$) и производительности менее 20 млн.т/год наблюдается узкая зона оптимального использования двух перегрузочных пунктов.

Установленные зоны перехода для определения оптимальных схем доставки горной массы до основного конвейера определены для конкретных ценовых показателей работы автомобильного и конвейерного транспорта (рис. 2-5) и должны уточняться при их изменении. Для установления аналитической зависимости $n_{\text{опт}}$ от исходных ценовых показателей проводим дополнительные исследования. Определяем оптимальное количество перегрузочных пунктов из равенства нулю производной функции общих затрат (1). Для четного количества n получаем точную формулу:

$$n_{\text{опт}} = \sqrt{l \times \frac{0,001Q \left(C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} \right) \frac{1}{4} - \frac{C_0}{T_K}}{\frac{C_0}{T_K} d + \frac{C_D}{T_D}}} \quad (3)$$

Для нечетного n дополнительно учитываем множитель в третьем слагаемом и получаем кубическое уравнение, его решение предполагает на промежуточном этапе использовать комплексные числа, что затрудняет общий анализ. Но анализ графиков (рис. 5) показывает, что границы перехода от одного к двум перегрузочным пунктам и от двух к трем практически совпадают. Аналогичное совпадение наблюдается при переходе от трех к четырем и от четырех к пяти перегрузочным пунктам. Поэтому при определении оптимального количества перегрузочных пунктов можно использовать формулу (3) и полученный результат округлять до ближайшего нечетного числа.

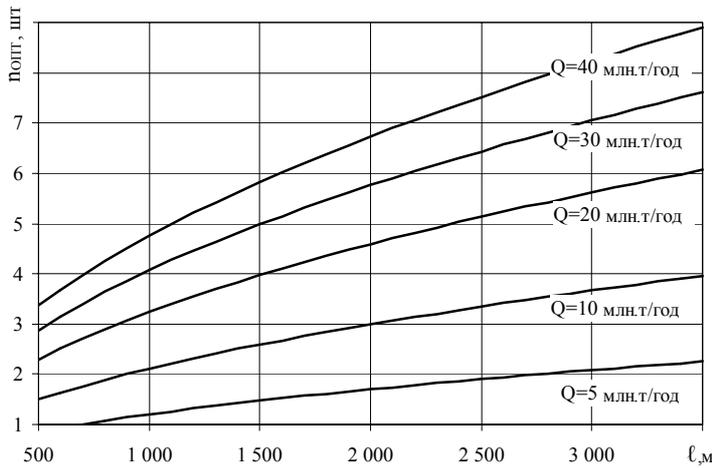


Рис. 6. Изменение оптимального количества перегрузочных пунктов

На рис.6 приведены графики изменения оптимального количества перегрузочных пунктов при увеличении длины области горных работ для разной ее производительности (определялись по формуле (3) без округления). При фиксированном значении производительности оптимальное количество перегрузочных пунктов пропорционально корню квадратному из длины рабочей зоны (3).

На рис. 7(а) приведено сравнение затрат на доставку горной массы до основного конвейера для одного перегрузочного пункта и их оптимального количества. Оптимальное количество определялось по формуле (3), а соответствующие затраты — по формуле (1).

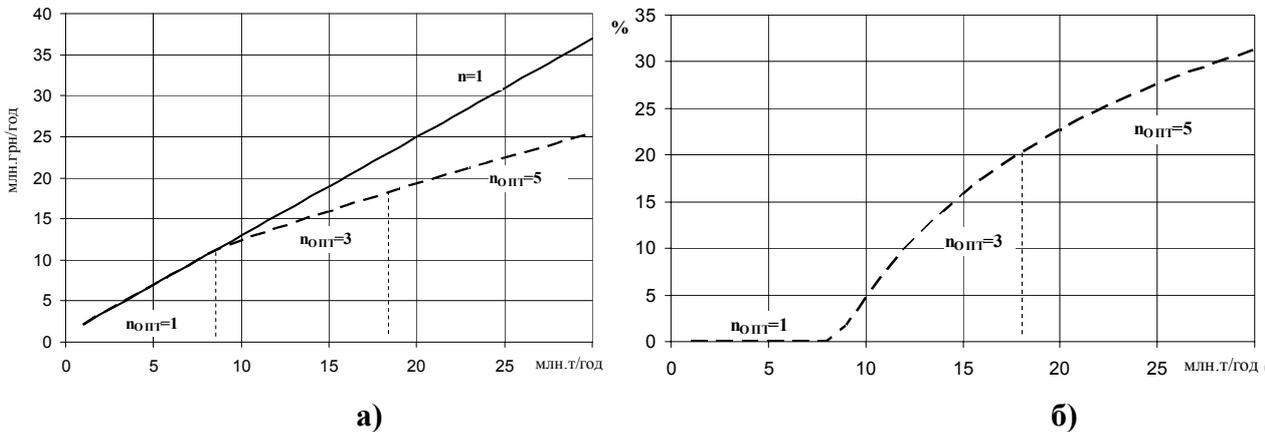


Рис. 7. Абсолютные (а) и относительные (б) суммарные затраты для одного перегрузочного пункта ($n=1$) и для оптимального их количества

Разница значений этих функций определяет экономический эффект от использования оптимального количества перегрузочных пунктов. При производительности рабочей зоны 20 млн.т/год экономический эффект составляет 5,6 млн.грн/год. Этот экономический эффект достигается за счет снижения общих затрат на участке транспортирования горной массы от забоев до основного конвейера. Относительное снижение затрат (рис.7(б)) при использовании оптимального количества перегрузочных пунктов увеличивается от 5% ($Q=10$ млн.т/год) до 31% ($Q=30$ млн.т/год). Пунктирная линия на рис. 7(а) соответствует нижнему пределу затрат на рис.2. Одним из важных технологических показателей является расстояние между перегрузочными пунктами, которое определяется по формуле:

$$\Delta l = \frac{l}{n_{opt}} = \sqrt{l \times \frac{\frac{C_0}{T_K} d + \frac{C_D}{T_D}}{0,001Q \left(C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} \right) \frac{1}{4} - \frac{C_0}{T_K}}} \quad (4)$$

При годовой производительности рабочей зоны 10 млн.т/год и ее длине 1000-2000м расстояние между перегрузочными пунктами составляет 500-660 м, а при длине зоны 2000-3000м расстояние составляет 660-750 м. Увеличение производительности рабочей зоны приведет к увеличению оптимального количества перегрузочных пунктов и сокращению расстояния между ними. Так, например, при производительности рабочей зоны 20 млн.т/год и ее длине 1000-2000м расстояние между перегрузочными пунктами составляет 330-400м, а при увеличении длины зоны до 2000-3000м это расстояние увеличивается до 400-500м.

Из выполненных исследований можно сделать вывод, что при производительности рабочей зоны до 20 млн.т/год рационально использовать от одного до трех перегрузочных пунктов. При определении оптимального их количества предполагалось разбиение рабочей зоны на равные участки. При небольшом количестве перегрузочных пунктов можно также определить их оптимальные координаты, обеспечивающие дополнительное снижение суммарных затрат. На примере двух и трех перегрузочных пунктов исследуем оптимальное их размещение (рис. 9).

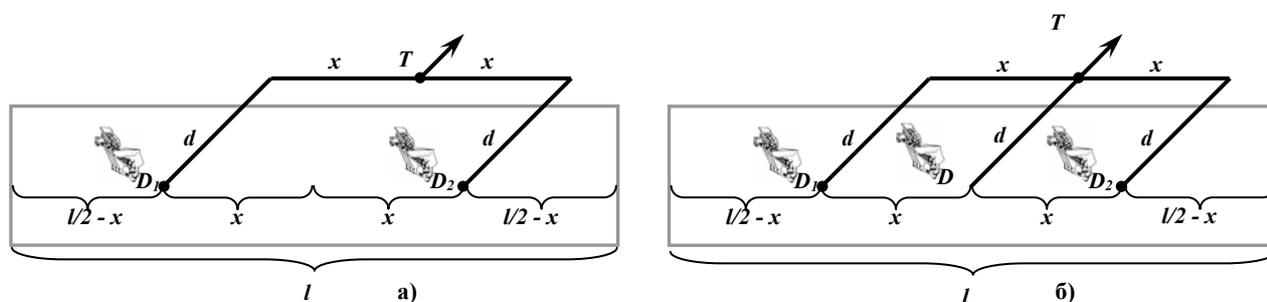


Рис. 9. Схемы доставки горной массы до основного конвейера для двух (а) и трех (б) перегрузочных пунктов

Находим суммарные затраты на автомобильный и конвейерный транспорт для одного, двух и трех перегрузочных пунктов (учитываем только затраты на горизонтальное перемещение горной массы):

$$Z_1 = 0,001Q \left(C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} \right) \frac{l}{4} + \left(0,001C_k \times Q + \frac{C_0}{T_K} \right) d + \frac{C_D}{T_D} \quad (5)$$

$$Z_2 = 0,001Q \left(C_A + \frac{A}{q T_A} \right) \left[\frac{l}{4} - x + 2 \frac{x^2}{l} \right] + \left(0,001C_k \times Q + 2 \frac{C_0}{T_K} \right) (d + x) + 2 \frac{C_D}{T_D} \quad (6)$$

$$Z_3 = 0,001Q \left(C_A + \frac{A}{q T_A} \right) \left[\frac{l}{4} - x + \frac{3x^2}{2l} \right] + \frac{C_0}{T_K} (3d + 2x) + \quad (7)$$

$$+ 0,001C_k Q \left(d + x - \frac{x^2}{l} \right) + 3 \frac{C_D}{T_D}$$

где x – расстояние от центра области до перегрузочного пункта, м.

Первые слагаемые формул (5-7) определяют затраты на автомобильный транспорт, а последующие – на конвейерный транспорт. При минимизации затрат только на автомобильный транспорт получаем оптимальные значения для двух перегрузочных пунктов $x=\ell/4$, а для трех – $x=\ell/3$. При этом затраты на горизонтальное перемещение горной массы автотранспортом снижаются соответственно в 2 и 3 раза. При минимизации суммарных затрат (равенство нулю соответствующих производных) получаем оптимальные значения для двух (8) и трех (9) перегрузочных пунктов

$$x_{ОПТ} = \frac{l}{4} \left(1 - \frac{C_k}{C_A + \frac{A}{q \cdot T_A}} - \frac{2000 \frac{C_0}{T_K Q}}{C_A + \frac{A}{q \cdot T_A}} \right) \quad (8)$$

$$x_{ОПТ} = \frac{l}{3} \left(1 - \frac{\frac{1}{3} C_k + 2000 \frac{C_0}{T_K Q}}{C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} - \frac{2}{3} C_k} \right) \quad (9)$$

Выражения (8) и (9) имеют смысл при достаточно большой производительности области:

$$Q > 2000 \frac{C_0}{T_K} \times \frac{1}{C_A + \frac{A}{q \cdot T_A} - C_k} \quad (10)$$

На основе установленных функциональных зависимостей, определяющих затраты для автомобильного и конвейерного транспорта, составлялась экономико-математическая модель разработки области горных работ и определялись суммарные затраты при использовании одного, двух и трех перегрузочных пунктов, расположенных на одном горизонте.

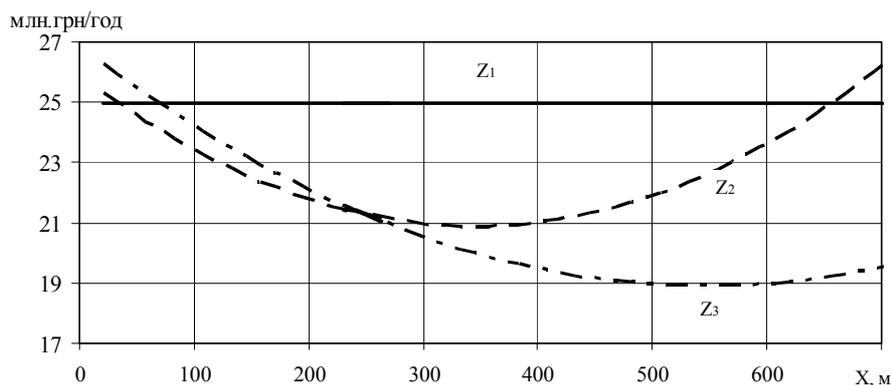


Рис. 10. Изменение суммарных затрат для одного, двух и трех перегрузочных пунктов с удалением их размещения от центра области горных работ ($Q=20$ млн.т/год, $\ell=2000$ м).

Для одного перегрузочного пункта, расположенного в центре области горных работ, суммарные затраты составляют 24,95 млн.грн/год. Для двух перегрузочных пунктов при их удалении от центра области суммарные затраты сначала снижаются, а затем возрастают, так как начинают возрастать (при $x>\ell/4$) затраты и на автомобильный, и на конвейерный транспорт. Минимальные за-

траты составляют 20,89 млн.грн/год при $x_0 \approx 345$ м, суммарные затраты снижаются на 4,06 млн.грн/год. При использовании трех перегрузочных пунктов минимальные затраты составляют 18,92 млн.грн/год при $x_0 \approx 545$ м, а суммарные затраты снижаются на 6,03 млн.грн/год. Использование схемы доставки горной массы с двумя перегрузочными пунктами позволяют снизить суммарные затраты на 16,3% , а с тремя — на 24,2%.

Следует отметить, что некоторое отклонение координат размещения перегрузочных пунктов от их оптимального положения незначительно влияет на изменение суммарных затрат. Графики функций затрат вблизи $x_{\text{ОПТ}}$ пологие. Так, например, (рис. 10) для трех перегрузочных пунктов минимальные затраты 18,92 млн. грн/год отмечаются при $x_{\text{ОПТ}} = 545$ м. В то же время при $x = 455 \dots 640$ м они не превышают 19,1 млн.грн/год. Это говорит о том, что найденные оптимальные координаты размещения перегрузочных пунктов будут устойчивыми при довольно значительном изменении параметров разработки и могут использоваться в течение длительного времени.

Для определения экономического эффекта находим разницу затрат для одного и двух перегрузочных пунктов (формулы (5) и (6)) при оптимальном значении $x_{\text{ОПТ}}$ (8). Аналогично, для определения экономической эффективности использования трех перегрузочных пунктов находим разницу значений, определяемых формулами (5) и (7) при оптимальном значении $x_{\text{ОПТ}}$ (9).

На рис. 11(а) наглядно видно, что экономический эффект от использования технологических схем с двумя и тремя перегрузочными пунктами при их оптимальном размещении прямо пропорционален производительности области горных работ. Положительный экономический эффект начинает проявляться только при производительностях 5-8 млн.т/год (определялось ранее неравенством 10). Затраты на конвейерный транспорт для трех перегрузочных пунктов больше, чем для двух, но экономический эффект всегда выше, так как в большей степени уменьшаются затраты на автотранспорт. Относительный экономический эффект (в % по отношению к суммарным затратам для одного перегрузочного пункта) возрастает с увеличением производительности области горных работ (рис. 11(б)).

Размещение нескольких перегрузочных пунктов вдоль области горных работ позволяет значительно снизить затраты на горизонтальное перемещение горной массы и получить положительный экономический эффект даже с учетом дополнительных затрат на проведение вспомогательных выработок и затрат на конвейерный транспорт. Так, например, при производительности рабочей зоны 20 млн.т/год и одном дробильно-перегрузочном пункте суммарные затраты составляют 24,95 млн.грн/год, а при использовании трех равномерно расположенных перегрузочных пунктов суммарные затраты снижаются до 19,29 млн.грн/год (расстояние между перегрузочными пунктами составляет 667 м). Дополнительное решение задачи оптимизации размещения перегрузочных пунктов позволяет снизить суммарные затраты до 18,92 млн.грн/год (оптимальное расстояние между перегрузочными пунктами составляет 545 м).

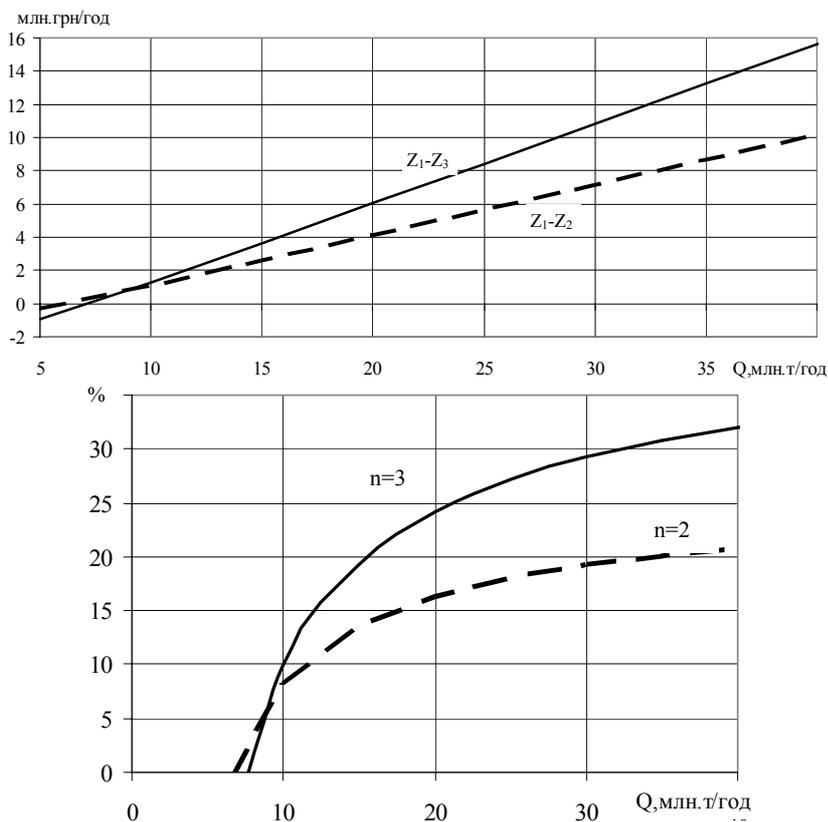


Рис. 11. Абсолютный (а) и относительный (б) экономический эффект для двух и трех перегрузочных пунктов

Выводы и направления дальнейших исследований. Выполненные исследования показали возможность значительного снижения затрат на автомобильно-конвейерный транспорт при оптимальном количестве и оптимальном размещении нескольких перемещаемых перегрузочных пунктов. Наибольший экономический эффект наблюдается в карьерах большой протяженности и производительности. В дальнейших исследованиях необходимо определить оптимальное количество и размещение перегрузочных пунктов по вертикали. Разработанная методика будет использована при экономико-математическом моделировании обработки глубоких горизонтов железорудных карьеров.

Список литературы

1. Surface Mining (2nd edition), Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., Littleton, Colorado, 1990.
2. Влияние дробления пород на эффективность технологических процессов открытой разработки / Друкованый М.Ф., Тартаковский Б.Н., Вишняков В.С., Ефремов Э.И. – К.: Наук. думка, 1974. – 271 с.
3. Открытая разработка железных руд Украины: состояние и пути совершенствования / Дриженко А.Ю., Козенко Г.В., Рыкус А.А. —Полтава: Полтавський літератор, 2009. — 452 с.
4. Четверик М.С. Вскрытие горизонтов глубоких карьеров при комбинированном транспорте. - К.: Наук. думка, 1986. — 188с.
5. Вилкул Ю.Г., Слободянюк В.К., Максимов И.И. Исследование технологических схем циклично-поточной технологии с несколькими перегрузочными пунктами // Вісник Криворізького технічного університету. – Кривий Ріг: КТУ. – Вип. 20. – 2009. – С. 282-285.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Симоненком В.І.
Надійшла до редакції 11.01.10*

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРОТИВООБВАЛЬНЫХ УЛАВЛИВАЮЩИХ ВАЛОВ ДЛЯ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБРУШЕНИЯ ОТКОСОВ УСТУПОВ В КАРЬЕРАХ

Приведены результаты определения параметров противообвальных улавливающих валов со стороны откоса.

Наведені результати визначення параметрів протиобвальних уловлюючих валів зі сторони укосу.

Results of definition of parameters a shaft catching breed from a slope are resulted.

Вместе с увеличением глубины карьеров, увеличивается срок службы их откосов бортов. На современном этапе развития открытой добычи полезных ископаемых наблюдаются сложные геологические и горнотехнические условия разработки. Это связано с применением на карьерах мощной высокопроизводительной техники, которая ведет к увеличению параметров горных выработок. В процессе создания горных выработок (уступов, бортов карьера, съездов и т.д.) и их эксплуатации, в массиве скальных пород на обнажении, происходит разупрочнение массива, снижение устойчивости при выветривании, увлажнении и возникают обвалы. Как правило, обвал сопровождается скатыванием, опрокидыванием и дроблением горных пород. Другими видами явлений разрушений уступов являются по классификации [1]: вывалы, осыпи щебеночные и песчано-дресвяные.

Основными причинами нарушения целостности склонов горных выработок являются: увеличение крутизны откосов, гидростатическое давление воды, заполняющей трещины, трещиноватость пород и ее распространение, а также внешние воздействия, связанные с буровзрывными работами, динамическими нагрузками от движения транспорта по площадкам. Обвалы, вывалы являются гравитационными явлениями и характеризуются внезапным, быстрым перемещением крупных кусков или масс, а движение их различно. В свою очередь, осыпи характеризуются небольшими размерами отделяющихся частиц горного массива, поэтому обвальные процессы на откосах уступов в карьере наиболее опасны для жизни и деятельности трудящихся, сохранности и работоспособности оборудования, сооружений. Мероприятия по предупреждению обвальных явлений и защите от их опасного воздействия являются важными задачами для нормального функционирования рабочих и транспортных площадок и безопасной работы людей, оборудования, сооружений.

Основные инженерные мероприятия по снижению обвальных процессов и осыпей являются устройства улавливающих сооружений, защита горных пород от выветривания, закрепление масс горных пород, профилактические мероприятия.

При проектировании новых транспортных коммуникаций необходимо правильно обосновать параметры площадок и предусмотреть противообвальные мероприятия, особенно при формировании в карьерах высоких уступов (сдво-

енных, строенных и т.д.) высотой до 30–45 м, а также рассмотреть возможность проведения автомобильных дорог вдоль таких выработок.

Опасность обвалов и вывалов зависит от объемной массы пород, размера отдельностей, угла откоса сформированного склона уступа и высоты, на которой происходит отделение от массива глыб, а также состояния откоса (ровность, шероховатость, влажность, имеющиеся на склоне площадки, изменяющиеся углы по высоте склона и т.д.). Механизм обвальных процессов заключается в том, что силы, сдвигающие и скалывающие, превышают внутренние силы удерживания или скалывания пород. Наибольшей разрушающей силой обладают отдельности, которые скалываются с самой верхней отметки откоса и поэтому необходимо учитывать наиболее критический случай, вывал с верхней бровки откоса уступа. При обвалах на склонах имеющих неровности, глыбы пород будут ударяться о различные выступы и изменять траекторию своего движения.

При определении ширины рабочих площадок в карьере и возможности обвальных явлений необходимо определить ширину улавливающей площадки для отдельных глыб [1]. Е.К. Гречищев на основании статистической обработки предложил формулу ширины улавливающей полки

$$x_m = \frac{\alpha_y + 45^0}{450} \cdot h_y \quad (1)$$

где α_y – угол откоса уступа, град; h_y – высота уступа, м.

Формула показывает дальность отлета глыб в зависимости от крутизны откоса и его высоты h_y . По данной формуле получены графики зависимости $x_m = f(h_y)$ при различных углах заложения откоса (рис.1).

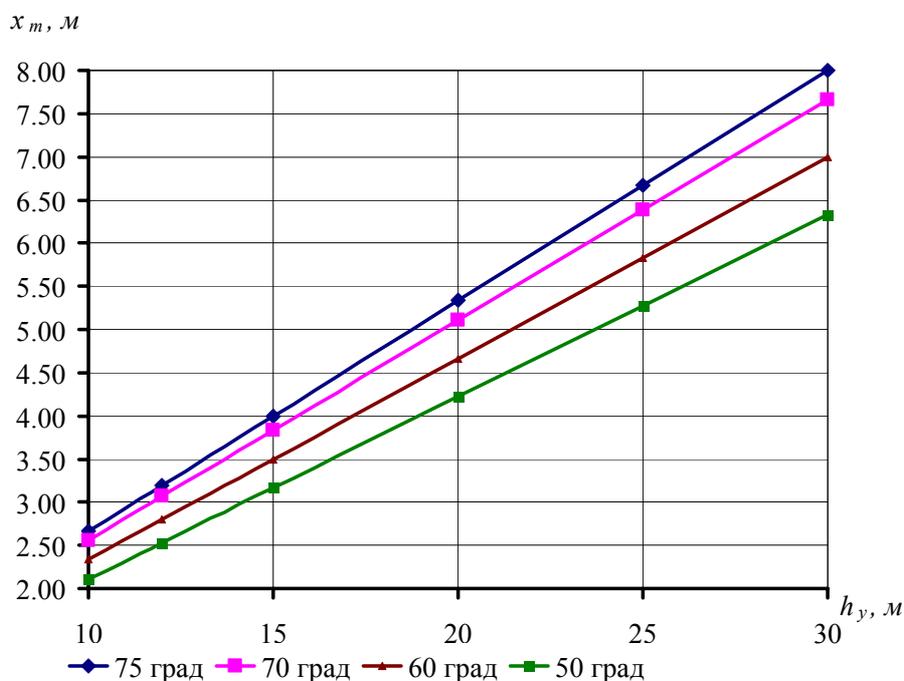


Рис. 1. График зависимости улавливающей полки x_m от высоты уступа h_y при различном заложении угла откоса по формуле Е.К. Гречищева

Применение таких улавливающих полок в карьерах приведет к увеличению объемов выемки вскрышных пород или к потерям промышленных запасов полезного ископаемого, если транспортные коммуникации расположены на полезном ископаемом. Если формировать предохранительную берму, которая обеспечивает безопасность работ на карьере, то ширина ее может быть определена расчетом или экспериментально с учетом кинематики движения куска породы, падающего из наиболее удаленной точки откоса. При углах $\alpha_y \geq 70^\circ$ падение кусков породы близко к свободному, что обуславливает незначительный разлет пород в сравнении с углами $\alpha_y = 45 - 55^\circ$ [2].

Для снижения дальности отлета вывалившихся кусков на карьерах в основании уступа необходимо формировать породоулавливающие насыпи (вал). Данный вал формируется из разрушенных пород с углом естественного откоса $30-40^\circ$. Возникает задача определения высоты породоулавливающего вала, который обеспечит безопасную работу на площадке, где могут произойти вывалы и особенно на высоких уступах.

Согласно теории приведенной в [3] для оползневых и массовообвальных явлений тело объемом V на склоне до смещения и у подножья склона после смещения находится в состоянии покоя, то по теореме о кинетической энергии сумма работ всех действующих на тело сил на пройденном им пути равна нулю (рис.2). Работа на наклонной поверхности складывается из работы сил тяжести и работы сил трения. Работа силы трения имеет отрицательное значение потому, что эти силы препятствуют смещению тела вниз по склону. Также возникает отрицательная работа по накатыванию тела на противообвальный улавливающий вал высотой h_n . Таким образом получаем формулу

$$P \cdot h_y - (N \cdot \operatorname{tg} \omega_1 + C \cdot L_1) \cdot L_1 - P \cdot h_n - N \cdot \operatorname{tg} \omega_2 \cdot L_2 = 0 \quad (2)$$

где P – сила притяжения действующая на глыбу обвала, $\text{кг} \cdot \text{м}/\text{с}^2$; N – сила реакции наклонной плоскости, $\text{кг} \cdot \text{м}/\text{с}^2$; τ_1, τ_2 – силы трения пород на склоне и на валу, $\text{кг} \cdot \text{м}/\text{с}^2$; ω_1, ω_2 – углы внутреннего трения вдоль поверхности, град.; C – сцепление пород, $\text{т}/\text{м}^2$; L_1, L_2 – длина откосов уступа и вала, м.

Из формулы (2) можно определить высоту противообвального улавливающего вала.

$$h_n = \frac{\gamma \cdot V \cdot g \cdot h_y - \left(\gamma \cdot V \cdot g \cdot \cos \alpha_y \cdot \operatorname{tg} \omega_1 + C \cdot \frac{h_y}{\sin \alpha_y} \right) \cdot \frac{h_y}{\sin \alpha_y}}{(\gamma \cdot g \cdot V + \gamma \cdot V \cdot g \cdot \cos \alpha_n \cdot \operatorname{tg} \omega_2 \cdot \sin \alpha_n)} \quad (3)$$

где; g – ускорение свободного падения, $\text{м}/\text{с}^2$. γ – объемная масса пород, $\text{т}/\text{м}^3$; V – объем скатывающегося куска, м^3 (для идеального круглого куска $V = 1/6 \cdot \pi \cdot d^3$ (м^3), d – диаметр куска, м); h_y – высота уступа (группы уступов), м; α_y – угол откоса уступа (уступов), град.; ω_1 – угол внутреннего трения для скатывающегося куска породы на склоне уступа, град.; α_n – угол откоса проти-

вообвального улавливающего вала, град.; ω_2 – угол внутреннего трения для скатывающегося куска породы на противообвальном улавливающем валу, град.

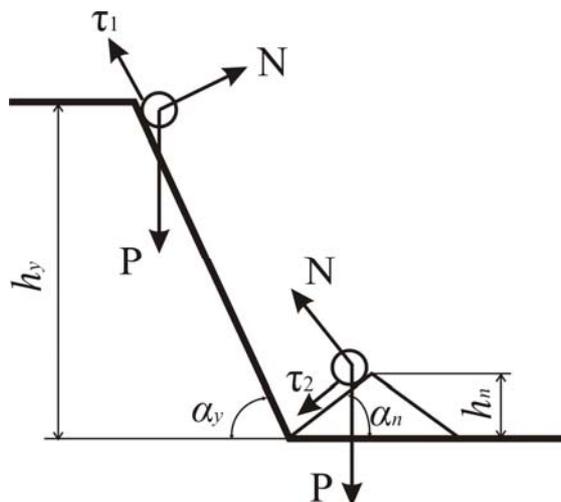


Рис. 2. Схема действия сил при образовании вывала и при накате на противообвальный улавливающий вал

Массы горных пород при перемещении по склону преодолевают сопротивление, зависящее от характера и крутизны склона, формы и размеров обломков, поэтому скорость падения масс горных пород по склону в несколько раз меньше и в формулу (3) вводится коэффициент сопротивления качения камней [1]. Для определения величины K в естественных условиях согласно [1] выполнены опытные работы, которые состояли в искусственном обрушении глыб и измерении времени прохождения ими расстояния между специально разбитыми створами. Обработка полученных данных дало среднеминимальное значение коэффициента сопротивления и для одернованного склона он равен 2,75, а для скального – 4,25. Учитывая то, что на карьерах обвальные породы не имеют четкую форму шара, в формулу (3) вводится коэффициент качения K . Применяется данный показатель в знаменателе полученной формулы (3).

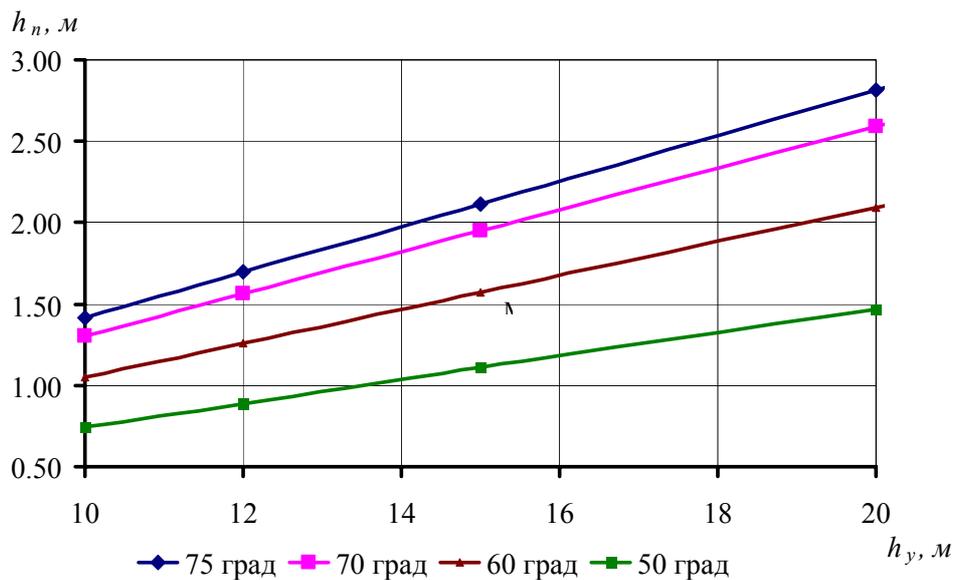
Для сдвоенных, строенных и т.д. уступов, на которых имеются горизонтальные площадки шириной 1-2 м, вводится в знаменатель величина, которая соответствует количеству этих площадок. Данные площадки возникают в результате ведения буровзрывных работ и невозможности создания единого ровного откоса при ведении горных работ на нескольких горизонтах в пределах сдваиваемого и страиваемого и т.д. откоса уступов. На каждой такой площадке происходит уменьшение кинетической энергии скатывающегося куска и соответственно с учетом коэффициента сопротивления высота противообвального улавливающего вала должна определяться по следующей зависимости

$$h_n = \frac{\gamma \cdot V \cdot g \cdot h_y - \left(\gamma \cdot V \cdot g \cdot \cos \alpha_y \cdot \operatorname{tg} \varphi_1 + C \cdot \frac{h_y}{\sin \alpha_y} \right) \cdot \frac{h_y}{\sin \alpha_y}}{n \cdot K \cdot (\gamma \cdot g \cdot V + \gamma \cdot V \cdot g \cdot \cos \alpha_n \cdot \operatorname{tg} \varphi_2 \cdot \sin \alpha_n)} \quad (4)$$

где K – коэффициент качения обвальных кусков, 4,25 (для скальных); n – количество горизонтальных площадок шириной 1-2 м, ед.

Полученная зависимость позволяет получить графики зависимости высоты противоположного улавливающего вала от высоты уступа $h_n = f(h_y)$ при различном заложении угла откоса. Для скальных пород (мигматиты) с имеющимися физико-механическими характеристиками (объемный вес – 2.65 т/м³; сцепление падающего куска – 0.0005 т/м²; угол внутреннего трения пород – 34 град.; угол породного вала – 40 град.; угол внутреннего трения пород вала – 36 град.; диаметр куска – 0,5 м) построены графики для отдельных уступов высотой от 10 до 20 м (рис. 3, а) и высоких уступов (строенных) высотой 20-30 м и горизонтальными полками шириной 1 м (рис. 3, б).

а)



б)

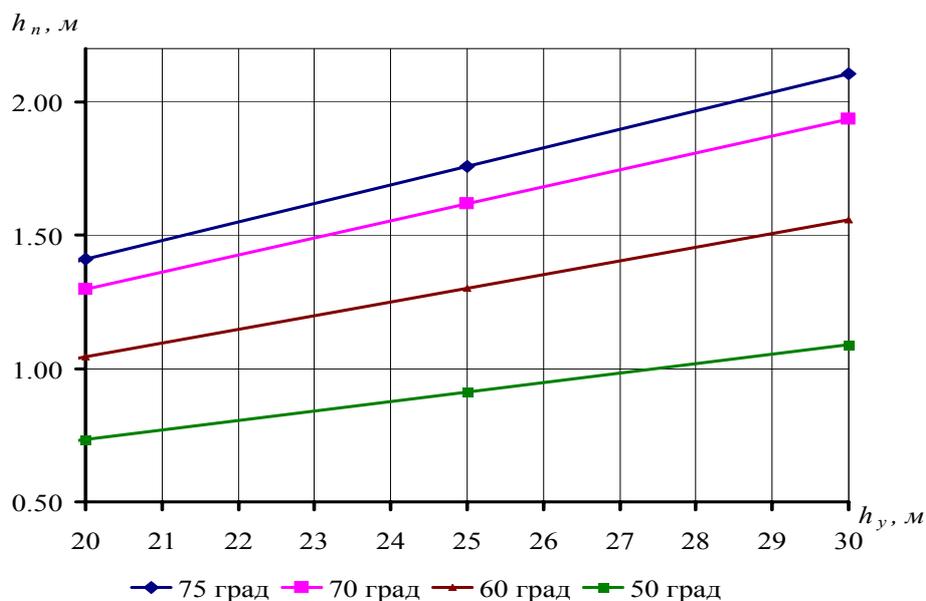


Рис. 3. Графики зависимости высоты отсыпавшего противоположного улавливающего вала от высоты уступа при различном заложении угла откоса: а – одинарный уступ; б – строенный уступ при наличии горизонтальных полок

Полученные графики показывают, что при объединении нескольких нерабочих уступов в один (высота уступа – 10 м, с углом откоса – 75°, горизонтальные полки шириной до 1 м), между уступами необходимо в основании полученного откоса с общим углом порядка 71° сформировать противообвальный улавливающий вал высотой до 2 м. Это позволит на транспортных площадках безопасно проводить горнотранспортные работы.

Механику движения тела, а также его потенциальную и кинетическую энергию можно представить в виде:

$$\frac{m \cdot g \cdot h_y}{K} - \frac{F_{mp} \cdot h_y}{\sin \alpha_y} = m \cdot g \cdot h_n - \frac{F_{mp1} \cdot h_n}{\sin \alpha_n} + \frac{J \cdot \omega^2}{2} \quad (5)$$

где F_{mp} , F_{mp1} – силы трения на откосе уступа и на удерживающем вале ($F_{mp} = k \cdot m \cdot g \cdot \cos \alpha_y$; $F_{mp1} = k_1 \cdot m \cdot g \cdot \cos \alpha_n$); $\frac{J \cdot \omega^2}{2}$ – кинетическая энергия вращательного движения.

Для шара $J = \frac{2}{5} mR^2$; $\omega^2 = \frac{v^2}{R^2}$; $v^2 = 2 \cdot g \cdot h_n$, т.е. $\frac{J \cdot \omega^2}{2} = 0,8 m \cdot g \cdot h_n$.

После преобразований получаем для шарообразного тела, движущегося с высоты h_y , следующую формулу

$$h_n = \frac{h_y \left(\frac{1}{K} - k \cdot \operatorname{ctg} \alpha_y \right)}{1,8 - k_1 \cdot \operatorname{ctg} \alpha_n} \quad (6)$$

где k , k_1 – коэффициенты трения качения шарообразного тела о поверхность уступа и поверхность противообвального улавливающего вала соответственно.

Если принять коэффициент качения $k=0,1$, $k_1=0,1$, угол породного вала – 40 град.; угол откоса уступа 71 град. для формулы (6) можно получить график зависимостей (4).

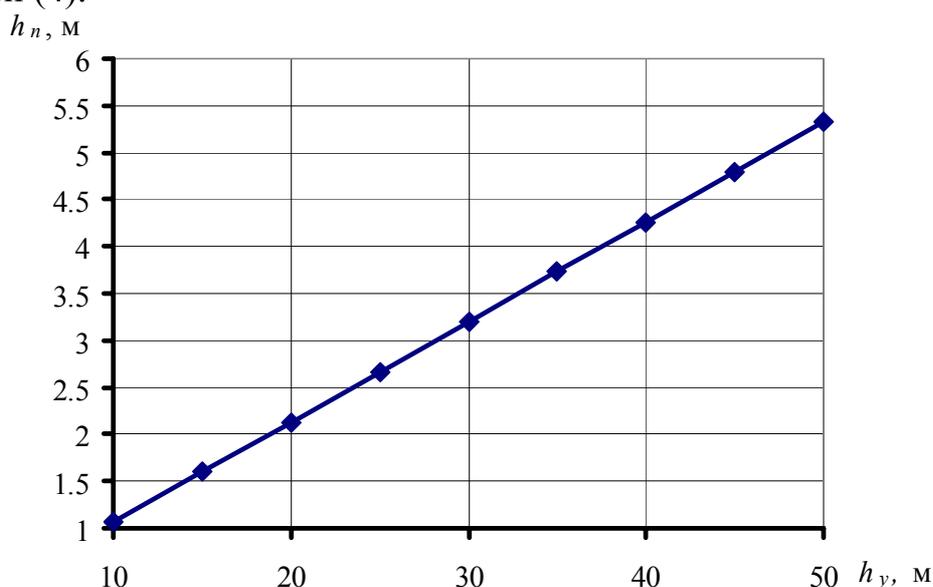


Рис. 4. График зависимости высоты отсыпаемого противообвального улавливающего вала от высоты уступа учитывающий механику движения тела по формуле (6)

В карьерах должно быть предусмотрено предупреждение оползней и обрушений откосов на карьерах и разработаны мероприятия, исключающие проявление деформаций, опасных для жизни людей и что приводит к снижению экономической эффективности горных разработок. Для достижения этих целей на карьерах должны проводиться систематические инструментальные наблюдения за деформациями откосов, изучаться физико-механические свойства горных пород, а также геологические и гидрогеологические условия месторождений. В условиях, когда откосы уступов и борта карьеров сложены комплексами крепких скальных пород, подлежат изучению трещиноватость, слоистость и сланцеватость пород, дизъюнктивные нарушения и тектонические трещины большой протяженности. Гидрогеологические факторы в этих условиях, как правило, существенного влияния на устойчивость бортов не оказывают. Для повышения устойчивости откосов уступов необходимо производить их заоткоску.

Движение пород по откосу может сопровождаться изменением их траектории в результате возникающих горизонтальных площадок. Такое движение тяжело предугадать и описать. Для более крутых откосов движение более связано со свободным падением обломков. Для наклонных склонов учитываются точки соприкосновения обвальных кусков с наклонной поверхностью и их траектория при дальнейшем движении. В данной работе, условно, расчет выполнен для идеального круглого тела, что не может полностью отвечать реальным сдвигениям отдельностей (глыб), но позволяет выполнить предварительный расчет противообвального улавливающего вала, с учетом введения в формулы коэффициента качения обвальных кусков.

Таким образом, с учетом работы сдвигающих сил связанных с потенциальной энергией обвальных глыб, работы удерживающих сил и использования закона сохранения энергии был получен показатель высоты противообвального улавливающего вала h_n по двум зависимостям, учитывающим физико-механические свойства пород (4) и механику движения шарообразного тела (6), что позволяет выполнить простой инженерный расчет и безопасно эксплуатировать высокие уступы с крутыми откосами.

Список литературы

1. Ломтадзе В.Д. Инженерная геология. Инженерная геодинамика. – Л.: Недра, 1977. - 479 с.
2. Галустьян Э.Л. Управление геомеханическими процессами в карьерах. – М.: Недра, 1980. - 237 с.
3. Методика инженерно-геологических исследований высоких обвальных и оползневых склонов. Под ред. Золотарева Г.С. – М.: Изд-во Московского университета, 1980. - 184 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Симоненком В.І.
Надійшла до редакції 24.02.10*

ВЛИЯНИЕ ПЛОЩАДИ КОНТАКТА ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ С ПОРОДОЙ НА РАЗРУШАЮЩЕЕ ДЕЙСТВИЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Розглянуті способи змінювання площини контакту вибухових речовин з породою за рахунок застосування зарядів ВР з інертними проміжками і змінного перерізу по довжині.

Рассмотрены способы изменения площади контакта взрывчатых веществ с породой за счет использования зарядов ВВ с инертными промежутками и переменного сечения по длине.

The method of changing the contact area of the explosives with rock during the employment the charges with inert spaces and variable profile over the length is regarded.

Одним из эффективных способов управления дроблением горных пород с использованием энергии взрыва является рациональная конструкция скважинного заряда ВВ. При этом под конструкцией заряда понимают совокупность таких геометрических и технологических параметров как форма заряда и зарядной полости, место расположения точки инициирования, длина заряда, соотношение частей заряда, наличие инертных промежутков и др. На практике удлиненные скважинные заряды по геометрическому принципу делятся на заряды с постоянным и переменным сечением по высоте.

С физической точки зрения для эффективного разрушения горных пород необходимо создание в массиве неоднородного, нестационарного поля напряжений, в котором разрушение происходит за счет сдвиговых и растягивающих напряжений, энергоемкость разрушения которыми на два порядка ниже, чем сжимающими.

Известен целый ряд способов формирования удлиненных зарядов ВВ переменного сечения. В частности, заряды переменного сечения могут быть созданы при формировании сосредоточенных (котловых) зарядов по высоте уступа, а также при формировании внутри зарядной полости сплошной колонки ВВ переменного сечения в виде конуса или ступенчато уменьшающегося к устью скважины и др.

Впервые испытание эффективности формирования котловых скважинных зарядов с использованием станков огневого бурения в промышленных условиях было осуществлено на железорудных карьерах Кривбасса [1]. После бурения скважин постоянного сечения диаметром 180-250 мм на полную глубину в них производили разбуривание котловых расширений диаметром от 300 до 450 мм. При отбойке пород крепостью $f = 16-20$ баллов по шкале проф. М.М. Протодяконова, при уменьшенном на 10-15 % расходе ВВ, было достигнуто улучшение качества дробления пород: выход фракции дробления менее 400 мм на экспериментальном участке составил около 85,0 – 90,0 %.

Однако использование котловых расширений по высоте уступа огневыми станками, с одной стороны, ограничено избирательностью горных пород (исключительно кварцсодержащие породы), а с другой – лишь в малой степени решало проблему сокращения площади контакта ВВ с разрушаемой средой.

Решение проблемы изменения площади контакта ВВ с разрушаемой средой было найдено в результате разработки нового способа формирования скважинных зарядов переменного сечения по высоте уступа (длине заряда), основанного на использовании полиэтиленового рукава специальной конструкции [2].

Промышленные испытания эффективности новой конструкции скважинного заряда (диаметр основной части рукава 250 мм, а зауженной (180 мм) были проведены на карьере Полтавского ГОКа при отбойке обводненных горных пород горячельющимся ВВ типа акватол. Технология заряжания обводненных скважин акватолом предусматривала опускание полиэтиленового рукава вместе с зарядным шлангом до дна скважины и последующую загрузку акватолом до проектной отметки (проектную массу ВВ). Основная цель экспериментальных взрывов – экономия ВВ (40-50 кг на каждой скважине) при качественном дроблении пород и исключение флегматизации заряда ВВ в районе перебура, что происходило при попадании бурового шлама в нижнюю часть заряда. Сокращение расхода ВВ способствовало снижению затрат на взрывные работы и уменьшению выбросов вредных газов в атмосферу карьера.

В процессе испытаний были отмечены случаи порыва полиэтиленовых рукавов, вызванных высокой плотностью и температурой акватолов, что сказалось на их дальнейшем использовании.

Положительные факторы скважинных зарядов переменного сечения по высоте уступа (экономия ВВ и уменьшение выбросов вредных газов), достигнутые при использовании полиэтиленовых рукавов, предопределила целесообразность их испытания при разрушении нерудных полезных ископаемых. Более того, благодаря конструктивным особенностям рукава, создающих условия сокращения площади контакта ВВ и породы, появилась возможность уменьшения выхода переизмельченных фракций, что очень важно для карьеров нерудной промышленности.

Типовая конструкция скважинных зарядов переменного сечения по высоте уступа в полиэтиленовых рукавах предусматривает участки большого и малого диаметра, которые попеременно чередуются между собой. При этом участки большого диаметра при заполнении их ВВ плотно прилегают к стенкам скважин, а при заполнении ВВ зауженных участков рукава между ним и стенками скважин образуются инертные промежутки – воздушные или водные. Как известно, на первой стадии взрыва заряда ВВ, возникающая ударная волна, измельчает породу вблизи стенок зарядной полости (на контакте «заряд ВВ – порода»). При этом в зоне переизмельчения, зависящей от свойств среды и интенсивности взрывной нагрузки (тип ВВ, наличие инертного промежутка), происходят основные потери энергии взрыва, определяя коэффициент его полезного действия.

Согласно предположений о механизме действия на среду взрыва зарядов ВВ [3], размеры зоны переизмельчения (\bar{r}) в случае контакта ВВ со стенками зарядной полости могут быть рассчитаны по формуле

$$\bar{r}_u = D \sqrt{\frac{\rho_{ВВ} K_{np}}{8\sigma_{сж}}}, \quad (1)$$

где $\bar{r}_u = \frac{r_u}{r_0}$, r_0 – радиус зарядной полости; ρ_{BB} и D – соответственно плотность и скорость детонации ВВ; K_{np} – коэффициент преломления ударной волны из зарядной полости в среду;

$$K_{np} = \frac{4\bar{Z}}{(\bar{Z} + 1)^2}, \quad (2)$$

где $\bar{Z} = \frac{\rho_{BB}D}{\rho C_p}$, ρ , C_p , $\sigma_{сж}$ – плотность, скорость продольных волн и прочность на сжатие окружающей заряд среды.

При взрыве ВВ в скважине постоянного сечения диаметром d радиус зоны переизмельчения составит

$$r_u = \frac{d}{2} \bar{r}_u. \quad (3)$$

Объём переизмельченных фракций в этом случае составит

$$V_u = \frac{\pi d^2}{4} h_{BB} \left(D^2 \frac{\rho_{BB} K_{np}}{8\sigma_{сж}} - 1 \right), \quad (4)$$

где h_{BB} – высота заряда ВВ в скважине.

При использовании полиэтиленовых рукавов переменного диаметра за счет зауженных отрезков рукавов уменьшается площадь непосредственного контакта ВВ с разрушаемой породой. Количество зауженных отрезков полиэтиленовых рукавов при высоте уступа 15,0 м составляет не более пяти. В этом случае площадь контакта ВВ с породой в целом сокращается на 20-25 %. Как следствие, уменьшается объём переизмельченной горной массы, количество которой зависит, при прочих равных условиях, от типа инертного промежутка (воздух или вода).

При отбойке необводненных горных пород воздушный промежуток является экраном для ударных волн, образующихся при детонации ВВ, и коэффициент преломления через него очень мал. Объём переизмельчения породы в этом случае оказывается минимальным. Напротив, при отбойке обводненных горных пород коэффициент преломления ударной волны из ВВ в воду и из воды в породу будет выше, что скажется на увеличении объёма переизмельчения породы по сравнению с воздушным промежутком.

Промышленные испытания эффективности использования полиэтиленовых рукавов переменного диаметра при отбойке горных пород были осуществлены в условиях нерудных (флюсовых) карьеров [3]. Взрывная отбойка пород крепостью 6-10 баллов по шкале проф. М.М. Протоdjаконова осуществлялась низкобризантными ВВ простейшего состава. При этом за счет сокращения площади контакта ВВ и породы в среднем на 25 % примерно на такую же вели-

чину уменьшился и объём переизмельченных фракций, в том числе и пылевидных частиц.

В последние годы при отбойке обводненных горных пород на гранитных карьерах Украины активно используются эмульсионные ВВ, которые отличаются высокой скоростью детонации и плотностью. Обладая рядом преимуществ по сравнению с промышленными ВВ (абсолютная водоустойчивость, экологическая надежность, ценовые показатели и др.), не исключено, что эмульсионные ВВ при их использовании на гранитных карьерах могут привести к увеличению переизмельченных фракций, являющихся отходами производства.

Как показывают расчеты (4), объём переизмельченной породы при отбойке гранитов крепостью $f=12-14$ баллов по шкале проф. М.М. Протодяконова скважинными зарядами постоянного диаметра с использованием эмульсионных ВВ типа Акватол, составляет $1,14 \text{ м}^3$ на 1 погонный метр ВВ.

В том случае, когда на участке зауженной части полиэтиленового рукава между стенкой взрывной полости и зарядом ВВ находится вода, объём переизмельчения породы по расчетам уменьшится и составит $0,63 \text{ м}^3$. Таким образом, при наличии водного зазора между зарядом ВВ (Анемикс) и породой (граниты) объём переизмельченных фракций при взрыве в этом случае сокращается на $0,51 \text{ м}^3$ или на 45 %. Уменьшению объёма переизмельченных фракций способствовало бы снижение плотности эмульсионных ВВ, а также использование рациональных технологий формирования скважинных зарядов.

Таким образом, сокращение площади контакта ВВ с разрушаемой породой за счет создания инертных зазоров между ВВ и породой является эффективным средством управления дроблением горных пород. При этом происходит уменьшение выхода переизмельченных фракций, а также сокращение расхода ВВ и пылегазовых выбросов в атмосферу карьеров.

Список литературы

1. Эффективность отбойки крепких горных пород системой сосредоточенных зарядов на железорудных карьерах Кривбасса /В.П. Билоконь, В.И. Ильин, М.П. Белокоп, А.К. Ольховский // *Металлург. и горнорудн. пром-ть.* – 1974. – № 2. – С. 59-60.
2. Пат. № 37722 А Україна, МКВ⁶ E21C 37/00. Спосіб руйнування тріщинуватих гірських порід вибуховими речовинами / Єфремов Е.І., Петренко В.Д., Мартиненко В.П., Лотоус К.В. та інші. Бюл. № 10, 2001.
3. Ефремов Э.И., Пономарёв А.В., Никифорова В.А. Влияние свойств ВВ на размеры зоны переизмельчения при разрушении твердых сред // *Наук. Вісник НГАУ.* – 2001. – № 1. – С. 24-26.
4. Ефремов Э.И., Пономарёв А.В., Баранник В.В. Эколого-экономическая эффективность взрывания скважинных зарядов переменного диаметра по высоте уступа // *Материалы XV Международной научной школы им. акад. С.Христиановича «Деформирование и разрушение твердых сред...»*, г. Симферополь, НТУ, 2005. – С. 92-95.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Роєнком А.М.
Надійшла до редакції 22.03.10*

ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ ХРОНОИЗОЛИНЕЙНОЙ МОДЕЛИ ОСЕДАНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Выполнен анализ точности графической модели развития оседаний земной поверхности над движущимся очистным забоем лавы пологого угольного пласта. Рассмотренная модель позволяет получить значения оседаний поверхности на малоизученной стадии формирования мульды сдвижения.

Виконано аналіз точності графічної моделі розвитку осідань земної поверхні над очисним вибоєм лави, що рухається. Розглянута модель дозволяє отримати значення осідань поверхні на маловивченій стадії формування мульди зрушення.

The surface subsidence in Western Donbas coal mines is considered. The analyze of accuracy of subsidence graphic model under the mining is executed. The model allows to receive values of subsidence surfaces at not studied stage of formation of the subsidence trough.

На современном этапе развития угледобывающей промышленности строительство новых шахт практически не ведется. Прирост добычи угля, одного из основных энергоносителей в Украине, осуществляется за счет разработки новых угольных пластов глубокого залегания и расширения шахтных полей действующих шахт. В результате этого в различных сферах жизнедеятельности общества возникает множество проблем, от решения которых зависит эффективность использования природных ресурсов, состояние окружающей среды, безопасность производства и др. Одним из аспектов комплекса проблем является расширение территорий, которые оказываются в зонах влияния горных разработок, и, как следствие, увеличение числа объектов, требующих защиты от вредного влияния горных работ.

Ведение горных работ в районах расположения зданий сооружений и природных объектов должно выполняться при соблюдении определенных мер охраны этих объектов [1]. Такое требование обусловлено тем, что подземная разработка угольных пластов изменяет напряженно-деформированное состояние массива, вызывает сдвижение горных пород и земной поверхности. Поверхность в различных точках сдвигается неравномерно, в результате чего возникают деформации зданий и сооружений. Эти процессы могут привести к нарушению условий эксплуатации подрабатываемых объектов, вплоть до разрушения. Обеспечение рациональной выемки угольных пластов и безопасной эксплуатации зданий и сооружений является важнейшей задачей маркшейдерской службы горного предприятия и регламентируется соответствующими нормативными документами.

Действующая методика прогнозирования влияния подземных разработок на здания и сооружения [1] основывается на расчете сдвижений и деформаций при закончившемся процессе сдвижения. Вопросы развития деформаций поверхности во времени до настоящего времени остаются нерешенными. Именно этот факт явился причиной интереса многих исследователей к динамике процесса сдвижения. В Западном Донбассе исследовано развитие максимальных

динамических сдвижений и деформаций [2], их положение относительно движущегося очистного забоя при полной подработке земной поверхности. Такие же исследования выполнялись на других месторождениях [3-5].

На шахтах Западного Донбасса выполнены комплексные исследования сдвижения земной поверхности над очистными горными выработками, которые отрабатывались в различных горно-геологических условиях 10 шахт объединения "Павлоградуголь". Эти исследования охватывают весь период процесса сдвижения от его начала и до завершения. Они послужили основой для установления параметров сдвижения земной поверхности, которые нашли отражение в действующих Правилах [1] и для разработки методики расчета деформаций поверхности над движущимся очистным забоем [6].

Исследования последних лет позволили установить общие закономерности развития мульды сдвижения на стадии ее формирования и разработать методику пространственно-временного моделирования [6, 7] и графическую модель сдвижения поверхности. Эта модель представлена совокупностью специальных изолиний, которые дают возможность определять место возникновения и значения оседаний и наклонов в мульде сдвижения, а также ее профиль на любой момент времени и при любом положении движущегося очистного забоя лавы. Упомянутые изолинии названы нами линиями хроноизооседаний и хроноизонаклонов, а сама модель – хроноизолинейной моделью оседаний (наклонов) поверхности.

Предназначений модели – прогнозирование ожидаемых оседаний и наклонов поверхности без выполнения сложных и громоздких математических расчетов и графических построений.

Любой способ определения ожидаемых сдвижений поверхности проходит процедуру оценки точности прогнозирования, основанную на сравнении с фактическими величинами сдвижений и деформаций, полученными из натуральных маркшейдерских инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности. В оценке хроноизолинейной модели имеются определенные сложности, т.к. непосредственно из наблюдений хроноизолинии не могут быть получены. Нами разработана методика, позволяющая косвенно оценить точность прогнозирования места возникновения заданных оседаний в мульде сдвижения, а, соответственно и профиля динамической мульды на заданный момент времени.

По результатам моделирования процесса сдвижения в Западном Донбассе получена совокупность линий хроноизооседаний со значениями относительных оседаний η_t/η_m , кратными 0,1 (рис. 1). Оценка точности выполняется отдельно по каждой группе одноименных изолиний. Для этого отдельно отображается выбранная группа изолиний (например, изолинии с отметкой 0,5 – рис. 2). Вводим в график систему вспомогательные горизонтальные линии, ординаты которых кратны $0,1D/H$. Точки пересечения вспомогательных линий с изолиниями определяют положение на земной поверхности (абсцисса L/H) оседания, равному отметке изолинии, при положении очистного забоя, характеризующемся ординатой вспомогательной линии D/H .

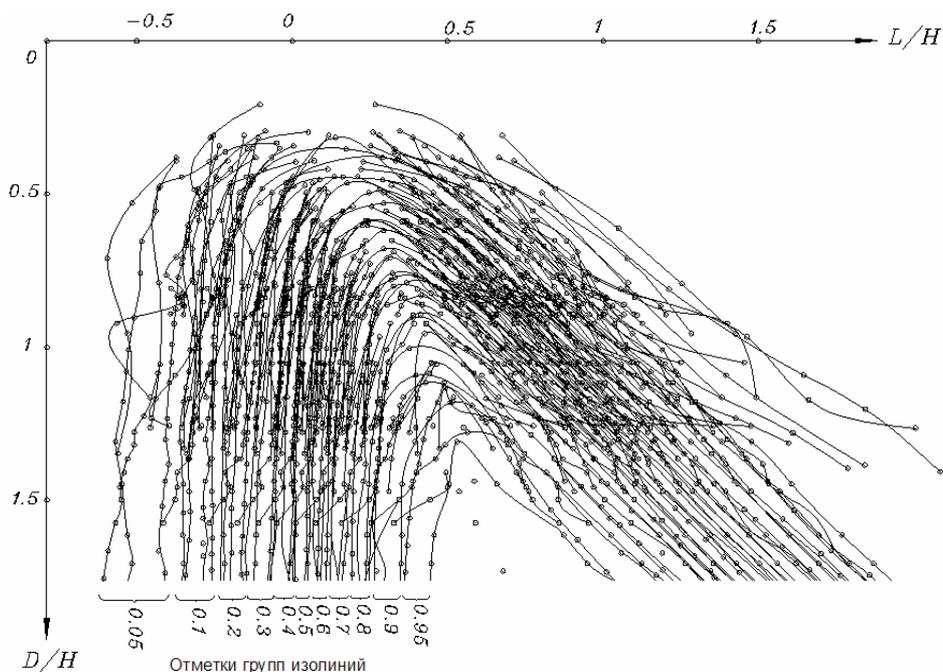


Рис. 1. Совокупность хроноизолинейных моделей оседания земной поверхности для условий наблюдательных станций Западного Донбасса

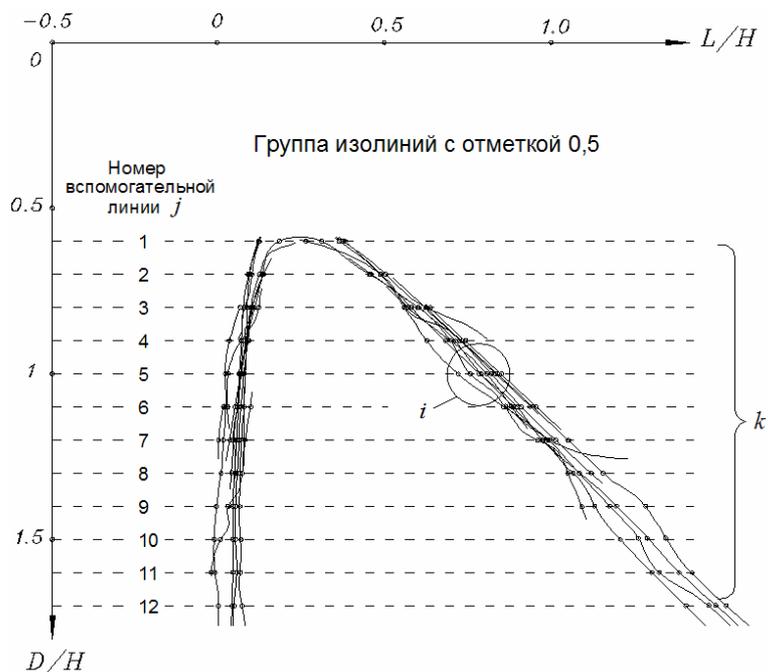


Рис. 2. К оценке точности группы изолиний с отметкой 0,5

Таким образом, для каждой группы изолиний получается совокупность близкорасположенных точек с одинаковыми величинами относительных оседаний. Всего таких совокупностей будет две – для левого и правого "крыльев" изолиний (рис. 2). Абсциссы $(L/H)_{ji}$ (где j – номер вспомогательной линии; i – номер изолинии в группе) этих точек позволяют определить среднее значение $(L/H)_{jcp}$ для всей группы изолиний при заданном положении очистного забоя и рассчитать их среднеквадратическое отклонение m_j

$$(L/H)_{jcp} = \frac{(L/H)_{j1} + (L/H)_{j2} + \dots + (L/H)_{ji}}{n};$$

$$m_j = \sqrt{\frac{\sum [(L/H)_{ij} - (L/H)_{jcp}]^2}{n}},$$

где n – количество одноименных изолиний, пересекаемых j -й вспомогательной линией.

Аналогичная оценка выполняется для всех вспомогательных линий и формируется совокупность данных, позволяющая оценить точность всей группы изолиний с заданной отметкой y

$$m_y = \sqrt{\frac{\sum m_j^2}{k}},$$

где m_y – среднее квадратическое отклонение для группы изолиний с отметкой y ; k – количество вспомогательных линий в графике рис. 2.

В табл. 1 приведены рассчитанные значения величин m_j и погрешности m_y для группы изолиний хроноизолинейной модели оседания, имеющих отметку 0,5.

Таблица 1

Оценка точности хроноизолиний модели с отметкой 0,5

Левое крыло							
j	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
m_j	0,012	0,02	0,026	0,012	0,023	0,022	0,026
m_y	0,003						
Правое крыло							
j	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
m_j	0,026	0,043	0,026	0,048	0,04	0,048	0,051
m_y	0,012						

В свою очередь, общая совокупность данных m_y об отклонениях всех изолиний модели характеризует точность модели в целом

$$M = \sqrt{\frac{\sum m_y^2}{l}},$$

где M – общее среднее квадратическое отклонение для изолиний модели; l – количество групп одноименных изолиний в модели (рис. 1).

Выполненный по описанной методике анализ хроноизолинейной модели оседания для условий шахт Западного Донбасса показал, что среднее квадратическая погрешность модели, характеризующая плановое положение на земной поверхности точек с заданными оседаниями, а, следовательно, и профилей мульды, построенных на любую дату от начала отработки лавы, составляет $\pm 0,069$ от глубины ведения горных работ H .

Помимо оценки точности хроноизолинейной модели сдвижения поверхности описанная выше методика позволяет построить обобщающую модель, представленную изолиниями, проведенными через точки со средними значениями абсцисс $(L/H)_{\text{ср}}$. Но у построенных таким образом изолиний модели отсутствуют участки в "замковой" верхней части. Причина этого – не все изолинии на этом участке пересекаются вспомогательными линиями, а если и пересекаются, то разброс точек пересечения оказывается значительным из-за выполаживания изолиний.

Откорректировать изолинии модели на "слабых" участках представляется возможным на основании закономерностей изменения максимальных оседаний в динамической мульде сдвижения на стадии ее формирования. Эти закономерности описаны в работе [9] и изображаются графиком, представленным на рис. 3. График изменения максимальных относительных оседаний построен в той же системе координат, что и изолинейная модель, у которой вершины изолиний как раз и обозначают точки максимальных оседаний при соответствующем положении очистного забоя лавы.

Для корректировки хроноизолинейной модели введем в нее график рис. 3 и через точки этого графика проведем недостающие участки изолиний в их "замковой" части.

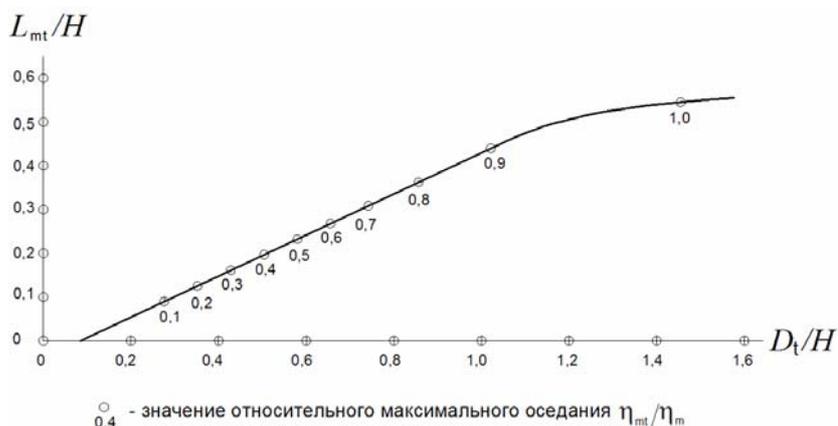


Рис. 3. График изменения относительных максимальных оседаний на стадии формирования мульды сдвижения

В окончательном виде хроноизолинейная модель оседания земной поверхности на стадии формирования мульды сдвижения для условий Западного Донбасса изображена на рис. 4.

Выводы. Хроноизолинейная модель оседания земной поверхности характеризует развитие мульды сдвижения на малоизученной стадии формирования мульды сдвижения. Изолинии модели позволяют определять величины оседаний поверхности и профиль мульды на любой произвольный момент времени, характеризующийся подвиганием очистного забоя от начала отработки лавы.

Получаемые по модели величины оседаний имеют высокую надежность, на что указывает величина среднеквадратической погрешности $\pm 0,069$ от глубины ведения горных работ H .

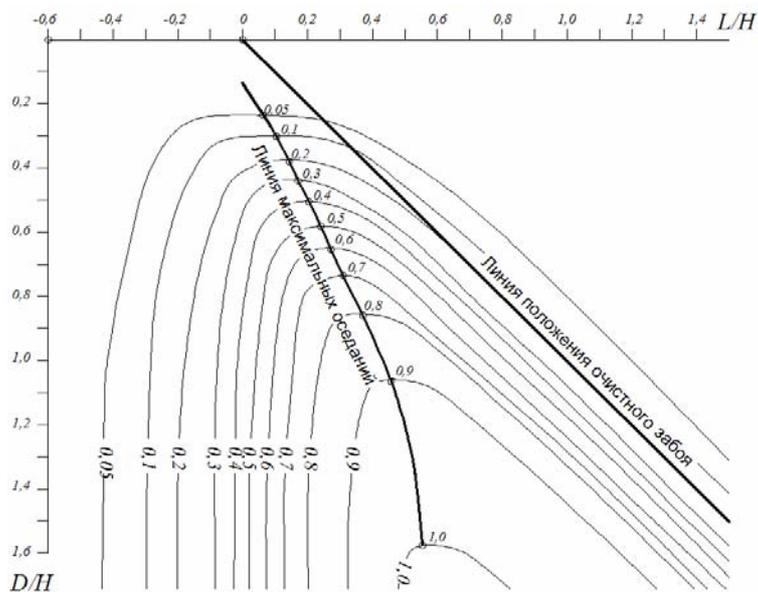


Рис. 4. Усредненная и откорректированная модель хроноизооседаний

В сравнении с известными способами прогнозирования оседаний, включая и нормативную методику Правил [1], разработанная модель обеспечивает большую точность и исключает громоздкие вычисления и вспомогательные графические построения.

Методика пространственно-временного моделирования и разработка хроноизолинейной модели процесса оседания земной поверхности может быть реализована на угольных месторождениях с горизонтальным или пологим залеганием пластов.

Список литературы

1. Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом // Отраслевой стандарт. – К.: Мінпаливенерго України, 2004. – 127 с.
2. Петрук Е.Г. Исследование деформаций земной поверхности в мульде сдвижения по времени // Изв. вузов. Горный журнал. – 1969. – № 1. – С. 40-43.
3. Doney, E.D., Peng, S.S. and Luo, Y. Subsidence Prediction in Illinois Coal Basin. 10th International Conference on Ground Control in Mining, p.p. 212-219.
4. Waddington, A.A. and Kay, D.R. Recent Developments in the Profile Method of predicting Subsidence, Tilt and Strain over a series of Longwall Panel. Australia, p.p. 767-776.
5. Anton Sroka. Wplyw predkosci eksploatacji na deformacji powierzchni terenu // Materialy Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2010. – Krakow. – 2010. – С. 523-548.
6. Методические указания по расчету деформаций земной поверхности во времени и горногеометрическому прогнозированию охраны пойм рек при подземной разработке угольных пластов в Западном Донбассе / Е.Г. Петрук, А.В. Онищенко, А.И. Воронкин. – Донецк : ЦБНТИ, 1986. – 55 с.
7. Назаренко В.А., Стельмашук Е.В. Моделирование формирования мульды сдвижения земной поверхности над движущимся забоем // Проблеми гірського тиску. – №17 – Д.: ДонНТУ, 2009. – С. 4-9.
8. Назаренко В.А., Стельмашук Е.В. Исследование развития наклонов поверхности при формировании мульды сдвижения // Науковий вісник НГУ. – 2010. – № 4. – С. 18-22.
9. Йощенко Н.В., Назаренко В.А. Закономерности формирования максимальных оседаний земной поверхности над очистным забоем / Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць / ІГТМ НАН України. – Вип. 72. – Дніпропетровськ, 2007. – С 23-31.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Роєнком А.М.
Надійшла до редакції 19.03.10*

АНАЛИЗ МАРКШЕЙДЕРСКИХ ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ НАБЛЮДЕНИЙ ЗА СМЕЩЕНИЕМ КОНТУРОВ 157 БОРТОВОГО ШТРЕКА ШАХТЫ "СТЕПНАЯ"

Приведены результаты маркшейдерских наблюдений устойчивости штрека шахты "Степная", закрепленного анкерной крепью. Показана зависимость смещения контуров выработки от глубины и во времени.

Приведені результати маркшейдерських спостережень стійкості штреку шахти "Степова", що закріпленій анкерним кріпленням. Показана залежність зміщення контурів виробки від глибини і у часі.

Results of surveying supervision of drift stability, fixed by a roof bolting for "Stepnaya" mine conditions are considered. Dependence of a working contours displacement from depth and in time is shown

Исследования устойчивости 157 бортового штрека шахты "Степная" выполнены в соответствии с программой научно-исследовательской работы "Мониторинг поддержания горных выработок и подготовка данных для разработки рекомендаций по использованию анкерных и рамно-анкерных крепей" на основании договора между ОАО «Павлоградуголь» и Национальным горным университетом.

Цель работы – установление условий деформирования массива от очистных работ и разработка рекомендаций для шахт ОАО «Павлоградуголь» для заложения выработки с анкерной крепью после отработки лавы. Результаты работы направлены на улучшение условий поддержания горных выработок и оптимизацию размеров целиков между лавами.

157-й бортовой штрек проходил на площади прирезки к полю шахты "Степная" с Восточного магистрального откаточного штрека гор. 300 м по падению угольного пласта c_6 на гор 490 м. Длина выработки 2550 м, средний уклон 4° . Сечение выработки $S=14,6 \text{ м}^2$, ширина 5000 мм, высота 3500 мм. Выработка закреплена рядами анкерной крепи с шагом 0,6-0,8 м (рис. 1). Анкера установлены в количестве 7-8 штук, длина анкера 2,4 м, диаметр - 24 мм, диаметр подпорной шайбы 200 мм. Крайние анкера забурены под углом 75° , остальные - вертикально. Борты выработки не закреплены, кровля закреплена металлической сеткой-затяжкой.

По пласту c_6 выработка проходит со смешанной подрывкой (нижняя подрывка 1,5 м). Угольный пласт c_6 - каменный черный кларено-дюреновый, преимущественно простого строения, мощностью 0,85 – 1,0 м, трещиноватый до 10- 15тр/м, по трещинам кальцит и пирит, выделение воды в виде капежа. Сцепление с породами отсутствует.

Непосредственной кровлей являются тонкогоризонтальнослоистые слаботрещиноватые алевролиты. Основной кровлей угольного пласта и выработки являются алевролиты и аргиллиты (категория – среднеобрушаемая), а также песчаники категории труднообрушаемая.

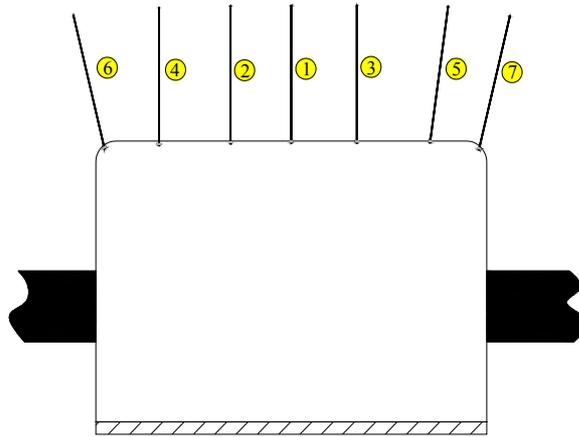


Рис. 1. Схема расположения анкеров

Непосредственная почва пласта представлена аргиллитом комковатым мощностью 1,2 – 2,0 м, трещиноватым (2–4 тр./м). Основной почвой и почвой выработки является песчаник мелкозернистый на кремнисто-глинистом цементе, крепкий, абразивный с прослоями алевролита мощностью 1,2–2,2 м. Из-за отсутствия сцепления с пластом и выделения воды из него породы непосредственной почвы размокают и оползают крупными блоками. Аргиллиты и алевролиты в почве склонны к пучению и размоканию.

Обследованим выработки на момент окончания ее проходки установлены следующие проявления влияния горного давления.

1. Пучение почвы наблюдается на всем протяжении выработки. Оно имеет исключительно односторонний характер – пучению подвержены породы почвы с ходовой (правой по ходу проведения выработки) стороны. Величина поднятия пород достигает 0,6–0,65 м (рис. 2).

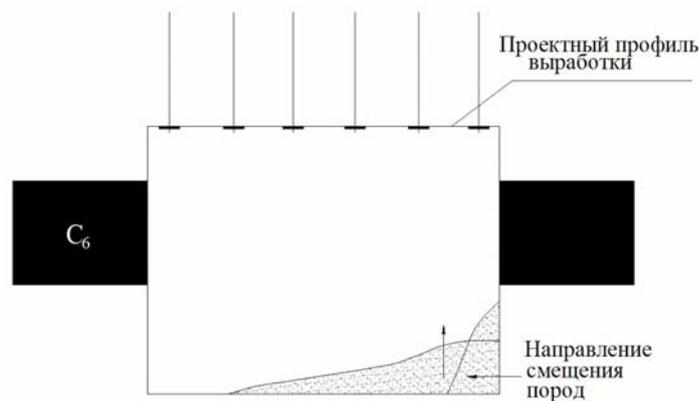


Рис. 2. Направление смещения пород почвы выработки

2. Влияние горного давления в кровле выработки проявляется в виде несимметричного опускания пород (рис. 3). По характеру опускание пород кровли аналогично пучению пород почвы – наибольшее опускание наблюдается с ходовой стороны. Этот вид деформации сечения выработки наблюдается практически по всей длине.

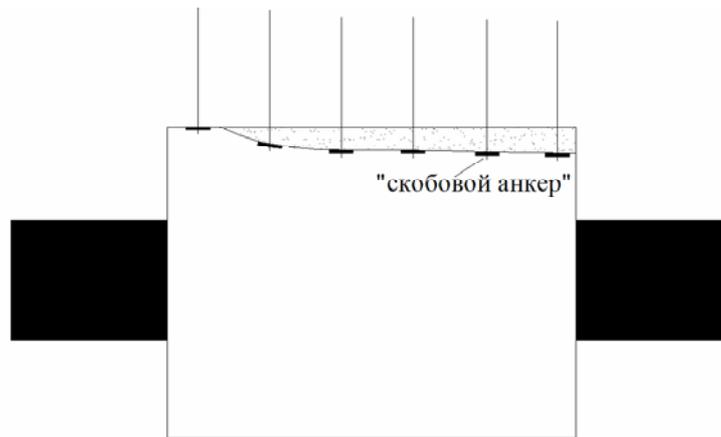


Рис. 3. Характер деформирования пород кровли выработки

3. В поперечном сечении выработки наблюдается весьма характерное поведение анкеров, которое заключается в следующем. В результате деформирования кровли положение хвостовиков анкеров изменяется. Анкеры №№1, 2, 3, 4, 6 (рис. 1) смещаются в сторону «скобового» анкера №5. В результате происходит деформирование пород и подхватов в горизонтальной плоскости. Горные породы сжимаются и выпучиваются в сторону выработки, а наибольшее пучение наблюдается на «скобовом» анкере.

Опорные шайбы всех анкеров, кроме «скобового» остаются несмятыми, что свидетельствует об отсутствии их деформирования и, следовательно, о том, что анкер смещается вместе с породами кровли, т.е. не воспринимает нагрузку. Опорная шайба «скобового» анкера, как правило, деформируется. Происходит ее выравнивание или выгиб в обратную сторону. На отдельных анкерах происходит порыв шайбы и срыв гайки.

4. В боках выработки горное давление проявляется в виде смещения боковых пород в сторону выработки. Это смещение наблюдается исключительно с ходовой стороны (рис. 2). Смещению в большей степени подвержены породы, залегающие ниже угольного пласта. При этом сместившиеся породы отслаиваются от массива по плоскостям трещин кливажа и поднимаются вместе с породами почвы.

Для установления характера и величин смещений пород кровли и почвы 157 бортового штрека, закрепленного анкерной крепью, на всем протяжении выработки маркшейдерской службой шахты "Степная" была заложена комплексная наблюдательная станция. Станция состоит из 32 отдельных наблюдательных станций, которые расположены в сечениях выработки на пикетах №№ 64, 67, 79, 81, 90, 94, 96, 100, 102, 105, 107, 114, 116, 118, 121, 136, 140, 150, 154, 165, 170+5, 175, 180, 185, 191, 195, 200, 210, 215. Общая схема станции приведена на рис. 4.

Всего за период с 15.02.2007 г. по 27.12.2007 г. на наблюдательных станциях выполнено 27 полных серий инструментальных наблюдений, которые включали измерение превышений двух реперов в почве выработки (с ходовой и неходовой стороны) и двух анкеров (с ходовой и неходовой стороны) относительно репера, заложеного в борту выработки с ходовой стороны.

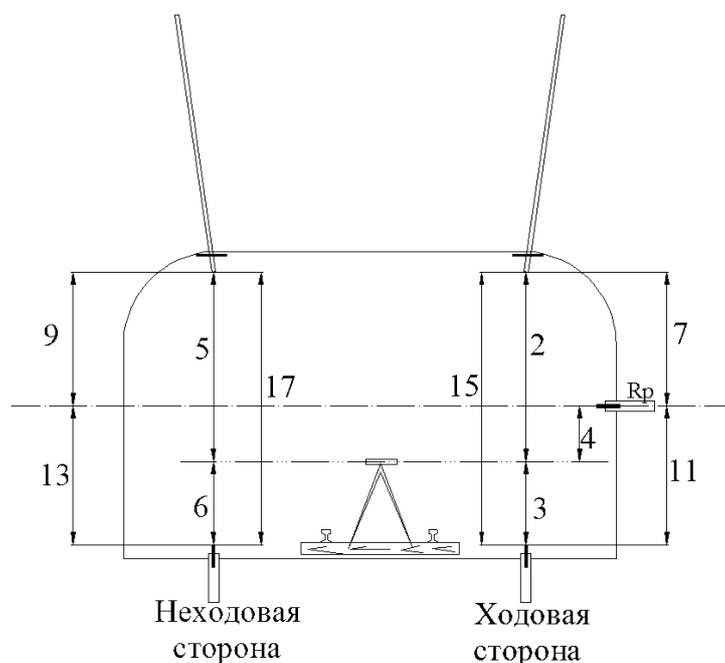


Рис. 4. Схема наблюдательной станции и обозначение измеряемых и вычисляемых геометрических параметров выработки

В табл.1 приведены величины смещений анкеров ходовой стороны (параметр 7 на рис. 4), полученные по результатам обработки данных натурных инструментальных наблюдений. Аналогичные данные имеются для параметров №№ 9, 11, 13, 15, 17, показанных на схеме наблюдательной станции.

По данным маркшейдерских наблюдений построены графики смещений реперов и анкеров выработки. В качестве примера на рис5 и 6 показаны графики изменения конвергенции выработки с ходовой стороны (параметр 15) во времени и по глубине.

Таблица 1

Величины смещений анкера ходовой стороны 157 бортового штрека

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
№ станции	1	3	5	7	9	11	13	15	19	21	23	25	27	29	31	32
Пикет	64	79	90	96	102	107	116	121	140	154	165	175	185	195	210	215
Глубина, м	358	368	375	380	384	386	394	398	411	421	428	436	443	450	466	470
15.02.2007																
19.02.2007	-1	-3	0			0	1	-1								
23.02.2007	-1	-10	-5			-1	0	-2								
02.03.2007	0	-4	-6	0	0	-1	1	-3	0							
12.03.2007	-3	-5	-2	-1	1	1	0	-2	-2							
19.03.2007	0		-13	-1	-4	-1	-5	-2								
04.04.2007	0	-4	-9	0	2	-1	-1	-4								
12.04.2007	-1	-4	-5	-1	0	-2	-3	-5								
24.04.2007	-2	-4	-4	-2	2	-2	-1	-4	-2							
07.05.2007	0	-4	-5	0	1	-3	-1	-6	-4	0						
30.05.2007	-2	0	-3	-1	0	-2	-1	-3	-2	-7						

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
04.06.2007	-15	-2	-4	-2	-5	-3	-4	-4	-4	-13						
08.06.2007	3	-4	-4	1	-25	-1	-4	-5	-13	-8	0					
14.06.2007	1	-1	-7	0	0	-2	-2	-5	-5	-6	-6					
21.06.2007	4	-12	-5	-2	0	8	-5	-6	-15	-7	-11					
10.07.2007	3	-3	-4	-2	0	-2	-4	-4	-13	-6	-14	0				
30.07.2007	1	-4	-7	0	-1	-1	-4	-6	-13	-2	-17	-1				
09.08.2007	1	-5	-31	-1	-1	0	-5	-4	-15	3	-17	0	0	0		
22.08.2007	3	-9	-6	-2	1	-2	-5	-6	-11	2	-18	2	-5	-27		
04.09.2007	3	-6	-4	-1	2	-1	-5	-5	-14	-2	-21	-1	-17	-47		
25.09.2007	3	-5	-4	-1	0	-1	-6	-4	-27	-5	-21	1	-14	-46	0	
10.10.2007	2	-13	-4	-2	1	-2	-11	-6	-15	-6	-18	-2	-26	-47	6	0
25.10.2007	-2	-6	-4	-1	3	-1	-7	-5	-12	-8		1	-32	-60	-5	-5
07.11.2007	-6	-9	-7	-2	-2	-3	-9	-6	-15	-8		-2	-33	-58	-7	-6
04.12.2007	-30	-25	-28	-12	-12	0	-13	-11	-27	-15		-6	-61	-76	-10	-21
13.12.2007	-21	-23	-29	-11	-19	-10	-17	-38	-24	-36		-9	-64	-83	-5	-41
27.12.2007	-28	-24	-35	-13	-19	-4	-6	-6	-12	-25		-11	-65		6	-50

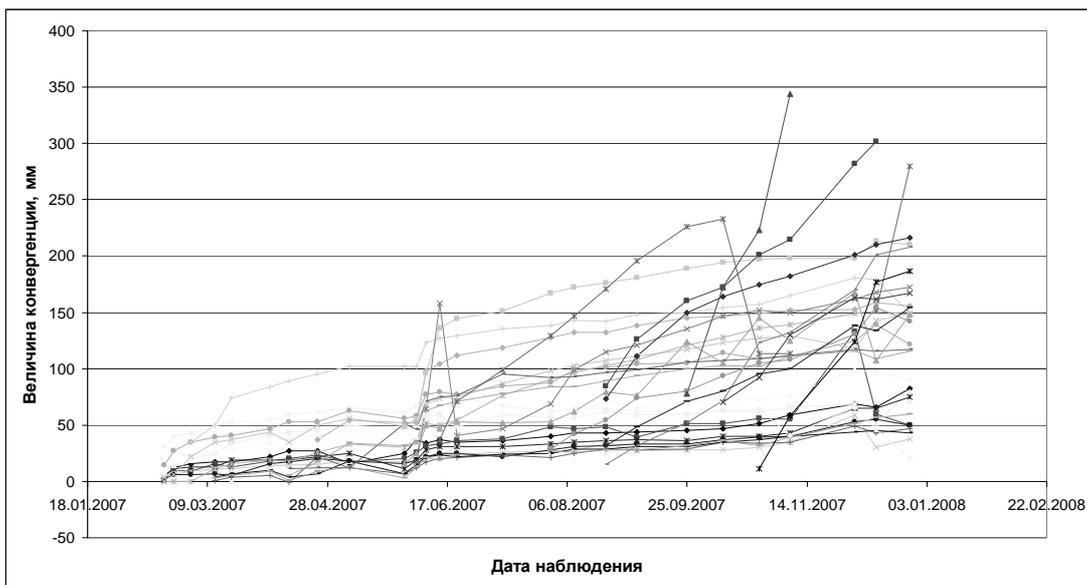


Рис. 5. График изменения конвергенции выработки с ходовой стороны во времени

Анализ маркшейдерских инструментальных наблюдений за смещением контуров выработки, закрепленной анкерной крепью, показывает, что смещения контуров выработки во времени происходят не одинаково. Те сечения, которые находятся глубине 400 м и более деформируются больше и интенсивнее.

Установлена зависимость величин смещений контуров выработки от глубины. Общая вертикальная конвергенция в выработке на глубине 380 м составляет 50 мм, 400 м – 150 мм, 420 м – 200 мм и на глубине 450 м – 300 мм.

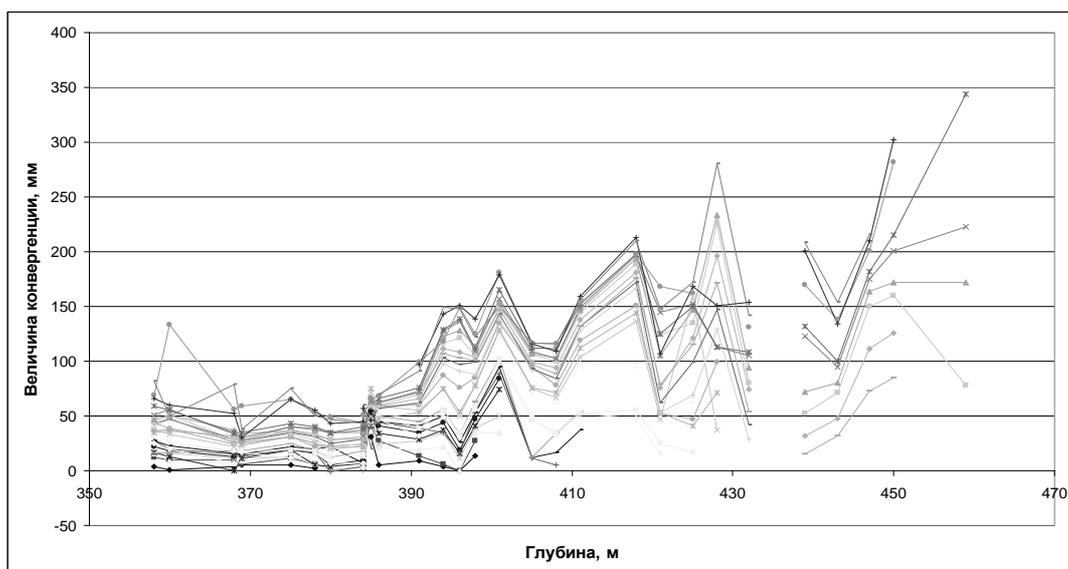


Рис. 6. График зависимости конвергенции выработки с ходовой стороны от глубины

В исследуемом интервале изменения глубин в условиях шахты "Степная" зависимость величины конвергенции K от глубины H имеет следующий вид

$$K = 1.8H - 580, \text{ мм.}$$

Результаты выполненных исследований могут быть использованы для решения следующих задач:

- выбор мест расположения горных выработок при их проектировании;
- проектирование способов крепления подготовительных горных выработок;
- разработка системы мониторинга состояния крепи горных выработок и окружающего породного массива.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Халимендиком Ю.М.
Надійшла до редакції 02.03.10*

УДК 622.02

© Ю.М. Халимендик, Е.Г. Петрук, С.Д. Головки, А.В. Третьяк

ПРОВЕРКА ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ДЕФОРМИРОВАННОЙ КРЕПИ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Предложена и использована методика проверки стенок деформированных стволов.
Запропонована та використана методика профілювання стінок деформованих стволів.
The method of verification on of walls the deformed barrels is offered and used.

Шахтные стволы являются наиболее сложными, опасными и ответственными горными выработками, которые обеспечивают работу горных предприятий в течение многих десятков лет. Поддержание стволов в работоспособном состоянии зависит от многих факторов техногенного и природного характеров.

По результатам обследований поврежденных шахтных стволов установлено, что 43% из них нарушены. Эти нарушения вызваны взаимным влиянием сопряжений стволов с околоствольными выработками [1]. При этом часто это явление связывается с чрезмерной изрезанностью околоствольного массива выработками и деформацией их крепей.

Боковые породы угольных пластов Западного Донбасса представлены аргиллитами и алевролитами невысокой прочности со слабым контактом между слоями. Чередующиеся слои мощностью до 5 м на некоторых участках сложены песчаниками. Прочность пород характеризуется аргиллитами и алевролитами со значением $(50 - 250) \cdot 10^5$ н/м². Установлено, что такие слабометаморфизированные глины обладают высокими реологическими способностями [2].

При пучении пород почвы горизонтальных горных выработок горизонтальная конвергенция увеличивается заволачиванием вертикальной части крепи. При объединении ее пучением, соотношение вертикальной конвергенции к горизонтальной может достигать единицы. При частой подработке ножки крепи выработок выполаживаются и требуют замены.

Сопряжение стволов с горизонтальными выработками, как правило, выполняются с армировкой бетонной крепи. Поэтому при горизонтальной конвергенции крепь стволов перемещается вместе с крепью горизонтальной выработки. Такие деформации наблюдались в стволах шахт „Западно-Донбасская”, „Днепровская”, „Им. Героев Космоса” [3]. Деформационные процессы шахтных стволов могут привести к физической нарушенности крепи и даже к обрушению, что в свою очередь может привести к аварийной ситуации. По этой причине очень важно выявить деформацию крепи ствола на ранней стадии и предотвратить ее.

При обследовании деформированной крепи вспомогательного ствола шахты „Им. Сташкова” при бурении анкеров усиления крепи установлены пустоты между деформированным бетоном и горным массивом. Эти пустоты расположены в зоне контакта аргиллита и алевролита, что свидетельствует о блочном перемещении крепи вовнутрь ствола.

Для измерений деформаций крепи ствола была разработана экспресс - методика. Локальность деформационных процессов в стволе исключает необходимость использовать отвесы, опускаемые на большие глубины для проверки геометрических параметров крепи ствола. Это условие и положено в основу методики. За вертикальную плоскость принималась плоскость двух вертикальных проводников, к которым жестко прикладывался шаблон. Чтобы убедиться в вертикальности проводников, предварительно изучена и проанализирована последняя профилировка. По результатам анализа определено, что на исследуемом участке крепи отклонения проводников от вертикали не превышает 10 мм. Это отклонение можно считать незначительным, а плоскость проводников - вертикальной.

Для измерений предлагается использовать шаблон. Шаблон изготавливается из деревянного бруса длиной 2300 мм, шириной 100 мм, толщиной 50 мм. На деревянном брус, в специально выбранных участках были изготовлены посадочные площадки для установки в них корпуса лазерной рулетки. Каждая из

посадочных площадок состоит из пяти вертикально расположенных штырей, между которыми вплотную задвигалась лазерная рулетка. Таким образом гарантировалось постоянство установки лазерной рулетки на шаблоне (рис.1).

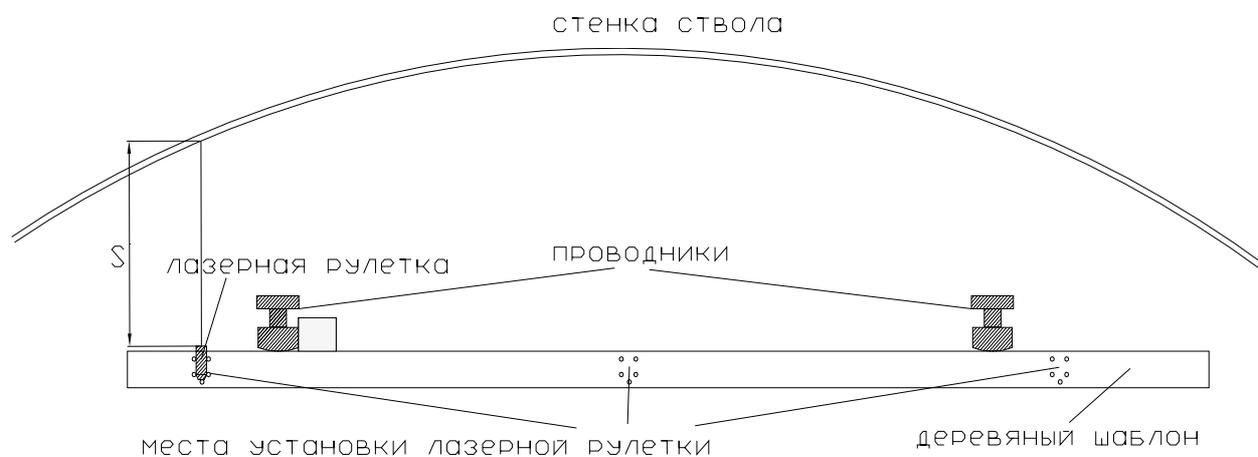


Рис.1. Схема деревянного шаблона

Изготовленный шаблон был поверен. Поверка была выполнена на поверхности, на ровном бетонном полу. Поверка заключалась в многократной установке лазерной рулетки в каждое посадочное место на шаблоне. При каждой установке рулетки было измерено расстояние до ровной горизонтальной поверхности стены. При этом шаблон был жёстко зафиксирован на полу и не изменял своего положения. Расхождение между минимальным и максимальным измеренным расстоянием не превысило 12 мм, отклонение единичного измерения от вычисленного среднего арифметического значения не превысило 4 мм. Опираясь на результаты поверки, результаты линейных измерений, выполненные лазерной рулеткой с применением изготовленного шаблона, считаются выполненными с достаточной точностью. Посадочные места на шаблоне были пронумерованы и оцифрованы. Путём измерений, выполненных металлической рулеткой с миллиметровыми делениями, были определены центры посадочных мест. Расстояния между центрами посадочных мест были измерены и зафиксированы в журнале полевых измерений.

Осмотр состояния крепи ствола выполнялся визуально и путём линейных измерений. Был осмотрен участок ствола между 72 и 79 ярусами армировки ствола. 72 ярус армировки находится выше нарушенного участка, а 79 ярус – ниже нарушенного участка крепи ствола.

При визуальном осмотре обнаружены вывали крепи и система трещин крепи. При линейных замерах зафиксирована деформация крепи ствола вовнутрь на величину до 162 мм для левой клетки и до 230 мм для правой клетки. Также зафиксирован вывал бетонной крепи.

Линейные измерения выполнялись от шаблона до стенки крепи шахтного ствола лазерной рулеткой в режиме видимого луча. Таким образом контролировалось расположение точек замеров. Линейные измерения выполнены после придавливания фронтальной поверхности шаблона к рабочей поверхности двух

жѐстких проводников. Шаблон устанавливался горизонтально. На фронтальной стороне шаблона неподвижно закреплѐн упор. При каждом измерении упор прижимался к боковой поверхности проводника, находящегося слева от фронтальной стороны шаблона.

Исходя из полученных результатов исследования состояния крепи ствола по состоянию на 20 января 2010 года можно сделать вывод, что выше и ниже сопряжения вертикального ствола с горизонтом 225м происходит активное движение пород горного массива. Вследствие перераспределения горного давления часть горного массива пришла в движение по направлению к стволу со стороны левой клетки. Со стороны правой клетки увеличение горного давления меньше, чем со стороны левой клетки (рис.2).

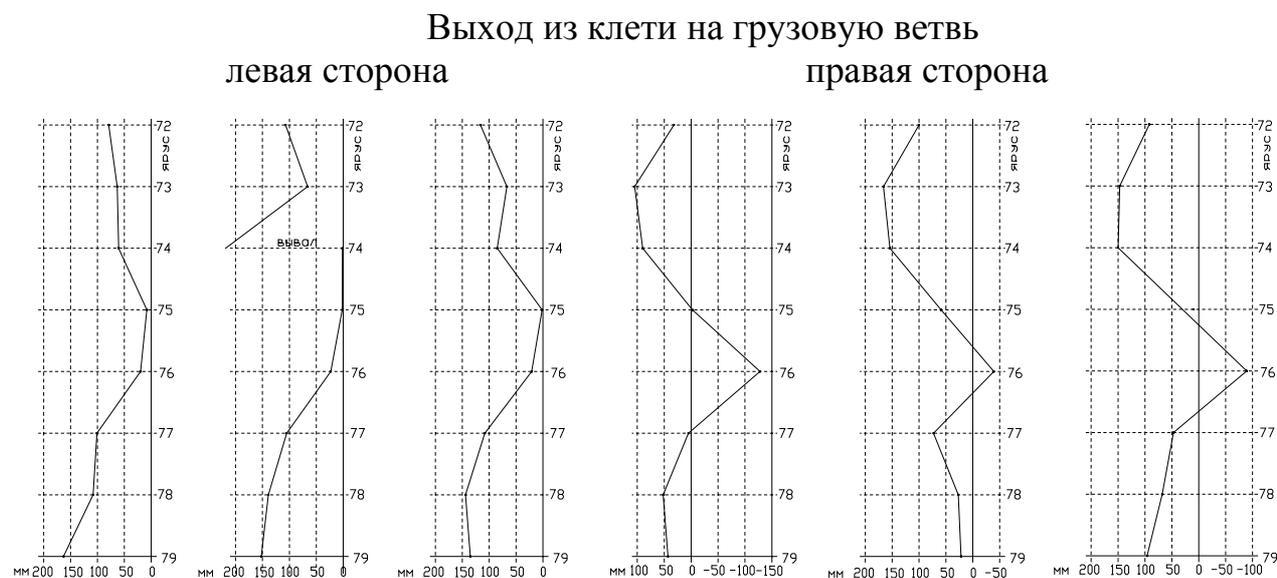


Рис. 2. Профили отклонения крепи ствола от вертикали (знак «+» – к центру ствола; знак «-» – в сторону массива)

Вывод: Рассмотренная в статье методика профилирования деформированных стенок ствола позволяет достаточно просто, с минимальными затратами выполнить геометрические измерения в стволах.

Список литературы:

1. Козел А.М. Геомеханические вопросы проектирования и поддержания шахтных стволов. Книга I. Условия поддержания, состояние, виды и причины деформаций вертикальных стволов.- СПб. ООО «Недра». 2001.-216с.
2. Усаченко Б.М. Свойства пород и устойчивость горных выработок. – Киев: Наукова думка. 1979.-136с.
3. Приходько Л.В., Мухортов С.А., Воронин С.А., Халимендик Ю.М. Опыт замены крепи стволов. Уголь Украины №12. 2009г, с.25-28.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Назаренком В.О.
Надійшла до редакції 12.03.10*

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ И ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ АРОЧНОЙ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ КРЕПИ

В статье приведены результаты стендовых и натуральных испытаний арочной крепи с различными видами замковых соединений.

У статті наведені результати стендових і натурних іспитів аркової кріпи з різними видами замкових з'єднань.

In article results of bench and natural tests arch support with various kinds articulates connections are brought.

На угольных шахтах Украины поддерживается свыше 10 тыс. км горных выработок из них примерно 10% не соответствует паспорту поддержания. На их поддержание задействуется почти 20 тыс. чел. Вопрос повышения угледобычи и устойчивости выработок особенно актуален на больших глубинах.

Металлическими крепями закреплено около 85% поддерживаемых выработок. Наибольшее распространена металлическая арочная трехзвенная (КМП-А3) и пятизвенная крепь (КМП-А5) (90%) [5]. Из-за простоты изготовления и применения получили распространение податливые соединения с помощью П-образных скоб (хомутов), прямых планок и гаек (АПЗ-030). Опыт эксплуатации таких податливых соединений выявил ряд недостатков, которые подчеркивают их ненадежность и низкую работоспособность [2].

В статье поставлена задача обоснования применения безопасных и эффективных замковых соединений арочной крепи.

Исследования крепей в подземных условиях требует больших материальных затрат и продолжительного периода времени. Для сокращения этих сроков разработки и совершенствования конструкций крепей целесообразно исследования проводить на стендах [4].

По данным стендовых испытаний крепи определяются ее усредненная рабочая характеристика (рабочее сопротивление и конструктивная податливость).

При установке двух рам крепи, соединенных между собой межрамными стяжками, в результате нагрузки горизонтальными и вертикальными домкратами получим реальную характеристику по каждой арке уменьшения высоты (Δh) и величины давления на траверсу (рис.1).

Проведенные испытания типовой крепи АП-11,2 с замком АПЗ-030 показывают наличие большого размаха крайних значений давления на траверсу (45 кН – 238 кН). До 70 мм величина осадки крепи происходила с высокими значениями нагрузки, около 170 кН. Далее в результате переноса скобы и частичной пластичной деформации планки и скобы происходят частые резкие скачки (смещения) между элементами крепи. Размах значений давления на крепь зависит от базового значения мест приложения сжимающих усилий скоб и их деформационных характеристик.

В реальных условиях можно предположить, что при совпадении рабочей характеристики крепи в нижних точках на нескольких рамах, несущая способность группы рам может снизиться до 40 – 80 кН.

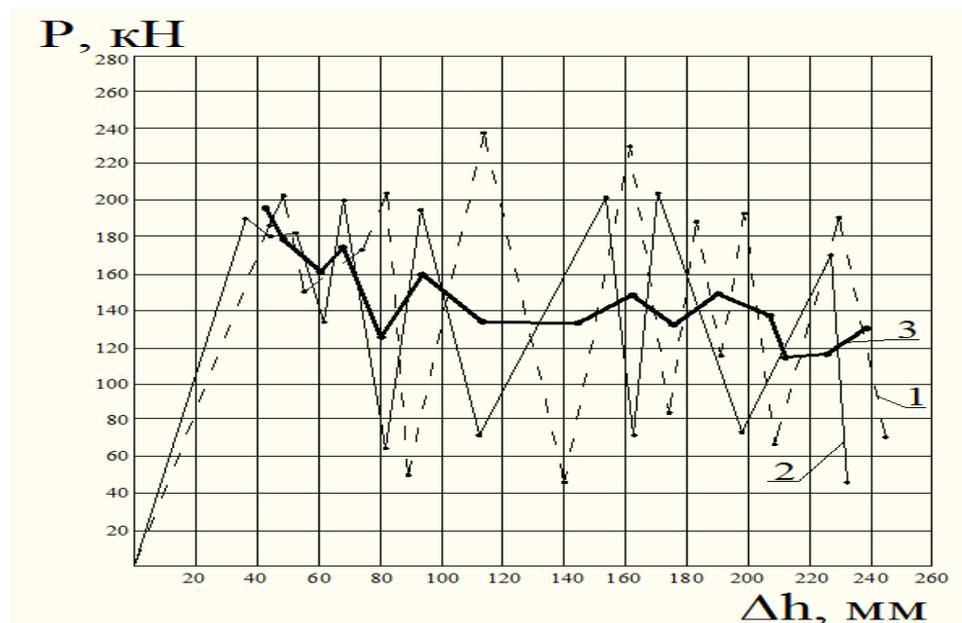


Рис. 1. Результаты испытания крепи АП-11,2: 1 – первая арка; 2 – вторая арка; 3 – усредненная кривая

При динамическом воздействии пород кровли на крепь необходимо учитывать коэффициент динамичности [1], природу которого можно объяснить процессами, происходящими при обрушении пород с учетом теории ударов.

Исходя, из этого можно объяснить завалы выработок и при небольших сводах обрушений (до 2 м). К увеличению рисков приводит искусственная пригрузка рам крепи, например, подвеской перегружателя комбайна к элементам крепи, подвеской тягальных механизмов типа ТОС-1 или «разбуривание» подвижного состава с помощью канатов заведенных за дополнительные хомуты в кровле и электропроводов.

Усредненная рабочая характеристика крепи в податливом режиме полученная в результате обработки измеренных величин методами математической статистики в диапазоне от 50 мм опускания до максимального значения полученного при испытаниях представляет собой наклонную линию. По этой линии определяется величина (рис. 1) рабочего сопротивления крепи, соответствующего уменьшению высоты рамы. Часто рабочая характеристика крепи по результатам испытаний дается в виде ломаной сглаживающей линии.

Сравнивая несущую способность крепи в жестком режиме и несущую способность податливой крепи закрепленной замком со скобой АПЗ-030 можно утверждать, что несущая способность крепи в податливом режиме по усредненной линии меньше жесткого примерно в 4 раза, а по крайним нижним точкам почти в 10 раз. Исследуя металлическую крепь из спецпрофиля сотрудниками ДонУГИ для достижения нормальной работы рекомендуют несущую способность в податливом режиме в 2 раза меньше чем в жестком режиме [3].

Объем применяемой металлической крепи с замком АПЗ – 030 угольными шахтами Украины составляет около 80% [5]. Все это сохраняет высокий уровень рисков образования завалов при проведении и поддержании выработок.

Совершенствование замковых соединений идет по пути увеличения усиления сжатия элементов крепи и устранения перекосов при проскальзывании их. Замок АПЗ-070 имеет более плавную характеристику и более высокую несущую способность, чем АПЗ-030 за счет фигурной планки и наличия наклонной скобы к оси профиля (рис. 2).

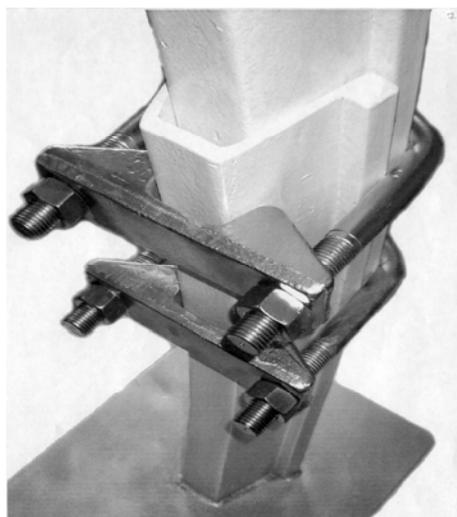


Рис. 2. Внешний вид замка АПЗ-070

Разработанный замок ЗШ-000 не подвергается деформации при больших усилиях сжатия элементов крепи и при небольших смещениях в замках достигает близких нагрузок на крепь к работе в жестком режиме (рис. 3). Рабочая характеристика крепи КМП-13,8 при смещении 70 мм достигла нагрузки 380 кН (рис. 3).

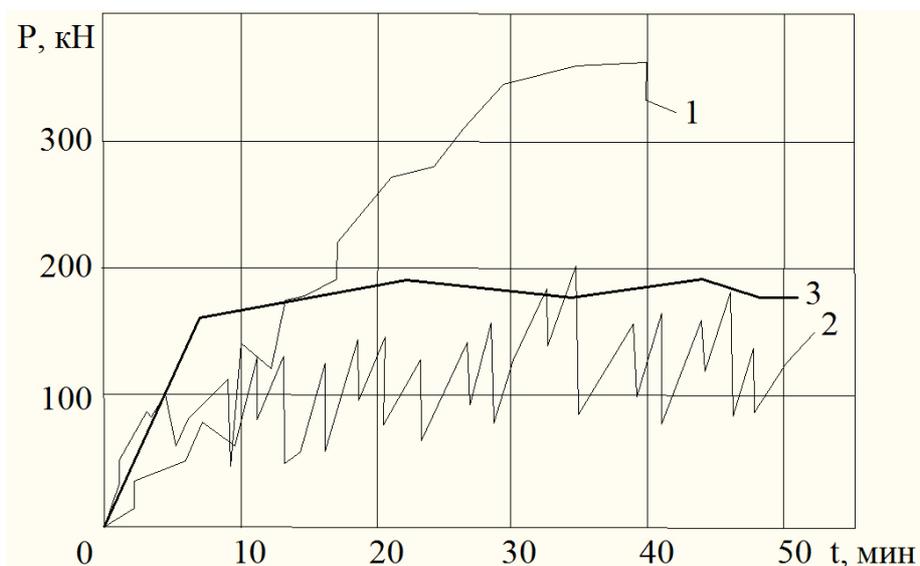


Рис. 3. Испытание крепи КМП-13,8: 1 – замок с планкой ЗШ-000; 2 – замок АПЗ-030 (планка 18×60); 3 – замок АПЗ-070 (планка ПЗС-20)

При проведении присечной выработки 3-му южному конвейерному штреку шахты «Краснолиманская» крепление проводилось крепью АПЗ с удлиненной стойкой сечением в свету $11,2 \text{ м}^2$. Горное давление проявлялось в виде большой вертикальной конвергенции и значительного смещения элементов крепи в замках. Часто наблюдается упирание верхнего элемента крепи в скобу боковой стяжки. С применением штампованной планки смещение в замках уменьшилось. Среднее значение смещения элементов крепи с замком АПЗ-030 составило 505 мм, а с замком ЗШ-000 – 64 мм (рис. 4). Количество деформированных замков (т.е. вышедших из строя с разрывом скобы) составило одинаковое количество, около 10%.

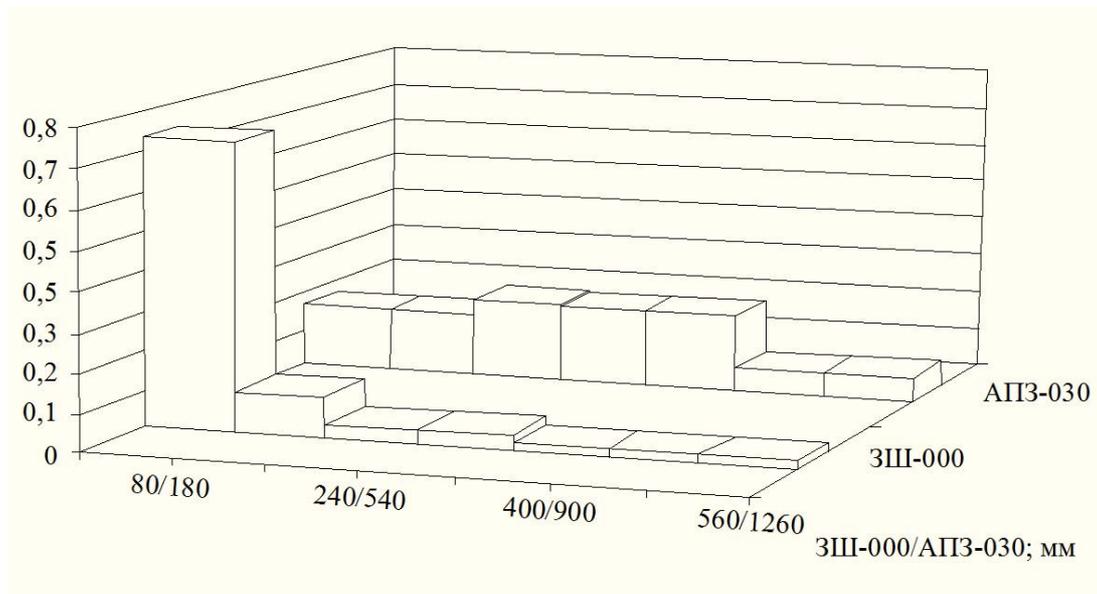


Рис. 4. Гистограмма распределения величин смещения элементов крепи ш. «Красноармейская»

Учитывая необходимость создания максимального отпора крепи и большей податливости в период ее эксплуатации была реализована идея сжатия бортов спецпрофиля планкой типа ЗПК, то есть огибающей спецпрофиль. Уменьшение расстояния между точками приложения нагрузок на элементы крепи должно привести к уменьшению амплитуды скачков на графике смещений элементов крепи и нагрузок. Рабочая характеристика ее приведена на рис. 5. Несущая способность такой крепи возрастает не менее чем в 2 раза средняя кривая имеет нарастающий характер, а размах несущей способности при проскальзывании элементов крепи не превышает 120 кН и наименьшее значение не опускается ниже 200 кН. Применение этих замков (ЗПКм) позволяет снизить риск образования завалов выработок, а повышением несущей способности снизить металлоемкость крепления горных выработок.

На рис. 6 приведены результаты инструментальных наблюдений за смещениями боковых пород в дренажном штреке горизонта 930 м пласта h_{10}^H шахты им. Вахрушева ГП «Ровенькиантрацит». Выработку проводили по ласту буровзрывным способом. Вмещающие породы представлены в основном песчаными сланцами прочностью 79 – 100 МПа. В кровле на расстоянии 2,1 – 3,5 м от пла-

ста залегает песчаник мощностью до 6 м и прочностью 151 – 202 МПа. В почве выработки мощный слой песчаника располагается на расстоянии 9,3 – 11,6 м от угольного пласта. Выработка являлась конвейерной для работающей лавы и охранялась целиком угля шириной до 10 м.

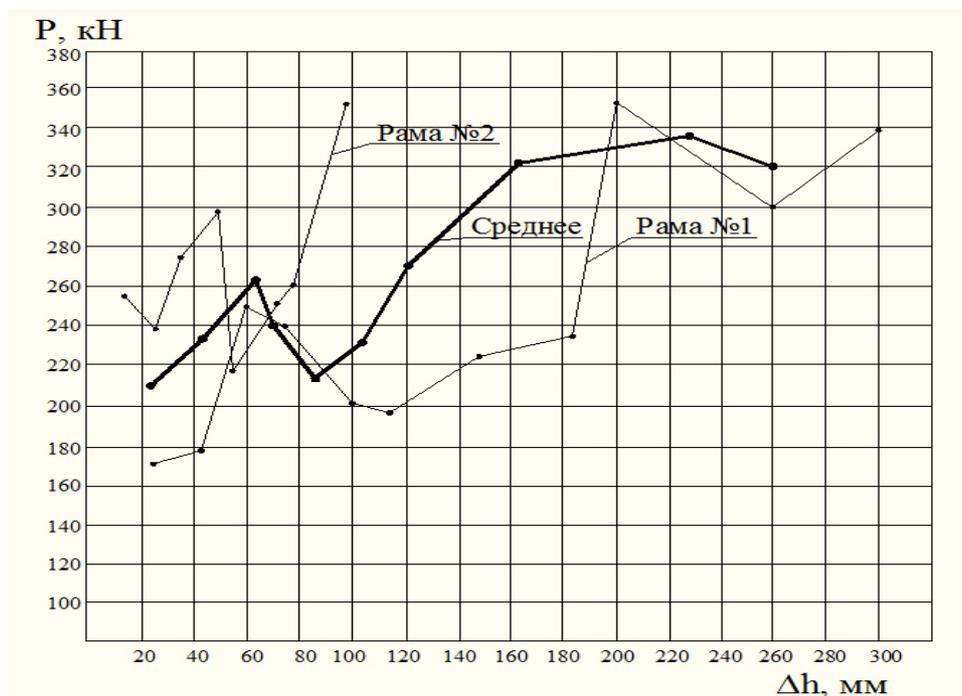


Рис.5. Результаты исследования крепи АП-13,8 с замком ЗПКм

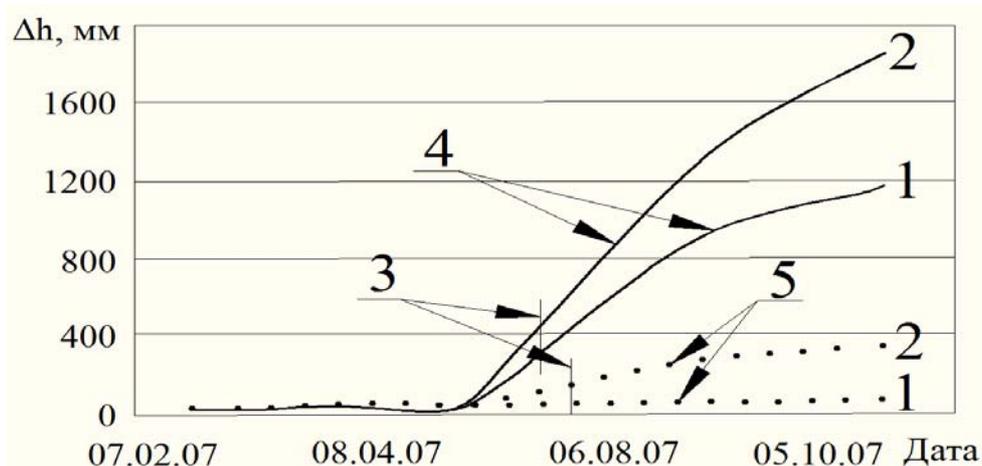


Рис.6. Горизонтальная (1) и вертикальная (2) конвергенция выработки Δh на контуре дренажного штрека горизонта 930 м шахты им. Вахрушева на замерных станциях: 3 – проход лавы; 4 и 5 – смещения на станциях первой и второй

Первая замерная станция была оборудована на отрезке выработки с крепью КШПУ-М/15,1 (шаг 0,5 м) из СВП-27 с замками АПЗ-030, вторая – на отрезке выработки с крепью КМП-А3/15,5 (шаг 0,8 м) из СВП-27 с замками ЗПКм. Предусматривалось анкерование пород кровли с параметрами пяти анкеров в сечении между арками крепи по всей длине выработки.

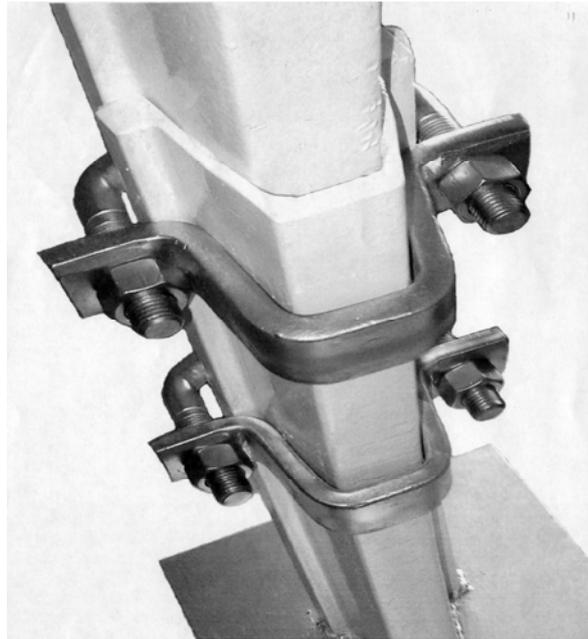


Рис. 7

Установлено, что смещения на первой замерной станции были примерно в 6 – 10 раз больше, чем на второй (рис. 6). При этом на отдельных отрезках, закрепленных крепью с замками АПЗ-030, потребовалось перекрепление выработки. В районе второй замерной станции к моменту завершения наблюдений перекрепление не требовалось.

Применение разработанных замковых соединений ЗШ-000 и ЗПКм позволяет повысить безопасность и эффективность использования арочной металлической крепи.

Производство замковых соединений ЗШ-000 и ЗПКм массово освоено и применяется на шахтах ОАО «Павлоградуголь», «Свердловскантрацит», ГП «Краснодонуголь», ш. «Краноармейская-Западная», ш. «Комсомолец Добасса».

Список литературы:

1. СОУ 10.1.00185790-011:2007 Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. Мінвуглепром України. Київ 2007р. -113 с.
2. Литвинський Г.Г., Гайко Г.І., Кулдиркаев М.І. Сталеve рамне кріплення гірничих виробок. –К: Техніка. 1999. -216 с.
3. Комиссаров М.А. Металлическая рамная крепь при проведении горных выработок. Уголь, 1975, с. 17-23
4. Компаниец В.Ф., Шевелинда Ю.А. Оборудование и методика лабораторных испытаний металлических рамных податливых крепей // Технология отработки тонких угольных пластов на шахтах Донбасса. Сборник научных трудов. Донецк: ДонУги, 1988, с. 130-136
5. Егоров С.И., Халимендик Ю.М., Курченко Э.П. и др. Обобщение опыта крепления и охраны подготовительных выработок. Уголь Украины, 2002, №5, с. 19-21

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.
Надійшла до редакції 22.03.10*

К ОЦЕНКЕ АМПЛИТУДНО-ЧАСТОТНОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ КОЛЕБАНИЙ ПРИЗАБОЙНОЙ ЧАСТИ ПЛАСТА

Наблюдаемые перед выбросом изменения амплитудно-частотной характеристики колебаний пласта, интерпретируются на основе решения задачи о колебаниях полубесконечного стержня с начальным участком, имеющим отличные от основного акустические характеристики.

Спостережувані перед викидом зміни амплітудно-частотної характеристики коливань пласту, інтерпретуються на основі рішення задачі про коливання напівбезмежного стержня з початковою ділянкою, що має відмінні від основного акустичні характеристики.

Observed before the sudden outburst changes the amplitude-frequency characteristics of vibrations coalbed are interpreted on the basis of solving the problem of vibrations of a semi-infinite rod with an initial segment with excellent from the basic acoustic characteristics

Одним из наиболее перспективных методов прогноза опасных динамических явлений в угольных забоях является метод, основанный на анализе акустических колебаний породного массива, когда в качестве источников колебаний выступают породоразрушающие механизмы [1]. При этом сейсмодатчик размещается в углевмещающей породе вблизи границы с угольным пластом, а анализ производится по амплитудно-частотной характеристике (АЧХ) колебаний. Принципиально важно, что регистрируемые АЧХ слабо зависят от вида источника колебаний [1,2], что в свою очередь позволяет рассматривать её как характеристику состояния забоя и формулировать на её основе диагностические и прогностические критерии.

Исследованиями, проведенными в различных условиях, установлено, что обычно АЧХ, регистрируемые на расстояниях до 50 метров от источника колебаний в интервале частот от 100 Гц до 1200 Гц имеют три экстремума. При приближении выброса АЧХ существенно изменяется. В частности, амплитуда третьего («высокочастотного») экстремума растёт. На основании многолетних наблюдений выработан критерий выбросоопасности: отношение значения амплитуды в третьем экстремуме к значению амплитуды в первом («низкочастотном») больше трёх [1,3].

Несмотря на подтверждённую практическим применением эффективность данного критерия, объяснение причин описанного изменения АЧХ не вполне убедительно, что тормозит совершенствование и широкое внедрение метода.

Так, обычно, повышенное значение амплитуды в третьем экстремуме объясняется снижением коэффициента поглощения в угле с повышением напряжения [1,2]. Вместе с тем очевидно, что экстремумы на АЧХ в указанном диапазоне частот связаны также с наличием неоднородностей, линейные размеры которых порядка мощности пласта. Изменение линейных размеров неоднородностей и контактных условий на них изменяют колебательные характеристики системы. В частности, в зависимости от напряжённо-деформированного состояния изменяется размеры зон опорного давления и отжима, окружающих

выработку и характеризующейся изменёнными, по сравнению с невозмущённым пластом, акустическими характеристиками.

Сколь либо строгое моделирование колебательных процессов в призабойной зоне связано с решением чрезвычайно сложных задач динамической теории упругости. Даже в случае однородных изотропных идеально упругих сред и границ, отождествляемых с частями координатных поверхностей, получаемые решения [4,5,6] имеют труднообозримый вид, связанный с выявлением «тонких свойств интегральных уравнений, порождающих описанные выше задачи»[6]. При этом следует отметить, что для полуограниченных тел показана возможность существования колебаний с конечной энергией при наличии неоднородностей или нагрузок специального вида [6].

В данной работе для предварительной оценки влияния призабойной зоны на распространение колебаний вглубь пласта предлагается рассмотреть задачу о колебаниях в полубесконечном стержне с начальным участком, имеющим отличные от основного акустические характеристики. Нужно заметить, что формально отличие акустических характеристик в такой модели может быть обусловлено не только изменением свойств среды, но и запрещением поперечных боковых смещений, когда одномерное движение может быть описано тем же уравнением, но с изменённым (повышенным) значением эффективного модуля Юнга [7].

Целью работы является определение возможного влияния изменений акустических свойств и размеров призабойной зоны на параметры колебаний, регистрируемых в различных точках массива.

Пусть полубесконечный упругий стержень с модулем Юнга E_0 и плотностью ρ_0 имеет начальный участок длиной l , той же плотности, но с другим модулем упругости E_1 . Участки стержня неразъемные. Колебания в стержне вызваны постоянно действующей на торце продольной гармонической кинематической или силовой нагрузкой с круговой частотой ω и амплитудой u_H или σ_H соответственно.

Начало координат поместим на границе участков однородности. Величины с индексом 1 будем относить к начальному участку, а с индексом 0 к остальному полубесконечному стержню.

Тогда получим следующую задачу без начальных условий:

$$\frac{\partial^2 u_k}{\partial t^2} = c_k^2 \frac{\partial^2 u_k}{\partial x^2}, \quad k = 0,1; \quad (1)$$

$$u_1(t,0) = u_0(t,0); \quad (2)$$

$$E_1 \frac{\partial u_1}{\partial x}(t,0) = E_0 \frac{\partial u_0}{\partial x}(t,0); \quad (3)$$

$$\lim_{x \rightarrow \infty} u_0(t,x) = 0; \quad (4)$$

$$u_1(t,-l) = u_H \exp(-i\omega t); \quad (5)$$

или

$$E_1 \frac{\partial u_1}{\partial x}(t, -l) = -i\sigma_H \exp(-i\omega t), \quad (6)$$

где u_k - перемещение, x - координата, t - время, c_k - скорость звука, i - мнимая единица.

Требуется найти и проанализировать решение задачи (1)-(5) и (1)-(4), (6). Сначала рассмотрим задачу при действии кинематической нагрузки.

Выберем в качестве масштабов: длины - l , времени - $l\sqrt{\frac{\rho_0}{E_0}}$, скорости звука - $\sqrt{\frac{E_0}{\rho_0}}$, модулей Юнга - E_0 , напряжения - $E_0 \frac{u_H}{l}$, перемещения - u_H , скорости перемещения - $\frac{u_H}{l} \sqrt{\frac{E_0}{\rho_0}}$, круговой частоты - $\frac{1}{l} \sqrt{\frac{E_0}{\rho_0}}$.

Тогда в безразмерных величинах задача (1)-(5) принимает вид;

$$\frac{\partial^2 u_k}{\partial t^2} = c_k^2 \frac{\partial^2 u_k}{\partial x^2}, \quad k = 0, 1; \quad (7)$$

$$u_1(t, 0) = u_0(t, 0); \quad (8)$$

$$E_1 \frac{\partial u_1}{\partial x}(t, 0) = \frac{\partial u_0}{\partial x}(t, 0); \quad (9)$$

$$\lim_{x \rightarrow \infty} u_0(t, x) = 0; \quad (10)$$

$$u_1(t, -1) = \exp(-i\omega t); \quad (11)$$

В безразмерных величинах $c_0 = 1$, а c_1 можно трактовать как отношение акустических сопротивлений начального участка и остального полубесконечного стержня.

Параметрами поставленной задачи являются величины c_1 и ω .

Будем искать решение (7) - (11) в виде

$$u_k(x, t) = A_k \exp\left[i\left(\frac{\omega x}{c_k} - \omega t\right)\right] + B_k \exp\left[-i\left(\frac{\omega x}{c_k} + \omega t\right)\right], \quad (12)$$

где A_k , B_k - комплексные амплитуды волн, распространяющихся влево и вправо соответственно.

Так как в полубесконечном стержне (при $x > 0$) возмущения не отражаются и могут распространяться только вправо (условия излучения), то $B_0 = 0$.

Далее временной множитель $\exp(-i\omega t)$ будем опускать.

Подставляя (12) в (11), (8), (9), получим систему уравнений:

$$\begin{cases} A_1 \exp(-i \frac{\varpi}{c_1}) + B_1 \exp(i \frac{\varpi}{c_1}) = 1, \\ A_1 + B_1 = A_0, \\ A_1 - B_1 = \frac{1}{c_1} A_0, \end{cases} \quad (13)$$

Подставляя, найденные из (13) значения комплексных амплитуд A_1, B_1, A_0 в (12), получим для перемещений и напряжений:

$$u_1 = \Delta \cdot \left\{ [c_1^2 a_1 \cos(\frac{\varpi x}{c_1}) - b_1 \sin(\frac{\varpi x}{c_1})] + i [b_2 \cos(\frac{\varpi x}{c_1}) + a_2 \sin(\frac{\varpi x}{c_1})] \right\}, \quad (14)$$

$$\sigma_1 = \omega \cdot c_1 \cdot \Delta \cdot \left\{ [c_1^2 a_1 \sin(\frac{\varpi x}{c_1}) + b_1 \cos(\frac{\varpi x}{c_1})] + i [b_2 \sin(\frac{\varpi x}{c_1}) - a_2 \cos(\frac{\varpi x}{c_1})] \right\}, \quad (15)$$

$$u_2 = \Delta \cdot [c_1^2 a_1 \cos(\varpi x) - b_2 \sin(\varpi x)] + i [b_2 \cos(\varpi x) + a_1 \sin(\varpi x)], \quad (16)$$

$$\sigma_2 = -\omega \cdot \Delta \cdot \left\{ [c_1^2 a_1 \sin(\varpi x) + b_2 \cos(\varpi x)] + i [b_2 \sin(\varpi x) - a_1 \cos(\varpi x)] \right\}, \quad (17)$$

где

$$a_1 = \cos(\frac{\varpi}{c_1}), \quad b_1 = \sin(\frac{\varpi}{c_1}), \quad a_2 = c_1 \cos(\frac{\varpi}{c_1}), \quad b_2 = c_1 \sin(\frac{\varpi}{c_1}),$$

$$\Delta = \left[c_1^2 \cos^2(\frac{\varpi}{c_1}) + \sin^2(\frac{\varpi}{c_1}) \right]^{-1}.$$

Полученные выражения объединяют решения для конечного ($c_1 \rightarrow 0$ и $c_1 \rightarrow \infty$) и бесконечного ($c_1 = 1$) стержня, которые могут быть найдены из (14) - (17) как частные случаи.

Решение (14) - (17) позволяет достаточно просто проанализировать особенности волновых процессов, связанные, в частности, с длиной начального участка и различием в его акустических свойствах и акустических свойствах остальной полубесконечной части стержня.

Уже из вида (14), (15) следует, что на начальном участке резонансы в обычно понимаемом смысле, когда при нагружении на некоторой частоте амплитуда бесконечно возрастает, возможны только в частных идеализированных случаях ($c_1 \rightarrow 0$, $c_1 \rightarrow \infty$), то есть, строго говоря, для конечных стержней. В то же время при определённых соотношениях c_1 и ϖ в отдельных точках начального участка стержня наблюдаются колебания с амплитудой превышающей амплитуду нагрузки. В качестве примера на рис.1. показаны кривые перемещений в различных точках в зависимости от времени. В точке с координатой $x = -0,5$ максимальное перемещение заметно превосходит перемещение на нагружаемом торце ($x = -1$).

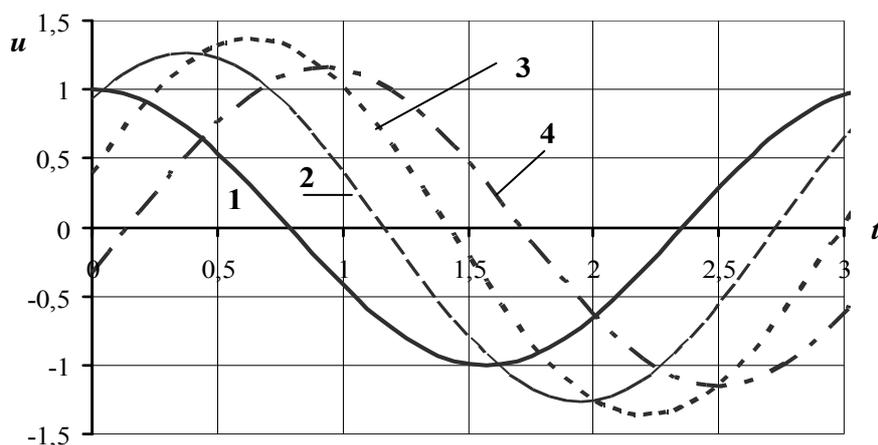


Рис 1. Перемещения в различных точках начального участка в зависимости от времени: $c_1 = 0,7$; 1- $x = -1$; 2- $x = -0,75$; 3- $x = -0,5$; 4- $x = -0,25$.

Из (14) и (16) получим действительные амплитуды колебаний для начального и полубесконечного участков:

$$R_{u1}(x, \varpi, c_1) = \sqrt{\frac{c_1^2 \cos^2\left(\frac{\varpi x}{c_1}\right) + \sin^2\left(\frac{\varpi x}{c_1}\right)}{c_1^2 \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right)}} \quad (18)$$

$$R_{u0}(\varpi, c_1) = \frac{c_1}{\sqrt{c_1^2 \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right)}} \quad (19)$$

В отличие от полубесконечного участка, где амплитуда перемещений не зависит от координаты (19), на начальном участке амплитуда меняется при изменении точки наблюдения (18).

Формулы (18) и (19), в силу выбранных масштабов, представляют собой отношения амплитуд колебаний перемещений в некоторой точке стержня к амплитуде колебаний перемещения на нагружаемом конце (при $x = -1$). Чтобы формулы для амплитуд напряжений также были отнесены к амплитуде напряжения на нагружаемом конце, разделим действительные амплитуды, полученные из (15) и (17) на действительную амплитуду напряжения при $x = -1$:

$$c_1 \varpi \sqrt{\frac{c_1^2 \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right)}{c_1^2 \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right)}}.$$

Тогда амплитуды напряжений уже отнесённые к амплитуде при $x = -1$:

$$R_{\sigma 1}(x, \varpi, c_1) = \sqrt{\frac{c_1^2 \sin^2\left(\frac{\varpi x}{c_1}\right) + \cos^2\left(\frac{\varpi x}{c_1}\right)}{c_1^2 \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right)}}, \quad (20)$$

$$R_{\sigma 0}(\varpi, c_1) = \frac{1}{\sqrt{c_1^2 \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right)}}. \quad (21)$$

Из элементарных исследований на экстремум функций (18) и (20) следует, что при фиксированных значениях частоты колебаний ϖ и отношения акустических сопротивлений c_1 , максимальные амплитуды перемещений R_{u1} достигаются при выполнении условий:

$$\sin\left(\frac{2\varpi}{c_1}\right) = 0 \quad \text{и} \quad (c_1^2 - 1) \left[c \cdot \cos^2\left(\frac{\varpi x}{c_1}\right) - \sin^2\left(\frac{\varpi x}{c_1}\right) \right] > 0, \quad (22)$$

а максимальные амплитуды напряжений $R_{\sigma 1}$ при:

$$\sin\left(\frac{2\varpi}{c_1}\right) = 0 \quad \text{и} \quad (c_1^2 - 1) \left[c \cdot \sin^2\left(\frac{\varpi x}{c_1}\right) - \cos^2\left(\frac{\varpi x}{c_1}\right) \right] > 0 \quad (23)$$

Рассмотрим случай, когда $c_1 > 1$.

Из (22) следует, что максимумы амплитуд перемещений будут находиться в точках

$$x_u^{c>1} = -\frac{c\pi r}{\varpi}, \quad (24)$$

а их значения совпадают с амплитудами перемещений в полубесконечной части, определёнными (19).

Максимумы амплитуд напряжения находятся в точках

$$x_{\sigma}^{c>1} = -\frac{c_1\pi(2r+1)}{2\varpi}, \quad (25)$$

а максимальные значения равны

$$R_{\sigma}^{c>1} = \frac{c_1}{\sqrt{c_1^2 \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right)}} \quad (26)$$

Значения r в (24) и (25) должны быть выбраны из условия попадания координат на отрезок $[-1; 0]$.

Один из экстремумов амплитуды перемещений всегда существует и находится на границе с полубесконечным участком ($x = -1$). Если $\varpi > \pi \cdot c_1$ экстремумов больше одного, а значения амплитуд в них равны. Экстремальные значения на начальном участке совпадают с амплитудами колебаний в полубесконечной части, поэтому, в частности, экстремальные значения в этом слу-

чае можно вычислить по (19). Типичные распределения амплитуд перемещений при различных частотах показаны на рис 2.

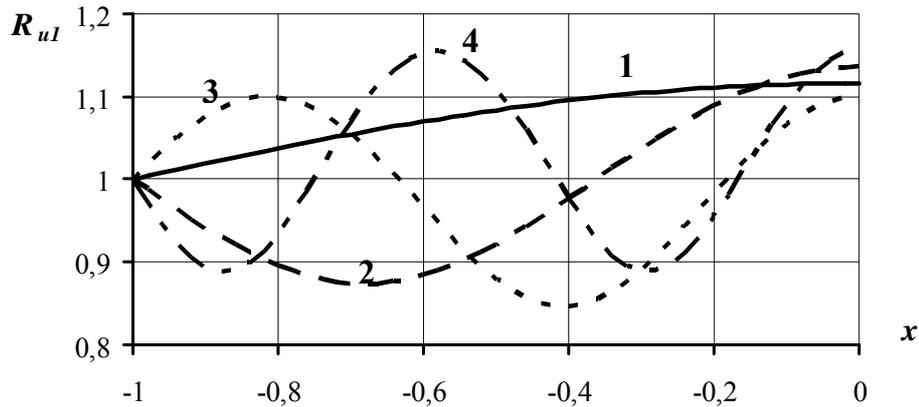


Рис.2 Распределения амплитуд перемещений на начальном участке. $c_1 = 1,3$; 1- $\varpi = 1$; 2 - $\varpi = 2$; 3- $\varpi = 3$; 4- $\varpi = 4$.

Максимальные напряжения достигаются только во внутренних точках начального участка и только при условии, что $\varpi > \pi \cdot c_1$, причём наибольшие амплитуды напряжения на начальном участке выше амплитуды напряжения волн, распространяющихся в полубесконечной части.

Как следует из формулы (19) и (26) для каждого соотношения акустических сопротивлений существуют частоты, амплитуды колебаний на которых максимальны.

Для перемещений экстремальные частоты:

$$\varpi_u^{c>1} = \frac{\pi c_1 (2j - 1)}{2}, \quad j = 1, 2, \dots, \quad (27)$$

а соответствующие экстремальные амплитуды совпадают с амплитудами перемещений в полубесконечной части и равны c_1 (напомним, $c_1 > 1$).

Для напряжений экстремальные частоты:

$$\varpi_\sigma^{c>1} = \pi c_1 j, \quad j = 1, 2, \dots \quad (28)$$

При этом амплитуды колебаний напряжения в отдельных областях начального участка (в точках экстремума $R_{\sigma 1} = c_1$) превышают амплитуду колебаний в полубесконечной части ($R_{\sigma 2} = 1$).

Аналогично, рассматривая ситуацию, когда $c_1 < 1$, получим следующее.

Максимальные значения амплитуды перемещений достигают в точках

$$x_u^{c<1} = -\frac{c_1 \pi (2r - 1)}{2\varpi}, \quad (29)$$

равны

$$R_u^{c<1} = \frac{1}{\sqrt{c_1^2 \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right)}} \quad (30)$$

и превышают амплитуды колебаний в полубесконечной части стержня (19).

Экстремумы амплитуд напряжения расположены в точках

$$x_{\sigma}^{c<1} = -\frac{c\pi r}{\varpi},$$

а их значения совпадают с амплитудами напряжения в полубесконечной части, вычисляемыми по (21).

На рис. 3 приведены распределения амплитуды перемещения по длине начального участка для одного и того же соотношения акустических сопротивлений ($c_1 = 0,7 < 1$) и разных частот колебаний. В данном случае при частотах больше 2 наибольшие значения амплитуд колебаний достигаются в нескольких внутренних точках начального участка стержня.

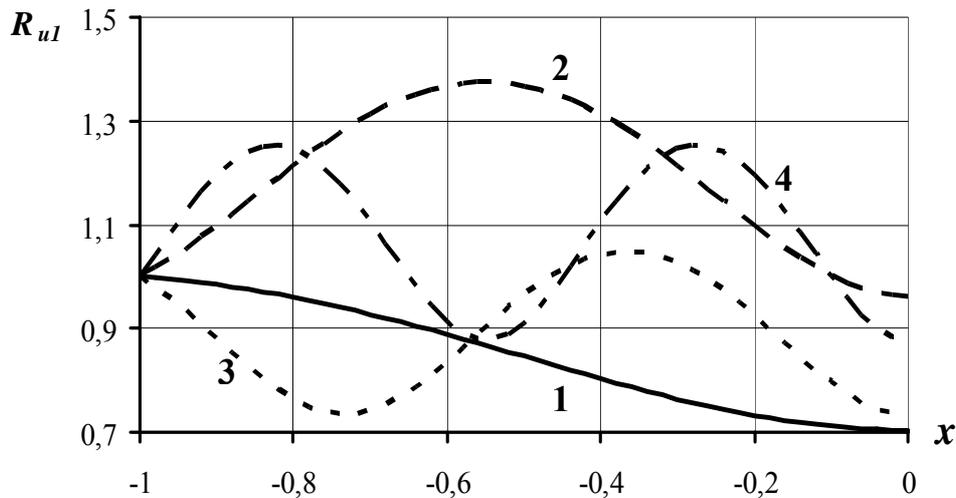


Рис.3. Распределения квадрата амплитуды колебаний по длине стержня $c_1 = 0,7$; 1- $\varpi = 1$; 2- $\varpi = 2$; 3- $\varpi = 3$; 4- $\varpi = 4$;

Для перемещений экстремальные частоты:

$$\varpi_u^{c<1} = \pi c_1 j, \quad j = 1, 2, \dots, \quad (31)$$

а соответствующие экстремальные амплитуды равны $\frac{1}{c_1} > 1$ и превышают, как амплитуды на нагружаемом конце, так и в полубесконечной части ($R_{u0} = 1$).

Для напряжений экстремальные частоты:

$$\varpi_{\sigma}^{c<1} = \frac{\pi c_1 (2j - 1)}{2}, \quad j = 1, 2, \dots, \quad (32)$$

а соответствующие амплитуды, как в экстремальных точках начального участка, так и в полубесконечной части принимают одинаковые значения $\frac{1}{c_1}$.

Формулы (27), (28), (31), (32) совпадают с формулами для собственных частот конечного стержня с одним закреплённым, а другим свободным или защемлённым концами. В случае полубесконечного стержня с начальным участком последние формально можно применять для определения экстремальных

частот, учитывая только, что если акустическое сопротивление начального участка выше акустического сопротивления остальной полубесконечной части, то конец следует считать свободным, а если ниже, то заземлённым.

На рис.4 показаны зависимости, иллюстрирующие влияние отношения акустических сопротивлений на избирательные свойства системы по частоте вынужденных колебаний при $c_1 < 1$. Кривые представляют собой графики функции (3.30) с максимумами равными $\frac{1}{c_1}$ на частотах $\varpi_u^{c_1 < 1}$ (31). Соответствующие амплитуды имеют место в точках начального участка с координатами $x_u^{c_1 < 1}$ (29). Наблюдаемые зависимости напоминают резонансные.

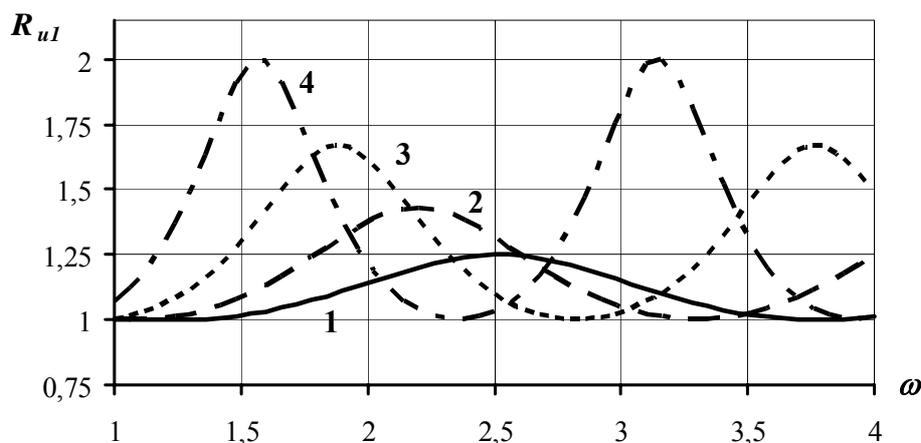


Рис.4. Максимальные значения амплитуды перемещений в зависимости от частоты. 1 - $c_1 = 0,8$, 2 - $c_1 = 0,7$, 3 - $c_1 = 0,6$, 4 - $c_1 = 0,5$.

Решение (14) - (17) позволяет также оценить энергетические характеристики процесса распространения возмущений.

Средняя за период колебаний плотность потока мощности \bar{P} , определяемая через интеграл вектора Умова $p = -\sigma \frac{\partial u}{\partial t}$ (где все величины действительные), вычисляется через комплексные амплитуды перемещений и напряжений (14), (15) или (16), (17) по формуле, предложенной в [4]:

$$P = \frac{\varpi}{2\pi} \int_0^{2\pi} p dt = -\frac{i\varpi}{4} (\sigma_1 \cdot u_1^* - \sigma_1^* \cdot u_1) = -\frac{i\varpi}{4} (\sigma_2 \cdot u_2^* - \sigma_2^* \cdot u_2) =$$

$$= \frac{\varpi^2 \cdot c_1^2}{2 \left[c_1^2 \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) \right]}$$

где * - знак комплексного сопряжения.

Рис. 5 иллюстрирует данную зависимость. Влияние частоты, определяемой свойствами и размерами начального участка, на мощность, передаваемую в стержень, очевидно.

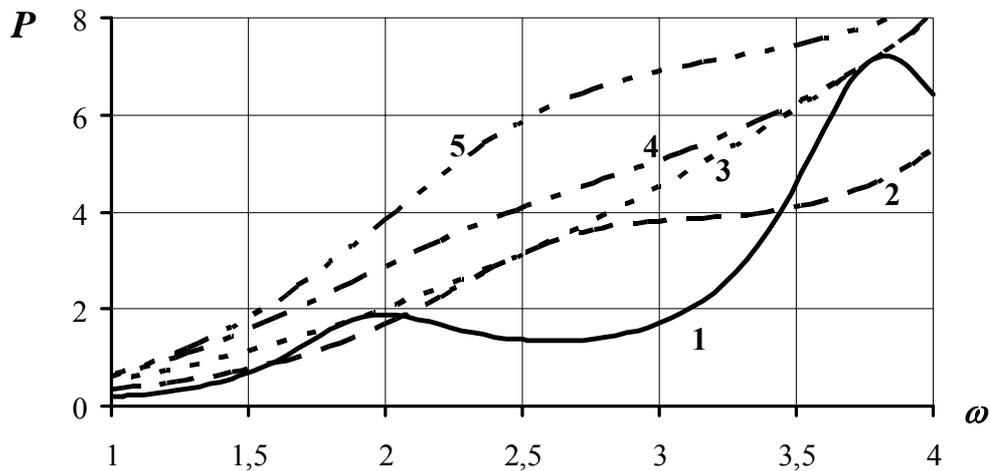


Рис.5. Плотность потока мощности при кинематической нагрузке
 1 - $c_1 = 0,6$, 2 - $c_1 = 0,8$, 3 - $c_1 = 1,0$, 4 - $c_1 = 1,2$, 5 - $c_1 = 1,4$.

Теперь рассмотрим случай мягкой (силовой) нагрузки.

Выберем в качестве масштабов для напряжения - σ_H , перемещения - $\frac{\sigma_H l}{E_0}$,

скорости перемещения - $\frac{\sigma_H}{\sqrt{E_0 \rho_0}}$, а для остальных величин оставим прежними.

Тогда в безразмерных величинах задача будет описываться тем же уравнением (7) с условиями (8)-(10), а вместо (11) должно выполняться:

$$E_1 \frac{\partial u_1}{\partial x}(t, -1) = i \exp(-i \varpi t)$$

Представив решение в таком же виде (12), получим систему относительно комплексных амплитуд, первые два уравнения которой совпадают с (13), а третье имеет вид:

$$A_1 \exp(-i \frac{\varpi}{c_1}) - B_1 \exp(i \frac{\varpi}{c_1}) = \frac{1}{\varpi \cdot c_1}$$

Подставляя найденные значения A_1, B_1, A_0 в (12), получим для перемещений и напряжений:

$$u_1 = \frac{\Delta_1}{\varpi c_1} \cdot \left\{ [a_2 \cos(\frac{\varpi x}{c_1}) - b_2 \sin(\frac{\varpi x}{c_1})] + i [c_1^2 b_1 \cos(\frac{\varpi x}{c_1}) + a_1 \sin(\frac{\varpi x}{c_1})] \right\},$$

$$\sigma_1 = \Delta_1 \cdot \left\{ [a_1 \sin(\frac{\varpi x}{c_1}) + b_2 \cos(\frac{\varpi x}{c_1})] + i [c_1^2 b_1 \sin(\frac{\varpi x}{c_1}) - a_1 \cos(\frac{\varpi x}{c_1})] \right\},$$

$$u_2 = \frac{\Delta_1}{\varpi} \cdot [a_1 \cos(\varpi x) - b_2 \sin(\varpi x)] + i [b_2 \cos(\varpi x) + a_1 \sin(\varpi x)],$$

$$\sigma_2 = -\Delta_1 \cdot \{ [a_1 \sin(\varpi x) + b_2 \cos(\varpi x)] + i [b_2 \sin(\varpi x) - a_1 \cos(\varpi x)] \},$$

где

$$\Delta_1 = \left[c_1^2 \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) \right]^{-1}.$$

Далее, аналогично случаю кинематического нагружения, получим амплитуды колебаний для перемещений и напряжений. Если теперь амплитуду перемещений отнести к амплитуде перемещений при $x = -1$

$$\frac{1}{\varpi \cdot c_1} \sqrt{\frac{c_1^2 \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right)}{c_1^2 \sin^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right) + \cos^2\left(\frac{\varpi}{c_1}\right)}},$$

то формулы для амплитуд перемещений и напряжений будут совпадать с (18), (19), (20), (21), а, следовательно, и все особенности процесса, рассмотренные выше и сделанные выводы справедливы и при силовой нагрузке.

Полученные результаты позволяют оценить влияние изменений свойств среды в призабойной области на протекающие в ней колебательные процессы, и в частности на амплитудно-частотную характеристику.

Так из приведенного анализа следует, что при обоих исследованных видах нагружения существуют частоты, на которых в отдельных областях начального участка стержня ($x < 0$) амплитуда колебаний перемещения или напряжения превосходит амплитуду нагрузки, лишь бы имело место существенное отличие акустических сопротивления начального и полубесконечного участков. Так как отличие акустических свойств призабойной части и невозмущенной породы всегда имеет место, то такой же эффект можно ожидать и в окрестности выработки.

Представляет интерес и колебания, которые проходят в полубесконечную часть стержня. В рамках стержневого приближения их амплитуда не зависит от координаты, но может значительно меняться в зависимости от частоты, длины начального участка и отношения акустических жёсткостей, а введенные функции $R_{u0}(\varpi, c_1)$ и $R_{\sigma 0}(\varpi, c_1)$ могут рассматриваться как переходные для приложенной нагрузки. Их избирательные по частоте свойства очевидны.

Кроме того, как следует из приведенного анализа, если, например, колебания регистрируются датчиком перемещений, скоростей или ускорений в полубесконечной части стержня, то пока $c_1 < 1$ наблюдаемые значения (на любой частоте) не будут превосходить параметров нагрузки, если же c_1 станет больше 1, регистрируемые величины станут выше характеристик на нагружаемом конце. При этом на АЧХ больше всего возрастут амплитудные значения, прежде всего, на частотах $\varpi_u^{c > 1}$. Первое состояние можно связывать с ситуацией, когда воздействие на массив производится через зону отжима, а второе с ситуацией, когда зона опорного давления приблизилась непосредственно к рабочей поверхности выработки.

Выводы. 1. На основе решения задачи о распространении колебаний в полубесконечном стержне с начальным участком, имеющем отличные от основного акустические свойства, построена простейшая математическая модель колебательных процессов в сложноструктурной породной среде.

2. В рамках построенной модели проанализированы особенности распространения колебаний. Установлена возможность и определены условия возникновения колебаний с амплитудами, значительно превосходящими амплитуды нагрузки.

3. Стержневая модель распространения колебаний, конечно, может быть применена только для предварительной оценки перед более трудоёмкими исследованиями, учитывающими, в частности, напряжённое состояние вокруг выработки, пространственную геометрию, реологические свойства среды, взаимное влияние источника колебаний и пласта и т.д.

Список литературы

1. Мирер С.В., Масленников Е.В., Хмара О.И. О контроле выбросоопасности забоев по спектральным характеристикам акустических сигналов // Вопросы прогнозирования внезапных выбросов: Научн. сообщ. ин-та горного дела им. Скопинского -М.,1987.-с.52-61.
2. Потураев В.Н., Минеев С.П. Использование волнового и вибрационного эффектов при обработке выбросоопасных пластов – К.:Наук. Думка, 1992.-200 с.
3. Правила ведення гірничих робіт на пластах схильних до газодинамічних явищ. Стандарт Мінвуглепрому України - К., 2005.-224 с.
4. Гринченко В.Г., Мелешко В.В., Гармонические колебания и волны в упругих телах – К.:Наук. думка, 1981.-284 с.
5. Ворович И.И., Бабешко В.А. Динамические смешанные задачи теории упругости для неклассических областей.- М.:Наука, 1979.-319 с.
6. Бабешко В.А. Обобщённый метод факторизации в пространственных динамических смешанных задачах теории упругости.- М.:Наука, 1984.-256 с.
7. Бреховских Л.М., Гончаров В.В. Введение в механику сплошных сред в приложении теории волн.-М.:Наука,1982.-335 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.
Надійшла до редакції 17.03.10*

УДК 622.281.74

© А.О. Новиков, С.Ю. Гладкий, И.Н. Шестопапов

НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ДЕФОРМИРОВАНИЕМ КОНТУРА В МОНТАЖНОМ ХОДКЕ С АНКЕРНОЙ КРЕПЬЮ

В статье описаны результаты шахтных инструментальных наблюдений за смещениями породного массива, вмещающего монтажную камеру с анкерным креплением.

В статті наведені результати шахтних натурних спостережень за переміщеннями породного масиву, що вміщує монтажну камеру з анкерним кріпленням.

In article results of mine tool supervision over displacement of the rock massif containing the assembly chamber with roof bolting by fastening are described

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Украина по оценкам экспертов владеет 3,5% мировых запасов каменного угля (около 65% запасов угля приходится на пласты мощностью до 1,2 м), что в условиях дефицита собственной добычи нефти и газа, неуклонного роста цен на них на мировых рынках, делает уголь надежным и долговременным энергоносителем в топ-

тивно-энергетическом балансе страны. В настоящее время около 84% угля добывается подземным способом примерно в 570 механизированных очистных забоях, причем постоянно, сорок процентов комплексов, работающих в них монтируются-демонтируются. Трудоемкость и продолжительность монтажа очистного оборудования во многом зависит от того, обеспечены ли необходимые размеры рабочего пространства и устойчивое состояние монтажных камер, и их своевременное проведение. Решение этой проблемы невозможно без широкого внедрения передового опыта эффективного ведения монтажно-демонтажных работ с использованием рациональных технологических схем и нового оборудования, а также внедрения новых технологий проведения и поддержания монтажных камер, в том числе с использованием анкерного крепления.

Несмотря на имеющийся позитивный опыт в использовании анкерного крепления для поддержания монтажных камер на шахтах («Добропольская», «Красноармейская-Западная» №1, «Краснолиманская», шахты объединения «Павлоградуголь» и др.), широкого внедрения он не нашел.

Анализ исследований и публикаций. В научно-технической литературе представлено большое количество работ, посвященных изучению характера взаимодействия различных конструкций крепи с массивом. Это работы выполненные Амусиным Б.З., Ардашевым К.А., Бабиюком Г.В., Байкенжном М.А., Баклашовым И.В., Борисовым А.А., Булатом А.Ф., Булычевым Н.С., Виноградовым В.В., Воскобойниковым М.П., Гелескулом Н.М., Глушко В.Т., Джапаридзе Л.А., Егоровым А.П., Ерофеевым Л.М., Задавиным Г.Д., Заславским Ю.З., Зориным А.Н., Касьяном Н.Н., Колоколовым С.Б., Махно Е.Я., Мельниковым Н.И., Ремезовым А.В., Семейским В.Н., Сторчаком И.И., Ткачевым В.А., Толпанкороевым А.Т., Усан-Подгорновым Б.М., Усаченко Б.М., Фотиевой Н.Н., Черняком И.Л., Чуканом В.К., Широковым А.П. и др. В них достаточно глубоко исследованы механизм формирования нагрузки на рамные крепи, особенности и закономерности деформирования вмещающего выработки массива. Для выработок с анкерным креплением они до сих пор практически не изучены. Учитывая перспективы использования анкерных систем для крепления выработок на шахтах Украины, как одного из приоритетных направлений интенсификации производства, проведение таких исследований, несомненно, является актуальным.

Задачей исследований являлось установление особенностей деформирования породного массива, вмещающего монтажные ходки с анкерным креплением.

Основные результаты. Шахтные инструментальные наблюдения были проведены в монтажном ходке пятой северной лавы уклона пласта m_4^0 горизонта 450 м шахты «Добропольская». Характеристика вмещающих пород представлена на рис.1.

Выработка проводилась комбайном, в направлении снизу-вверх, с нижней подрывкой пород. Крепление выработки производилось комбинированной анкерно-рамной крепью. Плотность установки анкеров в кровлю – 1 анк/м². Анкера длиной 2,4 м устанавливались под металлическую полосу длиной 3,5 м, между рамами крепи из СВП-22. Расстояние между рядами анкеров – 1м. Бурение

шпуров для установки анкеров в кровлю производилось при помощи буровой колонки расположенной на комбайне. Закрепление стальных анкеров в шпурах производилось химическим способом.



Рис. 1. Стратиграфическая колонка пласта m_4^0

На удалении 30м от сопряжения монтажного ходка с конвейерным штреком, в забое выработки была оборудована контурная и глубинная замерные станции (рис. 2).

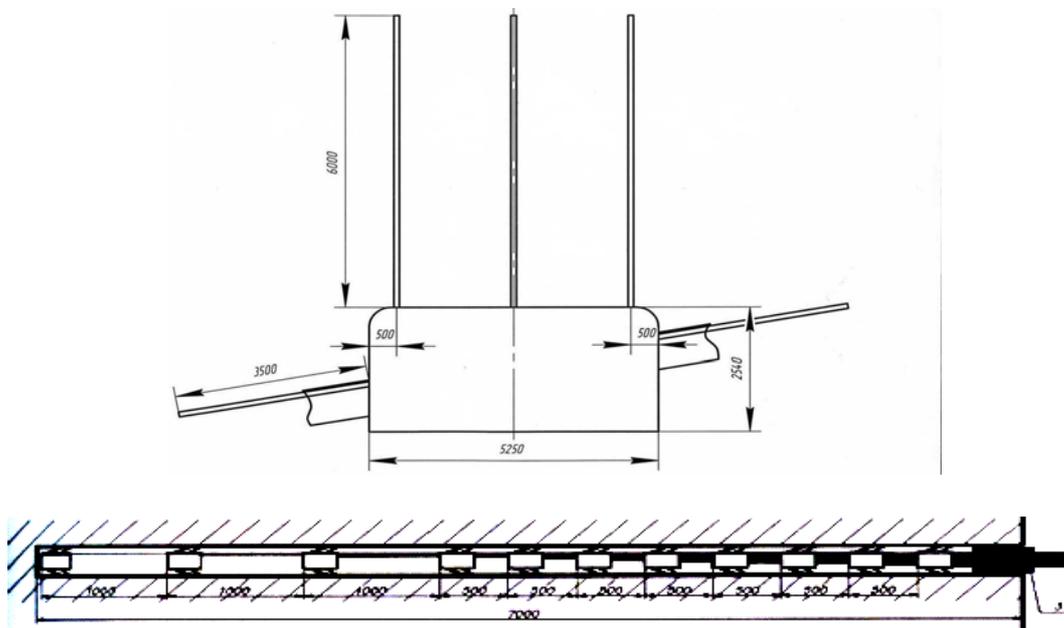


Рис.2. Схема замерной станции и расположения глубинных реперов в скважинах

Наблюдения за смещениями пород проводились в течении двух месяцев. Результаты обрабатывались в виде графиков смещений глубинных реперов и изменения коэффициента разрыхления между ними (рис.3-4).

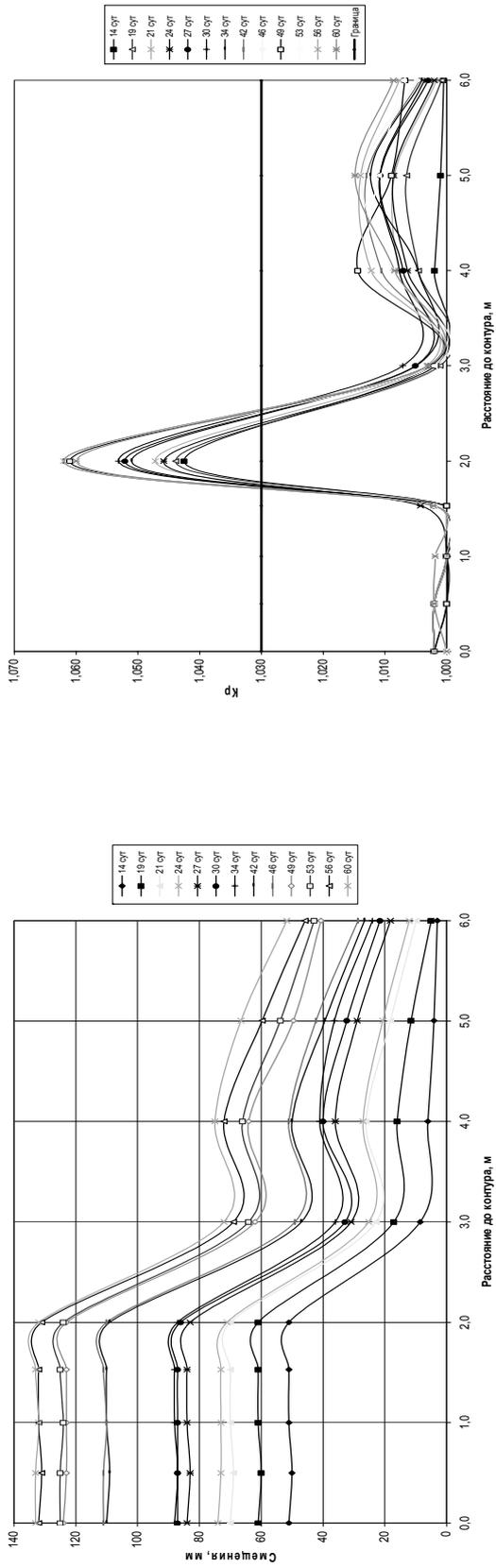


Рис.3. Графики смещений глубинных реперов в центральной скважине, в кровле выработки и изменения коэффициента разрыхления между реперами во времени

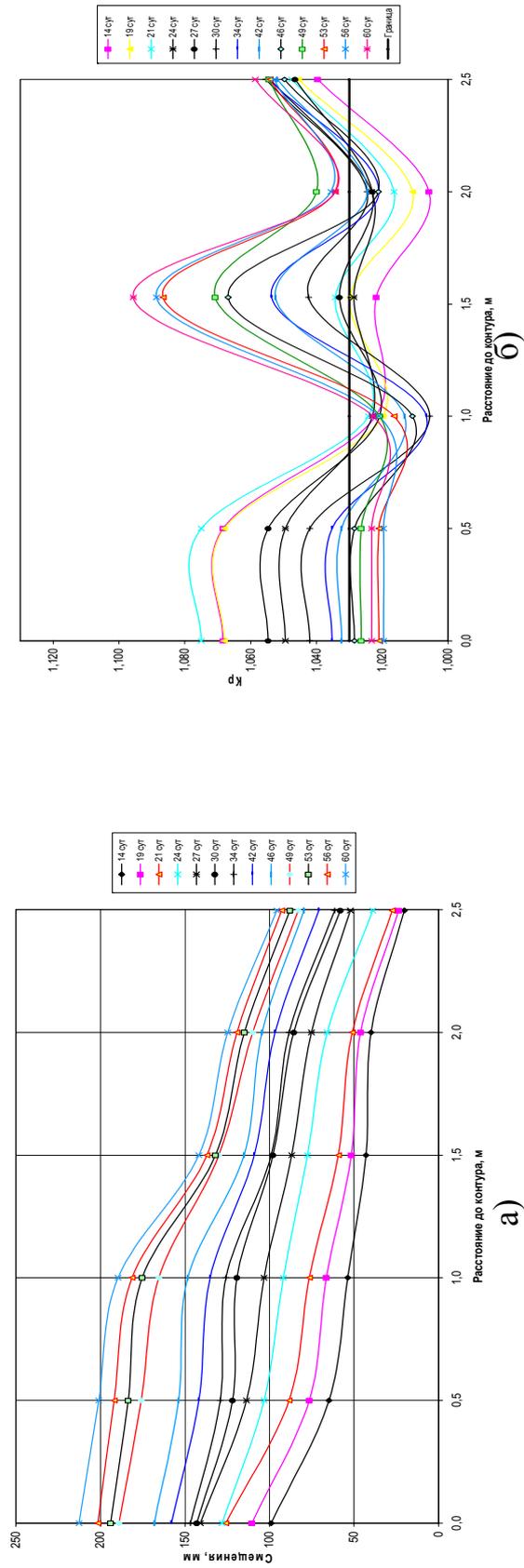


Рис.4. Графики смещений глубинных реперов в скважине, пробуренной в правом боку выработки (а) и изменения коэффициента разрыхления между реперами во времени (б)

Как видно из графиков смещений глубинных реперов в кровле монтажного ходка, на 14 сутки наблюдений контур выработки сместился на 51 мм, что составляет более 38 % от конечной величины смещений за весь период наблюдений. Размер зоны неупругих деформаций составил более 6 м. Разрушения пород произошли на участке скважины, удаленной от контура на расстояние 1,8-3,0 м. В пределах скрепленной анкерами толщи пород расслоение не наблюдалось. Дальнейшие наблюдения показали, что характер деформирования массива не меняется. Расслоения пород со временем происходят в глубине массива, за пределами укрепленного анкерами участка массива. На 60 сутки наблюдений смещения контура посередине пролета выработки составили 133 мм, а смещения контура кроли в местах установки левой и правой скважин – соответственно 114 и 112 мм. Характер же деформирования массива, установленный по ним существенно не отличается от выше описанного для центральной скважины.

Анализ графиков смещений глубинных реперов в скважинах, пробуренных в боках выработки (см. рис.4) показывает, что через две недели наблюдений смещения пород на контуре составляли 99 и 46 мм соответственно для правого и левого бока (46 и 27% от конечной величины смещений). В глубине массива, разрушения произошли на участках скважин, удаленных от контура на 0-1,0 м и 2,0-2,5 м. Размер зоны неупругих деформаций составил более 2,5 м. Дальнейшие наблюдения показали, что разрушения пород от контура в глубь массива происходят волнообразно, с изменяющейся во времени и пространстве интенсивностью. Так, если наибольшая величина коэффициента разрыхления пород на участке 0-0,5 м была зафиксирована на 21 сутки наблюдений (1,075), то к моменту окончания наблюдений его величина составляла 1,023. Это объясняется включением рамной крепи в работу и уплотнением приконтурного слоя пород. Напротив, если на участке скважины 1,0-2,0 м, на 14 сутки наблюдений значение коэффициента разрыхления пород составляло 1,023, то на 60 сутки оно выросло до 1,096.

Проведенные наблюдения подтвердили ранее полученные результаты исследований [1,2], заключающиеся в том, что разрушения пород кровли происходят в глубине массива, за пределами заармированной анкерами области, которая практически не разрушается. Наибольшие смещения породного обнажения в кровле выработки наблюдаются посередине пролета (происходит плавный прогиб), а вблизи стенок – образуются пластические шарниры. В боках выработки разрушения пласта и пород происходят на глубину более 2,5 м и проявляются в виде выдавливания верхней пачки угля и пород непосредственной почвы пласта. Очевидно, это связано с наличием в боках выработки слабых вмещающих пород. Деформирование носит пластический характер.

Список литературы

1. Новиков А.О. Об особенностях деформирования породного массива, вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением / Гладкий С.Ю., Шестопалов И.Н. //Известия Донецкого горного института. – Донецк: ДонНТУ, 2008. – №1. – С.120-129.
2. Новиков А.О. О расширении области применения анкерной крепи на угольных шахтах Донбасса. / С.Ю.Гладкий // Międzynarodowa Konferencja "IX Szkoła Geomechaniki 2009" Czesc II: zagraniczna; Materiały Naukowe, Gliwice-Ustron, 2009. - С. 129-142.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Роєнком А.М.
Надійшла до редакції 22.03.10*

К ВОПРОСУ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ КАПИТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ ОЖИДАЕМЫХ БОЛЬШИХ ДЕФОРМАЦИЙ ПРИКОНТУРНОГО МАССИВА ПОРОД

Рассмотрена перспектива применения монолитной податливой крепи для обеспечения длительной устойчивости капитальных выработок глубоких шахт. Представлены результаты численного моделирования влияния параметров податливой забутовки на напряженно-деформированное состояние вмещающего выработку массива пород.

Розглянута перспектива застосування монолітного податливого кріплення для забезпечення тривалої стійкості капітальних виробок глибоких шахт. Наведені результати чисельного моделювання впливу параметрів податливої забутівки на напружено-деформований стан породного масиву навколо виробки.

The prospect of application of monolithic pliable support is considered for providing of the protracted stability of the capital workings of deep mines. The results of numeral design of influence of parameters of the pliable backfilling are presented on the stress state of rock mass in an around workings.

Введение. При строительстве шахт в Донбассе основными крепями, применяемыми для выработок околоствольных дворов и квершлаггов на глубинах свыше 800 м, являются жесткие из двутавровых балок с бетонными заполнениями межрамного пространства и монолитные бетонные. На ряде шахт ими закреплено 80-90 % общей протяженности этого комплекса выработок.

Обследованием капитальных выработок установлено, что из общей длины 50 % крепи без обратного свода и около 24 % с обратным сводом в значительной степени деформированы [1]. Причем, наблюдения за состоянием монолитных бетонных и металлобетонных крепей показывает, что первые трещины в своде выработки появляются уже через 2...3 месяца после их возведения [2]. Если в это время не принимаются меры по сохранению крепи, сетка трещин увеличивается, раскрытие их достигает 6...8 см, образуются вывалы бетона площадью 0,2...2,0 м² и возникает необходимость выполнения ремонтных работ.

Не деформируются монолитные бетонные и железобетонные крепи только в выработках, заложенных в породах с пределом прочности на одноосное сжатие более 60 МПа, то есть в тех условиях, когда вместо указанных типов могут успешно применяться менее материалоемкие конструкции.

Авторами работы [3] были обследованы около 1153 км горизонтальных капитальных и подготовительных выработок глубоких шахт Донбасса и Кузбасса. Анализ полученных результатов показал, что наибольший объем деформированной крепи как в целом по бассейнам, так и по отдельным геологопромышленным районам наблюдается у жестких конструкций (до 45 %).

Столь неудовлетворительные результаты использования жестких крепей для обеспечения устойчивости выработок на больших глубинах можно объяснить не столько недостатками их конструкции, сколько несоответствием ее режима работы характеру деформирования окружающего массива. Активные де-

формационные процессы в выработке происходят в течение нескольких месяцев после ее проведения. Установленная жесткая крепь практически не может противодействовать смещениям пород, так как силы, действующие на контуре выработки весьма велики и любая технически выполнимая в настоящее время жесткая крепь обязательно будет деформирована. Существенно лучше ведет себя жесткая крепь, установленная с отставанием от забоя, когда реализовалась часть пластических деформаций приконтурного массива (рис. 1).

Применение в ряде случаев для крепления капитальных выработок, расположенных на большой глубине или в сложных горно-геологических условиях, податливых крепей, показывает значительно лучшую работоспособность по сравнению с жесткой при меньших несущей способности и стоимости.

Металлические податливые крепи из спецпрофиля главным образом применяются для обеспечения устойчивости основных полевых и откаточных штреков. Однако при значительных сроках службы и слабых горных породах эта крепь не может препятствовать процессу расслоения и разрыхления пород вокруг выработки, что, в конечном счете, приводит к ее разрушению.

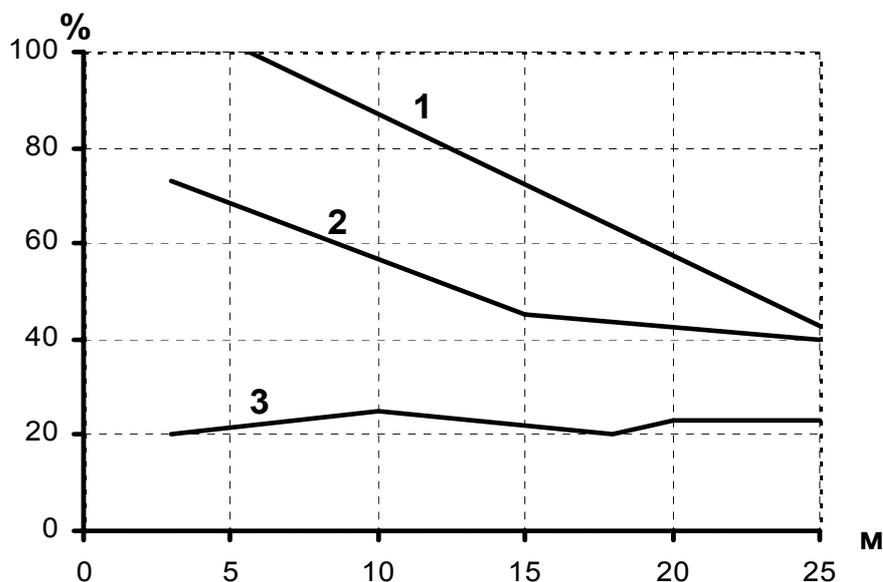


Рис. 1. Зависимость количества деформированной крепи от расстояния установки ее от забоя: 1 – металлические кольца в бетоне; 2 – металлические арки в бетоне; 3 – податливая крепь

Таким образом, анализ опыта крепления капитальных выработок на глубоких горизонтах ряда угольных бассейнов показал, что обеспечить устойчивость выработок путем применения как жестких, так и податливых конструкций не всегда удается. Нагрузки на жесткие крепи, ввиду малой податливости, зачастую превышают их несущую способность и они, в большинстве случаев, не обеспечивают необходимый эксплуатационный режим работы капитальной выработки на весь срок службы. Применение крепей, обладающих большой податливостью, в подобных условиях также неэффективно. Податливость крепи часто приводит к образованию больших зон разрушенных пород вокруг выработки, что существенно ухудшает состояние выработок. Однако податливая крепь способствует

разгрузке породного массива, позволяет регулировать действующие нагрузки и обеспечивает выравнивание их по периметру выработки.

В связи с этим для обеспечения устойчивости капитальных выработок в условиях больших деформаций окружающих пород наиболее целесообразным является применение ограничено-податливых крепей с высокой несущей способностью.

При этом крепь необходимо устанавливать как можно раньше, чтобы она могла воспринять нагрузки, вызванные деформациями массива горных пород на ранних стадиях и предупредить быстрое формирование зоны разрушенных пород.

Применительно к бетонной крепи капитальных выработок, технологическая схема их установки предполагает возведение непосредственно у забоя выработки временной крепи, чаще всего – металлической податливой из СВП. С некоторым отставанием от забоя с помощью опалубки возводится монолитная бетонная крепь, с оставлением временной крепи в толще бетонной. Такая технология позволяет снизить нагрузки на крепь со стороны массива за счет реализации части деформаций на участке выработки с временной крепью, но очень сложна в организационном плане и резко снижает темпы проведения выработки, что является существенным недостатком.

Одним из решений рассмотренного вопроса может стать применение двухслойной монолитной податливой крепи (рис. 2), которая объединяет положительные качества обычной бетонной крепи с требуемой в таких условиях податливостью конструкции. В качестве внешнего податливого слоя может использоваться пористый, легко деформирующийся пеноматериал, выполняющий функции податливого (демпферного) элемента конструкции. Внутренний слой из обычного бетона является несущим. В этом случае нагрузка на крепь, благодаря податливости внешнего слоя, почти равномерно распределяется по периметру, исключая сосредоточенное приложение усилий. При этом форма и размеры сечения выработки в свету остаются неизменными. Несущая способность такой крепи при работе в податливом режиме определяется сопротивлением податливого слоя ($10-20 \text{ тс/м}^2$), а при работе в жестком – прочностью бетонной оболочки.

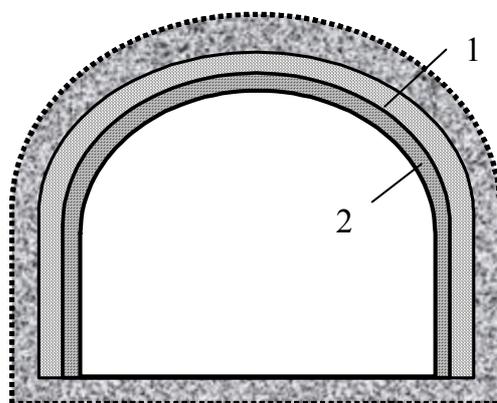


Рис. 2. Схема комбинированной жесткой крепи с податливым слоем:
1 – податливый слой; 2 – жесткий слой

При расчете двухслойной крепи и подборе материалов для нее следует учитывать, что прочностные характеристики податливой и несущей оболочек

должны находиться в определенном соотношении, обеспечивающем заданный, оптимальный режим работы крепи в целом. Так, если прочность податливого материала будет больше максимально допустимой нагрузки на несущую конструкцию, то последняя разрушится или будет работать в жестком режиме. В то же время прочность демпферного слоя на сжатие не должна быть намного меньше несущей способности бетонной оболочки, так как в этом случае работоспособность несущей части крепи не будет полностью использована. Таким образом, необходимо, чтобы податливый слой деформировался по мере смещения контура пород выработки от нагрузки, не превышающей прочности бетонной конструкции с учетом нарастания прочностных свойств бетона. В процессе работы крепи предел прочности демпферного слоя должен быть только немногим меньше несущей способности бетонной крепи.

Установка монолитной податливой крепи может выполняться у забоя выработки и в один прием, а запас на смещения контура выработки задается параметрами податливого слоя. При этом величина податливости должна учитывать возможные смещения контура на начальном этапе эксплуатации выработки.

В качестве материалов податливого слоя можно использовать вспененные пластмассы и различные виды пеногазобетонов.

Постановка задачи. В работах [4, 5] приведены результаты лабораторных и стендовых испытаний параметров монолитной податливой крепи, однако в них не исследованы закономерности изменения геомеханических параметров данного способа – влияние жесткостных характеристик крепи на напряженно-деформированное состояние вмещающего породного массива.

Строгий аналитический расчет крепи с учетом отпора пород, осложненный непостоянством нагрузки, весьма трудоемок.

Для практических расчетов такой сложной конструкции, как двухслойная крепь, может быть применен численный метод. Варьированием характеристик крепи – прочностью и толщиной податливого слоя, могут быть определены оптимальные параметры для конкретных горно-геологических условий.

Таким образом, **целью настоящей работы** является разработка численной модели жесткой монолитной крепи с податливой забутовкой и исследование влияния параметров рассматриваемой крепи на напряженно-деформированное состояние приконтурного массива пород.

Исследование параметров способа обеспечения устойчивости капитальных выработок численным методом. Учитывая ряд достоинств при решении нелинейных задач, хорошую разработанность математического аппарата, широкое распространение при решении задач геомеханики, в настоящей работе в качестве численного метода исследований принят метод конечных элементов (МКЭ).

Как известно, порода в ближайшей окрестности выработки находится в разрыхленном состоянии, причем степень разрыхления тем больше, чем меньше расстояние от контура выработки. При этом развитие системы трещин (разрыхление) в нем происходит постепенно, прочность пород снижается, а характер их поведения под воздействием действующей на той или иной глубине нагрузки принимает существенно нелинейный характер. Этот процесс, который

принято называть «разупрочнение материала», необходимо учитывать при оценке НДС породного массива в окрестности выработки.

С теоретической точки зрения наличие ниспадающего участка диаграммы «напряжения-деформации» при разупрочнении характеризуется как неустойчивость материала. При решении численной задачи это означает, что в области массива, материал которого претерпевает разрыхление, имеет место неединственность решения краевой задачи, что приводит к формированию вырожденной системы уравнений, т.е. диагональные компоненты матрицы жесткости в таких узлах конечных элементов будут отрицательными или нулевыми. При этом становится невозможным продолжение стандартной вычислительной процедуры.

Учесть указанные нелинейные эффекты разрыхления и разупрочнения материала при решении геомеханических задач МКЭ позволяет феноменологический подход, положения которого достаточно полно изложены в работах Шашенко А.Н., Янко В.И., Гапеева С.Н. и др.

Подход учитывает обобщенные экспериментальные результаты исследований предельного деформирования горных пород при их испытаниях на сжатие на машинах «жесткого» типа. Основная идея его состоит в том, чтобы ниспадающий участок полной диаграммы деформирования трактовать не как часть диаграммы, а как некую кривую, которая описывает предельные упругие состояния материала при достигнутых уровнях деформаций. Идеализированная диаграмма одноосного сжатия « $\sigma_1 \sim \varepsilon_1$ », используемая при реализации данного подхода, состоит из двух участков – прямолинейного и ниспадающего. Предполагается, что на ниспадающем участке петли гистерезиса, которые имеют место на диаграммах деформирования при испытаниях образцов на «жестких» прессах, отсутствуют, а разгрузка и повторное нагружение происходят по прямой линии, параллельной начальному упругому участку, что определяет достигнутую остаточную деформацию.

Рассмотрим более подробно схему алгоритма МКЭ для ЭВМ, реализующего данный подход (рис. 3).

При решении численной задачи нагрузка прикладывается пошагово, причем приращение величины нагрузки на каждом шаге равно 1/20 от максимального значения нагрузки для данной задачи. Эта величина инкремента нагружения, является минимально необходимой для обеспечения сходимости решения.

Пусть на некотором шаге нагружения в некотором i -ом конечном элементе выполняется условие:

$$\sigma_{e(n)} > R_c, \quad (1)$$

где $\sigma_{e(n)}$ – эквивалентные напряжения, достигнутые на n -ом шаге нагружения; R_c – предел прочности материала на одноосное сжатие.

Выполнение условия (1) свидетельствует о переходе материала в состояние предельного деформирования. При этом величине напряжений $\sigma_{e(n)}$ соответствует величина деформаций $\varepsilon_{(n)}$.

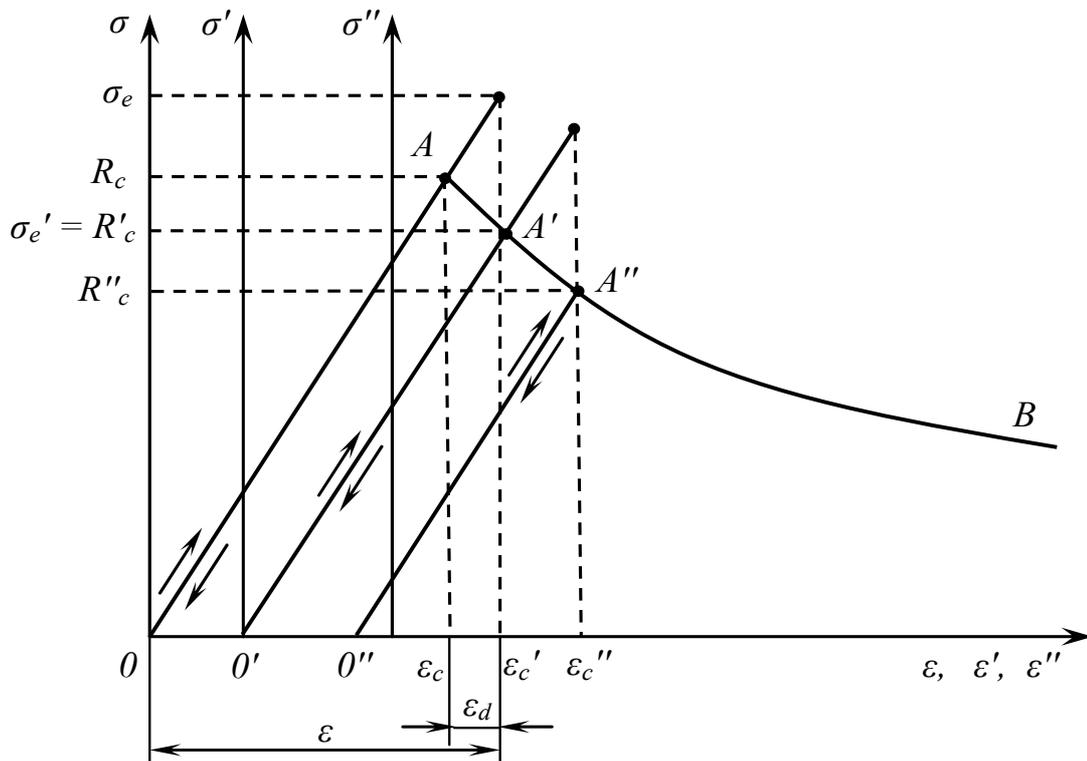


Рис. 3. Упрощенная схема к обоснованию процедуры численного исследования НДС в зоне разупрочняющегося породного массива (одноосное напряженное состояние)

Величина эквивалентных напряжений принята в виде [6]

$$\sigma_e = \frac{1}{\psi} \left[(1-\psi) \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} + \sqrt{(1-\psi)^2 \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \right)^2 + 4\psi \left(\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \right)^2} \right]. \quad (2)$$

Здесь σ_1 и σ_3 соответственно означают наибольшее и наименьшее главные значения тензора напряжений σ в конечном элементе.

Значение $\sigma_{e(n)}$, как следует из (1), не лежит на кривой деформирования материала, поэтому определяется такая величина напряжений σ_e' , которая лежит на кривой деформирования материала и имеет такую же, как и $\sigma_{e(n)}$, величину деформаций ($\varepsilon_{(n)}$): т.е., происходит как бы «возврат» на ниспадающую ветвь полной диаграммы деформирования. При этом считается, что $\sigma_e' = R_c'$, где R_c' – текущее значение прочности материала для данного шага нагружения.

При последующем нагружении состояние i -ого конечного элемента проверяется на соответствие условию

$$\sigma_{e(n+1)} > R_c, \quad (3)$$

где $\sigma_{e(n+1)}$ – эквивалентные напряжения, достигнутые на $(n+1)$ -ом шаге нагружения. Поскольку в других элементах при этом может выполняться условие (1), либо

они продолжают находиться на прямолинейном участке диаграммы (т.е., деформируются упруго), то можно говорить о том, что каждый элемент на данном шаге нагружения имеет свою величину прочности, в том числе и те, которые испытывают запредельное деформирование. Такая процедура моделирует разупрочнение.

Разрыхляющийся материал характеризуется наличием неупругих деформаций ε_d . В данном случае, на n -ом шаге, под неупругими деформациями понимается величина

$$\varepsilon_{d(n)} = \varepsilon_{(n)} - \left(\frac{R_c}{E} \right), \quad (4)$$

где E – модуль упругости первого рода (модуль Юнга) материала.

На шаге $(n + 1)$ величина неупругих деформаций будет соответственно равна

$$\varepsilon_{d(n+1)} = \varepsilon_{(n+1)} - \left(\frac{R_c'}{E} \right), \quad (5)$$

а общая величина неупругих деформаций на шагах n и $(n + 1)$ определится как сумма $\varepsilon_{d(n)}$ и $\varepsilon_{d(n+1)}$.

Величины неупругих деформаций учитываются при вычислении узловых перемещений на каждом шаге нагружения. Помимо этого, на каждом шаге учитывается изменение формы элемента путем перевычисления текущих значений координат его узлов с учетом найденных значений вектора приращений узловых перемещений. Алгоритм также позволяет учесть увеличение объема, которое наблюдается при развитии разрыхления в запредельном состоянии.

В результате такого подхода решение приводит к значительному увеличению компонент вектора перемещений в окрестности выработки.

Оценка влияния податливой забутовки на напряженное состояние окружающего выработку массива. Для определения характера влияния податливой забутовки на НДС окружающего выработку массива был проведен численный эксперимент.

Аналізу подвергалось напряженное состояние однородного изотропного массива, вмещающего выработку арочной формы с размерами: ширина – 5,2 м, высота – 3,6 м.

Для выполнения вычислений принята расчетная схема, конечно-элементная сетка которой, представлена на рис. 4. Аппроксимация области выполнена четырехугольными конечными элементами. Детальная картина разбиения на элементы приконтурной части породного массива и двухслойной бетонной податливой крепи представлена на рис. 5.

Для исключения влияния краевых эффектов размеры исследуемой области массива принимались достаточно большими относительно размеров выработки – 80,0 м x 80,0 м.

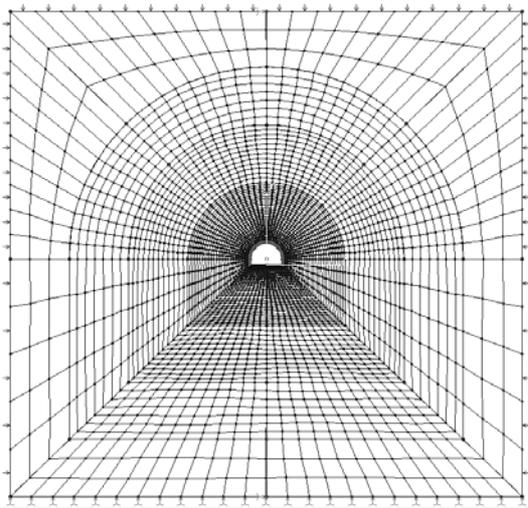


Рис. 4. Расчетная схема с конечно-элементной сеткой к выполнению численных экспериментов

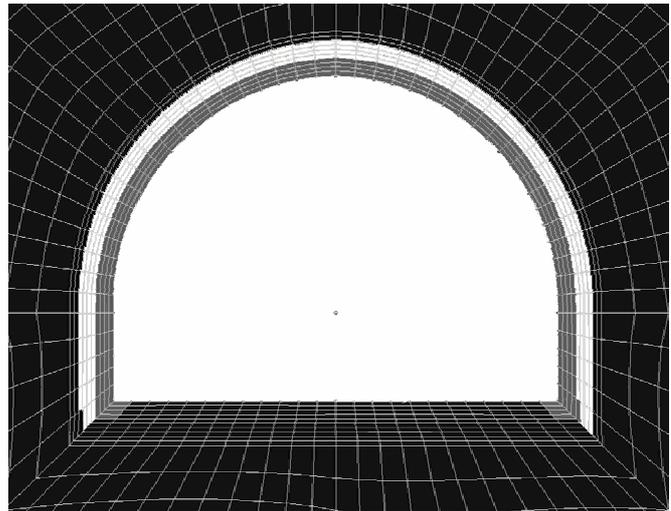


Рис. 5. Детальная картина разбиения на элементы приконтурной зоны моделируемой выработки

Отброшенная часть бесконечного массива заменялась на контуре области равномерно распределенной гидростатической нагрузкой, равной γH (γ – средний объемный вес пород вмещающей толщи, МН/м^3 ; H – глубина расположения выработки, м). Физико-механические свойства пород массива, бетонной крепи и податливой забутовки приведены в табл. 1.

Таблица 1

Физико-механические характеристики пород и материала крепи, принятые при численных экспериментах

Параметр	Вмещающие породы (аргиллит)	Монолитная бетонная крепь	Податливая забутовка (пенопласт)
Объемный вес, γ , МН/м^3	$2,50 \cdot 10^{-2}$	$2,40 \cdot 10^{-2}$	$0,40 \cdot 10^{-2}$
Предел прочности на одноосное сжатие, σ_c , МПа	40,00	22,50	10,40
Предел прочности на одноосное растяжение, σ_t , МПа	4,00	1,80	0,90
Модуль Юнга, E , МПа	$6,75 \cdot 10^4$	$3,30 \cdot 10^4$	$1,20 \cdot 10^2$
Модуль сдвига, G , МПа	$2,74 \cdot 10^4$	$1,13 \cdot 10^4$	$0,62 \cdot 10^2$
Коэффициент Пуассона, μ	0,23	0,20	0,41

Задача решалась в упругопластической постановке. Эксперимент состоял из двух этапов. На первом этапе рассматривалось напряженное состояние выработки, в предположении, что бетонная крепь установлена непосредственно у забоя без забутовочного податливого слоя. Картины распределения эквивалентных и касательных напряжений представлены на рис. 6.

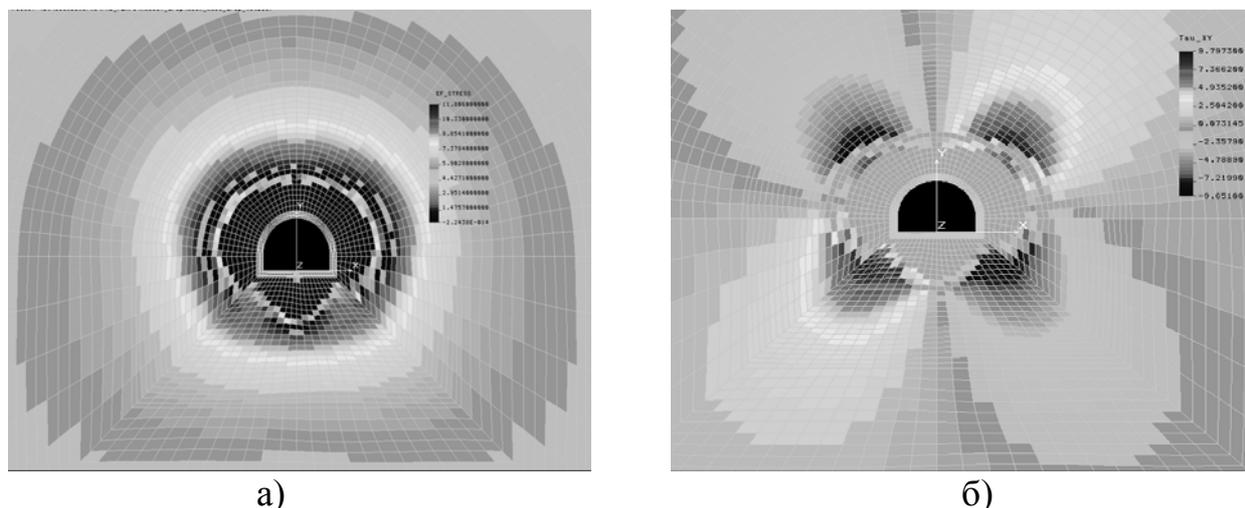


Рис. 6. Картины распределения эквивалентных а) и касательных б) напряжений (при отсутствии податливой забутовки)

На втором этапе решения задачи определялось НДС породного массива при возведении бетонной крепи с податливым слоем различной толщины. Для каждого варианта выполненных расчетов определялись значения σ_x и σ_y на контуре выработки в боках, кровле и почве.

Теоретически, для полного предупреждения деформаций породного контура после проведения выработки ($U = 0$), необходимо, чтобы несущая способность крепи P полностью соответствовала величине горного давления, т.е. $P = \gamma H = 2,5 \cdot 10^{-2} \cdot 1000 = 25$ МПа.

Расчет для ситуации с монолитной бетонной крепью без податливого слоя дал следующие результаты. Напряжения на контуре выработки (в кровле) составили $\sigma_x = \sigma_y = 11,1$ МПа при смещениях $u = 1,28$ см.

Требуемый отпор крепи определялся по формуле: $P_o = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} = 11,1$ МПа.

Толщина податливого слоя при прочности, не превышающей несущую способность крепи (для расчетов принималась равной половине прочности бетона), должна компенсировать возможные смещения контура на начальном этапе до момента стабилизации геомеханических процессов u_c , вызванных проведением выработки. Для дальнейшего рассмотрения принимаем толщину податливого слоя $\delta = 50, 100, 150, 200, 250$ и 300 мм.

Результаты выполненных численных расчетов представлены на рис. 7. Их анализ позволил сделать следующие выводы.

1. Использование податливой забутовки в конструкции бетонной крепи значительно снизило величину давления на крепь, что позволит сохранить устойчивое состояние капитальной выработки.

2. Для рассматриваемых условий эксплуатации выработок (глубина расположения $H = 1000$ м, прочность вмещающих пород $\sigma_c = 51,0$ МПа) применение податливой забутовки толщиной $\delta = 300$ мм снижает величину вертикального давления на крепь в 3,5 раза. При таких же параметрах податливого слоя в боках давление на бетонную крепь снижается в 2,6 раза.

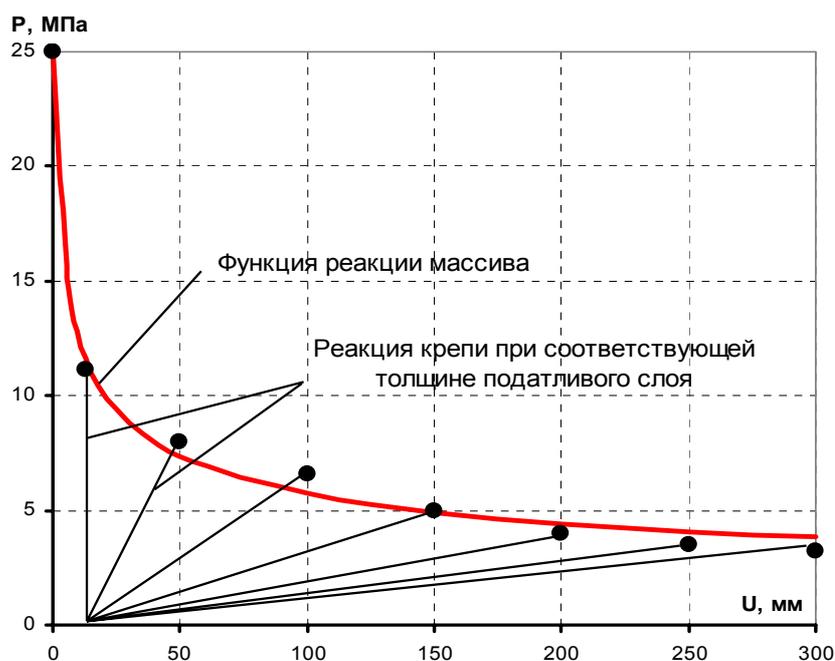


Рис. 7. Результаты исследований влияния податливой забутовки на НДС приконтурного массива

Совершенствование конструкции крепи с податливой забутовкой. В работах [4, 5] предложена конструкция и технология возведения двухслойного податливой крепи. Однако предложенные разработки не нашли широкого применения на шахтах из-за сложной технологии возведения, ограничивающей область их применения пластичными и монолитными породами. При проведении выработок в сильно нарушенных, обводненных породах, которые склонны к интенсивным вывалам данная крепь не может быть использована. Известные материалы податливого слоя токсичны; имеют значительный срок набора прочности, что лишает возможности их применения в качестве временной крепи; при возведении податливого слоя существует необходимость повышенного обмена воздуха в выработке на время до 50 минут. Кроме того, возведение крепи требует технологической увязки процессов создания двух разнородных оболочек.

Анализ физико-механических свойств современных синтетических материалов показал, что в наибольшей степени условиям работы в рассматриваемой конструкции крепи отвечают пеноматериалы пеноплекс, юнипор, пенополистирол.

Конструкции крепи с податливым слоем крепи приведены на рис. 8 и 9.

Одним из преимуществ таких конструкций является то, что благодаря сплошности, податливый слой отвечает требованиям временной крепи; требованиям податливости и совместности работы с массивом пород. Предложенные конструкции должны обеспечить эксплуатационные требования на протяжении всего срока службы выработки.

Конструкция представляет собой постоянную двухслойную (рис. 8) и трехслойную (рис. 9) крепь, состоящую из жесткого несущего элемента – монолитного бетона и демпферного слоя. Предложены два конструктивных решения.

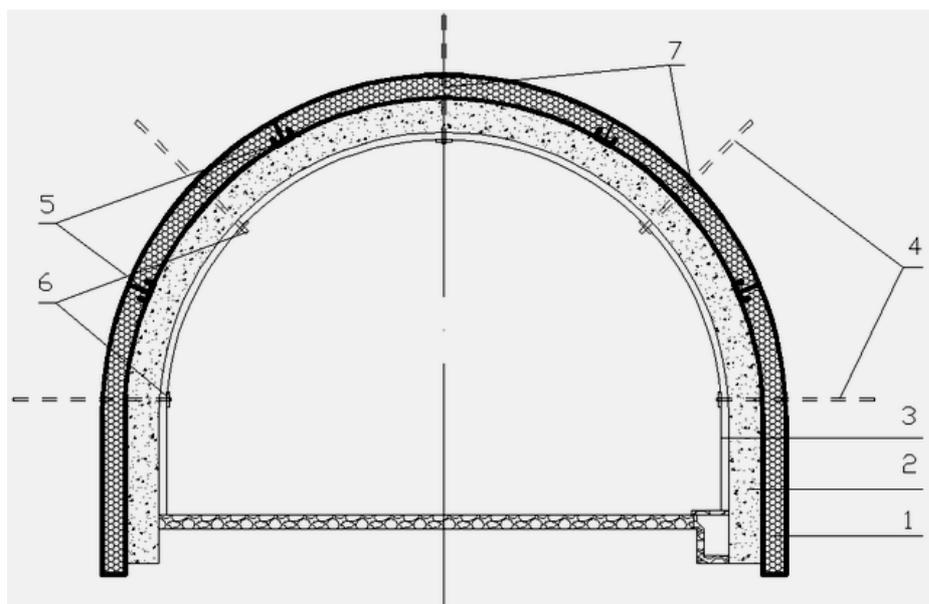


Рис. 8. Конструкция двухслойной бетонной крепи со сборным податливым слоем арочной формы: 1 – податливый слой; 2 – бетонная жесткая крепь; 3 – отрывная опалубка; 4 – анкер; 5 – скобы/вяжущие вещества; 6 – пеноблоки

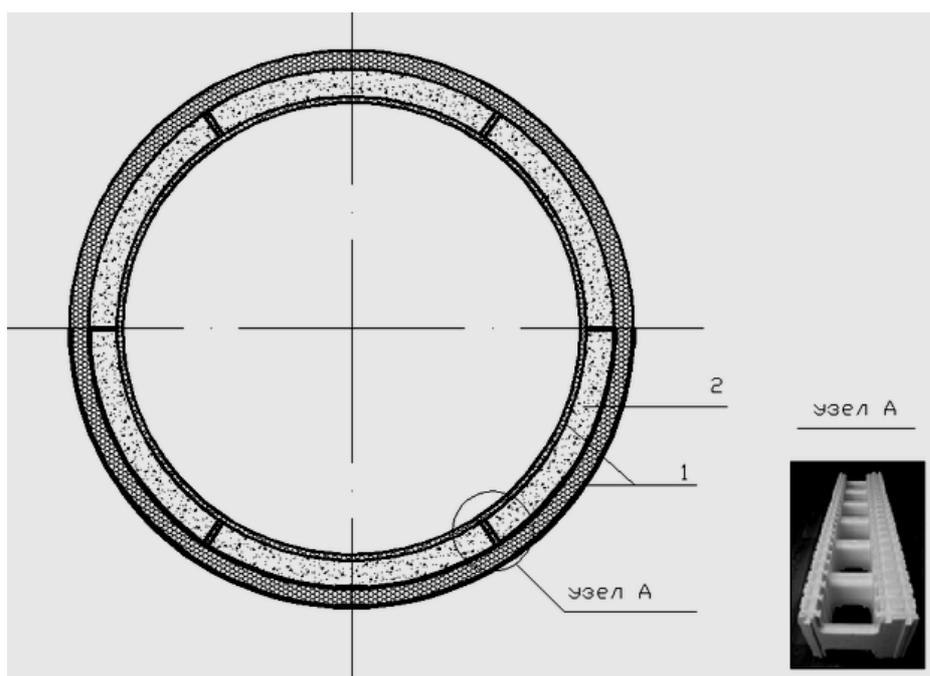


Рис. 9. Конструкция трехслойной бетонной крепи кольцевой формы, где временная крепь является и несъемной опалубкой и податливым слоем: 1 – внешний податливый слой-опалубка; 2 – бетонная жесткая крепь

Первый вариант (рис. 8) заключается в том, что внешний слой (податливый материал), возводится непосредственно в забое выработки после выемки породы на величину одной заходки, являясь таким образом временной крепью, состоящей из заранее сформированных блоков, которые крепятся к массиву с помощью анкеров, или быстротвердеющего вяжущего, после чего соединяются

между собой скобами или вяжущим раствором в зависимости от прогнозируемого водопритока в выработку. Опалубка для бетонирования монтируется на компенсирующей трубке. Таким образом, податливый слой обеспечивает возможные смещения контура выработки на момент стабилизации деформационных процессов к моменту установки основного несущего слоя и нивелирует действие горного массива на внутренний несущий элемент крепи. Крепь может быть арочной и кольцевой формы.

Второй вариант отличается от первого тем, что в отличие от монтажа готовых блоков предусматривается использование в забое выработки несъемной опалубки из пеноматериала, внешняя стенка которого будет податливым слоем, ее толщина будет задаваться расчетом и формироваться предварительно (см. рис. 9).

Главным преимуществом данной конструкции является то, что возведение бетонной крепи технологически упростится, а расстояние между забоем и работами по бетонированию можно значительно сократить, тем самым уменьшить при необходимости участок выработки закрепленной временной крепью.

Кроме того, существенным в предложенной конструкции является то, что благодаря технологии изготовления пеноматериала становится возможным изменять его прочность за счет толщины слоя, что должно решить противоречие между необходимой прочностью материала как временной крепи и оптимальной работой податливого слоя в расчетном режиме, где необходима небольшая прочность и высокий коэффициент сжатия.

Выводы. Использование податливой забутовки в конструкции жесткой бетонной крепи при допусках ограниченных смещениях контура выработки существенно снижает величину давления на крепь, что позволит сохранить устойчивое состояние капитальной выработки.

Предложены новые конструкции многослойной крепи капитальных горных выработок с длительным сроком службы для сложных горно-геологических условий.

Список литературы

1. Заславский Ю.З. Замена спецпрофиля двутавром в металлобетонной крепи выработок глубоких шахт нецелесообразна // Шахтное строительство. – 1972. № 8. – С. 8-10.
2. Пиньковский Г.С. Об устойчивости крепи околоствольных выработок шахт Западного Донбасса // Шахтное строительство. – 1972. - № 8. – С. 8-10.
3. Глушко В.Т., Цай Т.Н., Ваганов И.И. Охрана выработок глубоких шахт. – М.: Недра, 1975. – 200 с.
4. Бетонная крепь, технология и механизация ее возведения / Ю.З. Заславский, В.П. Киндур, Е.А. Лопухин и др. – Донецк: Донбасс, 1973. – 184 с.
5. Заславский Ю.З., Мостков В.М. Крепление подземных сооружений. – М.: Недра, 1979. – 325 с.
6. Шашенко А.Н., Сургай Н.С., Парчевский Л.Я. Методы теории вероятностей в геомеханике. – К., Техніка. – 1994. – 216 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Соболевим В.В.
Надійшла до редакції 18.03.10*

СИНЕРГЕТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ НАДЕЖНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Запропонована синергетична модель надійності функціонування гірничої виробки. Модель розроблена на основі уявлення про гірничу виробку, як складну технічну систему, що складається з послідовно сполучених підсистем

Предложена синергетическая модель надежности функционирования горной выработки. Модель разработана на основе представления о горной выработке, как сложной технической системе, состоящей из последовательно соединенных подсистем

There are offered the synergetics model of rock working reliability functioning. The model is developed on the basis of picture of the rock working, as a complex technical system, consisting of the consistently united subsystems

Введение. Показатель надежности системы (горная выработка) в период применения, включающая в себя приконтурную область массива, ее вмещающую; шахтную атмосферу; обслуживающий персонал и технологическое оборудование для ведения подготовительных и/или очистных работ), может быть выражен следующим соотношением [1]:

$$P(\tau_{np.}) = P_u(t) \cdot P(\tau_n) \cdot P_{\sigma}(\tau_{np.}), \quad (1)$$

где $P_u(t)$ – вероятность того, что в момент t неконтролируемые в период подготовки к применению подсистемы находятся в технически полностью исправном состоянии; $P(\tau_n)$ – вероятность того, что за время τ_n не возникнут отказы этих подсистем, приводящие к отказу системы при применении; $P_{\sigma}(\tau_{np.})$ – вероятность неоявления за период $\tau_{np.}$ отказов подсистем, приводящих к отказу системы в период применения.

Тогда обобщенный показатель надежности [1]:

$$P = K_{\sigma} \cdot P(\tau_n) \cdot P(\tau_{np.}). \quad (2)$$

Надежность функционирования горной выработки, как сложной технической системы (СТС) в условиях неопределенности геомеханической информации определяется величиной коэффициента готовности составляющих ее элементов. При сравнительно малом его значении для поддержания надежности системы в заданных пределах предусматривается активная деятельность, направленная на обеспечение работоспособности ее элементов путем адаптации к реальным условиям функционирования. Это позволяет выбирать управляющие стратегии и способы обеспечения устойчивости выработки.

Оценка надежности и безопасности системы по известным показателям надежности ее элементов предполагает переход от показателей надежности элементов к показателям надежности и безопасности системы. Основная трудность такого перехода состоит в адекватном учете взаимодействия элементов

системы на ее надежность в целом [2]. Сущность синергетического подхода, как нам представляется в данном случае, состоит в определении надежности функционирования горной выработки, как функции влияния и взаимовлияния всех подсистем и их элементов. На основе этих данных могут быть разработаны меры по поддержанию уровня надежности функционирования горной выработки в заданных пределах, а также созданы более достоверные по сравнению с существующими методы контроля и прогноза.

На сегодняшний день, несмотря на привлекательность новых идей синергетического подхода, возникает естественный вопрос, что можно от этого практически ожидать, преодолевая соответствующие математические трудности. Пока на этот вопрос дать исчерпывающий ответ нельзя. Однако уже сейчас синергетика горной среды позволяет выяснить влияние структурных свойств массива, глубины разработки на проявления горного давления и формирование выработанного пространства, объяснить фазовые переходы при возникновении мощных динамических явлений с единых энергетических представлений [3].

В связи с этим, **целью данной работы** является разработка синергетической модели надежности функционирования горной выработки как СТС.

Постановка задачи исследований. Анализу, разработке и оценке надежности современных технико-технологических систем «Человек – Машина – Среда» посвящен ряд работ, например, [4 – 7]. В работе [5], планирование горных работ (моделирование) построено на применении динамических моделей. При этом системой планирования обеспечивается прогнозирование опасностей. Различаются три ступени прогнозирования: установление фактора опасности (аварийная сигнализация), установление вида опасности (идентификация) и прогнозирование степени опасности (оценка). При традиционном диспетчерском управлении реализуется только аварийная сигнализация. Таким образом, современный уровень планирования и ведения горных работ не позволяет прогнозировать развитие опасности, и тем самым предупреждать ее реализацию в виде аварии.

Отказы элементов производственной системы горной выработки, являясь случайными, в совокупности образуют последовательность зависимых и независимых событий. Это происходит в том случае, когда отказ элемента (подсистемы) вызывает неуправляемое движение материальных потоков: потеря устойчивости боковых пород, ГДЯ, взрывы газа и пыли и т.п. Это неуправляемое движение, вызванное отказом первого элемента, оказывает воздействие на другие элементы в качестве внешней нагрузки (возмущения). Если ее величина превышает предельно допустимый уровень для следующего элемента, то происходит его отказ. Так проявляется зависимость надежности одного элемента от надежности другого. При этом отказы приобретают лавинообразный характер, вовлекая все новые элементы.

Предположим, что на систему (горную выработку) действует n видов опасных факторов с параметрами $q_1(t), q_2(t), \dots, q_n(t)$, которые являются некоторыми нестационарными случайными функциями времени. Реакция системы на их действие: $R = c_1q_1 + c_2q_2 + \dots + c_nq_n$ – линейная функция. Отказ системы

произойдет, когда величина R превысит некоторое критическое значение R^* . То есть условие отказа системы имеет следующий вид:

$$R[Q(t)] \geq R^*, \quad (3)$$

где $Q(t) = f(q_1, q_2, \dots, q_n, t)$.

Основная часть. Вероятность развития аварии P_a можно представить как совмещение двух независимых событий: P_1 и P_2 – вероятности подавления и активизации процесса развития аварийной ситуации соответственно [2]:

$$P_a = P_1 \cdot P_2. \quad (4)$$

Проанализируем изменение состояния горной выработки при изменении какого-либо параметра, определяющего ее функционирование, как СТС.

Обозначим через S_i i -й фактор, вызывающий j -е изменение надежности функционирования выработки. Количественно влияние i -го фактора на j -е изменение надежности характеризуется информационной мерой – количеством информации, содержащимся в S_i относительно состояния надежности:

$$a_{\psi_i, S_i} = \lg \frac{P(\delta_i / S_i)}{P(\delta_i)}, \quad (5)$$

где $P(\delta_i / S_i)$ – вероятность изменения состояния надежности при наличии фактора S_i , $P(\delta_i)$ – априорная вероятность изменения состояния δ_j .

Для системы факторов $\varphi_k(S_1, S_2, \dots, S_k)$,

$$a_{\psi_i, S_i} = \lg \frac{P(\varphi_k / \delta_i)}{P(\varphi_k)}. \quad (6)$$

Существенной является возможность вычисления информационной меры системы факторов $\varphi_k(S_1, S_2, \dots, S_k)$ по информационным мерам отдельных параметров:

$$a_{\partial_j, \varphi_k} = a_{\partial_j, S_1} + a_{\partial_j, S_2} + a_{\partial_j, S_2 / S_1} + \dots + a_{\partial_j, S_k / S_1, \dots, S_{k-1}}, \quad (7)$$

где $a_{\partial_j, S_k / S_1, \dots, S_{k-1}} = \lg \frac{P(\partial_j / S_1 \dots S_k)}{P(\partial_j / S_1, \dots, S_{k-1})}$.

Формированию каждого Φ_i -го процесса предшествует возникновение необходимого и достаточного условий. Первое – вложенность потенциальных зон $\Omega(\varphi_i)$ одновременного протекания всех процессов:

$$\Omega(\varphi_i) = \Omega_0(\varphi_0) \subset \Omega_1(\varphi_1) \subset \dots \subset \Omega_{i-1}(\varphi_{i-1}); \quad (8)$$

Это условие означает, что энергетический источник для формирования Φ_i -го процесса должен обеспечиваться изменением потенциалов $(i-1)$ уровней процессов.

Достаточное условие ограничивает пространственные размеры и определяет местоположение формирования Φ_i -го процесса; возникновение нового процесса возможно только в такой зоне, в которой значения φ_i ($i-1$) потенциалов процессов находятся в определенных пределах:

$$\Omega_i(\varphi_i) = \bigcap_{i=0}^{i-1} \Omega_i, \left(\overset{\vee}{\varphi_i} < \varphi_i < \overset{\wedge}{\varphi_i} \right), \quad (9)$$

где $\overset{\vee}{\varphi_i}$ и $\overset{\wedge}{\varphi_i}$ – соответственно верхняя и нижняя границы значений потенциалов процессов.

Нарушение этого условия неизбежно сопровождается затуханием Φ_i -го процесса.

Источник g_i формирования Φ_i -го процесса определяется как разность энергий [8] и характеризует внутреннюю самоорганизацию термодинамического ансамбля процессов:

$$g_i = - \sum_{k,j=0}^n \left[\tau_{jn}^* \frac{\partial \varphi_i}{\partial t} - \tau_{ki}^* \frac{\partial \varphi_k}{\partial t} \right], \quad i = \overline{1, n}; \quad (10)$$

Из условия (10) следует, что при отсутствии k -х процессов ($k > i$), источник протекания Φ_i -го процесса положителен (формирование ядра i -го процесса). При ликвидации j -х процессов ($j < i$), источник протекания i -го процесса отрицателен (затухание процесса). В случае $g_i > 0$ при условии существования j -х и k -х процессов, наступает стадия устойчивого протекания Φ_i -го процесса. Одновременно положительность всех источников $g_i > 0$ для термодинамического ансамбля процессов возможна только в изолированной системе. В открытых системах возможен противоположный процесс, связанный с самоликвидацией термодинамических потенциалов при отрицательных значениях источников энергии $g_i < 0$. Такой процесс носит название самодезорганизации (хаотизации).

Термодинамические модели отражают зависимости между внешними и внутренними параметрами объектов [9]. В качестве внутренних параметров могут использоваться термодинамические силы, а в качестве внешних – энтропия или энергия взаимодействия объекта с внешней средой. В таких моделях интегральными характеристиками индивидуальной ненадежности является величина накопленной энтропии физической структуры объекта. Изменение энтропии $\frac{d_i S}{dt}$ может служить интегральным по объему и механизмам физико-химических процессов базовым термодинамическим критерием потенциальной ненадежности. Эта величина может быть интерпретирована как скорость необратимого изменения интегрального состояния или интегральных параметров объекта для реальных условий его взаимодействия со внешней средой:

$$\frac{d_i S}{dt} \sim \frac{dy}{dt}, \quad (11)$$

где y – интегральные параметры или термодинамические функции состояния объекта.

Интегральный процесс изменения во времени энтропии может быть представлен в виде:

$$\frac{d_i S}{dt} = \sum_k B_k \exp\left(-\frac{t}{\tau_k}\right), \quad (12)$$

где B_k – коэффициенты, определенные для данного объекта и заданных внешних условий; τ_k – время релаксации необратимых процессов.

В неравновесной термодинамике существует так называемый принцип «мозаичности», который состоит в разделении системы на составляющие ее физические или химические элементы и соответствующие элементарные процессы [10]. Для каждого «мозаичного» элемента устанавливается соотношение между скоростью протекания процесса и контролирующими термодинамическими силами. Затем скорости различных элементарных процессов различным образом комбинируют друг с другом.

Простейшим эволюционным уравнением является выражение вида [11]:

$$\dot{q} = \alpha \cdot q, \quad (13)$$

которое используется в химии для описания автокаталитических реакций, когда скорость \dot{q} образования некоторого вещества пропорциональна его концентрации q . В биологии коэффициенту α придают смысл параметра порядка, представляя его как разность между скоростью продуцирования и скоростью распада клеток. Применительно к СТС, к которым относится и современная горная выработка, в качестве скорости \dot{q} следует понимать скорость изменения конкретного параметра, непосредственно определяющего уровень надежности ее функционирования. Очевидно, что таких параметров в каждой из подсистем горной выработки достаточно много, и они оказывают непосредственное влияние не только на уровень надежности, но и влияют друг на друга.

Синергетическим системам свойственна стохастичность, то есть их временную зависимость нельзя предсказать с абсолютной точностью. Поэтому вводится член $f(t)$, учитывающий флуктуацию сил.

$$\dot{q} = \alpha \cdot q + f(t). \quad (14)$$

В случае СТС предлагаемый подход требует введения многих переменных – переменных состояния q_1, q_2, \dots, q_n .

Рассмотрим множество Ω_n всех 2^n всех возможных состояний $\omega = (p_1, \dots, p_i, \dots, p_n)$ системы S , характеризующих нормальную работу и выход из строя элементов (подсистем) горной выработки. Функцию p_i представим как бернуллиеву переменную, которая в соответствии с двумя возможными исходами может принимать только 2 значения: $p_i = 1$, если S_i находится в состоянии A_i^P и $p_i = 0$, если S_i находится в состоянии A_i^O . Разобьем Ω_n на две

части: Ω_1 и Ω_0 . Пусть Ω_1 представляет собой множество работоспособных состояний, а Ω_0 – множество отказов. Тогда горная выработка работоспособна (надежна), если $\omega \in \Omega_1$ и неработоспособна при $\omega \in \Omega_0$.

Пусть состояния ω_i во времени представляют собой последовательность независимых испытаний с вероятностью исходов $p_i = P(p_i = 1)$; $p_i' = 1 - p_i = P(p_i = 0)$; $i = (\overline{1, n})$ каждого i -го испытания. Тогда, в общем случае, вероятность надежного или ненадежного P' состояний горной выработки в момент времени t будет иметь вид [12]:

$$P = P(\omega \in \Omega_1) = \sum_{\omega \in \Omega_1} \prod_{i=1}^n P_i^{P_i} \cdot P_i'^{(1-P_i)}; \quad (15)$$

Для оценки надежности подсистемы горной выработки m -го порядка, нет необходимости анализировать структуру взаимодействия ее подсистем и определять их изменения в течение всего периода эксплуатации горной выработки. Достаточно проанализировать поведение соотношения (15) при условии $n \rightarrow \infty$:

$$\begin{cases} P > 1 - \exp(-\bar{k}_n n) \text{ при } k_p > \bar{p}, \\ P < 1 - \exp[-\underline{k}_n n + 0 \cdot (\ln n)] \text{ при } k_p > \underline{p}, \\ P < \exp(-\bar{k}_n n) \text{ при } k_p < \bar{p} \end{cases} \quad (16)$$

где k_n – коэффициент надежности; k_p – коэффициент работоспособности, $k_p = m/n$; m – число работоспособных подсистем (элементов) n – общее число подсистем горной выработки; \bar{p} – средняя вероятность надежного функционирования подсистем (элементов); выражение « $0 \cdot (\ln n)$ » означает величину высшего порядка малости по отношению к другим членам уравнения; \underline{p} – граничная вероятность безотказной работы подсистем,

$\underline{p} = p / \left(1 + p - \hat{p} \right)$; $\bar{k} = k(k_p / \bar{p})$ – функции, определяемые соотношением:

$$k = k_p \ln(k_p / p) + (1 - k_p) \cdot \ln(1 - k_p) \cdot (1 - p) \geq 0. \quad (17)$$

Выражение (16) является синергетической моделью надежности горной выработки, как СТС.

Очевидно, что функционирование горной выработки будет надежным, если значение коэффициента работоспособности k_p превышает некоторую среднюю вероятность работоспособного состояния ее подсистем ($k_p \geq \bar{p}$). Если $k_p < \bar{p}$ и ситуация в горной выработке изменяется независимо от человека, то надежность и эффективность функционирования горной выработки стремится к нулю и наоборот.

Определение приемлемого значения коэффициента работоспособности k_p достаточно сложная задача, решение которой возможно только после детального исследования конкретной горной выработки, взаимодействия её с другими подсистемами угольной шахты.

В заключение, сформулируем следующие **выводы**:

1. Горная выработка в современном представлении является СТС функционирование которой происходит при непосредственном и активном участии горнорабочих. Вследствие этого горная выработка – это психоинформационная система, обладающая положительными и отрицательными обратными связями, а также стохастичностью и непредсказуемостью.

2. Горная выработка рассматривается как нелинейная диссипативная СТС, состоящая из подсистем и элементов, которые формируют их структурные кластеры.

3. Отказы подсистем горной выработки, являясь случайными, в совокупности образуют последовательность зависимых и независимых событий. Это происходит в том случае, когда отказ элемента (подсистемы) вызывает неуправляемое движение материальных потоков: потеря устойчивости боковых пород, ГДЯ, взрывы газа и пыли и т.п. Это неуправляемое движение, вызванное отказом первого элемента, оказывает воздействие на другие элементы в качестве внешней нагрузки (возмущения). Если ее величина превышает предельно допустимый уровень для следующего элемента, то происходит его отказ. Так проявляется зависимость надежности одного элемента от надежности другого. При этом отказы приобретают лавинообразный характер, вовлекая все новые элементы.

Список литературы

1. Червоный А.А., Лукьященко В.И. Надежность сложных систем. Изд. 2-е, перераб. и доп. – М.: Машиностроение, 1976. – 288 с.
2. Мясников А.А., Павлов А.Ф., Бонецкий В.А. Повышение эффективности и безопасности горных работ. – М.: Недра, 1979. – 216 с.
3. Вылегжанин В.Н., Егоров П.В., Мурашев В.И. Структурные модели горного массива в механизме геомеханических процессов. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1990. – 295 с.
4. Сургай Н.С. Надежность функционирования угольных шахт. – Д.: Арт. Пресс, 1998. – 192 с.
5. Сиртеш Л. Роль кибернетических методов в оценке безопасных условий горных работ на больших глубинах //Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1986. – № 2. – С. 117 – 121.
6. Мнухин А.Г. Угольная промышленность как единая макросистема (стратегия безопасности) //Уголь Украины. – 2007. – №4. – С. 31 – 35.
8. Вылегжанин В.Н. Физические и геохимические основы оптимизации угольных шахт. – Новосибирск: Наука, 1987. – 209 с.
9. Надежность и эффективность в технике: Справочник в 10 т.; т. 7. – Качество и надежность в производстве /Под ред. И.В. Апполонова. М.: Машиностроение, 1989.– 280 с
10. Синергетика и фракталы в материаловедении /В.С. Иванова, А.С. Баланкин и др. М.: Наука, 1994. – 382 с.
11. Хакен Г. Синергетика: Иерархия неустойчивостей в самоорганизующихся системах. М.: Мир, 1985 – 419 с.
12. Флейшман Б.С. Основы системологии. – М.: Радио и связь, 1982. – 368 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.
Надійшла до редакції 22.03.10*

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ХАРАКТЕРА АРМИРОВАНИЯ НА РАБОТОСПОСОБНОСТЬ ВОССТАНОВЛЕННОГО ФИБРОБЕТОНА

У статті представлені результати лабораторних випробувань відновлених зразків фібробетону. Виконано порівняльний аналіз характеру деформування зразків. В якості фібр використані ті що отримали найбільше поширення – звивисті полімерні, жорсткі полімерні і металеві волокна. Розглянуто вплив типу армування на працездатність відновлених фібробетонних зразків.

В статье представлены результаты лабораторных испытаний восстановленных образцов фибробетона. Выполнен сравнительный анализ характера деформирования образцов. В качестве фибр использованы получившие наибольшее распространение извилистые полимерные, жесткие полимерные и металлические волокна. Рассмотрено влияние типа армирования на работоспособность восстановленных фибробетонных образцов.

The article presents the results of laboratory tests of recovered fiber-reinforced concrete specimens. A comparative analysis of the nature of deformation of the specimens is done. As the fibers used are widely known winding polymer, rigid plastics and metal fibers. The influence of type of reinforcement on the performance of reduced fiber-concrete specimens is fulfilled.

Актуальность. С увеличением глубины разработки угольных пластов все более проявляется необходимость разработки и внедрения новых технологий крепления капитальных и основных подготовительных выработок, позволяющих максимально эффективно использовать прочностные параметры набрызгбетона за счет его дисперсного армирования, расширения его возможностей как конструкционного материала, а также изучения возможного расширения области его использования.

Отработка запасов на действующих горизонтах и необходимость перехода на более глубокие горизонты неразрывно связана с решением актуальных задач обеспечения поддержания в устойчивом состоянии как капитальных, так и основных подготовительных выработок. Наибольшее распространение в качестве постоянной крепи получил набрызгбетон. Однако, область применения набрызгбетона значительно ограничена его физико-механическими показателями работы в области установившихся нагрузок. Набрызгбетон, хотя и превосходит обычный бетон по прочности, тем не менее, он также характеризуется хрупким разрушением. Наиболее перспективным в данных условиях является использование фибробетона. Введение дисперсных волокон в набрызгбетон обеспечивает перераспределение напряжений и повышение работоспособности набрызгбетона в области трещинообразования. Недостатки набрызгбетонной крепи проявляются в выработках, в которых в результате влияния подработки изменяется режим подземных вод, и появляются дренирующие воды.

Опыт применения фибробетона свидетельствует, что он активно используется в качестве крепи только в условиях рудных шахт, характеризующихся благоприятными горно-геологическими условиями.

Вопрос работы фибробетона в сложных горно-геологических условиях, а также изучение возможности повышения рабочих характеристик набрызгбе-

тонной крепи при ее дисперсном армировании являются задачами, которые до настоящего времени так и не были детально рассмотрены и изучены.

У фибробетона повышены следующие показатели: трещиностойкость, прочность на растяжение, ударная вязкость, сопротивление истираемости.

Эффективность дисперсного армирования цементного камня и бетона при нагружении зависит от трех параметров дисперсного армирования: прочности сцепления фибры с бетоном, длины фибры l (или отношения длины фибры к ее диаметру l/d), объемной концентрации фибры.

В механике композитов с дисперсным армированием при оценке влияния длины волокна (фибры) используется относительный параметр l/d , при этом считается, что наибольший армирующий эффект достигается при $l/d \approx 60 \dots 100$. При больших значениях этого параметра (больших длинах волокон) армирующий эффект ухудшается ввиду комкования волокон и ухудшении однородности структуры.

Влияние объемной концентрации фибры реализуется, начиная от некоторого уровня, обуславливающего достижение начальной объемно – пространственной связности фиброструктуры. Только после достижения «непрерывности» фиброармирования начинает ощущаться его позитивное влияние на характеристики исходного бетона – матрицы.

Положительное влияние дисперсного армирования на структуру бетона и его физико-механические характеристики определяется следующими факторами:

на стадии структурообразования:

- перераспределением напряжений при пластической усадке от наиболее опасных зон на весь объем бетона;

при нагружении:

- торможением роста трещин;

- снижением концентрации напряжений в окрестности макродефектов, выравниванием напряжений в структуре бетона и их перераспределением между составляющими бетона.

Эффективность применения волокон в бетоне зависит от их содержания и расстояния между отдельными волокнами. Дисперсное армирование обычно достаточно эффективно приостанавливает развитие волосяных трещин лишь при расстоянии между различными волокнами не более 10 мм, поэтому применение в бетоне крупного заполнителя, не позволяющего расположить дисперсные волокна достаточно близко друг к другу, снижает эффективность подобного армирования.

Полимерные волокна в отличие от металлических используют для тонкостенных изделий, подвергающихся ударам или эксплуатирующихся в коррозионно-активных условиях.

Целью данной статьи являлось определение зависимости влияния на прочностные свойства фибробетона от содержания в его составе полипропиленовой и металлической фибры.

Ход исследований. В процессе проведения исследований готовились бетонные образцы, которые определялись на предел прочности на растяжение при изгибе. В качестве образцов использовались балочки размером:

40×40×160мм. (высота×ширина×длина). После восстановления высота балочек изменялась на величину слоя восстановления (20...30мм).

Балочки устанавливались на платформу с двумя опорами. Рабочее расстояние между опорами $l = 100$ мм. Сверху к образцу прикладывалось усилие со стороны пресса, которое передавалось через кронштейн.

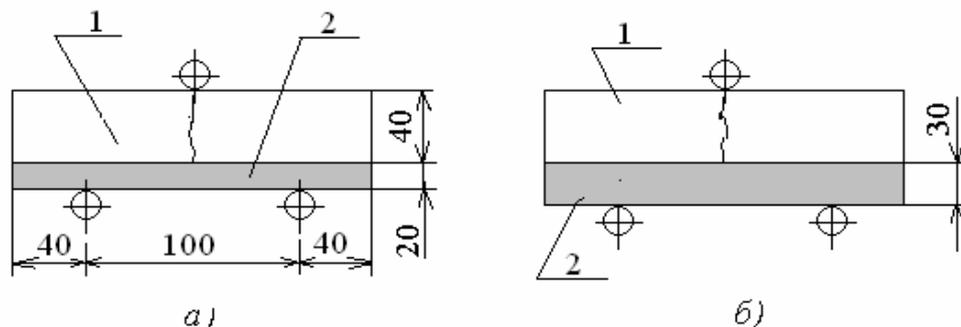


Рис. 1. Схема испытания на растяжение при изгибе: 1 – нарушенный образец; 2 – восстанавливающий слой

В ходе проведения эксперимента сначала приготавливались сухие смеси из цемента и песка. Затем добавлялось заданное по весу количество волокна. После тщательного перемешивания смесь затворялась водой. Вода добавлялась в несколько приемов с целью обеспечения равномерного перемешивания смеси и недопущения возникновения «ежей», а также комков. Перемешивание осуществлялось непрерывно сразу после затворения водой. Процесс затворения водой длился в течение 5 минут.

Затем раствором заполняют форму, которую на 10 секунд помещают на вибростол, где смесь уплотняется – из смеси удаляется избыточная влага и пузырьки воздуха.

Из анализа литературы по проведенным исследованиям следует, что в зависимости от назначения конструкции оптимальное количество фибры для армирования фибробетона составляет для металла 1...2% по объему бетона и для полипропилена – 0,5...1%.

Выбор длины металлической фибры определялся технологическими ограничениями, связанными с выполнением набрызгбетонных работ. Длина металлической фибры равна 50мм.

Исследовались основные варианты:

- с извилистыми полимерными волокнами (длиной 50 мм), с объемами армирования по массе (1%).
- с жесткими полимерными волокнами (длиной 54 мм) с объемами армирования по массе (1%);
- с металлическими волокнами (длиной 50мм) с объемами армирования по массе (1%);

Всего исследовано 9 образцов.

На рис.2 представлены три типа фибр используемые для приготовления фибробетона.



Рис. 2. Волокна, используемые для приготовления фибробетона: а – извилистые полимерные волокна, б – жесткие полимерные волокна, в – металлические волокна.

Результаты испытаний представлены в таблице 1.

Таблица 1

Зависимость изменения прочности фибробетонных образцов от вида, размера и плотности армирования

№ п/п	Тип фибры	Предельные напряжения на изгиб, $\sigma_{изг}$, МПа	Среднее значение предельных напряжений, $\sigma_{изг}^{cp}$, МПа
1-3	извилистая полимерная	3,4	3,2
4-6	жесткая полимерная	5,2	5,0
7-9	металлическая	6,5	6,3

Отличительной особенностью является значительные прочностные параметры, которыми характеризуются образцы, армированные металлической фиброй. Образцы с содержанием полипропиленовой фибры значительно уступают по прочности на изгиб образцам из сталефибробетона (рис. 3...5).

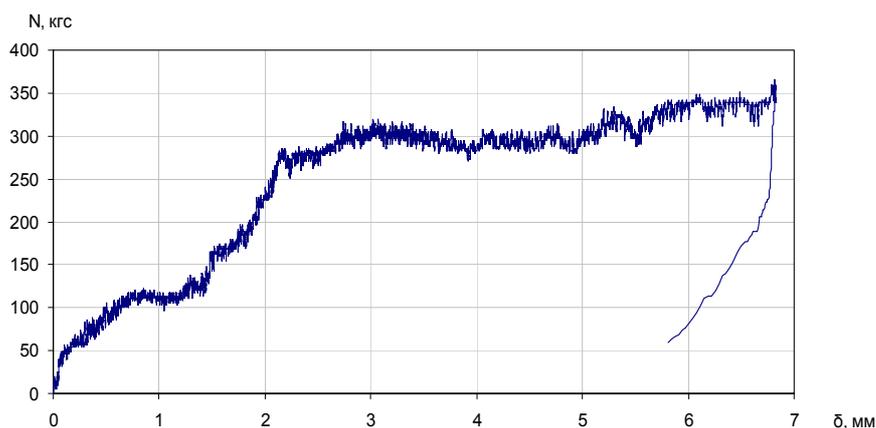


Рис. 3. Диаграмма «нагрузка-деформация» для образца с извилистой полимерной фиброй

На основании сравнения полученных графиков можно сделать вывод, что образцы, армированные металлической фиброй, в процессе разрушения характеризуются пластическими деформациями фибр, работающих на защемленных концах трещин образца. При армировании образцов полипропиленовой фиброй

рой, влияние фибры на прочность образца проявляется только на начальном этапе возникновения трещины, причем процесс разрушения проходит более динамично, без пластической фазы деформирования фибровых волокон.

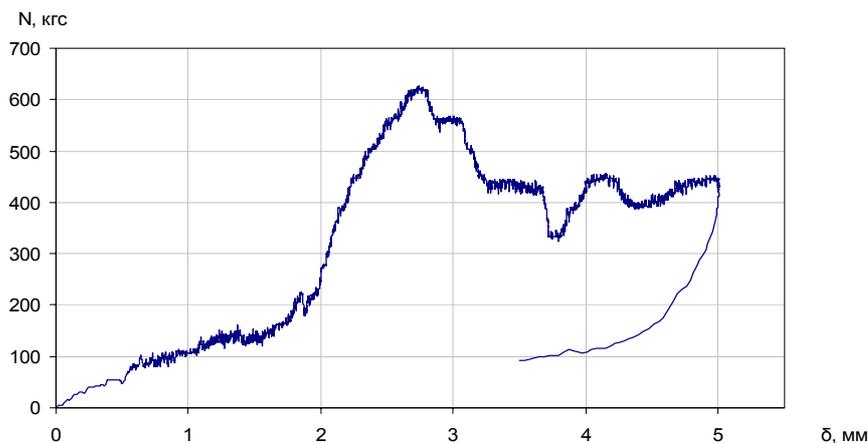


Рис. 4. Диаграмма «нагрузка-деформация» для образца с жесткой полимерной фиброй

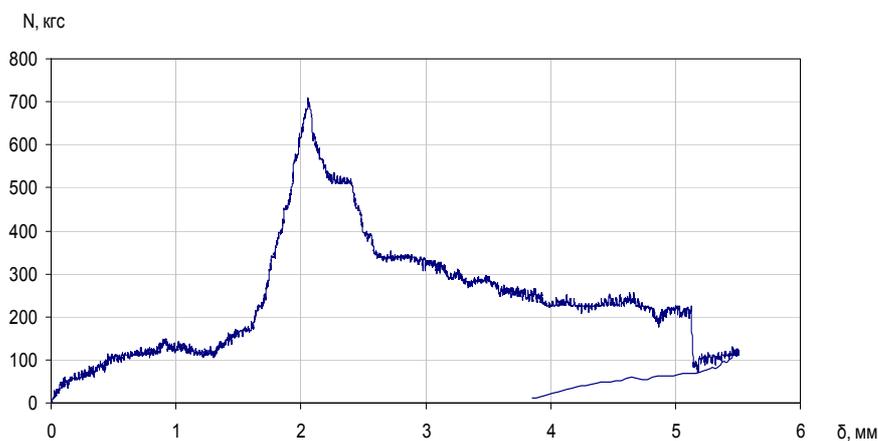


Рис. 5. Диаграмма «нагрузка-деформация» для образца с металлической фиброй

Сравнивая работоспособность образцов с разным типом фибр можно сделать вывод, что наименьшей работоспособностью обладают образцы с извилистой полимерной фиброй. Деформирование образца происходит по без скачков, по возрастающей кривой. При этом для данного типа фибр характерным является наибольший прогиб образца (6,8 мм). Второе место по критерию работоспособности занимают образцы с металлической фиброй. Деформирование происходит с формированием пика нагрузки и последующего спадания кривой деформирования. Наибольшей работоспособностью обладают образцы с жесткой полимерной фиброй. У данных образцов прослеживается пик нагрузки, как и в образцах с металлической фиброй, однако, в отличие от предыдущего варианта, данные образцы имеют большую работоспособность после формирования трещин и прохождения пика нагрузки.

Для армирования фибробетона использовались фибры в количестве 1% от объема цемента. Увеличение процента армирования до определенного предела ведет к некоторому увеличению прочностно-деформационных характеристик.

Одним из недостатков увеличения процента армирования фибр является трудности, связанные с удобоукладываемостью, а также с обеспечением равномерного перемешивания смеси и недопущением возникновения «ежей».

Выводы. Бетонные образцы, армированные фиброй, характеризуются повышенной работоспособностью на стадии предельных изгибающих нагрузок. Фибра обеспечивает повышение рабочих характеристик бетона на стадии предельных нагрузок, в случае, когда в бетонном теле образуются и активно развиваются трещины, которые являются критическими для неармированного фибровыми волокнами бетона. Степень эффективного использования процесса армирования бетона значительно зависит от материала фибровых волокон и степени армирования. При использовании металлических волокон образцы проявляли повышенную прочность на изгиб, даже в случае возникновения трещин. Увеличение содержания фибр в образце повышает предел прочности на изгиб и обеспечивает значительное перераспределение напряжений в бетонном теле. В результате, диаграмма деформирования образцов при увеличении содержания металлических фибр изменяет характер кривой на более пологий.

Характер деформирования образцов с различным типом фибр может в дальнейшем определять область использования волокон в зависимости от горно-геологических условий и глубины ведения проходческих работ.

Список литературы

Будівельне матеріалознавство: Підручник. – К.: ТОВ УВПК „ЕксОб”, 2008. – 704 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Роєнком А.М.
Надійшла до редакції 23.03.10*

УДК 622.831.001.57

© А.Е. Григорьев

ОБОСНОВАНИЕ ШИРИНЫ ЦЕЛИКОВ, ОХРАНЯЮЩИХ КАПИТАЛЬНЫЕ ПАНЕЛЬНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ, С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

На основании результатов моделирования методом конечных элементов получены зависимости конвергенции в выработках от ширины охраняющих целиков. Представлены картины распределения зон разрыхления и вертикальных перемещений вокруг охраняемой целиком выработки.

На підставі результатів моделювання методом кінцевих елементів отримані залежності конвергенції у виробках від ширини ціликів, що їх охороняють. Надані картини розподілу зон розпушення та вертикальних переміщень навколо виробки, що охороняється ціликом.

Dependences of convergence in developments from width of the protecting pillars are received on the basis of modeling results of final elements method. Pictures of distribution of rock massive destruction zones and vertical moving round protected pillar working are presented.

Вступление. Подземная разработка полезных ископаемых независимо от схем вскрытия и подготовки, последовательности отработки и систем разработ-

ки немыслима без целиков – охранных конструкций преимущественно естественного происхождения. Именно породные или угольные целики являются преградой влиянию на капитальные и подготовительные выработки повышенного горного давления в результате ведения очистных работ, охраняют наземные основания природных и искусственных объектов от сдвижений, предотвращают проникновение подземных вод в зоны работы добычных участков.

Тем не менее, при всех функциональных достоинствах целиковых систем охраны, довольно часто их применение приводит к потерям полезного ископаемого, что особенно характерно для угольных систем подготовки.

Так, например, целики, оставляемые для охраны капитальных панельных выработок от влияния фронта повышенного горного давления по длине столба, могут достигать 200 м и более. И по мере роста глубины разработки, что представляется наиболее вероятным путем развития фронта очистных работ в ближайшем будущем, ширина целиков будет расти. Естественно, что в условиях стагнации экономики и финансового кризиса особенно актуальным является использование технологий отработки и систем подготовки с наивысшей степенью эффективности, а потому оставление сотен тысяч тонн подготовленного к отработке угля в целиках недопустимо.

Вопросу определения рациональных геометрических параметров целика внимание уделяется с конца XIX века, когда Турнером впервые были заложены основы расчетной схемы. Особый вклад в исследование состояния самих целиков и вмещающего массива внесли Л.Д. Шевяков, В.В. Соколовский, В.Д. Слесарев, в работах которых эволюционно сформировались теоретические основы двух основных способов расчета – по предельным напряжениям и предельным нагрузкам.

Работы исследователей последних лет посвящены, определению параметров напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности горных выработок и целиков с учетом всего многообразия нагрузок, форм выработок и конфигураций системы выработка-целик-выработка. Для камерно-столбовой системы, в упругой постановке решение задачи о распределении напряжений в целиках предложено А.Н. Шашенко. В настоящее время на основании работ автора выполняются исследования для целиков, охраняющих тоннели, в однородном породном массиве, а также для угольных целиков, охраняющих штреки выемочных столбов с помощью методов математического моделирования.

Особый интерес вызывает распределение напряжений в угольном целике, охраняющем капитальные панельные горные выработки, где, как уже отмечалось выше, потери угля весьма значительны. Используя расчетные принципы метода математического моделирования, представляется возможным определить картину напряженно-деформированного состояния породного массива, а, соответственно, и величины перемещений точек контура выработок в зависимости от ширины целика.

Обобщая изложенное выше, главной **целью работы** являлось определение минимально допустимых размеров целика в конкретных горно-геологических условиях реальной шахты. Последовательность исследований включала следующие этапы:

– построение и анализ картины напряженно-деформированного состояния породного массива, вмещающего систему лава-целик-выработка, с последующим определением перемещений точек контура выработок и зон разрыхления в их окрестности;

– определение зависимости конвергенции в выработке, охраняемой целиком, от его размеров и выявление диапазона значений ширины целика, при которых смещения точек контура выработки неизменны;

– расчет минимально допустимых размеров целика по нормативной методике и сравнение с полученными в результате моделирования значениями диапазона допустимой ширины.

Изложение основного материала исследований. Панельная система подготовки, являясь одной из наиболее распространенных, предполагает проходку трех капитальных панельных выработок – уклона (бремсберга) и двух ходков. Находясь по центру симметричной в плане системы, главные панельные выработки (уклон, бремсберг, реже штрек) обычно располагаются вне зоны какого-либо влияния, в то время как именно на ходки оказывает воздействие фронт повышенного горного давления со стороны очистной выработки в случае некорректно подобранных размеров целиков.

Еще одной важной составляющей расчетной схемы для моделирования является наличие области разрушенных горных пород вслед за лавой, возникающей вследствие посадки непосредственной и основной кровли. При этом на геометрию такой области существенное влияние оказывает качественный состав вышележащих пластов пород.

Для формирования расчетной схемы выбраны горно-геологические и горнотехнические условия разработки пласта l_8 шахты «Белозерская» ГП «Добропольеуголь». Выбор объясняется несколькими причинами. Во-первых, добычные работы на шахте, отрабатывающей угольные пласты l_3 и l_8 на горизонтах 830 и 550 м соответственно, в скором времени перейдут на глубины разработки, превышающие 1000 м. И именно здесь проблема потерь угля в целиках, расчетные размеры которых уже на горизонте 550 м превышают 100 м, станет еще острее.

Во-вторых, на шахте реализована панельная система разработки, что является одним из условий для осуществления целей исследований.

В третьих, для горно-геологических условий горизонта 550 м, в работе [2] выполнены расчеты первичного и последующего шагов обрушения пород основной кровли. Подбор правильных размеров нависающих породных пластов над обрушенным массивом вслед за лавой, имеет решающее значение при формировании в математической модели области повышенного горного давления перед лавой.

Представленная на рис. 1 расчетная схема соответствует условиям отработки 4-й северной лавы уклонного поля пласта l_8 горизонта 550 м. Кроме того, здесь, после окончания отработки столба в 2004 году и оставления целика,

Учитывая симметричность системы, при моделировании в расчет берется лишь одна из осесимметричных частей.

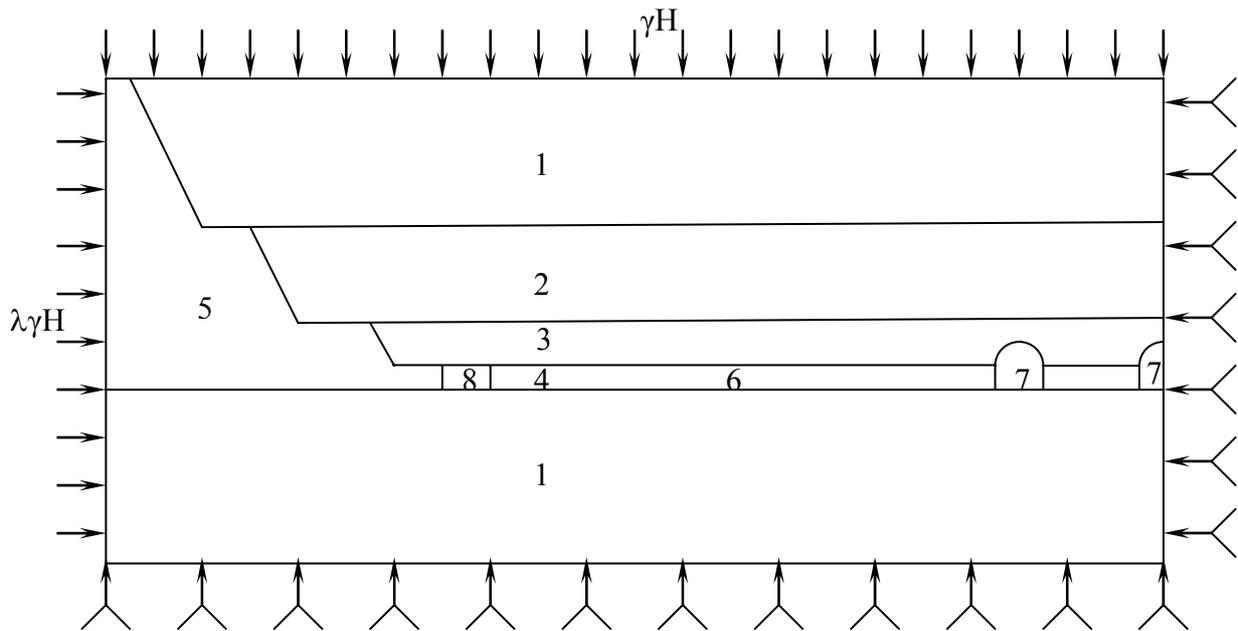


Рис. 1. Расчетная схема рассматриваемой задачи. 1 – алевролит, 2 – песчаник, 3 – аргиллит, 4 – уголь, 5 – зона разрушенных пород, 6 – угольный целик; 7 – капитальный ходок и уклон, 8 – лава

Вмещающие породы пласта l_8 представлены аргиллитом, алевролитом и песчаником.

В непосредственной кровле залегает аргиллит мощностью до 10 м, слабый, склонный к обрушению. Основная кровля – песчаник среднеустойчивый, мощностью 14...30 м. Напластования над песчаником представлены алевролитом малоустойчивым. В почве залегает среднеустойчивый алевролит. Прочностные характеристики вмещающих пород и угля представлены в табл. 1.

Таблица 1

Прочностные характеристики горных пород модели

Тип пород	Предел прочности на сжатие, σ_c , МПа	Предел прочности на растяжение, σ_p , МПа	Объемная масса, γ , т/м ³	Модуль Юнга, $E \cdot 10^{-4}$, МПа	Коэффициент Пуассона, μ
Уголь	10...12	1,1...1,5	2,4...2,6	0,4...1,1	0,21...0,25
Аргиллит	12...22	2,1...3,0	2,4...2,6	0,5...1,1	0,21...0,25
Алевролит	24...47	3,0...4,0	2,4...2,6	0,6...2,2	0,2...0,26
Песчаник	50...56	4,0...5,0	2,5...2,9	1,2...1,6	0,21

Размеры элементов расчетной схемы соответствуют геометрическим параметрам реальных объектов шахты. Так, панельные выработки арочной формы сечением в свету 12,8 м² реализованы в виде арочных проемов шириной 5 м и высотой 3,5 м при радиусе 2,5 м.

Ширина угольного целика, составляющая 120 м, обосновывается расчетом согласно нормативной методике и является минимально допустимой [1].

Ширина нависающих консолей непосредственной и основной кровли для среднестатистической мощности принята согласно расчетам [2] и составляет для песчаника 46 м, для аргиллита – 9 м.

Методы математического моделирования получили в последние годы широкое распространение при решении задач геомеханики. При всех достоинствах методов граничных и дискретных элементов, особое внимание исследователями уделяется все же методу конечных элементов (МКЭ) [2, 3, 4].

МКЭ предоставляет возможность моделирования сколь угодно геометрически сложных плоских и пространственных моделей, материальные свойства элементов которых, могут быть переменными. Учет нелинейности деформирования среды, позволяет решение геомеханических задач, где в большинстве случаев, имеет место упругопластическое, хрупкое или пластическое разрушение и соответствующее перераспределение напряжений в нетронутом массиве.

Основной целью работы, как уже было отмечено, является определение координат в охраняемых выработках в зависимости от ширины целика. Поэтому в семи сформированных моделях ширина целика варьировалась от 120 до 30 м.

В работе используется предложенный в [4] алгоритм решения, предполагающий несколько этапов. На первом шаге выполняется формирование конечно-элементной реализации расчетной схемы (рис.2), задание нагрузок и ограничения по перемещениям в основании и по оси симметрии модели. На втором этапе выполняется решение линейной задачи и построение картины напряженно-деформированного состояния породного массива.

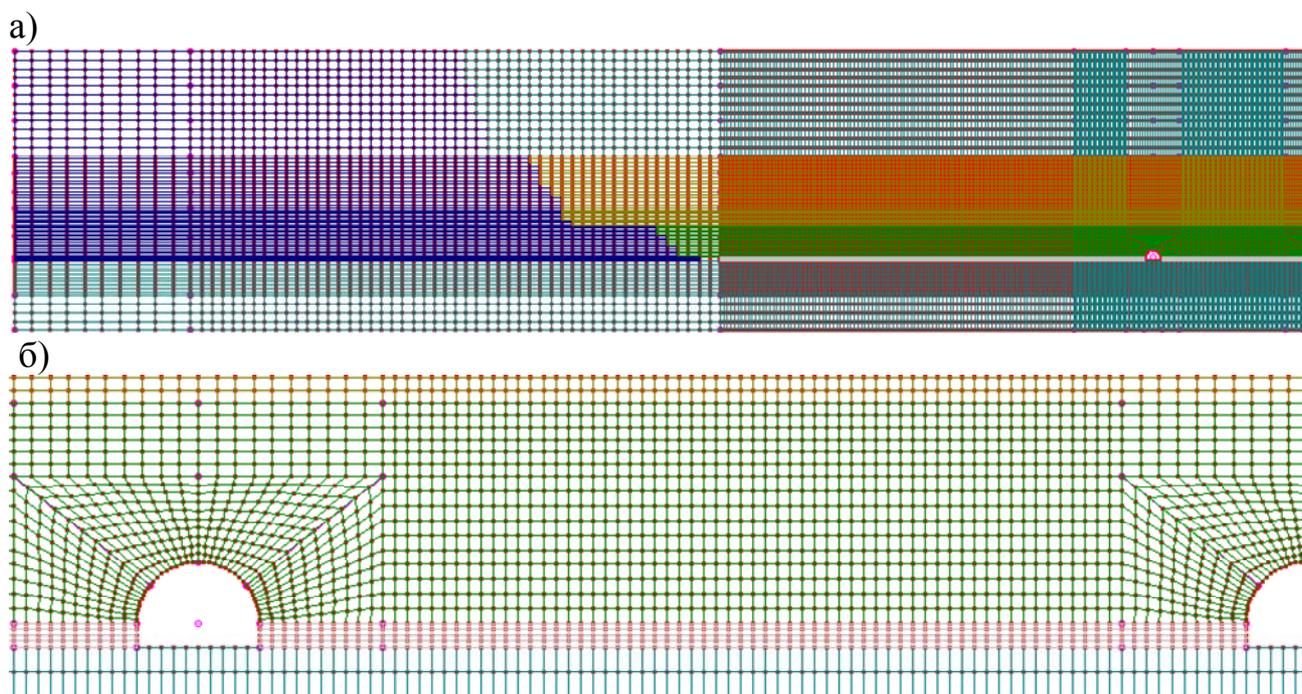


Рис.2. Конечно-элементная реализация расчетной схемы: а) в общем виде; б) детализация разбиения массива на конечные элементы вокруг выработок

В дальнейшем, сравнивая полученное эквивалентное напряжение с пределом прочности материала, определяются разрушенные элементы массива. Эквивалентное напряжение в каждом элементе массива определяется по формуле [5]:

$$\sigma_{\text{экв}} = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_3) + \sqrt{(\psi - 1)^2(\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi};$$

где σ_1, σ_3 – главные значения тензора напряжений, $\psi = R_p/R_c$ – величина отношения предела прочности на растяжение к пределу прочности на сжатие.

Разрушенным элементам присваиваются новые материальные свойства, соответствующие разрушенному материалу, а также нелинейные механические свойства.

На следующей итерации расчет повторяется, с учетом новой конфигурации модели. В тот момент, когда в результате очередного расчета количество разрушенных элементов остается неизменным, выполнение расчетных процедур останавливается.

Следует отметить, что нагружение модели до максимального значения нагрузок в пределах каждой итерации осуществляется пошагово с постепенным увеличением нагрузки.

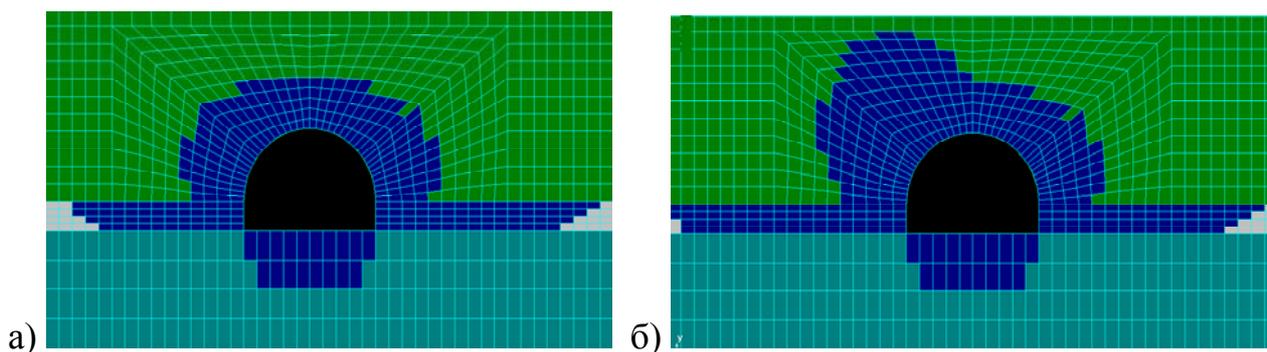


Рис. 3. Зоны разрыхления при ширине целика: а) 120...80 м; б) 50 м.

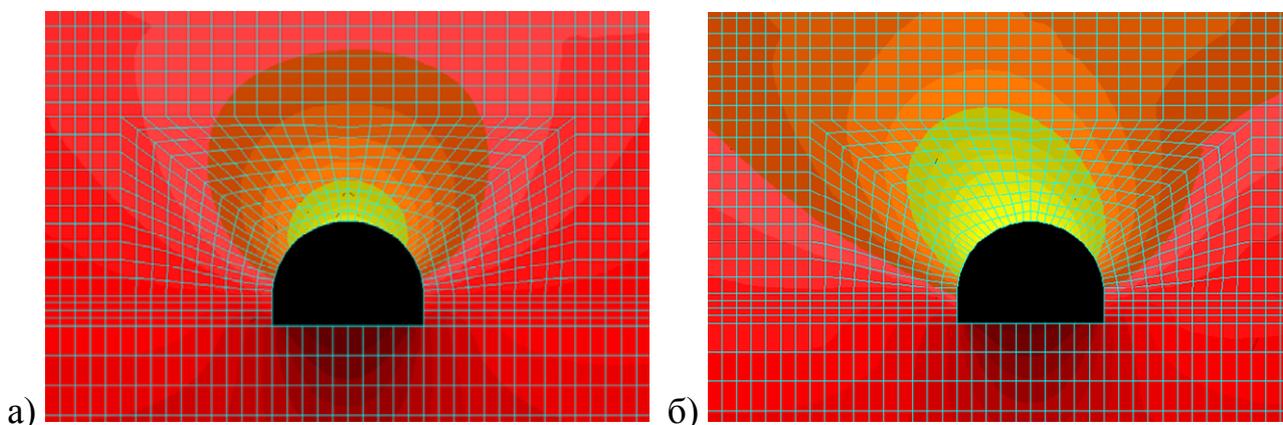


Рис. 4. Картина распределения вертикальных перемещений при ширине целика: а) 120...80 м; б) 50 м.

На рис. 3, 4 представлены полученные в результате моделирования зоны разрыхления вокруг панельного ходка и картины распределения вертикальных перемещений при ширине целика 120 и 50 м.

Анализируя конфигурацию зон, следует отметить следующие особенности:

– разрыхление угля происходит более интенсивно, чем в аргиллите и алевролите, залегающих в кровле и почве соответственно. Будучи слабее по своим прочностным характеристикам, именно уголь деформируется в первую очередь и на большем простирании;

– по мере приближения лавы и уменьшения ширины целика, зона разрыхления, как в угольном целике, так и в кровле выработки расширяется со стороны приближения зоны повышенного горного давления;

– несимметричность зоны разрыхления при отсутствии влияния лавы объясняется некоторым влиянием находящегося правее ходка панельного уклона;

– вертикальные перемещения по контуру ходка по мере приближения лавы также количественно возрастают, а направление наибольших перемещений в кровле выработки совпадает с направлением развития зоны разрыхления. При этом интенсивность роста перемещений тем выше, чем меньше целик, разделяющий лаву и ходок.

Выявленные зависимости величины конвергенции b в ходке от ширины целика a на основании полученных картин распределения вертикальных перемещений представлены на рис.5.

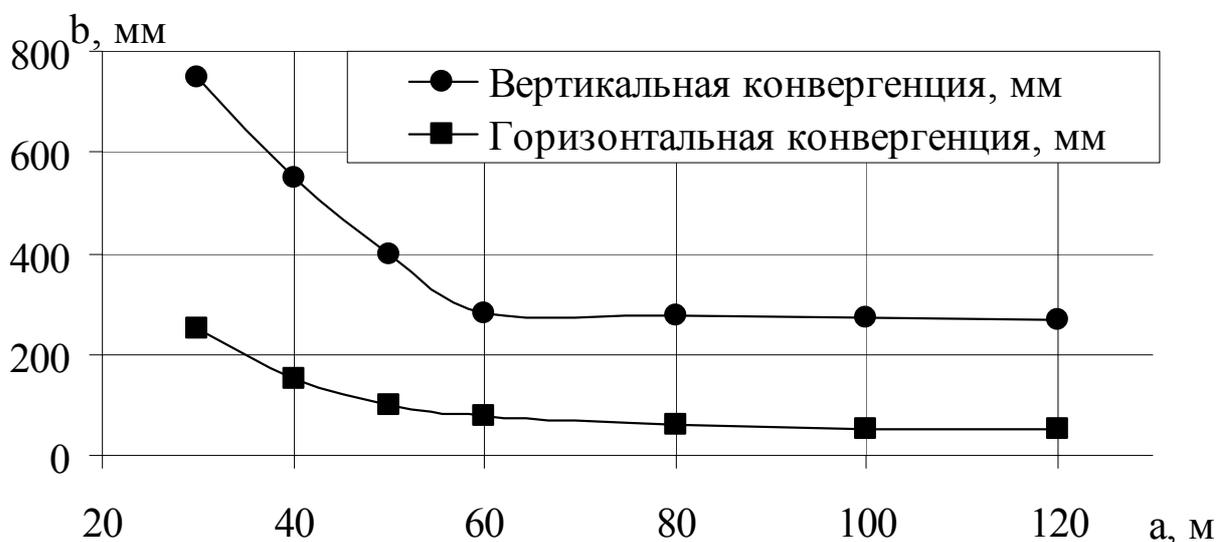


Рис. 5. Зависимость конвергенции в ходке b от ширины целика a

При ширине целика 80...120 мм изменение конвергенции незначительно, что свидетельствует об отсутствии влияния фронта повышенного горного давления на состояние массива в окрестности ходка.

Уменьшение целика до 50...60 м приводит к росту величины конвергенции, что, тем не менее, не приводит к потере ее эксплуатационного состояния,

так как смещения точек контура в пределах величины податливости используемых в ходках арочных крепей.

Целики шириной менее 50 м не способны оградить охраняемую выработку от влияния очистной выработки.

Для горно-геологических условий разработки пласта l_8 проектом подготовки северной панели горизонта 550 м на основании методики [1] предусмотрено оставление целика 4-ой северной лавы шириной 121 м. Полученные результаты моделирования позволяют, опираясь на представленную выше процедуру, обосновать возможность уменьшения ширины целика, по меньшей мере, в 2 раза.

Выводы. Выполненные исследования позволяют наметить основные принципы развития механизма влияния очистных выработок на капитальные выработки, расположенные по центру панели. Фронт повышенного горного давления впереди лавы создает зону напряжений в глубине массива пород. По мере продвижения очистного забоя, она накладывается на уже существующую вокруг капитальных ходков зону. В результате этого формируется сложная суммарная для обеих выработок картина напряженно-деформированного состояния массива с несколько большими по величине напряжениями. В итоге разрыхление массива происходит на больших площадях поперечного сечения системы лава-целик-выработка.

Используемая с конца 70-х годов прошлого века методика определения размеров охранных целиков, возможно, требует некоторого дополнения путем внесения в расчетные формулы геомеханически обоснованных переменных. С этой целью необходимо с помощью используемой в статье методики моделирования выполнить обоснование ширины целиков для широкого спектра конфигураций горно-геологических условий. Это позволит получить общие закономерности развития геомеханических процессов для однородных и многослойных массивов пород. Практическое использование таких рекомендаций, предположительно, позволит несколько уменьшить размеры целиков, тем самым, снижая в них потери.

Список литературы

1. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 222 с.
2. Хозяйкина Н.В. Закономерности изменения предельного напряженного состояния в сложноструктурной кровле рядов пологопадающих угольных пластов – Дис. канд. техн. наук: 05.15.04. – Днепропетровск, 2002. – 165 с.
3. Гапеев С.Н. Закономерности потери упругопластической устойчивости сложноструктурного массива в окрестности одиночной выработки. – Дис. канд. техн. наук: 05.15.09. – Днепропетровск, 2004. – 188 с.
4. Терещук Р.Н. Обоснование параметров анкерной крепи капитальных наклонных выработок у условиях шахты ГХК «Добропольеуголь». – Дис. канд. техн. наук: 05.15.09. – Днепропетровск, 2004. – 152 с.
5. Шашенко А.Н. Механика горных пород. – Днепропетровск: НГАУ, 2002. – 302с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.
Надійшла до редакції 22.03.10*

КОЛИВАННЯ СТЕРЖНЬОВИХ СИСТЕМ З ДИСИПАЦІЄЮ ЕНЕРГІЇ

Наведені результати дослідження коливань стержньових систем під час їх вільних коливань зі втратою енергії.

Представлены результаты исследования колебаний стержневых систем при их свободных колебаниях с потерей энергии.

The results of the study of oscillations of rod systems in their free vibrations with the loss of energy are represented.

Вступ. Рамні конструкції почали застосовуватися лише з початку минулого сторіччя, у зв'язку із широким поширенням залізобетону, для якого рама – найбільш оптимальна конструктивна форма (рис. 1) у порівнянні з металевими і дерев'яними рамами. Історично розвиток залізобетонних конструкцій (і рамних зокрема) відбувався послідовно, від простих форм до більш складних [1].

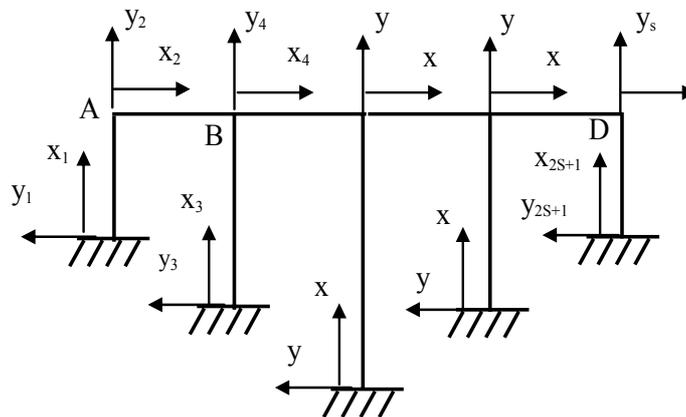


Рис. 1. Багатопрольотна рама

Рамні конструкції знаходяться під дією різних впливів, у тому числі і коливальних. Виникає необхідність підвищеної уваги до проблеми коливань і більш повного обліку факторів, що супроводжують реальні умови експлуатації рам. До числа таких факторів відноситься розсіювання енергії коливальної системи за рахунок різних джерел, що існують в усіх без винятку коливальних системах. З цієї причини вільні коливання конструкції виявляються затухаючими.

Основні види втрат енергії при механічних коливаннях:

- втрати енергії в матеріалі гістерезисного типу;
- конструкційне розсіювання енергії;
- аеродинамічні втрати енергії.

Внесок у демпфірування коливань у зазначених видах втрат енергії буде залежати від типу коливань системи і від середовища, де ці коливання відбуваються.

Метою цієї статті є аналіз вільних коливань стержньових систем типу «рама» з урахуванням розсіювання механічної енергії коливань.

Основна частина. Г.С. Писаренко [4] запропонував загальний метод розрахунку коливань механічних систем з урахуванням будь-якого виду розсію-

вання енергії, базуючись на раніше розробленій нелінійній теорії гістерезисних втрат у матеріалі при коливальному процесі (рис. 2).

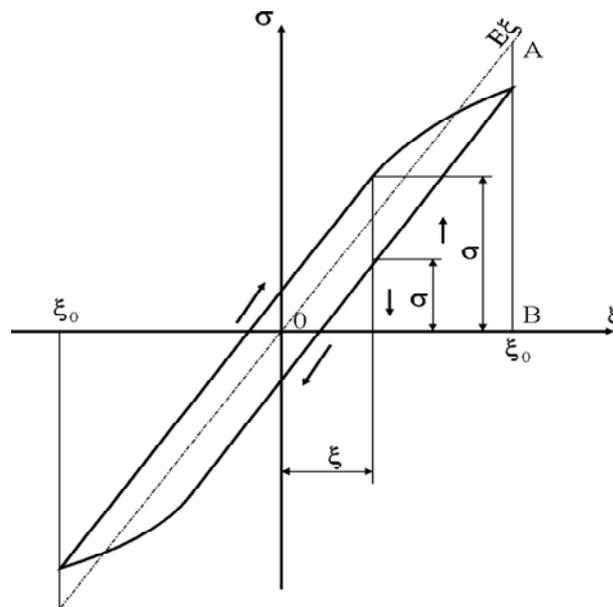


Рис. 2. Схема петлі гістерезиса

Розсіювання енергії виявляється в зменшенні амплітудного значення потенційної енергії в кожному одиничному обсязі матеріалу “пружини” за цикл коливань. Цю частину загубленої енергії пропонується характеризувати площею умовної петлі гістерезиса, контур якої описується нелінійними залежностями між напругами σ і деформаціями ε , подібно тому, як було прийнято при описі петель гістерезиса, що характеризують недосконалу пружність матеріалу [5].

Аналітичний опис петлі гістерезиса, запропонований Г.С. Писаренко, має вид:

$$\sigma = E \left[\xi \pm \frac{3}{8} \partial_z \left(\xi_0 \mp 2\xi - \frac{\xi^2}{\xi_0} \right) \right]. \quad (1)$$

Тут

$$\partial_z = \partial(\xi_0) + \partial(\xi) + \partial(R) + \partial(C) + \dots \quad (2)$$

де ξ_0 – початкова амплітуда, яка залежить від відносних деформацій; $\partial(\xi_0)$ – декремент, що залежить від амплітуди коливань; $\partial(\xi)$ – декремент, що залежить від швидкості деформацій; $\partial(R)$ – декремент, що залежить від сухого тертя; $\partial(C)$ – декремент, що залежить від жорсткості системи і т.д.

Такий підхід передбачає знання декрементів, як функції тих чи інших факторів, отриманих з експериментів.

Вільні коливання рамних конструкцій (з урахуванням розсіювання енергії в системі) будуть визначатися для кожного стержня диференціальним рівнянням

$$EI \frac{\partial^4 y}{\partial x^4} + m \frac{\partial^2 y}{\partial t^2} + \varepsilon \frac{\partial^2}{\partial x^2} \left[\Phi \cdot \left(\frac{\partial^2 y}{\partial x^2} \right) \right] = 0, \quad (3)$$

где EI – жорсткість стержня рами при згині; $y(x, t)$ – прогин у будь-який момент часу t у перетині стержня на відстані x від початку координат; m – маса одиниці довжини стержня; l – довжина стержня; $\varepsilon \frac{\partial^2}{\partial x^2} \left[\overset{\Leftrightarrow}{\Phi} \cdot \left(\frac{\partial^2 y}{\partial x^2} \right) \right]$ функціонал, що

враховує розсіювання енергії в системі, присутність у ньому ε у виді множника вказує на слабкий вплив збурювання, внесеного в рівняння (3) у порівнянні з незбуреним рівнянням (при $\varepsilon = 0$).

Уведемо наступні позначення:

$$\alpha^2 = \frac{m}{EI}, \quad (4)$$

$$\overset{\Leftrightarrow}{\Phi} \cdot (y'') = -\frac{1}{EI} \cdot \frac{\partial^2 y}{\partial y^2} \left[\overset{\Leftrightarrow}{\Phi} \cdot \left(\frac{\partial^2 y}{\partial x^2} \right) \right] \quad (5)$$

тоді рівняння (3) буде мати вид:

$$\frac{\partial^4 y}{\partial x^4} + \alpha^2 \frac{\partial^2 y}{\partial t^2} = \varepsilon \overset{\Leftrightarrow}{\Phi} \cdot (y'') \quad (6)$$

Якщо збурювання відсутнє ($\xi=0$), тоді коливання будуть гармонійними з постійною амплітудою і рівномірно обертовим кутом, який залежить тільки від початкових умов:

$$\frac{du}{dt} = 0; \quad \frac{d\theta}{dt} = \varphi \quad (\theta = \varphi \cdot t + \psi). \quad (7)$$

Нелінійне збурювання ($\xi \neq 0$) обумовлює залежність миттєвої частоти $d\theta/dt$ від амплітуди і викликає появу обертонів у рішенні рівняння (6), а також зменшення амплітуди коливань у результаті розсіювання енергії. Рішення рівняння (6) представимо у виді ряду.

$$y(x, t) = u \cdot X(x) \cdot \cos \theta + \varepsilon \cdot u_1(u, x, \theta) + \varepsilon^2 \cdot u_2(u, x, \theta) + \dots \quad (8)$$

у котрім $X(x) \cos \theta$ – рішення незбуреного рівняння (6); $X(x)$ - фундаментальна функція задачі; $u_1(u, x, \theta)$, $u_2(u, x, \theta)$ – періодичні функції кута θ з періодом 2π .

Впливаючи із теорії нелінійної механіки, можна амплітуду u і фазу θ , що представляють собою функції часу t , визначити з диференціальних рівнянь

$$\begin{aligned} \frac{du}{dt} &= \varepsilon \cdot A_1(u) + \varepsilon^2 A_2(u) + \dots, \\ \frac{d\theta}{dt} &= \varphi + \varepsilon \cdot B_1(u) + \varepsilon^2 B_2(u) + \dots, \end{aligned} \quad (9)$$

де φ – власна частота коливань стержня без урахування затухання.

Задача буде складатися у визначенні наступних функцій:

$$u_1(u, x, \theta), u_2(u, x, \theta), A_1(u), A_2(u), B_1(u), B_2(u), \quad (10)$$

при якій вираження (8) з урахуванням рівнянь (9) буде рішенням рівняння (6).

Для встановлення однозначності функцій (10), що є коефіцієнтами при ступенях малого параметра ε , відповідно до теорії побудови асимптотичних рішень [5] повинні бути накладені наступні обмеження – відсутність у них перших гармонік

$$\begin{aligned} \int_0^{2\cdot\pi} u_1(u, x, \theta) \cdot \cos \theta \cdot d\theta = 0, & \quad \int_0^{2\cdot\pi} u_2(u, x, \theta) \cdot \cos \theta \cdot d\theta = 0, \\ \int_0^{2\cdot\pi} u_1(u, x, \theta) \cdot \sin \theta \cdot d\theta = 0, & \quad \int_0^{2\cdot\pi} u_2(u, x, \theta) \cdot \sin \theta \cdot d\theta = 0 \end{aligned} \quad (11)$$

Це означає, що величина u у вираженні (8) дорівнює амплітуді першої гармоніки коливань.

Попередньо визначивши четверту похідну $y^{IV}(x,t)$ вираження (8), з урахуванням (9), ліву частину рівняння (3) чи (7) можна представити у вигляді

$$\begin{aligned} \frac{\partial^4 y}{\partial x^4} + \alpha^2 \cdot \frac{\partial^2 y}{\partial t^2} = u \cdot \left[\frac{d^4 X(x)}{dx^4} - \alpha^2 \cdot \varphi^2 \cdot X(x) \right] \cdot \cos \theta + \varepsilon^2 \cdot \alpha^2 \times \\ \times \left[-2\varphi \cdot A_1(u) X(x) \cdot \sin \theta - 2\varphi \cdot u B_1(u) X(x) \cdot \cos \theta + \varphi^2 \frac{\partial^2 u_1}{\partial \theta^2} + \frac{1}{\alpha^2} \cdot \frac{\partial^4 u_1}{\partial x^4} \right] + \\ + \varepsilon^2 \cdot \alpha^2 \left\{ \left[A_1(u) \cdot \frac{dA_1(u)}{du} - u B_1^{22}(u) - 2\varphi \cdot u B_2(u) \right] X(x) \cdot \cos \theta - \right. \\ \left. - \left[2\varphi \cdot A_2(u) + 2A_1(u) B_1(u) + A_1(u) \frac{dB_1(u)}{du} \cdot u \right] X(x) \cdot \sin \theta + \right. \\ \left. + 2\varphi \cdot A_1(u) \cdot \frac{\partial^2 u_1}{\partial u \partial \theta} + 2\varphi \cdot B_1(u) \frac{d^2 u_1}{d\theta^2} + \varphi^2 \cdot \frac{\partial^2 u_2}{\partial \theta^2} + \frac{1}{\alpha^2} \cdot \frac{\partial^4 u_2}{\partial x^4} \right\} + \varepsilon^2 \dots \end{aligned} \quad (12)$$

Праву частину рівняння (6) розкладемо в ряд по ступенях малого параметра ε

$$\varepsilon \cdot \overset{\Leftrightarrow}{\Phi} (y'') = \varepsilon \cdot \overset{\Leftrightarrow}{\Phi} [uX''(x) \cdot \cos \theta] + \varepsilon^2 \cdot \overset{\Leftrightarrow}{\Phi} [uX''(x) \cdot \cos \theta] \cdot u_1 + \varepsilon^2 \dots \quad (13)$$

Прирівнюємо коефіцієнти при однакових ступенях ε у правих частинах виражень (12) і (13) до членів m -го порядку включно.

Приймаючи $m = 2$, одержимо наступну систему рівнянь

$$\frac{d^4 X(x)}{dx^4} - p^2 X(x) = 0 \quad (14)$$

$$\alpha^2 [-2\varphi \cdot X(x) \cdot A_1(u) \sin \theta - 2\varphi \cdot uX(x)B_1(u) \cos \theta] + \frac{\partial^4 u_1}{\partial x^4} + p^2 \frac{\partial^2 u_1}{\partial \theta^2} = \Leftrightarrow \Phi \cdot [uX''(x) \cos \theta] \quad (15)$$

$$\alpha^2 \left\{ \left[A_1(u) \frac{dA_1(u)}{du} - uB_1^2(u) - 2\varphi \cdot B_2(u) \right] X(x) \cos \theta - \left[2\varphi \cdot A_2(u) + 2A_1(u)B_1(u) + A_1(u) \frac{dB_1(u)}{du} \right] \times \right. \\ \left. \times X(x) \sin \theta + 2\varphi \cdot A_1(u) \frac{\partial^2 u_1}{\partial \theta \cdot \partial u} + 2\varphi \cdot B_1(u) \frac{\partial^2 u_1}{\partial \theta^2} \right\} + \frac{\partial^4 u_2}{\partial x^4} + p^2 \frac{\partial^2 u_2}{\partial \theta^2} = \Leftrightarrow \Phi'' [uX''(x) \cos \theta] \cdot u_1, \quad (16)$$

де

$$p^2 = \alpha^2 \cdot \varphi^2 = k_1^4 \quad (17)$$

Вираження (14) – (16) є тими вихідними рівняннями, на підставі яких можуть бути отримані рішення поставленої задачі в нульовому, першому і другому наближеннях.

Загальне рішення рівняння (14), що збігає з рівнянням (3) при $\varepsilon = 0$ з точністю до постійного множника, можна записати [2]:

$$X_{ni} = A_{ni} \cdot S(k_{ni} x) + B_{ni} \cdot T(k_{ni} x) + C_{ni} \cdot U(k_{ni} x) + D_{ni} \cdot V(k_{ni} x), \quad (18)$$

де $A_{ni}, B_{ni}, C_{ni}, D_{ni}$ - довільні постійні; $S(k_{ni} x), T(k_{ni} x), U(k_{ni} x), V(k_{ni} x)$ - функції Крилова [3]; i - номер стержня; n - тон коливань.

Довільні постійні, які входять у формули для фундаментальних функцій на різних ділянках рами, шляхом використання граничних умов і умов сполучення виражаються через одну з невизначеностей, що залишилися.

Таким чином, фундаментальна функція визначається з точністю до постійного множника. За допомогою однієї з граничних умов і умов сполучення, не використовуюваного при побудові системи фундаментальних функцій, складається рівняння частот, з якого визначаються корені k_n :

$$k_{ni}^4 = \frac{\omega_n^2}{b_i^2}, \quad \left(b_i = \sqrt{\frac{EI_i}{m_i}} \right). \quad (19)$$

Для симетричної одно - прольотної рами (рис. 3), досліджуваної в цій роботі, система фундаментальних функцій має різний вид для симетричних і косо - симетричних форм коливань. Будемо вважати, що стійки рами і її ригель мають постійну по довжині й однакову жорсткість ($I_1 = I_2 = I_3 = I$) та погонну масу ($m_1 = m_2 = m_3 = m$).

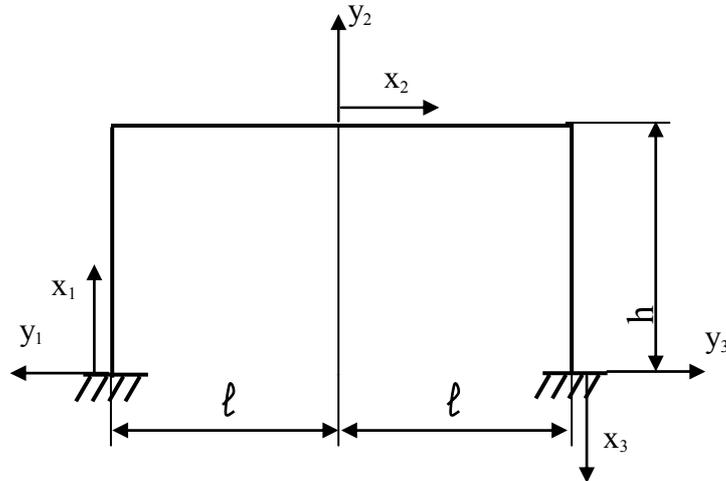


Рис. 3. П – образна одно прольотна рама

Тоді, позначаючи $\alpha_n = k_n l$, ($k_{n1} = k_{n2} = k_{n3} = k_n$) і використовуючи безрозмірну координату

$$\xi = \frac{x}{l}, \quad (20)$$

одержимо вираження для фундаментальних функцій:

а) для симетричних форм коливань ($n=2, 4, 6, \dots$)

$$X = \begin{cases} X_{n1} = U(\alpha_n \xi) - A_n V(\alpha_n \xi), & [0 \leq \xi \leq 1], \\ X_{n2} = B_n [U(\alpha_n \xi) - C_n S(\alpha_n \xi)], & [-1 \leq \xi \leq 1], \\ X_{n3} = X_{n1}, & [-1 \leq \xi \leq 0], \end{cases} \quad (21)$$

де

$$A_n = \frac{U(\alpha_n)}{V(\alpha_n)}, \quad B_n = -\frac{S(\alpha_n) \cdot D(\alpha_n)}{A(\alpha_n) \cdot V(\alpha_n)}, \quad C_n = \frac{U(\alpha_n)}{S(\alpha_n)} \quad (22)$$

б) для косо-симетричних форм коливань ($n=1, 3, 5, \dots$)

$$X_n = \begin{cases} X_{n1} = U(\alpha_n \xi) - D_n \cdot V(\alpha_n \xi), & [0 \leq \xi \leq 1], \\ X_{n2} = E_n [T(\alpha_n \xi) - F_n \cdot V(\alpha_n \xi)], & [-1 \leq \xi \leq 1], \\ X_{n3} = -X_{n1}, & [-1 \leq \xi \leq 0], \end{cases} \quad (23)$$

де

$$D_n = \frac{S_n(\alpha_n) \cdot B(\alpha_n) + T(\alpha_n) \cdot S_1(\alpha_n)}{T(\alpha_n) \cdot B(\alpha_n) + U(\alpha_n) \cdot S_1(\alpha_n)}, \quad E_n = -\frac{V(\alpha_n) \cdot S_1(\alpha_n)}{2[T(\alpha_n) \cdot B(\alpha_n) + U(\alpha_n) \cdot S_1(\alpha_n)]}, \quad F_n = \frac{T(\alpha_n)}{V(\alpha_n)}$$

$$S_1 = 2sh(\alpha_n) \cdot \sin(\alpha_n)., \quad (24)$$

Частоти і форми вільних коливань Π – образної рами:

а) для симетричних форм коливань

$$\frac{B(\alpha_n)}{D(\alpha_n)} = \frac{C(\alpha_n)}{A(\alpha_n)}, \quad (25)$$

б) для косо – симетричних форм коливань

$$\frac{\alpha_n \cdot B(\alpha_n) - S(\alpha_n)}{\alpha_n \cdot D(\alpha_n) + A(\alpha_n)} = \frac{S_1(\alpha_n)}{B(\alpha_n)}. \quad (26)$$

З приведених трансцендентних рівнянь (25) і (26) визначаються корені α_n , зв'язані з частотами вільних коливань залежністю:

$$\varphi_n = \frac{\alpha_n^2}{\ell^2} \cdot \sqrt{\frac{EI}{m}}. \quad (27)$$

Перші шість коренів рівнянь (25) і (26) мають наступні значення:

а) для симетричних форм коливань:

$$\alpha_1 = 1,51369; \alpha_3 = 3,39480; \alpha_5 = 4,59523;$$

б) для косо – симетричних форм коливань:

$$\alpha_2 = 2,02932; \alpha_4 = 4,19725; \alpha_6 = 5,23906.$$

Рішення рівняння (6) у нульовому наближенні згідно (8), можна представити у вигляді

$$y = u \cdot X(x) \cdot \cos \theta \quad (28)$$

Для обліку розсіювання енергії в системі, варто розглядати рівняння (15), представивши його в такий спосіб:

$$\begin{aligned} \frac{\partial^4 u_1}{\partial x^4} + p^2 \cdot \frac{\partial^2 u_1}{\partial \theta^2} = \Leftrightarrow \Phi "[uX''(x) \cdot \cos \theta] + \\ + \alpha^2 [2\varphi \cdot A_1(u) \cdot X(x) \cdot \sin \theta + 2\varphi \cdot u \cdot B_1(u) \cdot X(x) \cdot \cos \theta]. \end{aligned} \quad (29)$$

Для визначення $A_1(u)$ і $B_1(u)$ помножимо рівняння (29) спочатку на $X(x)\sin\theta$, потім на $X(x)\cos\theta$, отримане після цього вираження проінтегруємо по довжині першого стержня конструкції від 0 до h і по циклі від 0 до 2π ; проінтегруємо від $-l$

до l для другого стержня по циклі від 0 до 2π ; проінтегруємо від 0 до h для третього стержня по циклі від 0 до 2π , після відповідних перетворень одержимо:

$$A_1(u) = - \frac{\int_0^{h} \int_0^{2\pi} \Phi \cdot [u \cdot X''(x) \cdot \cos \theta] \cdot X(x) \sin \theta \cdot dx \cdot d\theta}{2\pi \cdot \alpha^2 \varphi \int_0^h X^2(x) \cdot dx}; \quad (30)$$

$$B_1(u) = - \frac{\int_0^{h} \int_0^{2\pi} \Phi \cdot [u \cdot X''(x) \cdot \cos \theta] \cdot X(x) \cos \theta \cdot dx \cdot d\theta}{2\pi \cdot \alpha^2 \varphi \cdot u \int_0^h X^2(x) \cdot dx}. \quad (31)$$

Для другого і третього стержнів рами A_1 і B_1 визначаються аналогічно.

Функції $U_1(u, x, \theta)$ можна визначити, вирішуючи рівняння (23) за методикою Г.С. Писаренко [3]. Тому що найбільш цікавим представляється перше наближення, то для визначення прогину (з достатнім ступенем точності) можна обмежитися використанням тільки формули (28). Згідно формули (8) ступінь точності буде така, як у наступного вираження:

$$y = u \cdot X(x) \cdot \cos \theta + \varepsilon \cdot U_1(u, x, \theta) \quad (32)$$

тому, для рішення задачі в першому наближенні немає необхідності визначати функцію $U_1(u, x, \theta)$.

Визначивши A_1 і B_1 по формулах (30) - (31) і використовуючи вираження (32), одержимо амплітуду і фазу коливань для першого стержня рами

$$\frac{du}{dt} = - \frac{\int_0^h \int_0^{2\pi} \varepsilon \cdot \Phi \cdot [u \cdot X''(x) \cdot \cos \theta] \cdot X(x) \sin \theta \cdot dx \cdot d\theta}{2\pi \cdot \alpha^2 \varphi \int_0^h X^2(x) \cdot dx}; \quad (33)$$

$$\frac{d\theta}{dt} = \varphi - \frac{\int_0^h \int_0^{2\pi} \varepsilon \cdot \Phi \cdot [u \cdot X''(x) \cdot \cos \theta] \cdot X(x) \cos \theta \cdot dx \cdot d\theta}{2\pi \cdot \alpha^2 \varphi \cdot u \int_0^h X^2(x) \cdot dx}. \quad (34)$$

Аналогічно знайдемо вираження для другого і третього стержнів рами.

Для того, щоб представити диференціальні рівняння (33) і (34) у явному виді, необхідно записати функціонал $\Phi''[u \cdot X(x) \cdot \cos\theta]$ у розгорнутому виді. Для цього використовуємо нелінійні залежності (1) між нормальними напруженнями і відносною деформацією.

Тоді для першого стержня рами шириною b_1 і висотою h_1 , після відповідних перетворень одержимо:

$$\frac{du}{dt} = \frac{\int_0^h \frac{d^2}{dx^2} \cdot [\partial_z \cdot u \cdot X''(x)] \cdot X(x) \cdot dx}{2\pi \cdot \alpha^2 \cdot \varphi \cdot \int_0^h X^2(x) \cdot dx}; \quad (35)$$

$$\frac{d\theta}{dt} = \varphi + \frac{3}{8} \cdot \frac{\int_0^h \frac{d^2}{dx^2} \cdot [\partial_z \cdot u \cdot X''(x)] \cdot X(x) \cdot dx}{\alpha^2 \cdot u \cdot \varphi \cdot \int_0^h X^2(x) \cdot dx}. \quad (36)$$

Знаючи вираження функції прогину $X(x)$, а також вираження декременту ∂_z , доданки якого є функціями прогину, і вирішуючи диференціальне рівняння (33) можна одержати $u = f_1^I(t)$ і $\theta = f_2^I(t)$.

Аналогічно знаходять $u = f_1^{II}(t)$ і $\theta = f_2^{II}(t)$ для другого стержня рами й $u = f_1^{III}$ і $\theta = f_2^{III}(t)$ для третього стержня.

Висновки. Отримані рішення для вільних коливань рамних стержньових конструкцій. У подальшому будуть наведені результати наступних досліджень – вимушених коливань та їх впливу на частоти вільних коливань стержнів рами та випадків резонансу.

Список літератури

1. Жемочкин Б.Н. Расчет рам. – М.: СИ, 1965. – 400 с.
2. Колесник И.А., Иванова А.П. Колебания рамных конструкций под действием рухомих навантажень // Опір матеріалів та теорія споруд. – 2002. – Вип. 71. – С. 153. – 166.
3. Крылов А.Н. О некоторых дифференциальных уравнениях математической физики, имеющих приложение в технических вопросах. – М.: Гостехтеориздат. – 1950. – 368 с.
4. Писаренко Г.С. Обобщенная нелинейная модель учета рассеяния энергии при колебаниях. – К.: Наукова думка, 1985. – 240 с.
5. Писаренко Г.С. Колебания упругих систем с учетом рассеяния энергии в материале. – К.: Изд – во АН УССР, 1955. – 237 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Соболевим В.В.
Надійшла до редакції 24.03.10*

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ЭНЕРГИИ ХИМИЧЕСКОЙ СВЯЗИ В ПОЛЕ ТОЧЕЧНОГО ЗАРЯДА

На примере молекул CO и CO₂ исследованы закономерности изменения энергии химической связи в зависимости от расстояния до кулоновского центра и величины заряда. В частности, установлено, что по мере приближения к заряду энергия связи (или степень устойчивости связи) уменьшается и на некотором расстоянии от заряда происходит разрыв связи; при неизменном расстоянии вероятность разрыва связи растет с увеличением заряда. Предполагается, что механизм действия катализаторов в химических реакциях обусловлен влиянием поля заряда на устойчивость химической связи.

Regularities of the chemical bond energy depending on size of a point charge are investigated on an example of molecules CO and CO₂. The probability of bond break grows with charge increase at invariable distance of a chemical bond from a charge. It is established, that there is a bond break as approaching charge bond energy (or degree of stability of bond) decreases and on some distance from a charge. It is supposed, that the mechanism of catalysts action in chemical reactions is caused by influence of a charge field on stability of a chemical bond.

На прикладі молекул CO та CO₂ досліджені закономірності змінювання енергії хімічного зв'язку в залежності від відстані до кулонівського центру та величини заряду. Зокрема, встановлено, що при наближенні до заряду енергія зв'язку (або ступінь стійкості зв'язку) зменшується і на певній відстані від заряду відбувається розрив зв'язку; при незмінній відстані імовірність розриву зв'язку зростає із збільшенням заряду. Припускається, що механізм дії катализаторів у хімічних реакціях обумовлений впливом поля заряду на стійкість хімічного зв'язку.

Большой практический и научный интерес вызывают химические процессы, протекающие с участием углерода – элемента, необходимого для жизни животных и растений, образования некоторых минералов и всех без исключения горючих полезных ископаемых. В земной коре наиболее распространенными неорганическими соединениями углерода являются карбонаты, содержание которых по различным оценкам составляет 10¹⁶ т. Около 10¹³ т углерода содержится в углях, природных газах, нефти и других горючих ископаемых. В чистом виде углерод представлен графитом, алмазом и другими минералами, но в свободном атомарном состоянии не встречается. За счет жизнедеятельности человека, животных и растений, вулканических и других физико-химических процессов, протекающих в земной коре, работы промышленных предприятий атмосфера Земли непрерывно пополняется газами CO, CO₂ и из этого количества флора Земли ежегодно потребляет около 10¹⁰ т углерода.

Особое внимание привлекает углекислый газ, как один из основных компонентов, участвующих в фотосинтезе, и, возможно, в образовании углеродных минералов, твердых, жидких и газообразных горючих ископаемых. В химических реакциях, вызывающих рост и обеспечивающих "дыхание" растений, клеток живых организмов и минеральных углеродных фаз, принимает участие атомарный углерод, выделяющийся при разрушении молекулы CO₂. Закономерности перехода молекул CO₂ из устойчивого состояния к разрыву связей возможно станут полезными, например, в исследованиях механизма катали-

ческих процессов, в том числе фотосинтеза, при производстве водорода из воды, утилизации промышленных газов и других химических процессах.

Закономерности и механизмы многих реакций с участием углерода исследованы достаточно глубоко, однако неочевидным остается источник энергии, способный без заметных внешних физических воздействий (при нормальных условиях) инициировать разрыв химических связей с выделением атомарного углерода. Возможно, возбуждение и разрыв связей в молекулах происходит по сценарию некоторого универсального механизма, основанного на предположении о разрыве химической связи любой молекулы в электрическом поле точечного электрического заряд, например, иона как третьего кулоновского центра.

Целью исследований является оценка возможного влияния поля точечного заряда на изменение энергии химической связи молекулы в процессе сближения ее с точечным зарядом.

Для оценки устойчивости химической связи, на которую оказывает активное влияние поле кулоновского центра, выбрана молекула окиси углерода с энергией разрыва связи $D \sim 11,2$ эВ (γ $\text{CO}_2 \sim 5,5$ эВ) [1]. В расчетах точечные заряды представлены ионами различной валентности. Напряженность электрического поля одновалентного иона при комнатной температуре на расстоянии одного нанометра составляет около $1,5 \cdot 10^9$ В/м. Предполагается, что молекула CO обладает достаточной энергией, чтобы приблизиться к иону на расстояние, при котором происходит разрыв связи. В интерпретации поведения связей различных молекул будем ссылаться на характер и особенности поведения молекулы CO в поле заряда главным образом по следующей причине: энергия связи молекулы CO одна из наиболее сильных и, если с ней происходят какие-либо изменения, то при таких же условиях аналогичные изменения, но с большей вероятностью произойдут и с любыми другими молекулами. Следовательно, интерпретация поведения оксида углерода в поле заряда может быть вполне корректной и в отношении диоксида углерода.

Для решения поставленной задачи использован метод [2-4], отличающийся от известного метода МО ЛКАО [5] тем, что за базис приняты многоцентровые функции в эллипсоидальных координатах, а все физические функционалы вычислены аналитически. Построенные замкнутые выражения для функций Грина позволяют решать квантово-механическую задачу с возмущениями. Кроме этого, одно из преимуществ качественного характера заключается в том, что энергетические термы для химических связей легко рассчитываются как в основном, так и в возбужденном состояниях. В этом случае появляется возможность наблюдать за динамикой химической реакции, начиная от состояния, характеризующегося устойчивой химической связью, до так называемого «разрыхления» химической связи и ее разрыва.

Предположим, что на химическую связь между атомами a и b действует поле электрического заряда (третьего центра), т.е. некоторое возмущение $W(\tau)$. Таким образом, будем рассматривать систему, состоящую из трех частиц с зарядами Z_1, Z_2, Z_3 и соответствующими массами M_1, M_2, M_3 , взаимодействующих по закону Кулона. Здесь заряды $Z_1, Z_2 > 0$, а $Z_3 < 0$. Гамильтониан для электрона в поле двух кулоновских центров, при введении координат Якоби [2], запишется следующим образом:

$$H = -\frac{\hbar^2}{2M_0}\Delta_{\mathfrak{R}} - \frac{\hbar^2}{2M}\Delta_R - \frac{\hbar^2}{2m}\Delta_r + \frac{Z_1 \cdot Z_2}{R} - \frac{Z_1 \cdot Z_3}{r_a} - \frac{Z_3 \cdot Z_2}{r_b}, \quad (1)$$

где Z_1 и Z_2 – заряды атомов, $Z_2 \geq Z_1$; $M_0 = M_1 + M_2 + M_3$; M_1 и M_2 – массы ядер молекулы; $M_3 \ll (M_1; M_2)$; $\frac{1}{M} = \frac{1}{M_1} + \frac{1}{M_2}$; $\frac{1}{m} = \frac{1}{M_3} + \frac{1}{M_1 + M_2}$; $r_a = |R_3 - R_1|$; $r_b = |R_3 - R_2|$ – расстояния от ионов a и b до рассматриваемой точки пространства валентного электрона; R – межъядерное расстояние. Будем считать, что $M_3 \ll (M_1; M_2)$, то есть частица с массой M_3 и зарядом Z_3 может быть электроном или мезоном. В дальнейшем рассматривается задача с участием электрона. Первый член гамильтониана описывает движение центра масс системы трех частиц, второй – относительное движение частиц M_1 и M_2 .

В атомной системе единиц $\hbar = Z_3 = M_3 = 1$ в эллипсоидальной системе координат уравнение Шредингера в задаче о движении электрона в поле двух неподвижных зарядов (ядер), удаленных на расстояние R , имеет вид:

$$\left\{ \frac{4}{R^2 \cdot (\lambda^2 - \mu^2)} \cdot \left[\frac{\partial}{\partial \lambda} (\lambda^2 - 1) \frac{\partial}{\partial \lambda} + \frac{\partial}{\partial \mu} (1 - \mu^2) \frac{\partial}{\partial \mu} \right] + \frac{\partial^2}{R^2 \cdot (\lambda^2 - 1) \cdot (1 - \mu^2) \partial \varphi^2} \right\} \psi + 2 \cdot [E + U(\lambda, \mu)] \psi = 0, \quad (2)$$

где $\lambda = (r_a + r_b)/R$; $1 \leq \lambda < \infty$; $\mu = (r_a - r_b)/R$; $-1 \leq \mu \leq 1$; $U(\lambda, \mu) = \frac{2}{R} \cdot \left(\frac{Z_1}{\lambda + \mu} + \frac{Z_2}{\lambda - \mu} \right)$,

r_a и r_b – расстояния от ядер Z_1 и Z_2 до электрона; $U(\lambda, \mu)$ – потенциальная энергия электрона в поле зарядов Z_a и Z_b .

Перепишав уравнение (1) в эллипсоидальных координатах и решив его совместно с уравнением (2), получим систему двух обыкновенных дифференциальных уравнений второго порядка

$$\left[\frac{\partial}{\partial \mu} (1 - \mu^2) \frac{\partial}{\partial \mu} - \frac{\Lambda^2}{1 - \mu^2} - \mu^2 \varepsilon + \mu Z^- - A \right] Y(\mu) = 0, \quad (3)$$

$$\left[\frac{\partial}{\partial \lambda} (\lambda^2 - 1) \frac{\partial}{\partial \lambda} - \frac{\Lambda^2}{\lambda^2 - 1} + \lambda^2 \varepsilon + \lambda Z^+ + A \right] X(\lambda) = 0, \quad (4)$$

где A – постоянная разделения; $|\Lambda| = 0, 1, 2, \dots$; $\varepsilon = \frac{E \cdot R^2}{2}$, $Z^{(\pm)} = (Z_a \pm Z_b) \cdot R$.

Анализ уравнений (3) и (4) позволил выделить модельную задачу, которой соответствует уравнение

$$\left\{ \frac{\partial^2}{\partial t^2} + \frac{1-\Lambda^2}{4t^2} + \frac{C}{t} + \varepsilon + \frac{\partial}{\partial \mu} (1-\mu^2) \frac{\partial}{\partial \mu} - \frac{\Lambda^2}{1-\mu^2} + \right. \\ \left. + n(n+1) + \frac{\partial^2}{\partial \varphi^2} + \Lambda^2 \right\} \cdot F(t, \mu, \varphi) = 0 \quad (5)$$

Переходя от данной математической модели к реальной физической задаче, преобразуем уравнение (5), произведя при этом замену $\lambda = t+1$. Тогда

$$f(\lambda) = [\lambda^2 - 1]^{-1/2} \cdot X(\lambda).$$

Поскольку это преобразование нелинейно, то получаем уравнение:

$$\left\{ \frac{4}{R^2(\lambda^2 - \mu^2)} \cdot \left[\frac{\partial}{\partial \lambda} (\lambda^2 - 1) \frac{\partial}{\partial \lambda} - \frac{\partial}{\partial \mu} (1 - \mu^2) \frac{\partial}{\partial \mu} \right] + 2 \cdot [E + U(\lambda, \mu)] + \right. \\ \left. + \frac{4}{R^2(\lambda^2 - 1)(1 - \mu^2)} \frac{\partial^2}{\partial \varphi^2} - \frac{4(\lambda^2 - 2)Z^- \mu}{R(\lambda^2 - \mu^2)} - \frac{2\mu^2 E(\lambda^2 - 2)}{\lambda^2 - \mu^2} + \right. \\ \left. + \frac{4(\lambda^2 - 2)}{R^2(\lambda^2 - \mu^2)} \cdot \left[\frac{\partial}{\partial \mu} (1 - \mu^2) \frac{\partial}{\partial \mu} + \frac{1}{1 - \mu^2} \frac{\partial^2}{\partial \varphi^2} \right] \right\} X(\lambda) Y(\mu) \Phi(\varphi) = 0 \quad (6)$$

Таким образом, решение модельной задачи принимает вид:

$$\psi = F = [t(t+2)]^{-\frac{1}{2}} \cdot y^{\frac{\Lambda+1}{2}} \cdot e^{\frac{y}{2}} \cdot \Phi\left(\frac{\Lambda}{2}k + \frac{1}{2}, \Lambda = 1, y\right) P_n^\Lambda(\mu) e^{i\Lambda\varphi}. \quad (7)$$

где Φ – вырожденная гипергеометрическая функция.

Рассмотрим первую группу энергетических термов (при $n = 0$) для случая, когда $\Lambda = 0$. Введем $a_i = 2b_i = 2\sqrt{-\varepsilon_i}$. Тогда из уравнения (7), получим явный вид модельных волновых функций $\Psi_{k,\Lambda,n}$:

$$\psi_{\frac{1}{2},0,0} = \frac{\sqrt{a_1}}{\sqrt{t+2}} \cdot \exp\left(-\frac{a_1 t}{2}\right); \quad (8)$$

$$\psi_{\frac{3}{2},0,0} = \frac{\sqrt{a_3}}{\sqrt{t+2}} \cdot (1 - a_3 t) \cdot \exp\left(-\frac{a_3 t}{2}\right); \quad (9)$$

$$\psi_{\frac{5}{2},0,0} = \frac{\sqrt{a_3}}{\sqrt{t+2}} \cdot (1 - a_5 t + 0,5a_5^2 t^2) \cdot \exp\left(-\frac{a_3 t}{2}\right); \quad (10)$$

здесь b_i находим по формуле

$$b_i = -2k \pm \sqrt{4k_i + 2L}, \quad (11)$$

где $L = \frac{\Lambda^2 - 1}{4} + n(n+1) + \frac{Z^+}{2}$. Учитывая, что для связанных состояний $b_i > 0$, в выражении (11) выбирается знак "+".

На основе решений модельной задачи получаем энергии состояний, соответствующие квантовым числам $k = 5/2$, $k = 3/2$ и $k = 1/2$, вычисленные по формуле

$$E_{k, \Lambda, n} = \frac{\langle \psi_{k, \Lambda, n} | H_0 | \psi_{k, \Lambda, n}^* \rangle}{\langle \psi_{k, \Lambda, n} | \psi_{k, \Lambda, n} \rangle}.$$

По предложенной методике проведено экранирование ядер углерода и кислорода, рассчитаны и построены электронные термы.

Если два электрона находятся в одном и том же квантовом состоянии (k, Λ, n), то необходимо учитывать их взаимодействие друг с другом. Волновая функция системы двух электронов представлена в виде детерминанта Слетера

$$\psi_{\text{det}} = \begin{vmatrix} u_1(1) & u_2(1) \\ u_1(2) & u_2(2) \end{vmatrix},$$

где (1) и (2) – обозначения, представляющие собой совокупность координат первого и второго электронов соответственно; $u_1 = \alpha\phi(1)$; $u_2 = \beta\phi(2)$; $\phi(1)$ и $\phi(2)$ – базисные функции, в качестве которых используются решения модельной задачи (8-10).

Для того чтобы волновая функция ψ_{det} была антисимметричной, необходимо принять, что $\alpha = \beta$. Тогда энергия электрон-электронного взаимодействия $E(ee)$ определится из выражения:

$$E(ee)_{k, \Lambda, n} = \frac{\langle \psi_{\text{det}} | \frac{1}{r_{1,2}} | \psi_{\text{det}}^* \rangle}{\langle \psi_{\text{det}} | \psi_{\text{det}}^* \rangle},$$

где $\frac{1}{r_{1,2}}$ – энергия кулоновского взаимодействия электронов; $r_{1,2}$ – расстояние между электронами.

При расчете матричных элементов необходимо произвести интегрирование по координатам первого и второго электронов. Для этого можно представить выражение $\frac{1}{r_{1,2}}$ в виде разложения Неймана в эллипсоидальной системе координат:

$$\frac{1}{r_{1,2}} = \frac{2}{R} \sum_{p=0}^{\infty} \sum_{m=-p}^p (-1)^m (2p+1) \left[\frac{(p-|m|)!}{(p+|m|)!} \right]^2 \times$$

$$\times P_p^{|m|}(\lambda_{<}) Q_p^{|m|}(\lambda_{>}) P_p^{|m|}(\mu) Q_p^{|m|}(\mu_3) e^{im(\varphi_1 - \varphi_2)}$$

где $\lambda_i = \frac{r_{a_i} + r_{b_i}}{R}$, $\mu_i = \frac{r_{a_i} - r_{b_i}}{R}$, $i = 1, 2$ -координаты электронов; $\lambda_{<}$, $\lambda_{>}$ – большая или меньшая из λ_1 и λ_2 ; $P_p^{|m|}(\lambda_{<})$ и $Q_p^{|m|}(\lambda_{>})$ присоединенные функции Лежандра I и II рода.

В результате вычислений получим

$$E(ee)_{\frac{1}{2}, 0, 0} = \frac{4}{R} \cdot \left[\left(\frac{3}{40b^2} + \frac{1}{20b} \right) (c + \ln 2b) + e^{8b} E_i^2(-8b) \times \right.$$

$$\times \left(\frac{3}{40b^2} - \frac{11}{20b} + \frac{7}{5} - \frac{8b}{15} \right) + e^{8b} \cdot E_i^2(-4b) \cdot \frac{4b^2}{15} + e^{4b} \cdot E_i(-4b) \times \quad (12)$$

$$\left. \times \left(-\frac{3}{20b^2} + \frac{1}{2b} - \frac{1}{5} \right) + \frac{1}{8b} - \frac{1}{10} \right] \times \left[\frac{1}{2b} - \frac{4}{3} \cdot b \cdot e^{4b} \cdot E_i(-4b) \right]^{-2},$$

где c – постоянная Эйлера.

Энергию электрон-электронного взаимодействия в состояниях $(3/2, 0, 0)$, $(5/2, 0, 0)$ с удовлетворительной точностью можно рассчитывать по формуле (12), определяя величину b из (11).

Для расчета колебательного спектра химической связи CO использовано уравнение Шредингера, в котором энергия электронного термина аппроксимируется потенциалом Морса

$$\frac{d^2 \varphi}{dx^2} + \frac{2MR_0^2}{\hbar^2} \left[E - A e^{-2\alpha x} + 2A e^{-\alpha x} \right] \varphi = 0, \quad (13)$$

здесь $2A e^{-\alpha x} - A e^{-2\alpha x} = V(x)$ – потенциал Морса; R_0 – равновесное расстояние; $x = (R - R_0) / R_0$; $M = M_1 M_2 / (M_1 + M_2)$ – приведенная масса; A – параметр, устанавливаемый энергией диссоциации химической связи; α – определяется при условии пересечения модельной и реальной потенциальных кривых с осью R .

При построении зависимостей $E(Z^{(\pm)}, R)$ интерес представляла дискретная часть спектра энергии, соответствующая значениям $E < 0$. Расчет энергии колебательного спектра молекулы производился по формуле, полученной в [4]:

$$E_n^m = -A \left[1 - \frac{\alpha \hbar}{\sqrt{2MAR_0^2}} \left(n + \frac{1}{2} \right) \right]^2.$$

Использование потенциала Морса в качестве приближения к электронному терму молекулы приводит к простому решению задачи по определению колебательных уровней, в том числе и молекулы CO, находящейся в состояниях $(1/2, 0, 0)$ и $(3/2, 0, 0)$, рис.1.

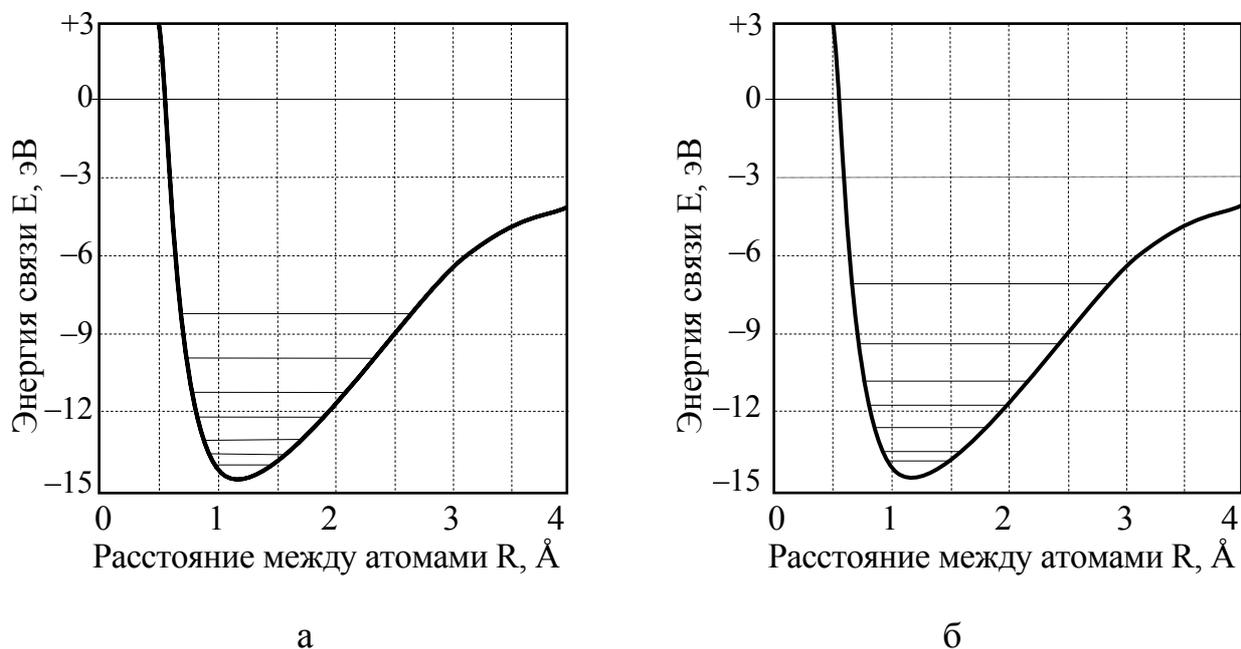


Рис. 1. Колебательные уровни молекулы CO: *а* – в состоянии $(1/2, 0, 0)$; *б* – в состоянии $(3/2, 0, 0)$

На рис. 2 представлены расчетные зависимости $E(Z^{\pm}; R)$. Видно, что по мере приближения молекулы CO к точечному заряду или в случае увеличения заряда (при фиксированном расстоянии молекулы от заряда) наблюдается постепенное «разрыхление» химической связи, а на некотором расстоянии от заряда или при определенной величине заряда происходит ее разрыв, рис. 3.

На основании результатов вычислительных экспериментов установлено, что характер зависимостей $E(Z^{\pm}; R)$ аналогичен для других исследованных молекул. При увеличении заряда разрыхляющее действие на химическую связь молекулы усиливается, т.е. при прочих равных условиях молекула разрушается с большей вероятностью по сравнению с той, на которую влияет заряд меньшей величины.

С увеличением температуры физико-химической системы функции $E(Z^{\pm}; R)$ сильно выполаживаются. Другими словами, увеличение температуры системы приводит к разрыву связей молекул на таких расстояниях от зарядов (ионов), которые в несколько раз превышают характерные межатомные расстояния в твердом теле. Наличие зарядов как активных центров на поверхности твердого тела способствует значительному снижению высоты термодинамического барьера, который необходимо преодолеть, например, при образовании зародыша новой фазы или инициирования химических реакций.

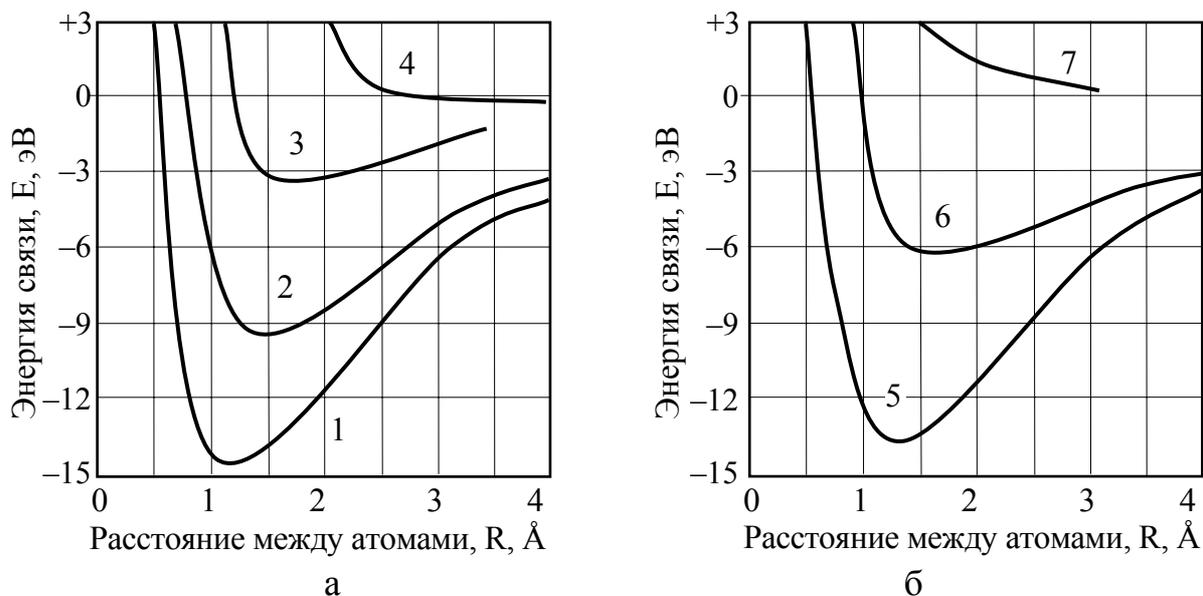


Рис. 2. Характер изменения потенциальной энергии $E(R)$ молекулы CO в поле отрицательного заряда Z : а – от величины Z (расстояние Н от заряда до химической связи $2,5 \cdot 10^{-10}$ м); б – от расстояния Н при $Z=(-4)$. 1 – молекула без возмущения; 2, 3 и 4 – соответственно молекула в поле $Z (-2)$, (-4) и (-8) ; 5, 6 и 7 – молекула от заряда соответственно на расстоянии Н (м) 10^{-9} , $5 \cdot 10^{-10}$ и $1,5 \cdot 10^{-10}$

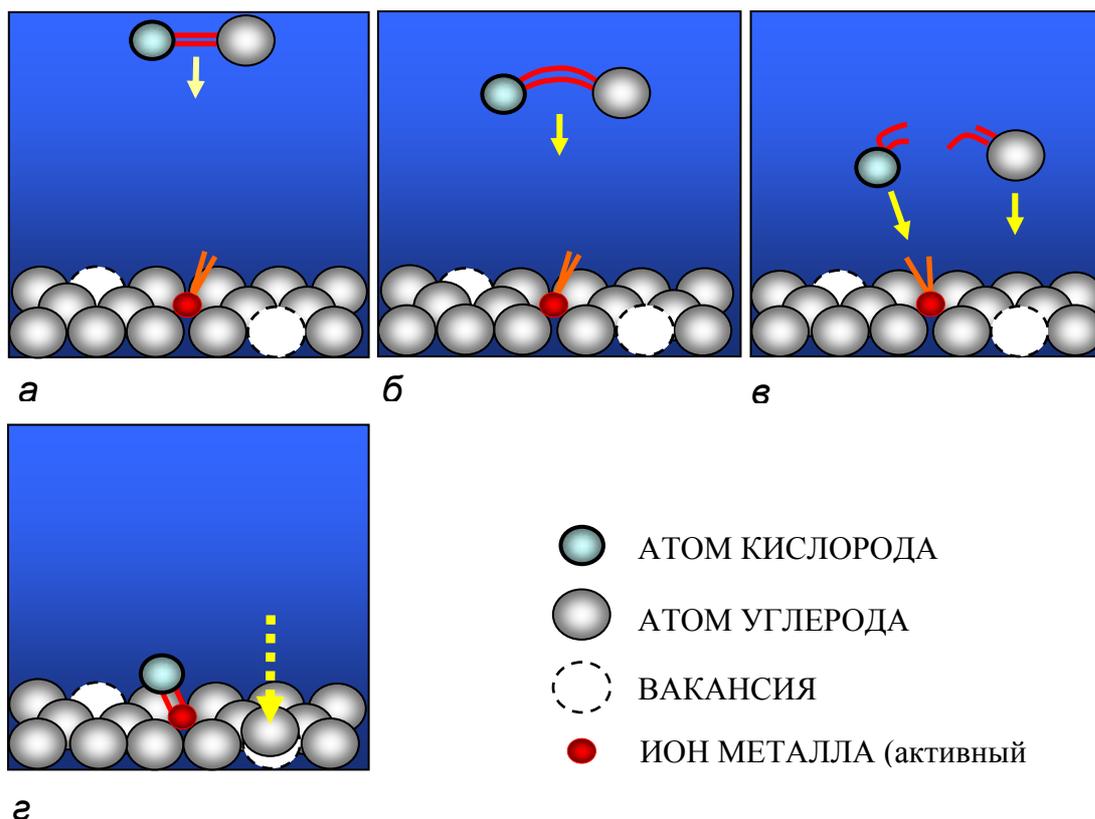


Рис. 3. Схема развития элементарного химического процесса на поверхности твердой фазы (на примере алмаза) в присутствии электрического заряда (иона металла): а – двухатомная молекула с устойчивой химической связью входит в зону влияния электрического заряда; б – напряженность поля иона «разрыхляет» химическую связь; в – стадия разрыва связи молекулы; г – стадия образования окисла металла и встраивания в поверхностный слой кристаллической решетки (алмаза) атома углерода. Связь С-С оказывается более выгодной чем гибридная связь Ме-С. Соединение Ме-О может покинуть поверхность твердой фазы либо «закрепиться» на ней (Ме – атом металла).

Механизм выделения атомарного углерода и кислорода в результате разрушения молекул СО или СО₂ в поле заряда использован как основной акт в сценарии зарождения наноразмерных кристаллов графита, маггемита и магнетита в межзерновых границах сидерита и его производных при нагревании до температур 660-700 К и одновременном воздействии внешнего электрического поля [6]. Обсуждаемый эффект является основой предложенного [7] механизма роста монокристаллов алмаза из атомарного углерода, образующегося на поверхностях алмаза в результате диссоциации молекул, содержащих углерод.

При определенных условиях поле электрических зарядов, сосредоточенных на поверхностях летящих микрочастиц, в результате соударения с металлическими мишенями разрушает химические связи в металле, создавая таким образом благоприятные условия для сверхглубокого проникновения микрочастиц в металлы [8].

Из результатов экспериментальных исследований [6-8] следует, что стимулирование химических реакций и фазовых превращений электрическими полями слабых напряженностей особенно эффективно, если вещество находится в состоянии метастабильного, а особенно – нестабильного равновесия, обусловленного дополнительной внутренней энергией, запасенной этим веществом в результате механической обработки, закалки либо других физических воздействий.

Квантово-механическая модель расчета электронных термов молекул может быть использована при конструировании новых соединений и структур в нанотехнологиях. При соответствующей модернизации кроме качественной оценки модель может дать количественную оценку устойчивости химических связей при тех или иных меняющихся условиях. Решение может быть направлено на реализацию практических задач, связанных, например, с процессами нанесения наноразмерных покрытий на поверхности твердых фаз, созданием композитов с заданными характеристиками.

Исследования физико-химических явлений на поверхностях твердых тел могут дать количественную оценку адсорбции тех или иных элементов в атомарной форме на металлах (например, процесс окисления СО на платине), что позволит объяснить механизмы многих каталитических реакций, описать кинетику адсорбции и объяснить механизмы превращений. Нам представляется, что развиваемый квантово-механический подход является перспективным, поскольку он учитывает наличие поверхностных зарядов – дополнительных источников энергии, активирующих химические процессы, раскрывает физическую суть механизма взаимодействия заряда с химическими связями и их важнейшую роль в каталитических реакциях.

Выражаю глубокую благодарность д.ф.-м.н. Черную А.В., к.ф.-м.н. Баскевичу А.С., д.г.-м.н. Баранову П.Н., к.г.-м.н. Хоменко Ю.Т. научным сотрудникам Шарабуре А.Д., Ярковому Г.О. и многим моим коллегам по работе, которые активно участвовали в проведении теоретических и экспериментальных исследований.

Список литературы

1. Степанов Н.Ф. Квантовая механика и квантовая химия. – М.: Из-во Моск. ун-та, 2001. – 519 с.
2. Ярковой Г.О., Заславская Л.И., Росихин В.В. Аналитический расчет потенциальных кривых двухатомных молекул. – Киев, 1977. – 13 с. – (Препр./ АН УССР. Ин-т теор. физики).
3. Ярковой Г.О. Функция Грина для задачи электрона в поле двух кулоновских центров. – Киев, 1975. – 12 с. – (Препр./ АН УССР. Ин-т теор. физики).
4. Соболев В.В., Ярковой Г.О., Чернай А.В. Синтез алмаза. III. Теоретические исследования с применением квантово-механических методов расчета // Минералогический журнал. – 1994. – №5/6. – С. 23-30.
5. Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М. Квантовая механика. Нерелятивистская теория. Том III. – М.: Наука, 1974. – 752 с.
6. Соболев В.В. Имитация физико-химических процессов природного алмазообразования // Геология алмазов – настоящее и будущее. – Воронеж: Воронеж. гос. ун-т, 2005. – С. 1580–1598.
7. Соболев В.В., Чернай А.В., Орлинская О.В. и др. Влияние температуры и электрического поля на электропроводность горных пород и минералов. 2. Сидерит // Минералогический журнал. – 2003. – №1. – С. 91–94.
8. Sobolev V.V., Usherenko S.M. Shock-wave initiation of nuclear transmutation of chemical elements // J. de Physique. IV, France. – 2006. – 134.– P. 977–982.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.
Надійшла до редакції 07.04.10*

УДК 550.83

© М.М. Довбнич, И.А. Виктосенко

НАРУШЕНИЕ РАВНОВЕСНОГО СОСТОЯНИЯ ТЕКТОНОСФЕРЫ И РЕГИОНАЛЬНАЯ ЗОНАЛЬНОСТЬ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В ШАХТАХ ДОНБАССА

Рассмотрены основные положения методики и результаты прогнозирования региональных зон развития динамических явлений в шахтах Донбасса на основе оценки механических напряжений геологической среды, обусловленных нарушением равновесного состояния, по гравиметрическим данным.

Розглянуті основні положення методики і результати прогнозування регіональних зон розвитку динамічних явищ в шахтах Донбасу на основі оцінки механічних напружень геологічного середовища, обумовлених порушенням рівноважного стану, за гравіметричними даними.

The principal propositions of method and results of prognostication regional zones of the development dynamic phenomena in the mines of Donets Basin on the basis of estimation of the mechanical stresses of geological medium provided by violation of the equilibrium state from gravimetric data are considered.

Напряженно-деформированное состояние геологической среды является одним из ключевых факторов в природе возникновения разномасштабных динамических явлений, а именно землетрясений, горных ударов, внезапных выбросов угля и газа и т.д. В общем случае, в любой точке горного массива напряженное состояние определяется весом вышележащих пород и тектониче-

скими факторами. Особенности пространственного распределения тектонических напряжений более сложные, чем литостатических. Опираясь терминами разведочной геофизики, можно сказать, что литостатические напряжения являются нормальными, а тектонические – аномальными. Важно различать тектонические напряжения, возникающие под действием планетарных факторов, и напряжения, обусловленные вторичными деформационными процессами в геологической среде, например, подвижками блоков земной коры, складко- и разломообразованием. Более того, важно понимать, что имеет место изменение полей напряжений во времени. Так можно говорить о современных напряжениях и палеонапряжениях, действовавших в геологическом прошлом и частично или полностью релаксировавших к настоящему времени. Определяющую роль в поддержании значительного уровня современных тектонических напряжений играет неотектоническая активность в пределах той или иной территории. В этой связи одной из актуальных задач в исследовании геологических причин возникновения динамических явлений в горных выработках является прогноз геодинамически активных зон.

Собственно идея исследования зональности динамических явлений в пределах Донбасса с привлечением информации о неотектонической активности не нова. В начале 60-х гг. XX в. Г.А. Коньков [1] выдвинул концепцию группировки выбросов угля и газа в линейные зоны. В основу исследований были положены комплексный анализ распределения выбросов и идея об их связи с современными тектоническими движениями. В своих работах Г.А. Коньков выделил ряд зон северо-восточного простирания, по его мнению, соответствующих областям наиболее контрастных движений. Впоследствии идеи Г.А. Конькова нашли развитие в работах В.С. Вереды с соавторами [2], которые также выделяют региональные газодинамические зоны северо-восточного простирания, полагая, что региональные выбросоопасные зоны отражают повышенные тектонические напряжения в угленосных отложениях Донбасса, связанные с контрастными современными деформациями земной поверхности.

Авторы настоящей работы также придерживаются мнения о приуроченности динамических явлений в горных выработках к геодинамически активным зонам тектоносферы и полагают, что исследование нарушений равновесного состояния тектоносферы и связанных с ними полей напряжений является важнейшим этапом выделения геодинамически активных зон при прогнозировании зональности динамических явлений в горных выработках.

Цель настоящей работы - рассмотрение основных методических положений выделения и некоторых результатов прогнозирования региональной зональности динамических явлений в шахтах Донбасса.

Основой предлагаемого подхода является модель равновесного состояния вращающейся Земли, предложенная К.Ф.Тяпкиным и названная *геоизостазией*, хорошо освещенная в геологической литературе [3]. На сегодняшний день разработан алгоритм расчета полей напряжений тектоносферы, обусловленных нарушением равновесного состояния, на основе анализа аномалий геоида [4].

В ранее опубликованной работе [5] было показано, что геодинамически активные зоны тектоносферы проявляются в аномалиях напряжений, обуслов-

ленных нарушением равновесного состояния. В первую очередь такие зоны, при условии достаточности величины действующих в них напряжений, проявляют себя как сейсмически активные [6].

Выполнение расчетов по оценке напряженного состояния геологической среды, обусловленного нарушением равновесного состояния, выполнялось на основе материалов наземной гравиметрической съемки масштаба 1:200000 и цифровой модели рельефа. Для большей части территории Донецкого бассейна по сети 4x4 км было выполнено восстановление аномалий геоида по наземным гравиметрическим данным – аномалиям силы тяжести в редукции Фая (рис. 1). Полученные аномалии геоида послужили основой для расчета полей напряжений территории исследований.



Рис. 1. Светотеневая схема аномалий Фая (а) и результат восстановления аномалий геоида (б), м.

С целью определения позиции расчетных полей напряжений в тектонике и геодинамике исследуемого региона, а также влияния разномасштабных и разноточных процессов на нарушение равновесного состояния, было выполнено разделение полей напряжений на локальную и региональную составляющие. Вероятно, региональная составляющая отражает блоковую структуру кристаллического основания, находящегося в разном напряженном состоянии. Учитывая, что динамические явления в шахтах приурочены к осадочной толще Донецкого бассейна, становится очевидным, что их связь надо искать с локальной составляющей поля напряжений, обусловленной нарушением равновесного состояния, которая, по мнению авторов, отражает, главным образом, деформационные процессы в осадочной толще. В тоже время, четко устанавливается приуроченность локальных аномалий поля напряжений к градиентным зонам региональных аномалий, что свидетельствует об их генезисе в ходе эволюции разломно-блокового кристаллического основания.

Теоретические предпосылки связи динамических явлений, зон миграции и скопления углеводородов в углепородном массиве с особенностями напряженного состояния геологической среды позволяют использовать поля напряжений, обусловленные нарушением равновесного состояния, в качестве дополнительного прогностического критерия при решении задачи прогноза региональных зон развития динамических явлений в горных выработках. Рабочей гипотезой таких построений может быть следующее утверждение: *региональные зоны развития динамических явлений определяются степенью деформационных процессов, протекающих в осадочной толще, которые в свою очередь находят отражение в локальной составляющей поля напряжений, обусловленного нарушением равновесного состояния.* Интегральной характеристикой поля напряжений, отражающей всю совокупность деформационных явлений, может выступать энергия упругих деформаций, расчет которой не составляет труда, если известны элементы тензора напряжений. В соответствии с указанной рабочей гипотезой данную характеристику можно рассматривать как индикатор запасенной углепородным массивом энергии, связанной с его деформированием.

В качестве примера таких исследований рассмотрим прогнозную схему региональных зон развития динамических явлений, построенную на основе локальной составляющей энергии упругих деформаций (рис. 2).

Сопоставление выделенных зон с региональной составляющей поля напряжений и локализованными границами блоков фундамента, позволяет утверждать о ключевой роли в их генезисе подвижек блоков кристаллического основания, как в геологическом прошлом, так и современных.

В ходе настоящих исследований на более детальном уровне было выполнено сопоставление рассчитанных полей напряжений с газодинамическими явлениями, произошедшими при отработке пластов m_3 , l_4 , l_1 и k_8 шахты им. А.Ф. Засядько. Можно утверждать, что большинство газодинамических явлений приурочено к аномалии интенсивных касательных напряжений. С аномалией интенсивных касательных напряжений связана и большая часть зон скопления метана, прогнозируемых комплексом независимых методов [7]. Авторам настоящей работы представляется, что формирование областей перехода метана

в свободное состояние, развитие путей его естественной миграции и возникновение зон скопления метана, тесным образом связаны с увеличением пустотного пространства и проницаемости углепородного массива под действием механических напряжений, тектонической природы. Необходимо отметить, что в случае действия касательных напряжений происходит раскрытие трещин и формирование коллектора, при этом дегазация углепородного массива будет намного ниже, чем при раскрытии трещин под действием растягивающих напряжений.

Таким образом, можно утверждать, что помимо антропогенной компоненты, носящей определяющее влияние на развитие динамических явлений в горных выработках, существенное значение имеет естественное напряженное состояние углепородного массива, обуславливающее приуроченность динамических явлений к геодинамически активным зонам.

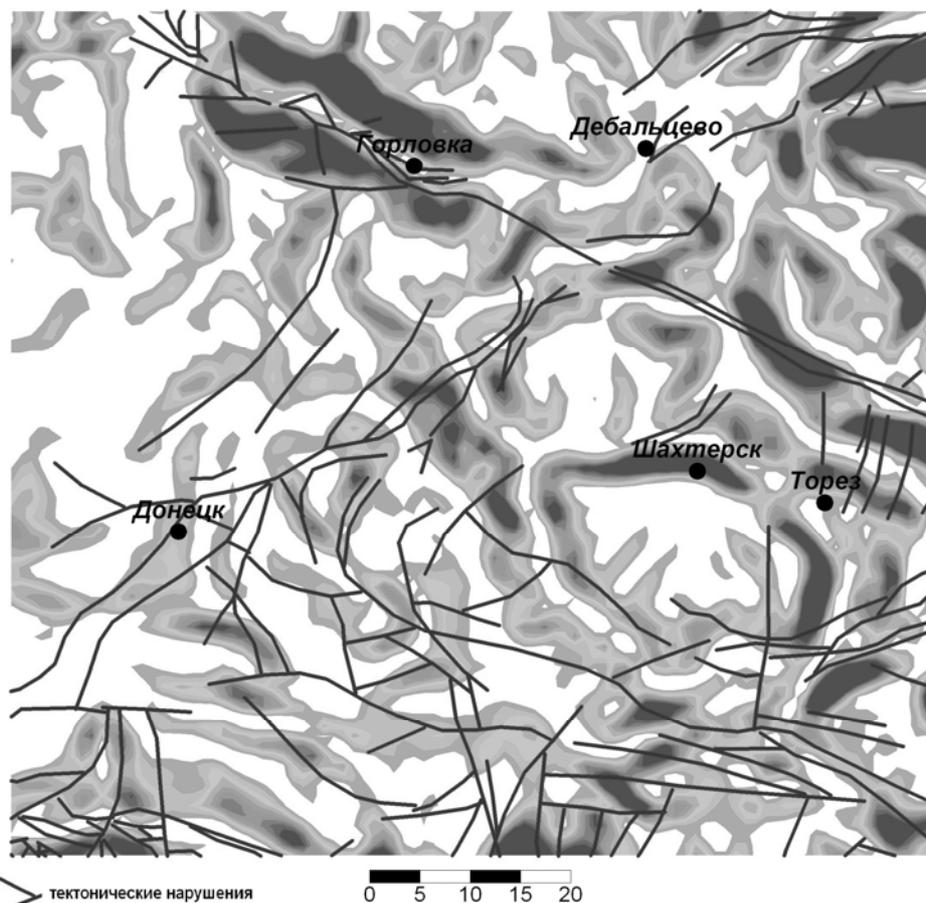


Рис. 2. Прогнозная схема региональных зон развития динамических явлений

Важно понимать, что данная характеристика является одной, но не единственной, определяющей геологические условия динамических явлений в горных выработках. При региональных исследованиях только комплексный учет полей напряжений, тектоники, особенностей гипсометрии угольных пластов, глубины их залегания, степени метаморфизма и других факторов, позволит повысить достоверность таких построений. На сегодняшний день существует значительное число алгоритмов автоматизированного прогноза по комплексу признаков. Имеет место и опыт авторов работы использования этих подходов при решении задач угольной геологии [8].

Список литературы

1. Коньков Г.А. О связи новейших и современных тектонических движений с метаноносными и выбросоопасными зонами в условиях Донецкого бассейна // Докл. АН СССР. – 1962. – № 3. – С. 670-673.
2. Вередя В.С., Юрченко Б.К. О соотношении газодинамических зон, трещиноватости углей и температурного режима Донбасса с современными тектоническими движениями // Современные движения земной коры. – М.: Недра, 1968. – том 4. – С. 80-89.
3. Тяпкин К.Ф. Новая модель геоизостазии и тектогенез // Геологический журнал. – 1985. – № 6. – С. 1-10.
4. Довбнич М.М. Нарушение геоизостазии и напряженное состояние тектоносферы // Геофизический журнал – 2008. – № 4 – С. 123-132.
5. Довбнич М.М., Демьянец С.Н. Поля напряжений тектоносферы, обусловленные нарушением геоизостазии и геодинамика Азово-Черноморского региона // Геофизический журнал – 2009. – № 2. – С. 107-116.
6. Довбнич М.М., Демьянец С.Н. Геодинамическая и геотектоническая позиция полей геоизостатических напряжений сейсмоактивных сегментов Украины // Науковий вісник НГУ. – 2010. – №2.
7. Довбнич М.М. Применение спутниковой и наземной гравиметрии для оценки геоизостатических напряжений тектоносферы – дополнительного критерия прогноза геодинамических процессов // Науковий вісник НГУ. – 2007. – №11. – С.64 – 69.
8. Гончаренко В.А., Довбнич М.М. Применение алгоритмов распознавания образов для прогнозирования аномальных газоносных зон в Донбассе по геолого-геофизическим данным // Сб. науч. докл. Междунар. научно-технической конференции «Горная геология, геомеханика и маркшейдерия». – Донецк, 11-15.10.2004.

*Рекомендовано до публікації д.г.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 08.04.10*

УДК 622.625.28

© Н.Я. Биличенко, А.В. Денищенко, Д.А. Трухляев, С.А. Шипунов

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-РАСЧЕТНЫЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА ОСНОВНОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ ДВИЖЕНИЮ ШАХТНОЙ ВАГОНЕТКИ И ПРОФИЛЯ ТРАССЫ

На основе анализа уравнения движения поезда предложен экспериментально-расчетный метод определения коэффициента основного сопротивления движению вагонетки и уклона рельсового пути, позволяющий совершенствовать методику расчета шахтного локомотивного транспорта.

На основі аналізу рівняння руху потягу запропоновано експериментально-розрахунковий метод визначення коефіцієнта основного опору руху вагонетки та уклону рейкового шляху, що дозволяє удосконалити методику розрахунку шахтного локомотивного транспорту.

On the basis of analysis of basic equalization of motion of train the experimentally-calculation method of determination of coefficient of basic resistance motion of trolley and slope of claotype way is offered, allowing to perfect the method of calculation of mine locomotive transport.

Несмотря на значительное развитие в последние годы горнотранспортной техники (создание новых типов шахтных электровозов, подвесных дизелевозов, канатных напочвенных и монорельсовых дорог и др.), производительность и безопасность шахтной локомотивной откатки по рельсовым путям остается на

низком уровне. Разнообразие условий подземных выработок шахт, в которых она применяется, приводит к тому, что часто необходимо практическим путем подбирать ее основные параметры: тип локомотива, количество перемещаемых одновременно вагонеток (грузоподъемность состава), скорость их движения на разных участках, расход энергии, обеспечение безопасности движения и др.

Осуществлять всесторонний анализ работы локомотивной откатки в конкретных горно-геологических условиях можно при наличии реальной картины продольного профиля трассы и значения коэффициента основного сопротивления движению вагонетки (состава) на разных участках пути [1,2]. Наличие таких данных, полученных в этих условиях, позволит решать задачи, связанные с поддержанием выработок (спрямление профиля, особенно при пучащих почвах), анализировать расход энергии на откатку, разрабатывать и осуществлять меры по энергосбережению, уменьшить случаи схода вагонеток с рельсового пути и, за счет этого, повысить безопасность и уровень технического обслуживания шахтного рельсового транспорта.

Цель работы – повышение производительности и безопасности шахтной откатки путем совершенствования методики ее расчета.

Предлагаемый способ экспериментально-расчетного определения коэффициента основного сопротивления движению вагонетки (состава) и построения профиля пути на заданном маршруте основан на замерах силы сопротивления движению вагонетки (состава) с помощью тяговой лебедки или локомотива, каната и динамометра.

На рис. 1, а) показан вариант профиля шахтного рельсового пути подобный профилю маркшейдерской съемки в шахте. Ломаный продольный профиль пути состоит из отдельных его отрезков (АВ, ВВ...ЕК), отличающихся величиной уклона и длиной.

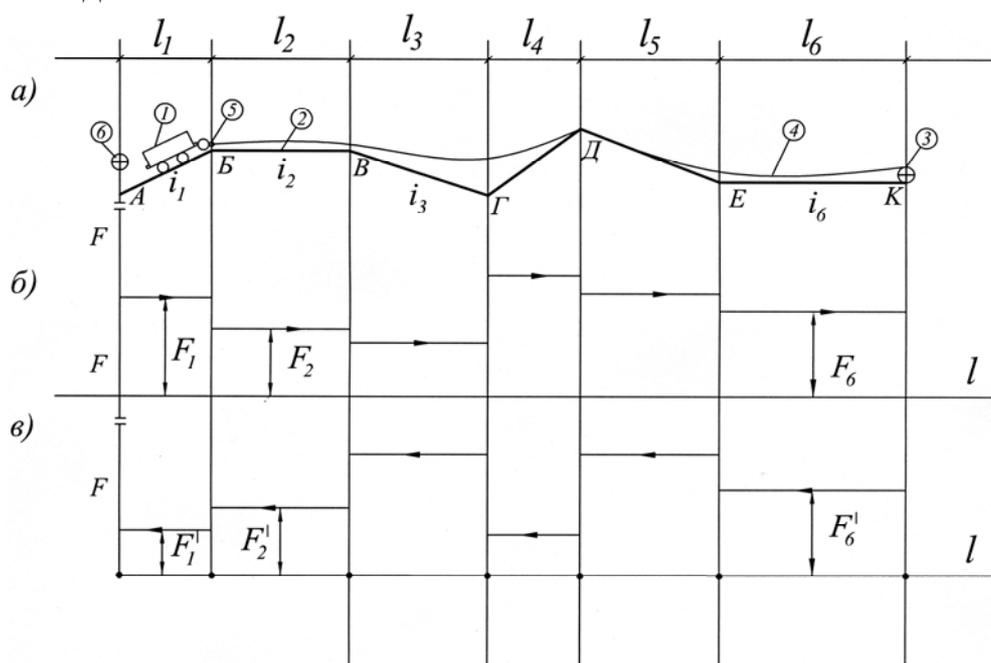


Рис.1. Определение уклона пути: а) – профиль трассы; б) – сила тяги F на перемещение вагонетки (состава) вправо; в) – сила тяги F' на перемещение вагонетки (состава) влево.

Вагонетка (состав) 1 перемещается с постоянной известной скоростью по рельсовому пути 2 в одну сторону лебедкой 3 с помощью каната 4 или локомотивом. При этом динамометром 5 в масштабе времени непрерывно записывается изменение силы тяги F на перемещение состава. Аналогичным образом вагонетка (состав) перемещается лебедкой 6 в обратном направлении и фиксируется изменение силы тяги F'

На рис. 1, б) и 1, в) показаны варианты результатов измерения силы тяги динамометром. Здесь обозначены F_1, F_2, \dots, F_n – силы тяги при движении в одну сторону и соответствующие им (по нумерации участков) F'_1, F'_2, \dots, F'_n силы при движении в обратную сторону.

Для участка пути АБ длиной l с уклоном i запишем уравнение движения вправо:

$$F_1 - G(w - i) = 0 \text{ откуда } F_1 = G(w + i) \text{ (плюс } i \text{ при подъеме),} \quad (1)$$

влево:

$$F'_1 + G(i - w) = 0 \text{ откуда } F'_1 = G(w - i) \text{ (минус } i \text{ при спуске),} \quad (2)$$

где G – сила тяжести вагонетки; w – коэффициент основного сопротивления движению; i – уклон пути.

Аналогично можно записать уравнения движения (уравнения равновесия) для каждого из n участков, отличающихся величиной уклона и длиной.

Любой ряд сил (вправо F_1, F_2, \dots, F_6 или влево F'_1, F'_2, \dots, F'_6) назначается уменьшаемым или вычитаемым. Разница сил ΔF на наклонных участках пути при этом может иметь знак \oplus (движение на подъем) или \ominus (движение на спуск). Нулевое значение разницы сил фиксируется на горизонтальных участках. В этом случае коэффициент основного сопротивления движению вычисляется, например, по формуле (для участка БВ):

$$w = \frac{F_2}{G} = \frac{F'_2}{G}. \quad (3)$$

Разница тяговых усилий F_1 и F'_1 – это удвоенное значение силы сопротивления от уклона пути:

$$\Delta F_1 = F_1 - F'_1 = 2Gi. \quad (4)$$

Из выражений (1), (2), (4) находим:

– уклон пути i (равен удельному сопротивлению от уклона):

$$i = \frac{\Delta F_1}{2mg} \text{ (либо } \oplus, \text{ либо } \ominus \text{ по знаку } \Delta F); \quad (5)$$

– удельное сопротивление (коэффициент основного сопротивления движению от всех видов трения) w :

– для движения вверх на подъем

$$F_1 = mgw_1 + mgi_1 = mgw_1 + \frac{\Delta F_1}{2}. \quad (6)$$

Откуда

$$w_1 = \frac{F_1}{mg} - \frac{\Delta F_1}{2mg} \quad (7)$$

– для движения вниз под уклон

$$F_1 = mgw_1 - mgi_1 = mgw_1 - \frac{\Delta F_1}{2} \quad (8)$$

Откуда
$$w_1' = \frac{F_1}{mg} + \frac{\Delta F_1}{2mg} \quad (9)$$

Экспериментально полученные в масштабе времени диаграммы тяговых усилий при движении вагонетки (состава) с известной скоростью v на протяжении маршрута l (аналогично изображенным на рис 1, б и 1, в) обрабатывают, в результате чего получают значения:

– длин участков трассы $l_1; l_2; l_3 \dots l_n$;

– уклонов каждого участка (\oplus или \ominus) $i_1; i_2; i_3 \dots i_n$, в зависимости от направления движения определяется как среднее арифметическое абсолютных величин i вверх или в них.

– коэффициентов основного сопротивления движению вагонетки (состава) $w_1; w_2; w_3 \dots w_n$, в зависимости от направления движению; результат для каждого участка – среднее арифметическое значение из двух значений, а для всего маршрута – из всех значений.

Пример экспериментальных данных по профилю трассы представлен в табл. 1, которая дает представление о деталях параметров трассы. Они могут быть квалифицированно использованы в расчетах локомотивной откатки, особенно при определении массы поезда по условиям трогания и торможения. Значения коэффициентов основного сопротивления движению вагонетки (состава) используются для анализа состояния рельсовых путей на каждом участке в части их влияния на основное сопротивление движению и энергоемкость.

Таблица 1

Параметры участков трассы и значения силы тяги на этих участках

Участок		На подъем $+i$			На спуск $-i$			Горизонтальный		Общая разность отметок по концам маршрута
№ п/п	Обозначение	Уклон‰ $+i$	Длина l , м	Разница отметок по концам участка, м, \oplus	Уклон‰ $-i$	Длина l , м	Разница отметок по концам участка, м, \ominus	Длина l , м	Общая длина маршрута l , м	
1	А-Б	0,008	90	0,72						
2	Б-В									
3	В-Г				0,015	100	1,5	60		
4	Г-Д	0,015	120	1,8						
5	Д-Е				0,003	80	0,24			
6	Е-Д							100		
			210	+2,52		180	-1,74	160	550	0,78

$$\text{Средний уклон маршрута } i_{\text{срм}} = \frac{0,78}{550} = 0,0015;$$

$$\text{Средний уклон на подъем } i_{\text{ср}\oplus} = \frac{2,52}{210} = 0,012;$$

$$\text{Средний уклон на спуск } i_{\text{ср}} = \frac{1,74}{180} \cong 0,01.$$

Аналогичным способом можно определить общий коэффициент сопротивления движения каната по почве или по роликам на всем маршруте, если известен средний уклон пути, протянув его динамометром с любой постоянной скоростью на несколько метров.

Использование предлагаемого способа определения коэффициента основного сопротивления движению вагонетки и профиля трассы позволяет совершенствовать методику расчета электровозной откатки, существенно повысить точность определения ее параметров, и, как следствие, повысить производительность и безопасность шахтного транспорта.

Список литературы

1. Ренгевич А.А. Основное сопротивление движению вагонеток в составе поезда // Рудничный транспорт. – 1962. – Вып. 23. – с.117 – 142.
2. Ренгевич А.А., Коптовец А.Н., Сергеева Т.А., Денищенко А.В., Пономарев Ю.Е. Сопротивление движению серийного подвижного состава угольных шахт // «Горная электромеханика и автоматика». – 1990. – Вып.57. – с.66 – 71.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.
Надійшла до редакції 11.01.10*

УДК 622.625.28

© В.В. Проців, О.Є. Гончар

ДИНАМІЧНА МОДЕЛЬ ГАЛЬМІВНИХ СИСТЕМ, ЩО РЕАЛІЗОВУЮТЬ ГАЛЬМІВНУ СИЛУ В КОНТАКТІ КОЛЕСА ТА РЕЙКИ

Представлена динамическая модель шарнирно-сочлененного шахтного локомотива в режиме торможения колесно-колодочными, дисковыми осевым и трансмиссионным тормозами и динамического торможения двигателем, учитывающая массо-инерционные и упруго-диссипативные характеристики звеньев ходовой части и трансмиссии, а так же жесткость рамы средней секции локомотива.

Представлена динамічна модель шарнірно-зчленованого шахтного локомотива в режимі гальмування дисковими осьовим та трансмісійним гальмами, колодково-колісним і динамічного гальмування двигуном, що враховує масо-інерційні та пружно-дисипативні характеристики ланок ходової частини та трансмісії, а також жорсткість рами середньої секції локомотива.

The dynamic model of the joint-joined mine locomotive in the mode of braking by shoe wheeled-trees, disks axial and transmission brakes and dynamic braking by an engine, with mass-inertias and resiliently-dissipative descriptions of links of working part and transmission, is represented, and similarly inflexibility of frame of middle section of locomotive.

Вступ. Розвиток видобутку корисних копалин вимагає підвищення продуктивності локомотивної викатки. Істотне підвищення її можливо, перш за все, за рахунок використання важких кількох вісних локомотивів, здатних надійно працювати в умовах шахтної колії з легким баластним шаром і суттєвою недосконалістю в плані та профілі. При цьому найбільш перевіреним є гальмування через колеса в точці їх контакту з рейками. Для цього використовують колісно-колодкові гальма, дискові осьові (розташовані на осі колісної пари) і трансмісійні (на валу тягового двигуна), а також динамічне гальмування двигуном. Найбільш перспективним з нині існуючих шахтних локомотивів є шарнірно-зчленований електровоз Е10 [1], що оснащений всіма перерахованими вище системами гальмування. Визначення динамічних параметрів двовісного шахтного локомотива в режимі тяги виконувалося раніше [2], але в режимі гальмування це робилося тільки для одноосної моделі при гальмуванні дисковими гальмами [3].

Метою даної роботи є з'ясування особливостей формування динамічної системи, що описує процес гальмування шарнірно-зчленованого локомотива на прямолінійній в плані шахтній рейковій колії із змінним профілем, що має довгі й одиничні недосконалості. **Завданням** роботи є теоретичне визначення максимально можливого гальмівного моменту, необхідного для зупинки локомотива на мінімально можливому гальмівному шляху при використанні різних гальмівних систем, що реалізують гальмівну силу через колеса.

Виклад матеріалу дослідження. Модернізований шарнірно-зчленований кабельний електровоз Е10, має багаторазове резервування гальмівних систем за рахунок установки на ньому декількох паралельно працюючих гальм різних типів, що реалізують гальмівну силу в точці контакту коліс з рейками. На валу приводного електродвигуна 1 ходового візка (рис. 1) розташоване трансмісійне дискове гальмо 2. Осьові дискові гальма 3 встановлені на колісних парах, а колісно-колодкові гальма 4 на кожному колесі локомотива.

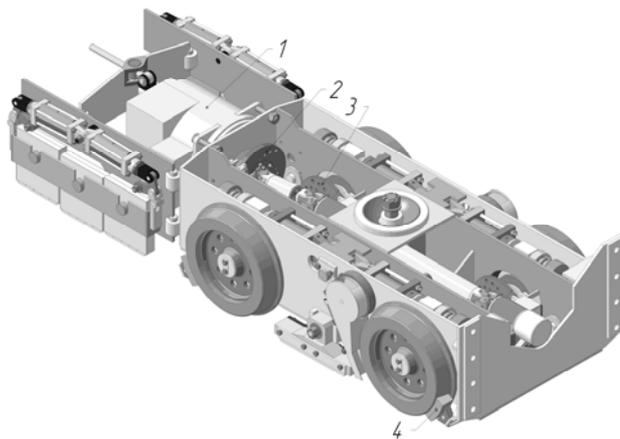


Рис. 1. Ходовий візок локомотива Е10

Розрахункова схема гальмування локомотива Е10 із складом навантажених вагонеток на рейковій колії наведена на рис. 2.

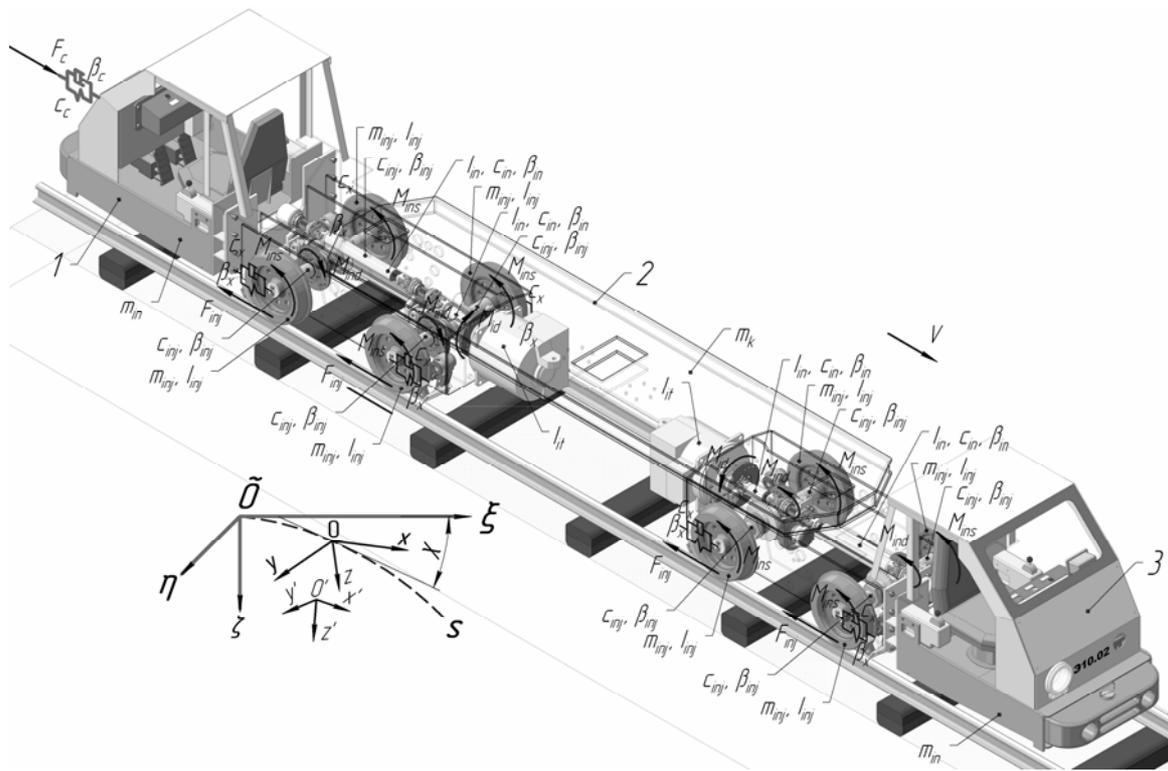


Рис. 2. Розрахункова схема гальмування локомотива Е10 гальмами, що реалізують гальмівну силу в точці контакту колеса та рейки

До другої по ходу руху тягової секції 1 прикладена сила на зчепленні від складу навантажених вагонеток. Середня секція 2, рама якої прийнята у вигляді пружно-дисипативного стрижня, що працює на стиснення, сполучає її з першою тяговою секцією 3. Колеса з півосями і зубчасте колесо другого ступеня осьового редуктора (з приведеними до нього масами і моментами інерції решти елементів трансмісії) обертаються навколо власних осей. Короткий карданний вал в тягових секціях, що сполучає вал тягового двигуна з осьовим редуктором найближчої колісної пари, а також довгий карданний вал, що поєднує перший осьовий редуктор з осьовим редуктором другої колісної пари, представлені у вигляді пружно-дисипативних зв'язків, що працюють на кручення. Тут і далі для позначення змінних прийняті наступні основні нижні індекси, що визначають приналежність змінної до об'єкту математичної моделі: k – до середньої секції; i – до тягових секцій ($i = 1, 2$), при чому 1 позначена перша по ходу руху у напрямі осі $\tilde{O}\xi$ секція. Вона оснащена циліндровим шарніром для спираання середньої секції на тягову. Секція 2 сполучена з середньою секцією локомотива сферичним шарніром; in – до колісних пар (осьових редукторів) i -ї секції ($n = 1, 2$), при чому 1 позначена ближня до голови потягу колісна пара; inj – до коліс in -ї пари, пружних і дисипуючих елементів ($j = 1, 2$), при чому 1 позначені ліві у напрямку до голови потягу колеса; ins – до колісно-колодкового гальма, встановленого на n -й колісній парі ($s = 1, 2$), при чому 1 позначені ліві у напрямку до голови потягу колодки; ind – до дискового гальма, встановленого на n -й колісній парі ($d = 1, 2$) при цьому 1 позначені ліві у напрямку до голови потягу колодки; id – до дискового гальма, встановленого в трансмісії i -ї секції,

при чому 1 позначені ближні у напрямку до голови потягу колодки; it – до валу тягового двигуна, встановленого на i -й тяговій секції.

Для опису руху локомотива по реальній рейковій колії виберемо нерухому систему координат $\tilde{O}\xi\eta\zeta$, а для кожного твердого тіла екіпажа по дві рухомі системи координат – природну $Oxyz$ в полюсі обертання тіла і $O'x'y'z'$ в його центрі мас. Тому $O'x'$, $O'y'$, $O'z'$ – головні центральні осі інерції тіла. Всі системи координат вибрані правими. Осі природної системи координат направлені відповідно по дотичній, нормалі та бінормалі до осі колії, а положення її щодо нерухомої системи координат характеризується дуговою координатою уздовж осі колії S , кутом χ між осями Ox та $\tilde{O}\xi$, а також кутом поперечного ухилу колії θ_h , рівним $\arctg i_s$ або просто i_s в радіанах, оскільки цей кут малий (не більше 3°).

При складанні математичної моделі гальмування шахтного локомотива гальмами, що реалізують гальмівну силу в точці контакту з рейкою, прийняті наступні допущення: а) пружні переміщення рейкових ниток колії та їх пружно-в'язкі характеристики не враховуються; б) деформації в гумометалічних шарнірах системи підвішування виникають лише при подовжніх переміщеннях колісної пари щодо буксових вузлів; г) вертикальні, поперечні, а також кутові коливання елементів локомотива і причіпної частини відсутні (за винятком обертального руху коліс, елементів трансмісії та роторів тягових двигунів).

При гальмуванні двигуном, трансмісійним або осьовим дисковими гальмами момент передається через піввісь на ліві (що мають індекс 1) та праві (що мають індекс 2) колеса. При цьому їх приведені маси і моменти інерції, а також крутильні жорсткості і коефіцієнти дисипації будуть різні (залежно від типу гальма), як це видно з рис. 3 а. Колісні бандажі 1 жорстко посаджені на колісні центри 2, встановлені в свою чергу за допомогою нерухомого шліцьового з'єднання на осі 3. Визначення жорсткості коліс виконувалося в програмному комплексі АРМ WinMachine. Жорсткості елементів локомотива визначалася як відношення робочих навантажень (сил або крутних моментів) до спричинених ними переміщень (лінійних або кутових) характерних точок виходячи з припущення, що в зоні робочих навантажень вони лінійні. Результат одного з розрахунків приведений на рис. 5 б.

Якщо гальмування виконується осьовим дисковим гальмом, то довжина півосей $s_{d inj}$ відлічується від місця (4) установки гальмівного диска осьового гальма. Якщо ж гальмування виконується трансмісійним гальмом або двигуном, то довжина піввісі $s_{t inj}$ відлічується від місця (5) установки конічного зубчастого колеса другого ступеня осьового редуктора, через який передається гальмівний момент двигуна і трансмісійного гальма. Відповідно знаходять і приведені параметри (маси та моменти інерції) зубчастих коліс і валів осьового редуктора, карданних валів і муфт. При гальмуванні двигуном параметри відповідають режиму гальмування трансмісійним дисковим гальмом. У режимі вибігу (без гальмування), як і при гальмуванні колісно-колодковим гальмом, всі приведені маси і моменти інерції колісної пари розподіляються порівну ($s_s inj$) між її колесами, а пружно-дисипативні параметри приймаються рівними один одному.

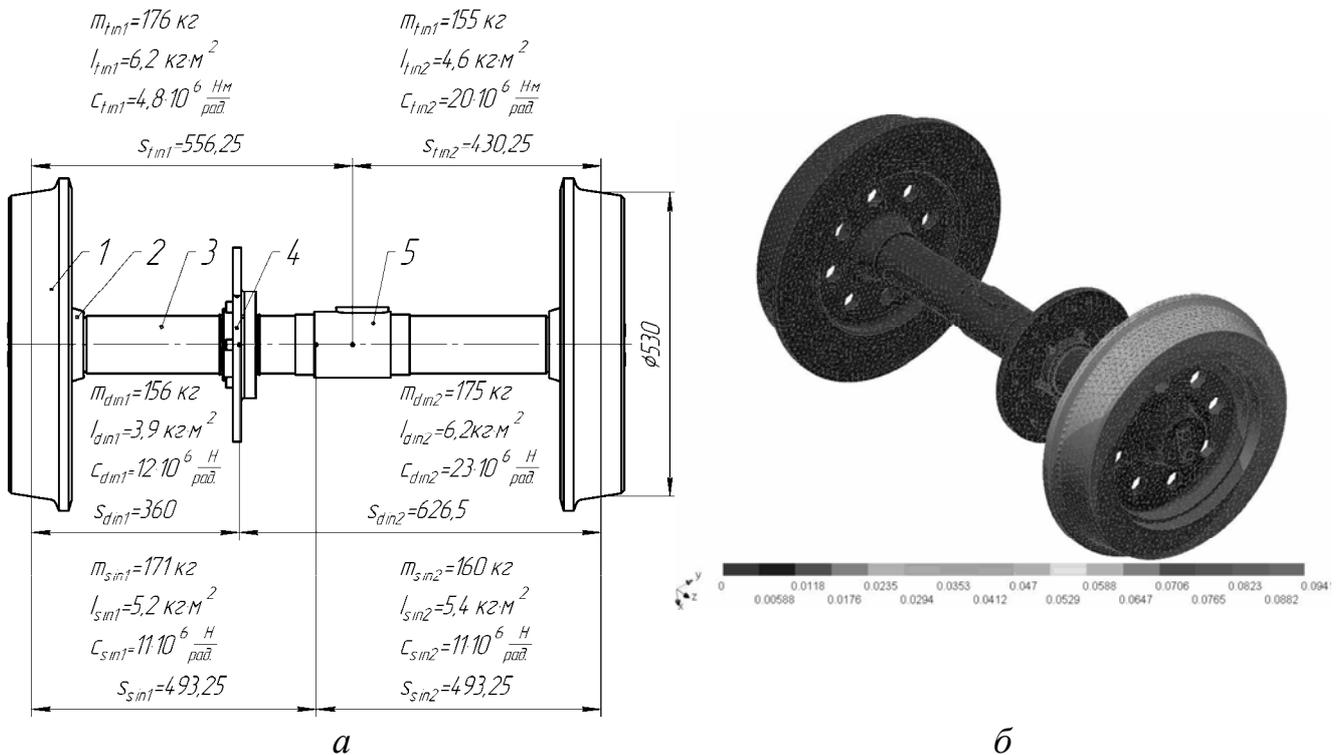


Рис. 3. Характеристики коліс локомотива Е10

При сумісному гальмуванні обома дисковими гальмами масо-жорсткісні характеристики лівого колеса будуть такими, якими вони є при гальмуванні осьовим гальмом, а правого – як при гальмуванні трансмісійним дисковим гальмом. У разі комбінованого гальмування колісно-колодковим гальмом спільно з дисковим осьовим або трансмісійним гальмом, характеристики коліс призначаються такими ж, як і для гальмування відповідним дисковим гальмом.

При вирішенні задач визначення гальмівного шляху шахтного локомотива із складом вагонеток розглянуті наступні основні способи гальмування: 0) без гальмування (вибіг); 1) гальмування тільки трансмісійним дисковим гальмом; 2) гальмування тільки осьовим дисковим гальмом; 3) гальмування тільки колісно-колодковим гальмом; 4) гальмування тільки двигуном; 5) комбіноване гальмування трансмісійним і осьовим дисковими гальмами; 6) комбіноване гальмування трансмісійним дисковим гальмом і двигуном; 7) комбіноване гальмування трансмісійним дисковим і колісно-колодковим гальмами; 8) комбіноване гальмування осьовим дисковим і колісно-колодковим гальмами; 9) комбіноване гальмування трансмісійним і осьовим дисковими, а також колісно-колодковим гальмами; 10) комбіноване гальмування осьовим дисковим, колісно-колодковим гальмами та двигуном. Додаткове підключення гальмування двигуном в 5, 7 та 9 способах можливе. При цьому гальмівний момент двигуна підсумовується з гальмівним моментом дискового трансмісійного гальма.

Розглянемо завдання руху локомотива із складом вагонеток по прямій, що має подовжній ухил змінної величини і знаку. Для складання системи диференціальних рівнянь скористаємося рівнянням Лагранжа другого роду

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{q}_t} \right) - \frac{\partial T}{\partial q_t} + \frac{\partial \Pi}{\partial q_t} + \frac{\partial \Phi}{\partial \dot{q}_t} = Q_t, \quad t=1, 2, \dots, \nu,$$

де ν – число мір свободи, для даної системи дорівнює 25; T , Π , Φ – кінетична, потенційна енергія та функція розсіювання системи; Q_t , q_t – узагальнені сили, що не мають потенціалу, і узагальнені координати. У якості узагальнених координат q_t ($t=1, 2, \dots, \nu$) виберемо наступні незалежні між собою величини

$$x_i, x_{inj}, \varphi_{it}, \varphi_{in}, \varphi_{inj}, x_c.$$

Складемо вирази для визначення кінетичної і потенційної енергії, а також функції розсіювання енергії. Вираз для визначення кінетичної енергії шахтного локомотива виходячи з розрахункових схем по теоремі Кеніга має вигляд

$$T = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 \left[\left(\frac{2m_i + m_k}{2} - m_{inj} + m_c \right) \dot{x}_i^2 + m_{inj} \dot{x}_{inj}^2 + I_{it} \frac{\dot{\varphi}_{it}^2}{u_t^2} + I_{in} \dot{\varphi}_{in}^2 + I_{inj} \dot{\varphi}_{inj}^2 \right] + \frac{1}{2} m_c \dot{x}_c^2,$$

де m_i та m_k – маса середньої і тягової секцій локомотива відповідно, кг; m_{inj} – приведені маси відповідних коліс, кг; m_c – маса причіпної частини потягу (складу навантажених вагонеток на зчепленні локомотива), кг; \dot{x}_i , \dot{x}_{inj} – лінійні швидкості тягової секції локомотива і відповідних коліс; I_{it} – момент інерції валу (ротору) тягового двигуна, кг·м²; I_{in} – сумарний приведений момент інерції трансмісії щодо осі y , кг·м²; I_{inj} – приведені моменти інерції відповідних коліс з півосями, кг·м²; $\dot{\varphi}_{it}$, $\dot{\varphi}_{in}$, $\dot{\varphi}_{inj}$ – кутові швидкості валів тягового двигуна, редуктора (осі колісної пари в точці розміщення конічного зубчастого колеса другого ступеня) і відповідних коліс, рад./с; u_t – передавальне число осьового редуктора. Потенційна енергія системи запишеться згідно теореми Клайперона як сума пружних деформацій тіл, що входять в систему

$$\Pi = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 \left[c_x (x_i - x_{inj})^2 + c_{\varphi in} \left(\varphi_{in} - \frac{\varphi_{it}}{u_t} \right)^2 + c_{\varphi inj} (\varphi_{inj} - \varphi_{in})^2 \right] + \frac{1}{2} c_c (x_c - x_2)^2 + \frac{1}{2} c_k (x_2 - x_1)^2,$$

де c_x – коефіцієнт подовжньої жорсткості гумометалічних шарнірів кріплення колісної пари до рами тягової секції, Н/м; x_i , x_{inj} – лінійні переміщення тягової

секції локомотива і відповідних коліс, м; $c_{\varphi in}$ – приведені коефіцієнти крутильної жорсткості трансмісії (з урахуванням зубчастих коліс і валів редукторів, а також відповідних карданних валів), Н/рад; $c_{\varphi inj}$ – коефіцієнти крутильної жорсткості відповідної піввісі колісних пар, Н/рад.; c_k – коефіцієнт подовжньої жорсткості середньої секції локомотива, дорівнює $1,5 \cdot 10^8$ Н/м за результатами його розрахунку в АРМ WinMachine, наведеном на рис. 4; φ_{it} , φ_{in} , φ_{inj} – кутові координати валів тягового двигуна, редуктора (осі колісної пари в точці розміщення зубчастого колеса) і відповідних коліс, рад.; c_c – подовжня жорсткість причіпної частини складу. Для потягу шахтних вагонеток, обладнаного ланковими зчепленнями, динамічна жорсткість складає 7 МН/м за даними експериментальних досліджень [4].

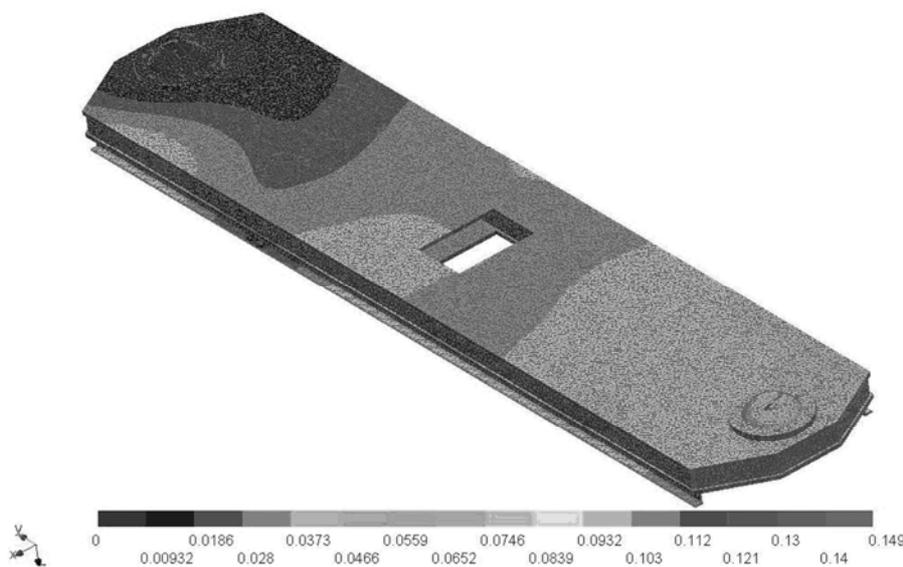


Рис. 4. Визначення подовжньої жорсткості рами середньої секції E10

Функція дисипації може бути представлена у вигляді

$$\Phi = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^2 \sum_{n=1}^2 \sum_{j=1}^2 \left[\beta_x (\dot{x}_i - \dot{x}_{inj})^2 + \beta_{\varphi in} \left(\dot{\varphi}_{in} - \frac{\dot{\varphi}_{it}}{u_t} \right)^2 + \beta_{\varphi inj} (\dot{\varphi}_{inj} - \dot{\varphi}_{in})^2 \right] + \frac{1}{2} \beta_c (\dot{x}_2 - \dot{x}_c)^2 + \frac{1}{2} \beta_k (\dot{x}_2 - \dot{x}_1)^2,$$

де β_x – коефіцієнти в'язкого внутрішнього опору (дисипації) в подовжньому напрямі гумометалічних шарнірів кріплення колісної пари до рами тягової секції, Н·с/м; $\beta_{\varphi in}$ – коефіцієнти в'язкого внутрішнього опору крутильних коливань трансмісії колісних пар, Н·с/рад.; $\beta_{\varphi inj}$ – коефіцієнти в'язкого внутрішнього опору крутильних коливань відповідної піввісі колісних пар, Н·с/рад.;

β_c – коефіцієнт в'язкого опору подовжнім коливанням причіпної частини складу, Н·с/м; β_k – коефіцієнт в'язкого внутрішнього опору середньої секції локомотива, прикріпленої до тягової секції за допомогою опорного шарніра, Н·с/м. Вказані коефіцієнти приймають відповідно до [2, 4]. Узагальнені сили, відповідні узагальненим координатам, визначаються як коефіцієнти при варіації узагальнених координат у виразах для можливих робіт від прикладених сил. Розмірності узагальнених сил залежать від розмірностей відповідних узагальнених координат і доповнюють їх до розмірності роботи, вони можуть бути записані як

$$\begin{aligned} Q_{x i} &= -\left(m_i + \frac{m_k}{2}\right) g_0 \sin i_{pi}; & Q_{x inj} &= -F_{inj} - W_{x inj}; \\ Q_{\varphi it} &= -M_{it} - M_{id}; & Q_{\varphi in} &= -M_{ind}; \\ Q_{\varphi inj} &= r(F_{inj} + W_{x inj}) - M_{ins}; & Q_{x c} &= F_c \end{aligned}$$

де g_0 – прискорення вільного падіння; F_c – сила на зчепленні від складу вагонеток, що гальмуються, Н; i_{pi} – подовжній ухил колії під i -й тяговою секцією, позитивний знак відповідає підйому; F_{inj} – гальмівна сила, що виникає в точці контакту доріжок катання рейки та inj -го колеса, Н; $W_{x inj}$ – сила подовжнього ковзання inj -го колеса в точці контакту з рейкою, пов'язана з подоланням тертя кочення колеса по рейці та моментів тертя в частинах, що обертаються (підшипниках буксового підвішування, осьового редуктора, карданних валів і тягового електродвигуна), приведених до доріжки катання коліс, Н; M_{ind} – момент гальмування на дисковому осьовому гальмі, Н·м (задається машиністом); M_{id} – момент гальмування на дисковому трансмісійному гальмі, Н·м (задається машиністом); M_{it} – момент гальмування на валу двигуна при динамічному гальмуванні двигуном, Н·м (задається машиністом); r – радіус круга катання колеса, м. Вказані вище параметри визначаються як

$$F_c = m_c (-g_0 \sin i_{pv} - w_g),$$

де $m_c = n_g m_g$ – маса причіпної частини складу (вагонеток), кг; n_g – кількість вагонеток в складі, шт.; m_g – маса навантаженої породою вагонетки, для вагонеток типу ВГ3,3, по технічній характеристиці дорівнює 6 000 кг; i_{pv} – середній подовжній ухил колії під вагонетками причіпної частини складу, позитивний знак відповідає підйому; w_g – питомий опір руху навантаженої вагонетки на прямій, для вагонеток типу ВГ3,3 по технічній характеристиці дорівнює 0,05 Н/кг;

$$F_{inj} = \psi_{inj} N_{inj},$$

де ψ_{inj} – коефіцієнт зчеплення відповідного колеса з рейкою [5], знаходять як

$$\psi_{inj} = k_{\Pi} \frac{\psi_z}{\psi_0} \left[-0,016935 \left(11 \sqrt{100 \varepsilon_{inj}^5} \right) + 0,195576 \operatorname{th} (100 \times 1,5 \varepsilon_{inj}) \right],$$

де k_{Π} – коефіцієнт угруповання приводу, рівний одиниці для індивідуального приводу локомотива (коли кожна колісна пара приводиться окремим двигуном) та 1,2 для групового приводу (коли всі колісні пари тягової секції приводиться одним двигуном) [5]; ψ_0 – коефіцієнт зчеплення коліс локомотива на сухих чистих рейках, за експериментальними даними для вугільних шахт приймають рівним 0,17; ψ_2 – коефіцієнт зчеплення коліс локомотива на прямій для певної міри забрудненості доріжок катання рейкових ниток. Його приймають рівним наступним значенням: 0,21 на посипаних піском рейках; 0,17 на сухих чистих; 0,13 для мокрих чистих; 0,08 для покритих вугільно-порідним брудом; ε_{inj} – відносне ковзання колеса по рейці, в даному випадку воно рівне відносному ковзанню в подовжньому напрямі $\varepsilon_{x inj}$, що визначається як

$$\varepsilon_{x inj} = \frac{\dot{x}_{inj} - r\dot{\varphi}_{inj}}{\dot{x}_{inj}}.$$

N_{inj} – нормальна реакція рейки під колесом, Н; з урахуванням впливу динамічних сил, що довантажують колеса першої по ходу руху колісної пари в тяговій секції та розвантажують колеса другої, а також сили на зчепленні другої тягової секції, нормальні реакції рейок під колесами визначають як

$$N_{1inj} = \left(\frac{2m_1 + m_k}{8} g_0 + (-1)^n \frac{\ddot{x}_1 \left(m_1 (h_{\text{ум}} + r) + \frac{m_k}{2} h_k \right)}{s_b} \right) \cos |i_{p inj}|,$$

$$N_{2inj} = \left(\frac{2m_2 + m_k}{8} g_0 + (-1)^n \frac{\ddot{x}_2 \left(m_2 (h_{\text{ум}} + r) + \frac{m_k}{2} h_k \right)}{s_b} - \frac{(-1)^n F_c h_c}{s_b} \right) \cos |i_{p inj}|,$$

де $h_{\text{ум}}$ – висота центру тяжіння тягової секції над центром колеса, м; h_c – висота зчіпного пристрою локомотива над рівнем головки рейки, м; h_k – висота від головки рейки до опорного вузла зчленування тягової секції з середньою, м; $i_{p inj}$ – подовжній ухил колії під inj -м колесом локомотива, позитивний знак відповідає підйому;

$$W_{x inj} = A \sin |\varepsilon_{x inj}| + B \sin (3 |\varepsilon_{x inj}|) + W_0.$$

де W_0 – постійна складова опору руху колеса, – сума моментів тертя в підшипниках буксових вузлів, валів колісного редуктора, карданних валів і двигуна під статичним навантаженням, а також в зубчастих передачах редуктора, приведе-

них до точки контакту колеса та рейки, H ; A та B – коефіцієнти Фур'є, що мають розмірність сили, визначаються як

$$A = \frac{4(N_{inj}f_0 + \alpha_{ck}\delta_{max})}{\pi^2 \sin\left(\frac{\pi N_{inj}f_0}{N_{inj}f_0 + \alpha_{ck}\delta_{max}}\right)}; \quad \text{та} \quad B = \frac{4(N_{inj}f_0 + \alpha_{ck}\delta_{max})}{9\pi^2 \sin\left(\frac{3\pi N_{inj}f_0}{N_{inj}f_0 + \alpha_{ck}\delta_{max}}\right)},$$

де f_0 – коефіцієнт тертя ковзання стали по сталі, дорівнює коефіцієнту зчеплення при стовідсотковому ковзанні для конкретних умов забрудненості рейкової колії

$$f_0 = k_{\Pi} \frac{\psi_z}{\psi_0} \left[-0,016935 \left(11\sqrt{100 \times 1,00^5} \right) + 0,195576 \operatorname{th}(100 \times 1,5 \times 1,00) \right];$$

α_{ck} – емпіричний коефіцієнт, залежний від навантаження колеса на рейку та рівний для шахтних локомотивів приблизно 50 Н/мк [5]; δ_{max} – найбільша величина пружного зсуву в парі колесо-рейка, дорівнює 35 мк.

Виконавши підстановки та перетворення одержимо систему з двадцяти п'яти диференціальних рівнянь другого порядку

$$\begin{aligned} &g_0 m_1 \sin i_{p1} + \frac{1}{2} g_0 m_k \sin i_{p1} + (c_k + 4c_x) x_1 + (\beta_k + 4\beta_x) \dot{x}_1 + 4m_1 \ddot{x}_1 + 4m_c \ddot{x}_1 + \\ &+ 2m_k \ddot{x}_1 = c_k x_2 + c_x x_{111} + c_x x_{112} + c_x x_{121} + c_x x_{122} + \beta_k \dot{x}_2 + \beta_x \dot{x}_{111} + \beta_x \dot{x}_{112} + \\ &+ \beta_x \dot{x}_{121} + \beta_x \dot{x}_{122} + m_{111} \ddot{x}_1 + m_{112} \ddot{x}_1 + m_{121} \ddot{x}_1 + m_{122} \ddot{x}_1; \\ &F_{111} + W_{x111} + c_x x_{111} + \beta_x \dot{x}_{111} + m_{111} \ddot{x}_{111} = c_x x_1 + \beta_x \dot{x}_1; \\ &F_{112} + W_{x112} + c_x x_{112} + \beta_x \dot{x}_{112} + m_{112} \ddot{x}_{111} = c_x x_1 + \beta_x \dot{x}_1; \\ &F_{121} + W_{x121} + c_x x_{121} + \beta_x \dot{x}_{121} + m_{121} \ddot{x}_{111} = c_x x_1 + \beta_x \dot{x}_1; \\ &F_{122} + W_{x122} + c_x x_{122} + \beta_x \dot{x}_{122} + m_{122} \ddot{x}_{122} = c_x x_1 + \beta_x \dot{x}_1; \\ &g_0 m_2 \sin i_{p2} + \frac{1}{2} g_0 m_k \sin i_{p2} + (c_c + c_k + 4c_x) x_2 + (\beta_c + \beta_k + 4\beta_x) \dot{x}_2 + 4m_2 \ddot{x}_2 + \\ &+ 4m_c \ddot{x}_2 + 2m_k \ddot{x}_2 = c_k x_1 + c_x x_{211} + c_x x_{212} + c_x x_{221} + c_x x_{222} + c_c x_c + \beta_k \dot{x}_1 + \\ &+ \beta_x \dot{x}_{211} + \beta_x \dot{x}_{212} + \beta_x \dot{x}_{221} + \beta_x \dot{x}_{222} + \beta_c \dot{x}_c + m_{211} \ddot{x}_2 + m_{212} \ddot{x}_2 + m_{221} \ddot{x}_2 + m_{222} \ddot{x}_2; \\ &F_{211} + W_{x211} + c_x x_{211} + \beta_x \dot{x}_{211} + m_{211} \ddot{x}_{211} = c_x x_2 + \beta_x \dot{x}_2; \\ &F_{212} + W_{x212} + c_x x_{212} + \beta_x \dot{x}_{212} + m_{212} \ddot{x}_{111} = c_x x_2 + \beta_x \dot{x}_2; \\ &F_{221} + W_{x221} + c_x x_{221} + \beta_x \dot{x}_{221} + m_{221} \ddot{x}_{111} = c_x x_2 + \beta_x \dot{x}_2; \\ &F_{222} + W_{x222} + c_x x_{222} + \beta_x \dot{x}_{222} + m_{222} \ddot{x}_{122} = c_x x_2 + \beta_x \dot{x}_2; \\ &\frac{1}{u_t^2} \left(\begin{aligned} &-c_{\phi 11} u_t \phi_{11} - c_{\phi 12} u_t \phi_{12} + c_{\phi 11} \phi_{1t} + c_{12} \phi_{1t} - u_t \beta_{\phi 11} \dot{\phi}_{11} - \\ &-u_t \beta_{\phi 12} \dot{\phi}_{12} + \beta_{\phi 11} \dot{\phi}_{1t} + \beta_{\phi 12} \dot{\phi}_{1t} + I_{t1} \ddot{\phi}_{1t} \end{aligned} \right) = -M_{1d} - M_{1t}; \end{aligned}$$

$$\frac{1}{u_t^2} \begin{pmatrix} -c_{\phi 21} u_t \phi_{21} - c_{\phi 22} u_t \phi_{22} + c_{\phi 21} \phi_{2t} + c_{22} \phi_{2t} - u_t \beta_{\phi 21} \dot{\phi}_{21} - \\ -u_t \beta_{\phi 22} \dot{\phi}_{22} + \beta_{\phi 21} \dot{\phi}_{2t} + \beta_{\phi 22} \dot{\phi}_{2t} + I_{t2} \ddot{\phi}_{2t} \end{pmatrix} = -M_{1d} - M_{2t};$$

$$\frac{1}{u_t} \begin{pmatrix} (c_{\phi 11} + c_{\phi 111} + c_{\phi 112}) u_t \phi_{11} - c_{\phi 111} u_t \phi_{111} - c_{\phi 112} u_t \phi_{112} - \\ -c_{\phi 11} \phi_{1t} + u_t \beta_{\phi 11} \dot{\phi}_{11} + u_t \beta_{\phi 111} \dot{\phi}_{11} + u_t \beta_{\phi 112} \dot{\phi}_{11} - \\ -u_t \beta_{\phi 111} \dot{\phi}_{111} - u_t \beta_{\phi 112} \dot{\phi}_{112} - \beta_{\phi 11} \dot{\phi}_{1t} + I_{11} u_t \ddot{\phi}_{11} \end{pmatrix} = -M_{11d};$$

$$\frac{1}{u_t} \begin{pmatrix} (c_{\phi 12} + c_{\phi 121} + c_{\phi 122}) u_t \phi_{12} - c_{\phi 121} u_t \phi_{121} - c_{\phi 122} u_t \phi_{122} - \\ -c_{\phi 12} \phi_{1t} + u_t \beta_{\phi 12} \dot{\phi}_{12} + u_t \beta_{\phi 121} \dot{\phi}_{12} + u_t \beta_{\phi 122} \dot{\phi}_{12} - \\ -u_t \beta_{\phi 121} \dot{\phi}_{121} - u_t \beta_{\phi 122} \dot{\phi}_{122} - \beta_{\phi 12} \dot{\phi}_{1t} + I_{12} u_t \ddot{\phi}_{12} \end{pmatrix} = -M_{12d};$$

$$M_{111s} + c_{\phi 111} \phi_{111} + \beta_{\phi 111} \dot{\phi}_{111} + I_{111} \ddot{\phi}_{111} = r (F_{111} + W_{x111} + c_{\phi 111} \phi_{11} + \beta_{\phi 111} \dot{\phi}_{11});$$

$$M_{112s} + c_{\phi 112} \phi_{112} + \beta_{\phi 112} \dot{\phi}_{112} + I_{112} \ddot{\phi}_{112} = r (F_{112} + W_{x112} + c_{\phi 112} \phi_{11} + \beta_{\phi 112} \dot{\phi}_{11});$$

$$M_{121s} + c_{\phi 121} \phi_{121} + \beta_{\phi 121} \dot{\phi}_{121} + I_{121} \ddot{\phi}_{121} = r (F_{121} + W_{x121} + c_{\phi 121} \phi_{12} + \beta_{\phi 121} \dot{\phi}_{12});$$

$$M_{122s} + c_{\phi 122} \phi_{122} + \beta_{\phi 122} \dot{\phi}_{122} + I_{122} \ddot{\phi}_{122} = r (F_{122} + W_{x122} + c_{\phi 122} \phi_{12} + \beta_{\phi 122} \dot{\phi}_{12});$$

$$\frac{1}{u_t} \begin{pmatrix} (c_{\phi 21} + c_{\phi 211} + c_{\phi 212}) u_t \phi_{21} - c_{\phi 211} u_t \phi_{211} - c_{\phi 212} u_t \phi_{212} - \\ -c_{\phi 21} \phi_{2t} + u_t \beta_{\phi 21} \dot{\phi}_{21} + u_t \beta_{\phi 211} \dot{\phi}_{21} + u_t \beta_{\phi 212} \dot{\phi}_{21} - \\ -u_t \beta_{\phi 211} \dot{\phi}_{211} - u_t \beta_{\phi 212} \dot{\phi}_{212} - \beta_{\phi 21} \dot{\phi}_{2t} + I_{21} u_t \ddot{\phi}_{21} \end{pmatrix} = -M_{21d};$$

$$\frac{1}{u_t} \begin{pmatrix} (c_{\phi 22} + c_{\phi 221} + c_{\phi 222}) u_t \phi_{22} - c_{\phi 221} u_t \phi_{221} - c_{\phi 222} u_t \phi_{222} - \\ -c_{\phi 22} \phi_{2t} + u_t \beta_{\phi 22} \dot{\phi}_{22} + u_t \beta_{\phi 221} \dot{\phi}_{22} + u_t \beta_{\phi 222} \dot{\phi}_{22} - \\ -u_t \beta_{\phi 221} \dot{\phi}_{221} - u_t \beta_{\phi 222} \dot{\phi}_{222} - \beta_{\phi 22} \dot{\phi}_{2t} + I_{22} u_t \ddot{\phi}_{22} \end{pmatrix} = -M_{22d};$$

$$M_{211s} + c_{\phi 211} \phi_{211} + \beta_{\phi 211} \dot{\phi}_{211} + I_{211} \ddot{\phi}_{211} = r (F_{211} + W_{x211} + c_{\phi 211} \phi_{21} + \beta_{\phi 211} \dot{\phi}_{21});$$

$$M_{212s} + c_{\phi 212} \phi_{212} + \beta_{\phi 212} \dot{\phi}_{212} + I_{212} \ddot{\phi}_{212} = r (F_{212} + W_{x212} + c_{\phi 212} \phi_{11} + \beta_{\phi 212} \dot{\phi}_{21});$$

$$M_{221s} + c_{\phi 221} \phi_{221} + \beta_{\phi 221} \dot{\phi}_{221} + I_{221} \ddot{\phi}_{221} = r (F_{221} + W_{x221} + c_{\phi 221} \phi_{12} + \beta_{\phi 221} \dot{\phi}_{22});$$

$$M_{222s} + c_{\phi 222} \phi_{222} + \beta_{\phi 222} \dot{\phi}_{222} + I_{222} \ddot{\phi}_{222} = r (F_{222} + W_{x222} + c_{\phi 222} \phi_{12} + \beta_{\phi 222} \dot{\phi}_{22});$$

$$F_c + c_c x_2 + \beta_c \dot{x}_2 = c_c x_c + \beta_c \dot{x}_c + m_c \ddot{x}_c.$$

Висновки. Вперше одержана динамічна модель гальмівних систем шарнірно-зчленованого шахтного локомотива, що реалізують гальмівну силу в контактні колеса і рейка, що враховує масо-інерційні та пружно-дисипативні характеристики ланок ходової частини і трансмісії, а також жорсткість рами середньої секції локомотива.

Вперше динамічна модель шахтного локомотива враховує можливість гальмування потягу одночасно декількома паралельно працюючими гальмівними системами, що формують гальмівну силу за рахунок ковзання колеса по рейці.

Список літератури

1. Проців В.В. Формування динамічної моделі шахтного шарнірно-зчленованого локомотива, що рухається в режимі гальмування // Науковий вісник НГУ. – 2009. – № 4. – С. 76-83.
2. Мишин В.В., Жупиев А.Л., Шляхов Э.М. О характеристиках переходного режима движения шахтного локомотива с упругими звеньями привода и ходовой части // Известия вузов. Горный журнал. – 1994. – № 1. – С. 85-59.
3. Мона А.Г. Выбор рациональных параметров дискового тормоза шахтного локомотива с многосекторным тормозным диском // Гірнична електромеханіка та автоматика: Наук.-техн. зб. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – Вип. 71. – С. 75-82.
4. Проців В.В. Устойчивость движения локомотива на закруглениях шахтных рельсовых путей // Известия вузов. Горный журнал. – 1992. – № 7. – С. 64-69.
5. Проців В.В. Визначення сил опору руху та направляючих зусиль шахтного шарнірно-зчленованого локомотива в режимі гальмування // Збірник наукових праць НГУ. № 33, т. 1 – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2009. – С. 96-102.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Блохіним С.Є.
Надійшла до редакції 16.04.10*

УДК 622.271

©А.О. Бондаренко, В.П. Франчук, Е.С. Запара

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДВОДНОГО ЗАБОЯ, ОБРАЗОВАННОГО ТУРБУЛЕНТНОЙ РАЗМЫВАЮЩЕЙ СТРУЕЙ

В результате изучения процесса взаимодействия струйного потока с массивом несвязного грунта в подводной зоне размыва, разработана математическая модель, позволяющая установить значения достаточного количества геометрических параметров для построения поверхности контакта размывающей струи с размываемым грунтом.

У результаті вивчення процесу взаємодії струменевого потоку з масивом незв'язного ґрунту в підводній зоні розмиву, розроблена математична модель, яка дозволяє встановити значення достатньої кількості геометричних параметрів для побудови поверхні контакту розмиваючого струменя з розмиваемим ґрунтом.

As a result of study of stream co-operation process with the incoherent soil array in the submarine face, a mathematical model, allowing to set the values of enough body of geometrical parameters for the construction of washing out stream with the washed out soil contact surface, is developed.

Опыт применения плавучих землесосных снарядов, при разработке обводненных месторождений рудных и нерудных песков, позволяет судить о том, что интенсификация процесса разработки грунтов может быть достигнута путем применения рационально сконструированных струйных разрыхлителей [1,2]. Известно, что применение струйных разрыхлителей позволяет повысить производительность земснаряда более чем на 25%, снизив, при этом, себестоимость разрабатываемого грунта. В связи с этим, обоснование рациональных параметров струйных разрыхлителей землесосных снарядов является важной актуальной научно-технической задачей.

Разработанные ранее математические модели позволяют определить некоторые основные параметры подводной и поддонной зон размыва, образованных размывающей струей, - дальнобойность, длина, ширина [1,2,3]. Однако

этих параметров недостаточно для описания поверхности подводного забоя, при воздействии на него турбулентной размывающей струи. В связи с этим, применение таких моделей не позволяет установить рациональные конструктивные и технологические параметры грунтозаборного устройства землесосного снаряда.

Настоящая работа посвящена разработке математической модели, позволяющей установить значения достаточного количества геометрических параметров для построения поверхности контакта размывающей струи с размываемым грунтом, что позволит рационализировать параметры струйного разрушителя.

Построение математической модели выполнено в соответствии с разработанной ранее физической моделью [4]. Таким образом, в настоящей работе рассматривается наклонная водяная турбулентная размывающая струя, которая отделяет частицы несвязного грунта с образованием зоны размыва в подводном забое землесосного снаряда (рис. 1). Работа вертикальной размывающей струи, как частный случай наклонной струи, не рассматривается, так как реальная работа грунтозаборного устройства землесосного снаряда в подводном забое сопровождается исключительно работой наклонной размывающей струи.

С целью разработки модели поверхности контакта наклонной размывающей струи с подводным забоем рассмотрим схему, представленную на рисунке 1.

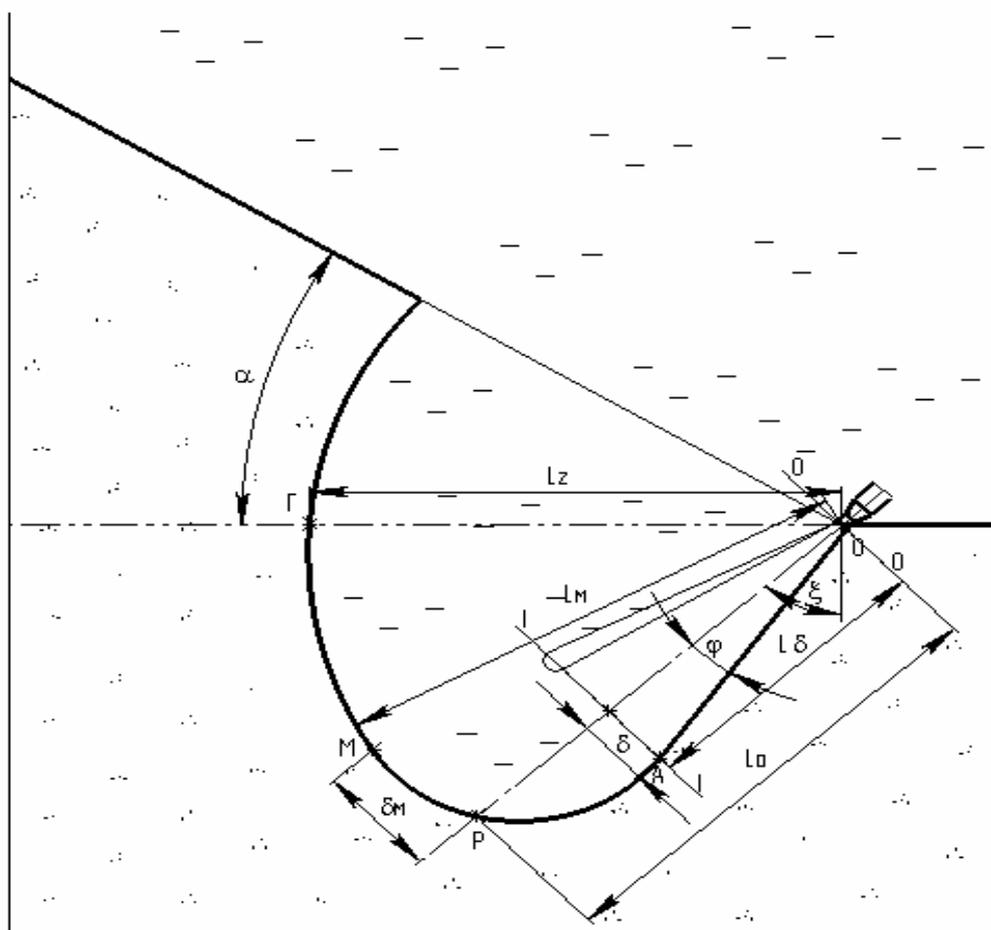


Рис. 1. Схема подводного забоя, образованного турбулентной размывающей струей

Допустим, что струя несжимаемой жидкости истекает из форсунки с радиусом R , в массив несвязного грунта, средняя крупность частиц которого – d_{cp} . Сопло форсунки установлено на поверхности дна водоема, при этом ось струи проходит через точку пересечения образующих поверхностей добычного уступа и его основания. Зону размыва, образованную такой струей, назовем подводной зоной струйного размыва. Введем некоторые обозначения: R – радиус сопла форсунки, м; D_{ϕ} – диаметр сопла форсунки, м; φ – угол расширения полуструи, град.; L_{δ} – длина основного участка зоны размыва, характеризует расстояние, отложенное по оси струи, между соплом форсунки и границей основного участка подводной зоной струйного размыва, представленного проекцией точки А на ось, м; δ – максимальная полуширина основного участка струи, характеризует расстояние от точки А до оси струи, м; L_o – дальнобойность струи, характеризует расстояние, отложенное по оси струи, между соплом форсунки и максимально удаленной от сопла точкой зоны размыва Р, лежащей на оси струи, м; L_m – максимально удаленная точка зоны размыва, характеризует расстояние между соплом форсунки и максимально удаленной от сопла точкой зоны размыва М, м; δ_m – расстояние от точки М до оси струи, м; L_2 – дальнобойность по горизонтали, характеризует расстояние между соплом форсунки и максимально удаленной от сопла точкой зоны размыва Г, лежащей в горизонтальной плоскости м; U_0 – начальная скорость истечения жидкости из форсунки, м/с; $U_p^{\beta\gamma}$ – расчетное значение размывающей скорости грунта в точке наклонной поверхности подводной зоны струйного размыва, м/с; Q_0 – расход жидкости через сопло форсунки, сечение 0-0 m^3 / c ; Q_1 – расход жидкости через сечение 1-1, m^3 / c .

Моделирование основного участка размывающей струи выполним с применением уравнения неразрывности потока несжимаемой жидкости. В соответствии с которым, констатируется равенство расхода жидкости струи в сечениях 0-0 и 1-1. То есть

$$Q_0 = Q_1, \quad (1)$$

где Q_0 – расход струи в сечении 0-0; Q_1 – расход струи в сечении 1-1.

Известно, что средняя скорость струи в сечении 0-0 равна U_0 , в свою очередь скорость на поверхности контакта струи с размываемым грунтом в сечении 1-1 равна значению размывающей скорости $U_p^{\beta\gamma}$ на поверхности с соответствующим углом наклона. Таким образом, уравнение неразрывности примет вид:

$$U_0 \pi R^2 = U_p^{\beta\gamma} \pi c^2 L_{\delta}^2; \quad (2)$$

Преобразуя выражение (2), получим зависимость для определения длины основного участка зоны размыва:

$$L_{\delta} = \frac{R}{c} \sqrt{\frac{U_0}{U_p^{\beta\gamma}}} \quad (3)$$

При оценочной обработке лабораторных данных установлено, что экспериментально полученный коэффициент расширения струи, выраженный из зависимости (3) для условий работы наклонной струи в подводном забое, величина не постоянная. Из теории турбулентных струй известно, что при истечении турбулентной затопленной водяной струи в неограниченное пространство угол расширения полуструи соответствует 12,6 град [5]. Таким образом, коэффициент расширения полуструи

$$c = \operatorname{tg}(\varphi) = 0,22 \quad (4)$$

где φ - угол расширения полуструи.

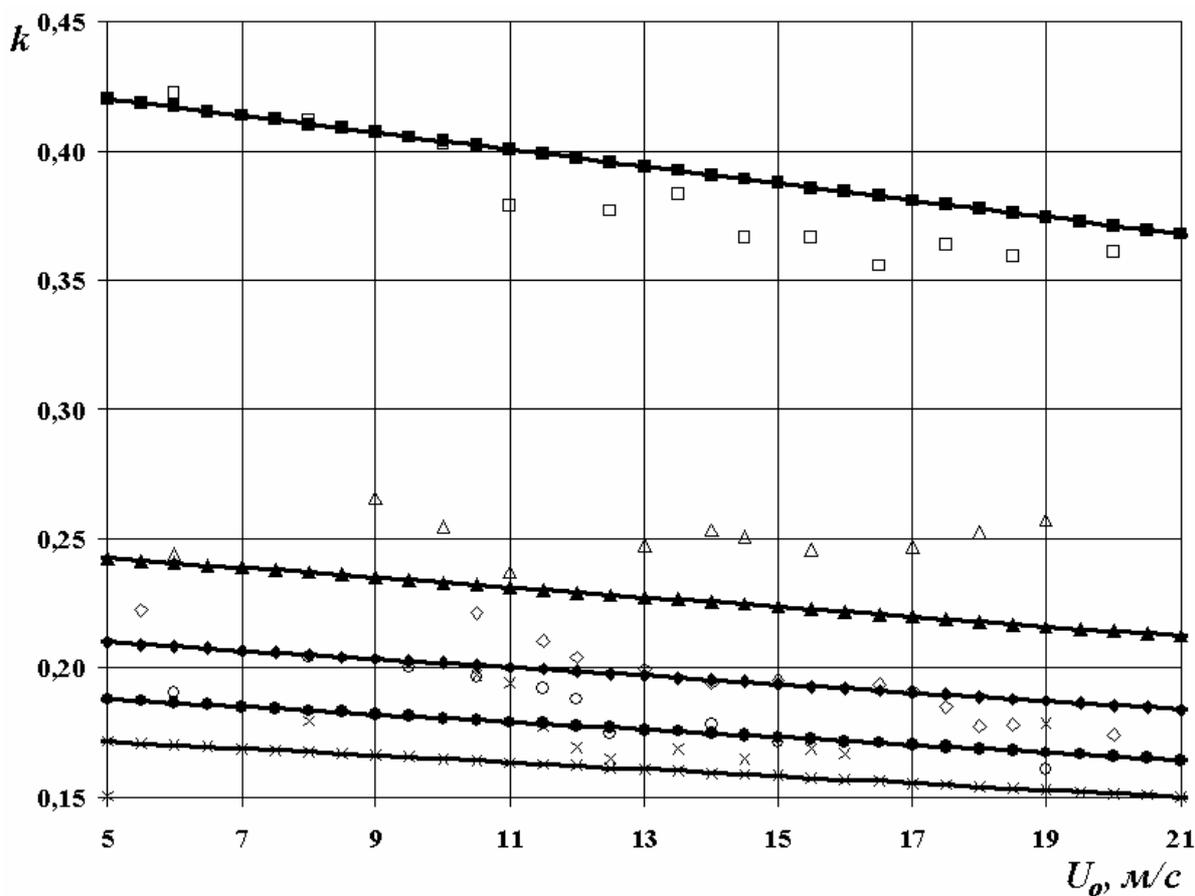
Соответствие математической модели реальной физической картине, происходящей в подводном забое турбулентной струи, возможно, при введении в зависимость (3) эмпирического коэффициента соответствия k

$$L_{\delta} = \frac{R}{kc} \sqrt{\frac{U_0}{U_p^{\beta\gamma}}} \quad (5)$$

В результате предварительного анализа вида эмпирических кривых получена зависимость коэффициента соответствия k от начальной скорости истечения жидкости из форсунки U_0 и угла наклона оси струи

$$k = \left(\frac{\alpha}{\xi}\right)^m (a - bU_0) \quad (6)$$

где α - угол естественного откоса подводного уступа при разработке месторождения землесосным снарядом. Нормативное значение угла для водонасыщенного среднезернистого песка $\alpha = 32$ град. [6]; ξ - угол наклона оси размывающей струи, отложенный от вертикали, град; a , b , m - эмпирические коэффициенты. Значения эмпирических коэффициентов $a = 0,4$, $b = 0,003$, $m = 0,5$ были получены в результате выполнения экспериментальных исследований подводного забоя, образованного под действием размывающей турбулентной струи с углами наклона $\xi = 15, 30, 45, 60, 75, 90$ град., для каждого угла число экспериментов составляло в среднем 50. Статистический анализ экспериментальных данных показал, что среднеквадратическое отклонение отдельных измерений от расчетных значений составило 23%. Доверительный интервал для математического ожидания коэффициента соответствия k , рассчитанного по формуле (6), при достоверности 90% составил $\pm 5,6\%$ от расчетных значений. Графическая зависимость коэффициента соответствия k от начальной скорости истечения жидкости из форсунки приведена на рисунке 2.



Угол наклона оси струи, град.	Теория	Эксперимент
15	■	□
45	▲	△
60	◆	◇
75	●	○
90	×	×

Рис. 2. Зависимость коэффициента соответствия k от начальной скорости U_0 истечения жидкости из форсунки диаметром $D_\phi=1,25$ мм

Предложенная модель, определения длины основного участка зоны размыва L_δ , позволяет установить значение максимальной полуширины основного участка струи δ в соответствии с теоретической зависимостью

$$\delta = cL_\delta = \operatorname{tg}(\varphi)L_\delta = 0,22L_\delta. \quad (7)$$

Рассмотрение формирования потока жидкости турбулентной наклонной струи, образующего участки поворота и возвратного потока струи (рис. 1), позволяет судить о сложности протекающих процессов для выполнения математического моделирования с построением теоретической модели. Расчет сил воздействия струйного потока на среду, приводящего к соответствующим возмущениям в последней, является весьма сложной задачей гидродинамики струйных течений. В связи с этим, в настоящей работе поставлена задача разработки математической модели, позволяющей установить значения достаточного количества геометрических параметров для построения поверхности контакта размывающей струи с размываемым грунтом на основе эмпирических моделей.

В результате оценочной обработки экспериментальных данных, установлен вид эмпирической зависимости для определения геометрических параметров необходимых для построения поверхности контакта размывающей струи с размываемым грунтом:

дальнобойность струи
$$L_o = c_{L_o} D \phi U_0 - d_{L_o} U_0 + e_{L_o}, \text{ м}, \quad (8)$$

максимально удаленная точка зоны размыва
$$L_M = c_{L_M} D \phi U_0 - d_{L_M} U_0 + e_{L_M}, \text{ м}, \quad (9)$$

расстояние от точки М до оси струи
$$\delta_M = c_{\delta_M} D \phi U_0 - d_{\delta_M} U_0 + e_{\delta_M}, \text{ м}, \quad (10)$$

дальнобойность по горизонтали
$$L_2 = c_{L_2} D \phi U_0 - d_{L_2} U_0 + e_{L_2}, \text{ м}. \quad (11)$$

где $c_{L_o}, d_{L_o}, e_{L_o}; c_{L_M}, d_{L_M}, e_{L_M}; c_{\delta_M}, d_{\delta_M}, e_{\delta_M}; c_{L_2}, d_{L_2}, e_{L_2}$ - эмпирические коэффициенты.

Определение численных значений эмпирических коэффициентов $a, b, m, c_{L_o}, d_{L_o}, e_{L_o}, c_{L_M}, d_{L_M}, e_{L_M}, c_{\delta_M}, d_{\delta_M}, e_{\delta_M}, c_{L_2}, d_{L_2}, e_{L_2}$ планируется выполнить в результате обработки экспериментальных данных, полученных при изучении размыва грунта наклонной турбулентной струей в подводном забое землесосного снаряда.

Выводы

1. В результате изучения процесса взаимодействия струйного потока с массивом несвязного грунта в подводной зоне размыва, обоснована необходимость разработки математической модели, позволяющей установить значения достаточного количества геометрических параметров для построения поверхности контакта размывающей струи с размываемым грунтом.

2. Аналитические зависимости для определения геометрических параметров основного участка размывающей струи получены в виде функции от радиуса сопла форсунки, скорости истечения жидкости из форсунки, размывающей скорости на наклонной поверхности зоны размыва, коэффициента расширения струи и коэффициента соответствия.

3. Коэффициент соответствия обратно пропорционален углу наклона оси размывающей струи.

Список литературы

1. Шкундин Б.М. Землесосные снаряды.-М.:Энергия, 1973.-272с.
2. Огородников С.П. Гидромеханизация разработки грунтов.-М.:Стройиздат,1986.-256с.
3. Бондаренко А.А. Обоснование рациональных параметров исполнительного органа установки для подводной добычи россыпных полезных ископаемых: Дис. на соискание ученой степени кандидата технических наук. Днепропетровск, НГАУ, 2000г.
4. Бондаренко А.О. Фізичне дослідження струминного формування підводного вибою землесосного снаряда/ Науковий вісник НГУ.-2009.-№2.-С.79-81.
5. Теория турбулентных струй/Под. Ред. Г.Н. Абрамовича.-М.:Наука,1984.-726с.
6. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных предприятий.- Л.- Стройиздат, 1977.-366 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.
Надійшла до редакції 12.01.10*

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРИЦЕПНОГО БАРАБАНА НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ РЕЗИНОВОЙ МАТРИЦЫ ШАХТНОГО ПЛОСКОГО УРАВНОВЕШИВАЮЩЕГО КАНАТА

Приведены результаты исследования напряжений в резине уравнивающего резино-росового каната на барабане прицепного устройства методом конечных элементов с учетом физической нелинейности резины.

Наведено результати досліджень напружень в гумі зрівноважувального гумотросового канату на барабані причіпного пристрою методом кінцевих елементів з урахуванням фізичної нелінійності гуми.

Results of the investigation of the stress in rubber of balancing steel-rubber rope on drum towed device by method of final elements with provision for physical nonlinear property of rubber are considered.

Резинотросовые уравнивающие канаты (РТК) для шахтных многоканатных установок выпускают два производителя в мире – Австро-польская фирма SAG (Польша) и ОАО «Криворожский железорудный комбинат» (КЖРК) (Украина).

На польских подъемных установках уравнивающие канаты прикрепляют к подъемным сосудам с помощью клиновых прицепных устройств, а на Украине и в странах СНГ – с помощью прицепных барабанов, как показано в разрезе на рис.1 и на рис.2.

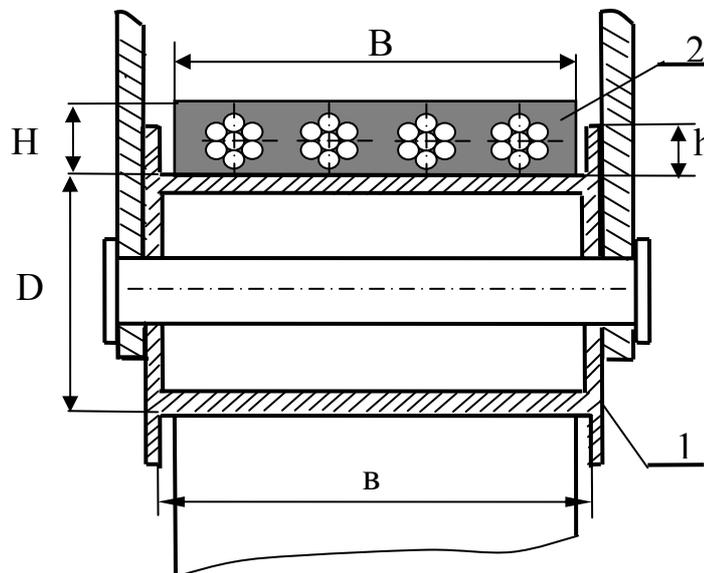


Рис.1. Расположение плоского резино-росового каната на барабане прицепного устройства под подъемным сосудом: 1-барабан; 2- резино-росовый канат

В Украине РТК выпускают по техническим условиям ТУ У 28.7 - 00191307-020-2002 на основе 2,4,6,8 оцинкованных тросов диаметром 16,5 – 23,0 мм 11 типоразмеров. В поперечном сечении размер $H=35$ мм, а размер B

изменяется в пределах 109 – 219 мм в зависимости от числа армирующих тросов и погонной массы. Типоразмерный ряд канатов соответствует следующим массам погонного метра: 8,4; 10,5; 13,0; 15,0; 16,8 кг. Барабаны прицепных устройств, спроектированные институтом «Кривбаспроект», на всех подъемных сосудах одного диаметра $D=325$ мм, длина опорной поверхности барабана $b=250$ мм, что больше ширины канатов B и между боковыми поверхностями РТК и ребордами барабана имеются зазоры (рис.1).

Расчетный и подтвержденный эксплуатацией срок службы РТК более 10 лет. Завулканизированные в резину оцикованные тросы належно защищены от коррозии, резиновая матрица практически полностью ограничивает деформации кручения тросов и их проволоки нагружены практически равномерно, что и обеспечивает длительный срок их службы. Однако в эксплуатации выявлен и существенный недостаток – при большой длине каната (большом весе РТК) тросы передавливают резину на барабане прицепного устройства. Оголение тросов может привести к коррозии и снижению срока службы. Потому нами выполнено исследование напряженно- деформированного состояния резиновой матрицы РТК на барабане прицепного устройства. Как показывает обзор литературных источников, такое исследование выполняется впервые.

Сформулируем постановку задачи. Как показано на рис.2, вес отвеса уравновешивающего резинотросового каната Q с учетом динамической составляющей распределяется на две ветви каната, огибающих барабан радиуса R , усилие в каждой ветви $T \cong Q/2$. Из условия равновесия элемента РТК длиной dS на барабане (рис. 2, б) получаем величину интенсивности распределенной нагрузки давления единицы длины РТК на барабан $q = T/R$. Это давление через n армирующих тросов передается резиновой матрице. Рассматривая равновесие элемента РТК конечной длины Δ (рис. 3) на барабане приходим к плоской задаче теории упругости: к плоскому резинотросовому элементу РТК толщиной Δ с определенными граничными условиями (у барабана возможно наличие реборд по краям РТК) приложены сосредоточенные силы P в центрах тяжести тросовых элементов в плоскости элемента РТК. Величины этих сил определяются из следующей зависимости

$$P = \frac{Q}{2Rn} \Delta. \quad (1)$$

Как показали наши исследования и исследования других авторов[1] механические характеристики резины при испытаниях на сжатие можно принимать линейными только в пределах деформаций $0 \leq \epsilon \leq 0,2$. В исследованиях Отраслевой лаборатории «Прикладные методы расчета резино-технических изделий» при Рижском политехническом институте при аналитических расчетах принималось, что характеристики резины линейные в пределах до 50% деформациях, чтобы хотя бы приближенно рассчитать напряженно-деформированное состояние изделий из резины при больших деформациях [2].

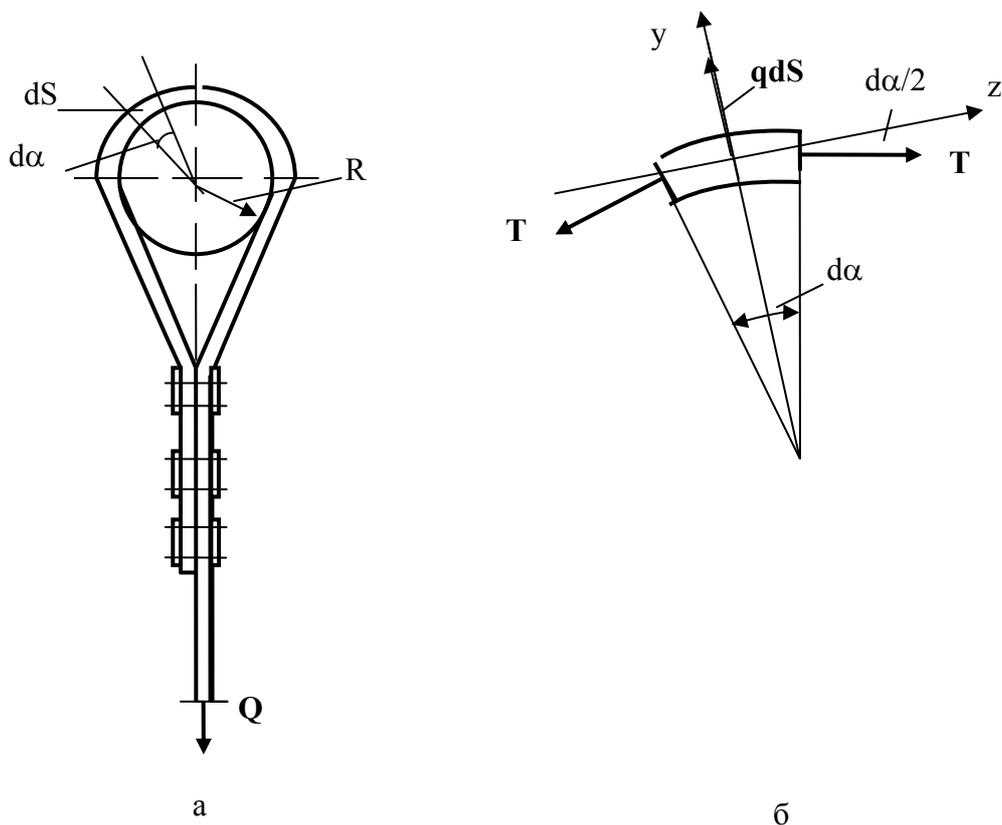


Рис. 2. Схема крепления плоского резиотросового уравновешивающего канала на прицепном барабане: а- схема крепления; б- расчетная схема сил, действующих на бесконечно малый элемент РТК

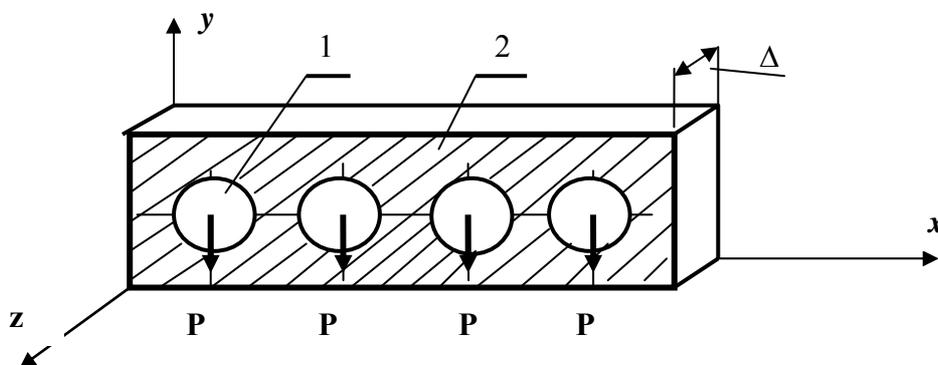


Рис. 3. Расчетная схема для исследования НДС РТК на барабане
1- армирующий трос; 2- резиновая матрица РТК

Поскольку аналитические исследования НДС резиновой матрицы РТК при значительных деформациях с учетом указанной физической нелинейности в настоящее время невозможны, исследование выполнялось методом конечных элементов с использованием программы MSC/NASTRAN [3].

Исходные данные для расчетов: трос моделировался стальным многогранным стержнем с модулем упругости $E=2,1 \cdot 10^{11}$ Па, коэффициент Пуассона $\nu=0,3$. Для резины $\nu=0,49$, зависимость $\varepsilon(\sigma)$ принималась линейной в области растягивающих деформаций и существенно нелинейной в области сжатия (рис. 4), тип резины РМЗ-2, применяемой для изготовления РТК.

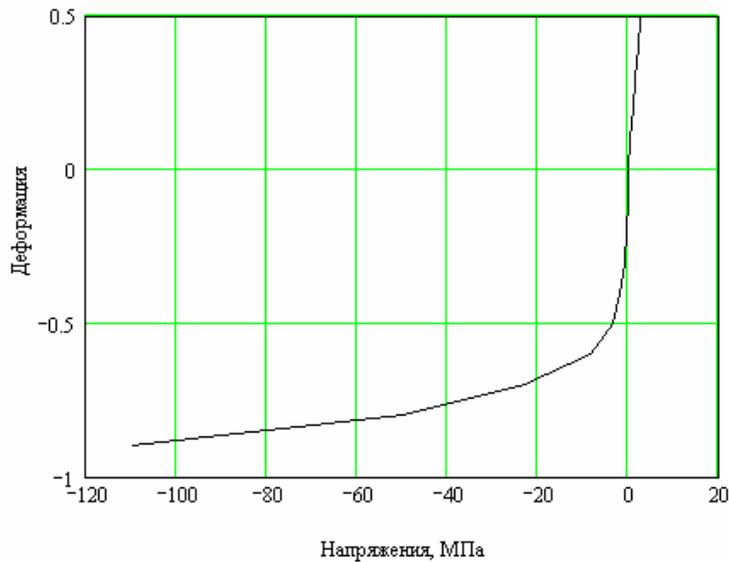


Рис. 4. Нелинейная механическая характеристика резины РМЗ-2

Конструкция РТК и условия нагружения всех предварительно натягиваемых при изготовлении РТК тросов одинаковы, а для резиновой матрицы различия в расчетных схемах отличаются на участках под промежуточными и крайними тросами только граничными условиями.

На рис. 5, а, б показаны конечно-элементные (К.Э.) расчетные схемы участков РТК вокруг среднего и крайнего тросов, соответственно. По нижней кромке участки резины считаются жестко защемленными, а по боковым граням в узлах наложены связи, ограничивающие для средних тросов только горизонтальные перемещения (в экспериментальных исследованиях на образцах РТК проведенные краской вертикальные прямые линии не искривлялись при нагружении). Для крайних тросов на одной боковой грани граничные условия соответствовали отсутствию закреплений, если между боковыми гранями РТК и ребрами барабана имеется зазор, или - жесткому защемлению на высоту боковых ребер, если указанных зазоров нет. Таким образом исследовалось влияние конструкции барабана на НДС резиновой матрицы РТК.

Нагрузка в виде сосредоточенной силы P на рассматриваемый элемент РТК от натяжения троса T прикладывалась в центре тяжести троса и вычислялась по формуле (1).

Толщина элемента РТК принималась в расчете равной 2 мм. Величина силы P изменялась от 200 Н до 800 Н, что соответствует длинам отвесов уравновешивающих канатов 500-2000 м.

В процессе расчета исследовались величины максимальных значений эквивалентных напряжений в резиновой матрице, вычисленные по гипотезе энергии формоизменения Мизеса [3] для плоской задачи

$$\sigma_{\text{э}} = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + \sigma_y^2 + \sigma_x^2 + 6\tau_{xy}^2} \quad (2)$$

и максимальные значения касательных напряжений τ_{max} .

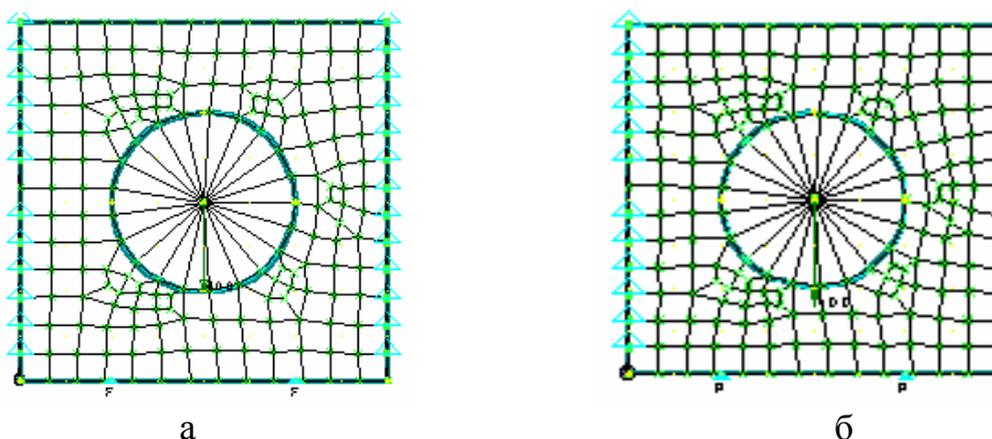


Рис. 5. Конечно-элементная модель участка РТК с армирующим тросом
а – промежуточный трос; б – крайний трос

На рис. 6 показан характер деформирования поперечного сечения РТК вокруг среднего и крайнего тросов и распределения касательных напряжений в резине при $P=400$ Н. Ширина зоны значительных по величине эквивалентных напряжений не превышает $1,1d$ троса. Имеет место локальный характер деформирования резины под тросом.

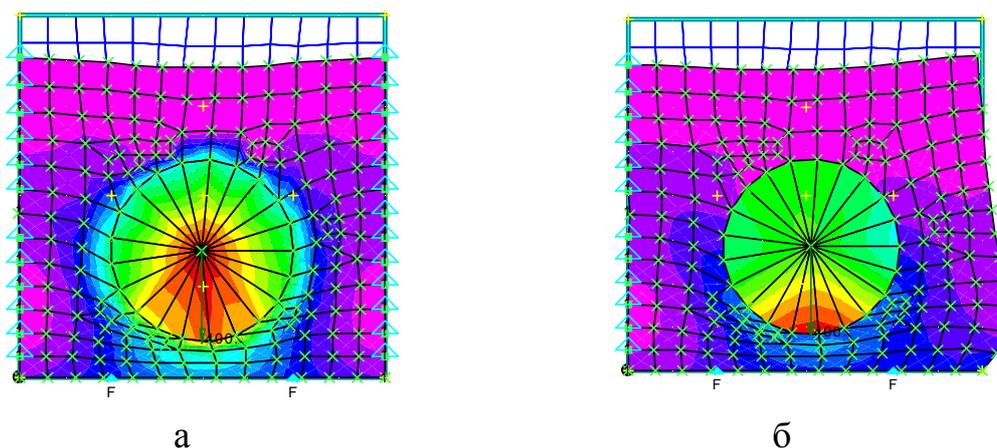


Рис. 6. Характер распределения максимальных касательных напряжений в резине вокруг промежуточного и крайнего тросов РТК
а- промежуточный трос; б – крайний трос

Зона больших значений τ_{\max} располагается под 8 секторами на тросе, то есть охватывает нижнюю область под тросом на дуге порядка 70° . В нижнем ряду К.Э., примыкающих непосредственно к поверхности барабана, касательные напряжения ниже почти на 25%.

При нагружении образца резина на свободном крае (справа на рис. 6) существенно изгибается. Общее вертикальное перемещение крайнего троса составило 11,4 мм, что на 10% больше, чем перемещение средних тросов РТК при той же нагрузке. Изменился и характер распределения напряжений в резиновой матрице. Теперь по боковым сторонам троса уровень напряжений снизился, но область наибольших значений эквивалентных напряжений в резине располагается под тросом.

Далее исследовалось влияние высоты реборды барабана на напряженно-деформированное состояние резиновой матрицы РТК при отсутствии зазора между краями каната и ребордами барабана. Результаты расчетов показаны на рис.7 и приведены в табл.1.

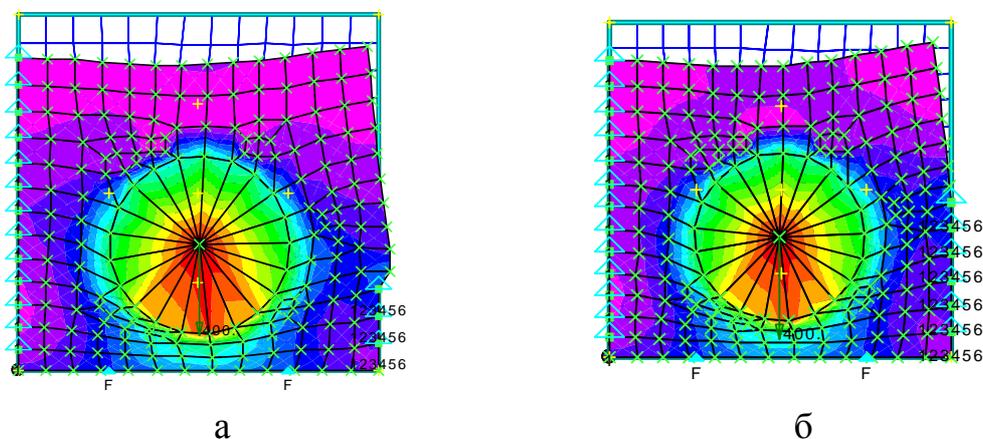


Рис. 7. Характер распределения максимальных касательных напряжений в резине вокруг крайнего троса РТК при разных по высоте ребордах барабана
а - $h=0,25H$; б – $h=0,5H$

Таблица 1

Значения максимальных эквивалентных и касательных напряжений в резиновой матрице под средним и крайними тросами в МПа

h	Крайний трос			Средний трос		
	σ_3 к.э.№141	τ_{max}		σ_3 к.э.№141	τ_{max}	
		к.э.№135	к.э.№92		к.э.№135	к.э.№92
0	7,42	3,05	2,93	6,95	2,58	2,58
0,25H	6,96	2,79	2,60	6,95	2,58	2,58
0,5H	6,73	2,70	2,38	6,96	2,58	2,58

По результатам проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

- а) при наличии зазора между боковыми гранями РТК и ребордами барабана
 1. Напряженно-деформированное состояние резины в РТК под средними и крайними тросами качественно и количественно существенно различны. Зона значительных по величине эквивалентных и касательных напряжений располагается вокруг троса и имеет размер $(1,1-1,16)d$, где d -диаметр троса.
 2. Уровни максимальных эквивалентных и касательных напряжений в резине под крайними тросами РТК выше, чем под средними тросами на 7% и на 18,4%. для σ_3 для τ_{max} , соответственно.
- б) при отсутствии зазора между боковыми гранями РТК и ребордами барабана
 3. Достаточная высота реборды барабана h составляет 0,5H, дальнейшее увеличение высоты реборды не обеспечивает соприкосновение ее с резиной РТК при нагружении.

4. Наличие реборды высотой $h=0,5H$ приводит к уменьшению уровня наибольших эквивалентных напряжений в резине под крайним тросом 7,42 до 6,73 МПа, то есть на 9,3% и снижение уровня наибольших касательных напряжений с 3,05 до 2,70 МПа, то есть на 11,5%.

5. При наличии реборды барабана высотой $h=0,5H$ уровни наибольших эквивалентных и касательных напряжений в резиновой матрице под средними и крайними тросами становятся одинаковыми. Резиновую матрицу можно считать равнопрочной по ширине РТК.

6. Как следует из формулы (1) сила P , прижимающая каждый трос к барабану, обратно пропорциональна диаметру барабана D . Поскольку невозможно в лабораторных условиях провести 10-15 – летние эксперименты по исследованию долговечности резины, приходится опираться на опыт эксплуатации канатов. Приняв за точку отсчета глубину стволов (длины отвесов канатов) 1000 м и $D=325$ мм, при которых не наблюдалось разрушение резиновых матриц РТК на прицепных барабанах, рекомендовать институту «Кривбасспроект» проектировать барабаны прицепных устройств для глубин стволов 1500 м $D=490$ мм, для 2000 м – $D=650$ мм, что позволяют габариты прицепных устройств шахтных подъемных сосудов.

Список литературы

1. Сакун М.Г., Кулик Н.Г., Губин М.Я. Результаты исследований и перспективы внедрения резинотросовых канатов на шахтном подъеме // Горный журнал. -1978. -№3. –С.40-42.
2. Лавендель Э.Э. Расчет резино-технических изделий. М.: Машиностроение. -1976. -332 с.
3. Шимкович Д.Г. Расчет конструкций в MSC/NASTRAN for Windows. М.: ДМК. -2003. -446 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.
Надійшла до редакції 16.04.10*

УДК 622.233÷817:532.528

© Ю. А. Жулай, А. С. Ворошилов

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭНЕРГИИ УДАРА ПУЛЬСИРУЮЩЕЙ И СТАЦИОНАРНОЙ СТРУЙ

Приведены примеры использования гидродинамической кавитации для интенсификации и энергосбережения в технологических процессах горнодобывающей отрасли. Поставленная цель достигается путем импульсной нагрузки на разрушаемый материал при раскальматации скважины и гидрорыхлении угольного пласта или преобразования пульсаций давления в механическую вибронгрузку на породоразрушающем инструменте при бурении скважин. С использованием экспериментальных данных определена энергия удара пульсирующей и стационарной струй. Показано, что эффективность импульсного воздействия может в несколько раз превосходить статическое нагнетание.

Наведено приклади використання гідродинамічної кавітації для інтенсифікації та енергозбереження в технологічних процесах гірничодобувної галузі. Поставлена мета досягається шляхом імпульсного навантаження на матеріали, що руйнуються, при розкальмататії сверд-

ловини і гідророзпушуванні вугільного шару, або перетворення пульсацій тиску в механічну вібранагрузку на породоруйнівному інструменті при буравленні свердловин. З використанням експериментальних даних визначена енергія удару пульсуючого і стаціонарного струменів. Показано, що ефективність імпульсного впливу може в кілька разів перевершувати статичне нагнітання.

The examples of usage of hydrodynamic cavitation for enhancement and energy saving in technological processes of mining industry are given. The object in view is reached by a pulse loading on material to be destructed during decalmatation of a well and hydraulic ripping a coal bed, or transformation of pressure pulsations in mechanical vibration load on the rock destruction tool during well drilling. Using the experimental data, the energy of shock of both pulsating and stationary jets is determined. It is shown that the efficiency of pulse impact can be several times more than the static injection pressure.

Постановка проблемы и её связь с научно-техническими задачами.

Снижение удельных энергозатрат на единицу продукции является одной из важных задач хозяйственной деятельности любого предприятия. Особенно остро эта проблема встала перед руководителями хозяйствующих субъектов в условиях дефицита энергоносителей и приближения их цен к мировым. Реализация энергосберегающих технологий в производстве, в том числе и в горнодобывающей отрасли, является актуальной проблемой. Для интенсификации этих процессов используются различные средства, в том числе преднамеренное возбуждение гидродинамической кавитации.

В последнее время в мире и в Украине наблюдается устойчивая тенденция в разработке технологий, основанных на использовании жидкостных струй повышенной разрушительной способности.

В работе [1] описаны примеры практического применения дискретно-импульсных струй, полученных посредством гидродинамической кавитации, для достижения позитивных результатов по интенсификации различных технологических процессов: в металлургии – для удаления вторичной окалины пульсирующими струями при горячей прокатке металла; в машиностроении – для удаления заусениц и очистки различных поверхностей от ржавчины, загрязнений, старой краски и т.д.; в химической промышленности – для эмульгирования жидкостей и диспергирования с использованием режимов периодически-срывной кавитации в потоке суспензии; в горнодобывающей отрасли – для интенсификации бурения наложением вибранагрузки на породоразрушающий инструмент и раскальматации водяных и нефтяных скважин.

Анализ последних исследований и публикаций.

Решение этих задач связано с использованием нового способа получения дискретно-импульсной энергии большой мощности в потоке жидкости с применением оригинальной конструкции специального гидравлического канала, генерирующего высокоамплитудные колебания давления в диапазоне звуковых частот [2]. В нем реализуется режим периодически-срывной кавитации, который способен преобразовать стационарное течение жидкости в пульсирующее. При определенных режимах течения в канале специальной геометрии, зарождается и растет до максимальных размеров кавитационная каверна, которая отрывается, сносится по потоку и захлопывается в потоке, а не на стенке канала. Это

вызывает автоколебания в потоке, которые не затухают на расстоянии до нескольких метров от центра схлопывания.

Использование такого типа устройства (генератора колебаний давления жидкости) [3] в качестве источника гидродинамических волн позволяет реализовать способ создания импульсов давления жидкости, в несколько раз превышающие по величине давление, получаемое на выходе насосной установки. Отличительной особенностью такого устройства является стабильность частоты следования импульсов, изменением которой (в диапазоне 100-10000 Гц) легко управлять с помощью геометрических и режимных параметров. При этом рабочий ресурс устройства превышает 2000 часов.

Применение генератора колебаний давления жидкости, например, в технологических процессах расколматации водяных скважин путем воздействия высокочастотными импульсами на продуктивный пласт продолжительностью 1-6 часов [4] разрешает прогнозировать значительное увеличение дебита скважины при сохранении эффекта обработки продуктивного пласта на 1-1,5 года. В качестве рабочей жидкости, используется пластовая вода.

Работоспособность гидродинамического устройства такого типа подтверждена его использованием в технологических процессах расколматации водяных скважин, проведенных в районах Подмосковья, Псковской обл. (Россия) и Казахстана. Увеличение степени проницаемости пласта, а, следовательно, увеличение дебита скважины, обусловлено формированием разветвленной сети пор и каналов за счет высокочастотного знакопеременного воздействия жидкости на капилляры породы, твердую фазу и фильтрат, и эффективное удаление последних из продуктивной зоны.

Благодаря своим особенностям данный тип генератора также позволяет повысить эффективность технологий в горнодобывающей отрасли при бурении скважины [5], а также при гидрорыхлении угольных пластов [6,7] при проведении мероприятий по борьбе с газодинамическими явлениями в шахтах.

Так при бурении в средней крепости и крепких породах использование гидродинамических буровых снарядов, в которых режим периодически-срывной кавитации преобразуется в вибронгрузку на породоразрушающем инструменте, механическая скорость бурения скважин диаметром 190 мм выросла на 15-40%. При этом достигнуты снижение энергозатрат 25-30% и износ породоразрушающего инструмента на 15-20% по сравнению с традиционным вращательным способом бурения.

Выделение нерешенной части общей проблемы.

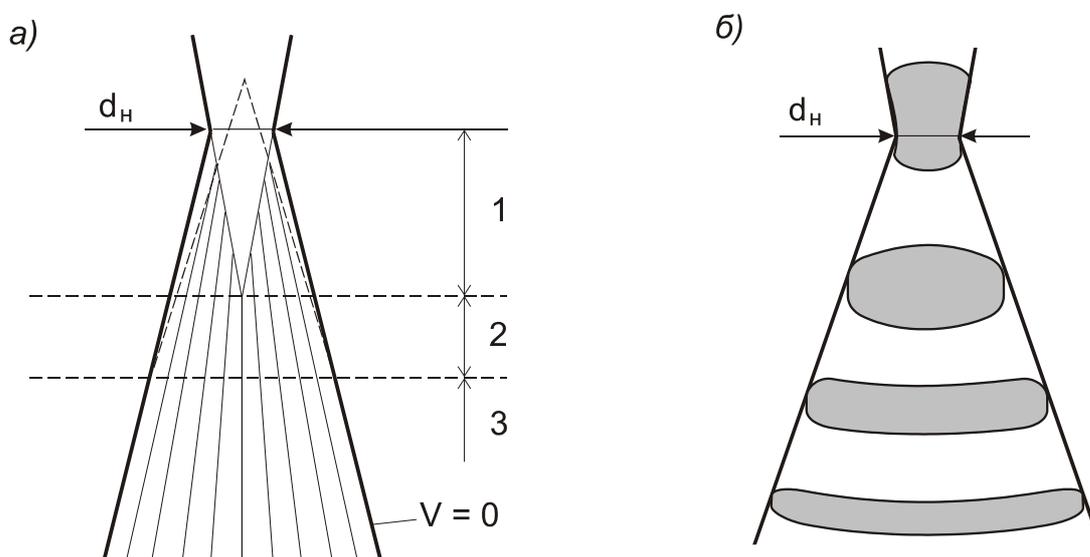
Как правило, гидродинамическое воздействие, применяемое в вышеприведенных случаях, производилось путем настройки режима работы генератора на максимальный размах кавитационных колебаний (импульса давления) без учета энергии удара струи. Нерешенной задачей, на взгляд авторов, является определение энергии удара пульсирующей жидкостной струи, что особенно важно в технологических процессах расколматации скважин и гидрорыхлении угольного пласта.

Целью настоящей работы является определение энергии удара пульсирующей струи в зависимости от режима работы генератора и сравнение её величины со стационарным течением.

Результаты исследования.

Оценка энергетических характеристик стационарной и пульсирующей струй жидкости выполнялась с использованием экспериментальных данных, полученных в работе [8]. В ней описана методика экспериментального исследования характеристик струи при истечении из насадки с проходным сечением $d_H = 3$ мм и углом конусности $\beta_H = 13^\circ$. Испытания проводились при давлении питания $P_0 = 5,0$ МПа перед насадкой для стационарной струи, а для пульсирующей при этом же давлении но перед генератором кавитационных колебаний давления жидкости. Определены зависимости: частоты пульсаций от параметр кавитации τ (соотношения давления подпора P_1 к давлению нагнетания P_0); диаметра распыла пульсирующей струи от расстояния от среза насадки, а также влияние частоты колебаний давления жидкости на скорость порций жидкости пульсирующей струи, вылетающей из насадки.

Схемы течений жидкости для стационарной и пульсирующей струи представлены на рис. 1.



1 – начальный участок; 2 – переходной участок; 3 – основной участок

Рис. 1. Схемы течения стационарной (а) и пульсирующей (б) струй

Истечение жидкости из насадки при постоянном перепаде давления в неподвижную среду представляет собой наиболее простой случай струйного течения с равномерным начальным полем скоростей, так как при этом в начальном сечении струи толщина пограничного слоя равна нулю. Утолщение струйного пограничного слоя, состоящего из заторможенных частиц самой струи и увлеченных частиц окружающей среды приводит к увеличению поперечного сечения струи и сокращению потенциального ядра струи. Для симметричных круглых струй предположение о прямолинейности зоны смешения выполняется довольно хорошо [9]. Изменение диаметров стационарной – 1 и пульсирующей струй – 2 по длине оси струи показаны на рис.2 и носят линейный характер. Следует также отметить, что для одного и того же насадка при одинаковом давлении нагнетания с увеличением расстояния от насадки угол распыла пульсирующей струи больше угла распыла стационарной струи.

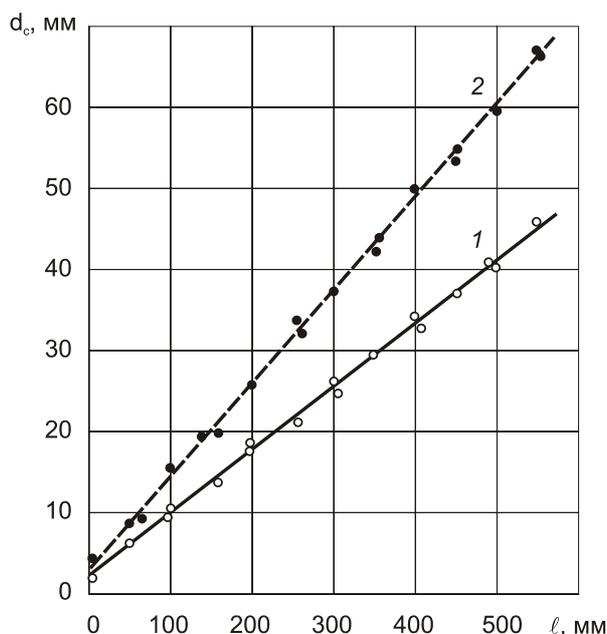


Рис. 2. Зависимость диаметра струи от расстояния до насадки для стационарной (1) и пульсирующей (2) струи

Энергия удара стационарной струи определялась по классической формуле

$$E = \frac{mV^2}{2}, \quad (1)$$

где m – масса жидкости, определяемая по секундному расходу жидкости G через насадку за единицу времени; V – скорость жидкости в определенном сечении струи.

С учетом уравнения неразрывности для стационарной струи

$$V_0 \cdot S_0 = V_c \cdot S_c,$$

где V_0 , S_0 – скорость истечения струи на срезе насадка и площадь проходного сечения насадка; V_c , S_c – скорость и площадь струи в произвольном сечении, скорость жидкости в произвольном сечении определялась как

$$V_c = V_0 \frac{d_0^2}{d_c^2},$$

где d_0 и d_c – диаметры струи на срезе и в произвольном сечении.

При этом значение d_c определялось на основании экспериментальных данных (рис.2).

Из представленной расчетной зависимости энергии стационарной струи при различных расстояниях от выхода из насадки (рис.3), указанная зависимость, как и следовало ожидать, носит нелинейный характер. Энергия стационарной струи сильно уменьшается с увеличением расстояния от среза насадки. Так на расстоянии равном 10 мм она составляет ≈ 1280 Дж, а на расстоянии 100 мм (≈ 33 диаметра насадки) энергия струи равна 24 Дж.

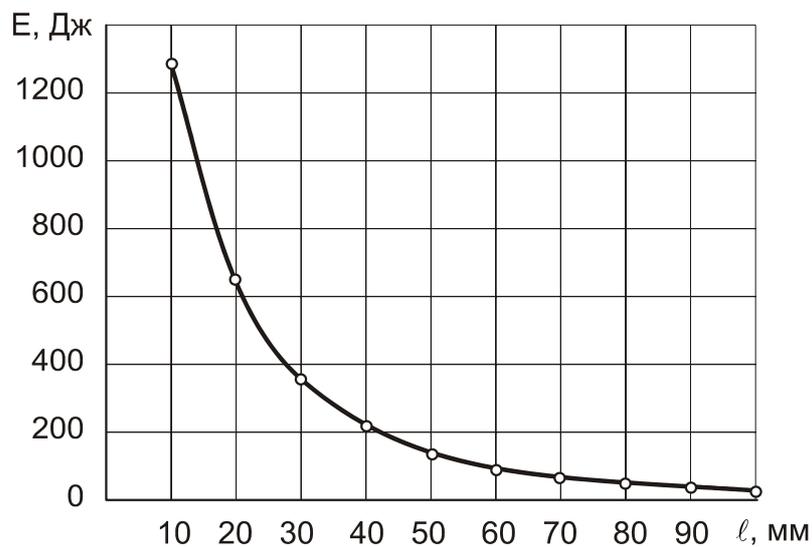


Рис. 3. Зависимость энергии стационарной струи от расстояния из выходного сечения

Как указывалось в работе [8], для пульсирующей струи изменения скорости распространения порций жидкости в диапазоне расстояний от среза насадки до $20d_n$ не были зафиксированы. В то же время, скорость движения нелинейно зависит от параметра кавитации $\tau = P_1/P_0$. Эта зависимость, полученная с использованием экспериментальных данных, приведена на рис.4. Максимум скорости распространения порций жидкости по оси течения находится при $\tau \approx 0,35$, в то же время максимальные значения размаха колебаний пульсаций соответствовали значениям $\tau \approx 0,2$. Т.е. максимум скорости движения пульсирующей жидкости сдвинут вправо и находится в области больших значений параметра кавитации по сравнению с максимальными значениями размаха колебаний в трубопроводе за кавитационным генератором колебаний давления жидкости. Обработка экспериментальных данных, приведенных на рис.4, позволила получить квадратичное уравнение регрессии для зависимости скорости пульсирующей струи от параметра кавитации τ в диапазоне его изменения 0,15-0,6.

$$V = - 80,8 + 760\tau - 1025,33\tau^2 \quad (2)$$

с коэффициентом корреляции $R = 0,98$.

На рис.4 значками обозначены экспериментальные данные значения скоростей пульсирующего потока, кривой – регрессивная зависимость.

Расчет энергии удара пульсирующего потока жидкости производился по формуле (1) с учетом уравнения регрессии для скорости пульсирующей струи в зависимости от параметра кавитации τ (2). Масса порции жидкости определялась по расходу жидкости через насадку с учетом величины импульса давления ΔP_1 и продолжительности его воздействия. Характер изменения энергии удара пульсирующей струи в зависимости от параметра кавитации τ представлен на рис.5. Здесь же приведены данные для стационарной струи. Как видно из рисунка энергия удара пульсирующей струи с увеличением τ вначале растет, достигая максимальных значений при $\tau \approx 0,35$, а затем уменьшается. Максимальные значения энергии удара пульсирующей струи \approx в два раза превышают

энергию удара стационарной струи, при её определении на расстоянии 20 мм от среза насадки. На удалении 50 мм от среза насадки значения энергии пульсирующей струи превышают в $\approx 9,5$ раз энергию стационарной струи.

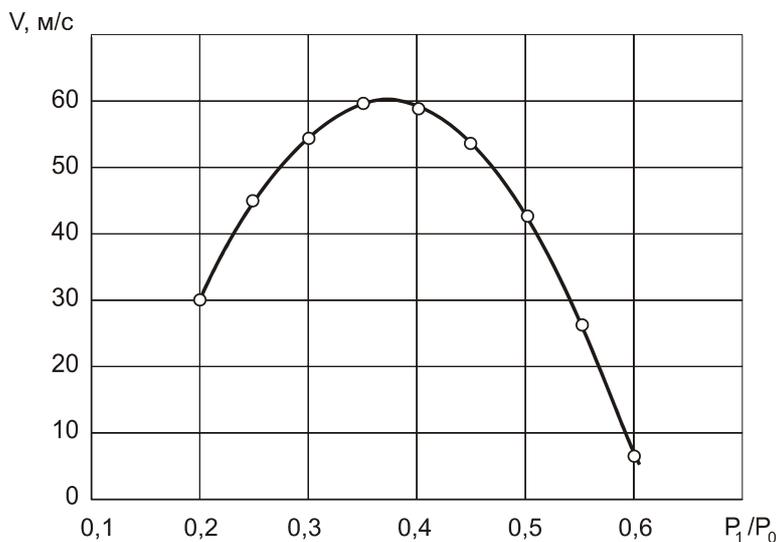
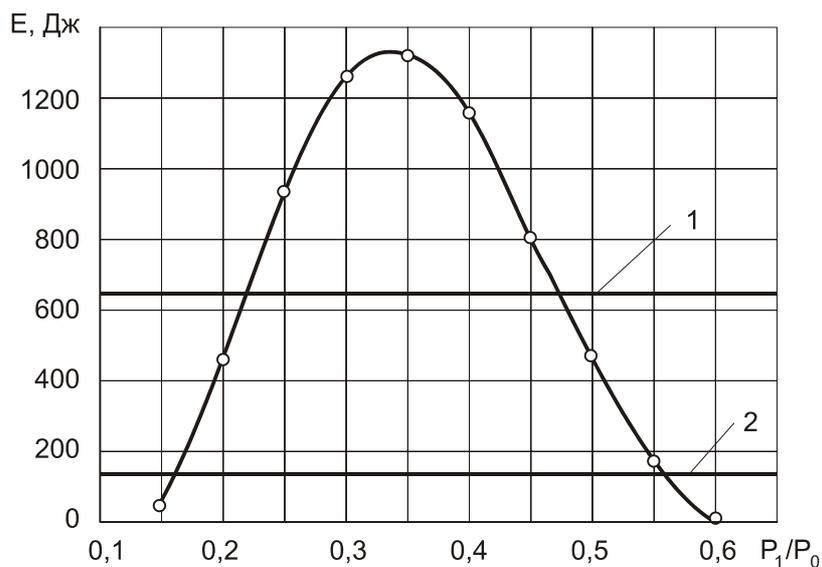


Рис. 4. Зависимость скорости струи от отношения давлений P_1/P_0



—○— — пульсирующая струя; 1 — стационарная струя на расстоянии $\ell = 20$ мм;
2 — стационарная струя на расстоянии $\ell = 50$ мм

Рис. 5. Зависимость энергии пульсирующей и стационарной струи от отношения P_1/P_0

Следует отметить, что в линейной области изменения диаметра пульсирующей струи (до $20 d_H$ насадка) скорость порций жидкости сохраняется постоянной. В связи с этим можно предположить, что порции жидкости пульсирующей струи ведут себя как твердое тело до расстояний от среза насадки, за которыми происходит разрушение ядра порции жидкости, т.е. длина начального участка пульсирующей струи, где сохраняются её характеристики, намного больше указанной длины для стационарной струи.

Этим можно объяснить отсутствие влияния расстояния от среза насадки (на длине до 20 диаметров насадки) на энергию пульсирующего потока жидкости.

Выводы. Приведенные результаты исследования характеристик пульсирующей и стационарной струй обосновывают целесообразность и перспективность использования гидродинамической кавитации для интенсификации технологических процессов в горнодобывающей промышленности.

Использование гидроимпульсной нагрузки позволяет снизить удельные энергозатраты за счет комплексного воздействия на разрушаемый материал: увеличения энергии удара пульсирующей струи по сравнению со стационарной, роста скорости деформации, уменьшения внутреннего трения и т.д. при циклическом нагружении.

При разработке гидродинамического устройства для интенсификации технологических процессов и энергосбережения необходимо учитывать, что максимум энергии удара сдвинут вправо по числу кавитации по сравнению с максимальными импульсами давления, генерируемыми устройством.

Устройства для создания циклической нагрузки посредством кавитационных автоколебаний просты в изготовлении и эксплуатации. Они легко вписываются в технологические схемы существующих гидроустановок, не имеют подвижных частей и не требуют дополнительных источников энергии.

Список литературы

1. V.V.Pilipenko. Cavitation self-oscillations intensify technological processes / 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. Пилипенко В.В. Кавитационные автоколебания: монография / В.В. Пилипенко. – К: Наук. думка, 1989. - 316 с.
3. А.с. 1232296 СССР, МКИ В 06 В 1/18. Генератор колебаний давления жидкости / В.В. Пилипенко, В.А. Задонцев, И.К. Манько, Ю.А. Жулай, Н.А. Дзоз. – № 3772504/24-28; заявл. 19.07.84; опубл. 23.05.86, Бюл. № 12 – 2 с.: 1 ил.
4. Дзоз Н.А. О возможности использования гидродинамической кавитации в технологических процессах раскольматации скважин / Н.А. Дзоз, Ю.А.Жулай, Ю.А.Меламед // Геотехническая механика: сб. науч. тр. ИГТМ НАН Украины. – Вып. 58. – Днепр-вск, 2005. – С.125-132.
5. Дзоз Н.А. Интенсификация процессов бурения с использованием гидродинамической кавитации / Н.А. Дзоз, Ю.А.Жулай // Горный инф.-аналит. бюллетень МГГУ. – Вып. 4. – М., 2008. – С.290-296.
6. Пат. 87038 Украина, МПК E21F 5/02. Устройство для гидроимпульсного воздействия на угольный пласт / Л.М. Васильев, Ю.А. Жулай, В.В. Зберовский, П.Ю. Моисеенко, Н.Я. Трохимец; заявитель и патентообладатель ИГТМ НАНУ. -№87038; заявл. 13.09.07; опубл.10.06.09, Бюл. № 11.
7. Жулай Ю.А. Интенсификация газовыделения из угольного массива нагнетанием в него жидкости с применением генератора кавитации / Жулай Ю.А., Васильев Л.М., Трохимец Н.Я., Зберовский В.А., Моисеенко П.Ю. // Горный инф.-аналит. бюллетень МГГУ. – Вып. 13 «Метан». – М., 2007. – С.251-259.
8. Жулай Ю.А. Некоторые результаты исследований тонкой пульсирующей струи / Жулай Ю.А., Манько И.К., Уварова Л.И. // Кавитационные колебания и динамика двухфазных систем: сб. науч. тр. ИТМ НАН Украины. – Киев: Наук.думка, 1985. – С.97-102.
9. Теория турбулентных струй: учеб. пособие / Абрамович Г.Н., Гиршович Т.А., Крашенников С.Ю., Секундов А.Н., Смирнова И.П. – М.: Наука, 1984. – 716 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Кожевниковим А.О.

Надійшла до редакції 26.04.10

МОМЕНТНАЯ ИДЕНТИФИКАЦИЯ СИГНАЛОВ МГНОВЕННОЙ МОЩНОСТИ ПРИВОДА БАРАБАННОЙ МЕЛЬНИЦЫ МОКРОГО САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Представлений анализ залежності прихованих періодичностей і спектральних характеристик сигналів миттєвої потужності приводу барабанного млина мокрого самоподрібнення від різних технологічних станів.

Представлен анализ зависимости скрытых периодичностей и спектральных характеристик сигналов мгновенной мощности привода барабанной мельницы мокрого самоизмельчения от различных технологических состояний.

The analysis is presented of dependence of hidden periodichnostey and spectral descriptions of signals of instantaneous power of drive of drum mill of the wet samoizmelcheniya shallow from different technological states.

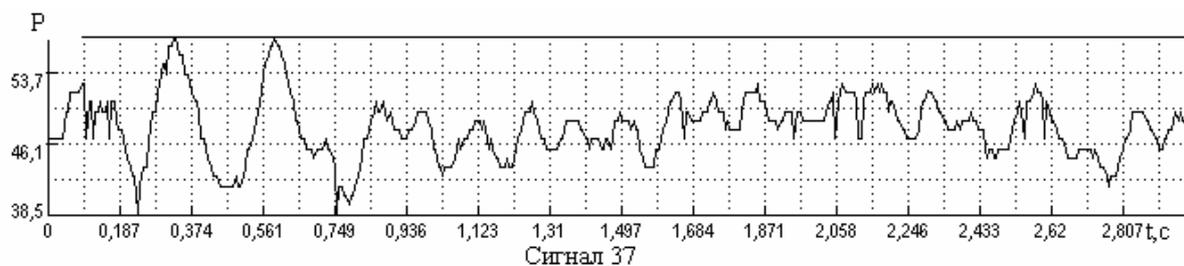
Методика моментной идентификации и разработанное для ее практической реализации программное обеспечение были использованы для анализа реальных сигналов мгновенной мощности привода барабанной мельницы мокрого самоизмельчения с целью идентификации ее состояния [1,2,3]. В ходе анализа для каждой моментной функции определялись временные интервалы, изменения поведения функций (наличие, тип – максимум или минимум, взаимное расположение экстремумов, соотношение значений функций) которые можно использовать для идентификации разных технологических состояний мельниц. Спектральные плотности моментных функций сформировали частотные интервалы, значения амплитуд и характер интенсивностей в которых использовались для идентификации. При этом временные и частотные интервалы в приведенных таблицах идентифицировались латинскими буквами. В анализе используются экспериментальные реализации технологических состояний по заполнению рудой барабана мельницы мокрого самоизмельчения ММС 70*23:

- 37 % – недогруз;
- 40 % – переход к недогрузу;
- 43 % – переход в оптимальное состояние;
- 47 % – оптимальное состояние;
- 50 % – переход к перегрузу;
- 55 % – перегруз.

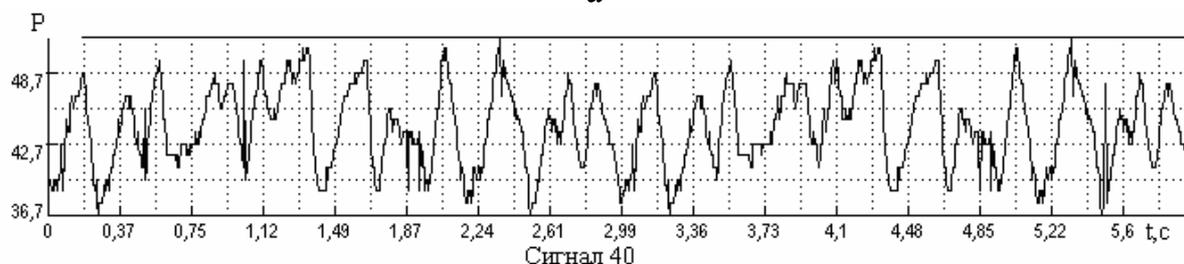
Также в анализе используются следующие условные обозначения:

- ∪ наименьший минимум; ~ точка перепада;
- ∩ наибольший максимум; – нет экстремума.

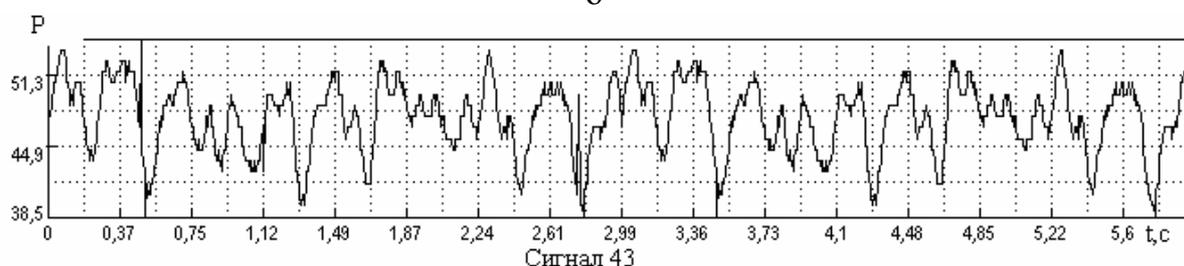
Если данное обозначение встречается в псевдониме интервала, это значит что все анализируемые пики интервала относятся к указанному типу. На рис. 1. изображены типичные фрагменты анализируемых реализаций сигналов.



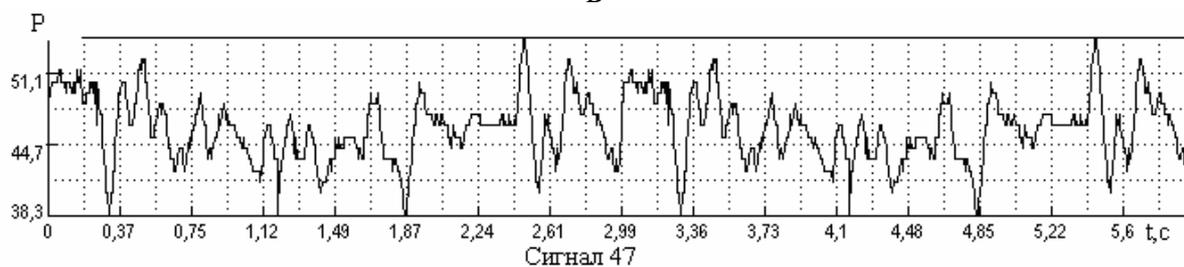
а



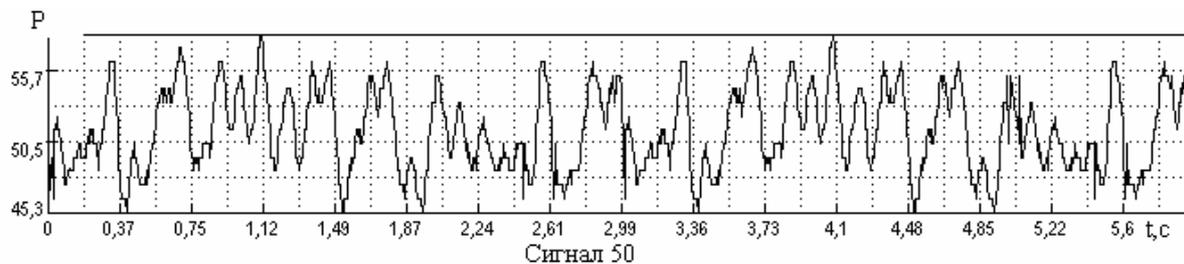
б



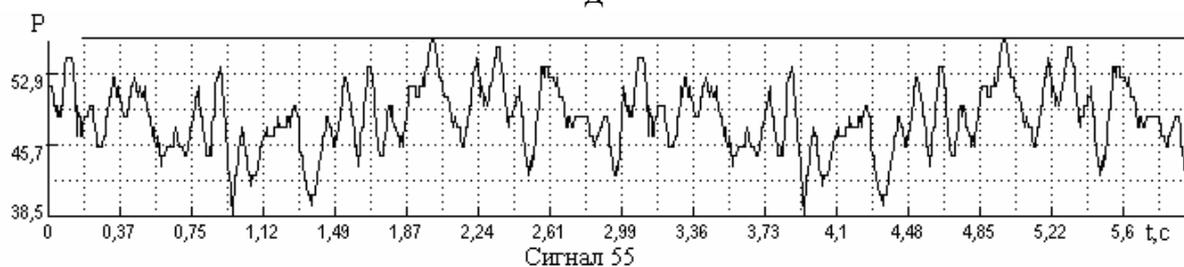
в



г



д



е

Рис. 1. Типичные фрагменты реализаций анализируемых сигналов мгновенной мощности барабанных мельниц ММС 70*23: а – 37%; б – 40%; в – 43%; г – 47%; д– 50%; е – 55%

Скрытые информационные амплитудно-частотные характеристики автокорреляционных функций сигналов мгновенной мощности привода барабанной мельницы ММС 70*23 в предложенных выше обозначениях сведены в таблице 1.

Таблица 1

Скрытые периодичности автокорреляционной функции

		Периодичности							
		A _∪	B _∩	C _∩	D _∪	E _∩	F _∩	G _∩	H _∪
	T, с	0.05-	0.09-	0.19-	0.33-	0.51-	0.60-	0.84-	0.93-
	φ, %	0.09	0.14	0.26	0.37	0.60	0.70	0.93	1.02
Технологические состояния	37	–	–	–	–	0.13	-0.05	–	–
	40	–	–	–	0.01	–	–	–	–
	43	–	–	–	–	0.05	-0.08	–	-0.29
	47	0.05	0.11	0.11	–	0.04	0.05	-0.08	-0.23
	50	-0.01	0.01	–	–	0.01	0.05	–	-0.23
	55	0.09	0.19	0.13	–	-0.03	0.09	-0.14	-0.31

Для автокорреляционных функций приведенных реализаций сигналов характерны основные максимумы корреляционной функции в интервалах 0.23-0.37, 0.70-0.81, 1.05-1.16 с. Эти максимумы присутствуют в автокорреляционных функциях всех сигналов и отличаются лишь максимальным значением функции в данных частотных интервалах. Анализ функций на менее значительных экстремумах, наличие/отсутствие которых позволяет отличить одно состояние от другого позволил выявить следующие закономерности.

Для состояния недогруза (37-40%) характерно меньшее количество экстремумов автокорреляционной функции по сравнению с другими состояниями (табл. 1). В анализируемых по таблице интервалах для состояния загрузки 37% присутствуют лишь хорошо выраженные максимумы в интервалах E и F, а для промежуточного состояния 40% характерно наличие минимума в интервале D, который не встречается в автокорреляционных функциях остальных сигналов. При переходе в оптимальное состояние (47%) появляются экстремумы автокорреляционной функции в интервалах A, B, C, отсутствующих при менее загруженных состояниях. При переходе в режим перегруза (50%) их значение колеблется около нуля, а при дальнейшей загрузке возрастает почти в 2 раза (для интервалов A и B) по сравнению с оптимальным состоянием.

Показательными являются интервалы E и F. В оптимальном режиме значение максимума интервала E больше нуля и уменьшается по мере загрузки мельницы рудой, и в режиме перегруза становится меньше нуля. Для интервала F наблюдается обратный процесс – в оптимальном состоянии максимум интервала принимает минимальные значения начиная с отрицательных, а при переходе в состояние перегруза возрастает и становится положительным.

Максимум в интервале G для оптимального режима (47%) больше по значению чем соответствующий для режима перегруза (55%). В интервале H

значения минимума для режимов 43% и 55% практически идентичны, и несколько больше в промежуточных режимах.

Таблица 2

Спектральные характеристики автокорреляционной функции

		Спектральные характеристики						
		A	B	C	D	E	F	G
	ν , Гц	0.65	1.30	1.95	2.60	3.90	4.55	8.13-10.41
	φ , %							
Технологические состояния	37	–	∪0.08	∪0.08	~4.6	∩13.06	∩13.06	∩5.23
	40	∩4.78	–	∪2.24	∩19.34	∩14.52	∪0.77	∩4.74
	43	∩7.12	∪1.34	~4	∩18.02	∪8.28	∩15.33	∩4.21
	47	~4	∩14.27	∪5.55	∩18.90	∩4.56	∪2.23	∩8.00
	50	~6	∩5.58	∪3.52	∩19.41	∪2.18	∩8.42	∪3.01
	55	~10.8	∩12.69	∪4.34	∩18.75	∪2.13	∩5.06	∩8.71

В таблице 2 представлены амплитудно-частотные характеристики автокорреляционной функции. Для всех сигналов кроме недогруза характерен пик спектральной плотности на частоте D. При увеличении загрузки появляется пик на частоте A, при переходе в оптимальное состояние он переходит в точку перепада, значение которой растет по мере заполнения барабана мельницы рудой и достигает максимального значения при перегрузе (55%). На частоте B при низкой загрузке мельницы присутствует минимум спектральной плотности, который при переходе в оптимальный режим (47%) переходит в максимум. Значение его наибольшее в оптимальном режиме, и лишь немного меньше режиме перегрузки, поэтому для идентификации по этому пику необходимо учитывать предшествующий перепад на частоте A.

Минимум на частоте C присутствует на большинстве сигналов, и достигает максимальных значений в оптимальном режиме. Показательным является экстремум на частоте E – его значение уменьшается при увеличении загрузки мельницы, максимально в режиме недогруза, принимает средние значения в оптимальном режиме и минимально в режиме перегрузки.

Информационные характеристики автодисперсионной функции условных математических ожиданий относительно общей дисперсии сведены в таблице 3 представлены скрытые периодичности автодисперсионной функции. Для данной автодисперсионной функции характерно разбиение на 3 группы интервалов по изменению соотношения высоты экстремумов при переходе от одного состояния к другому: 1 – A, B, C; 2 – D, E, F; 3 – G, H, I. Для состояния недогруза характерны малые значения экстремумов всех интервалов кроме группы 1, где наблюдаются подъем значений до уровня 0,2 – 0,3. При дальнейшей загрузке барабана рудой (состояние 40%) наблюдается увеличение значений экстремумов в группе 2 до уровня 0,2 – 0,3, которые имеют соотношение между собой $F > D > E$. Значения остальных экстремумов не превышают пороговой величины 0,16.

Таблица 3

Скрытые периодичности автодисперсионной функции

		Периодичности								
		A ₀	B ₀	C ₀	D ₀	E ₀	F ₀	G ₀	H ₀	I ₀
	T, с	0.09-	0.19-	0.37-	0.56-	0.65-	0.84-	1.02-	1.16-	1.30-
	φ, %	0.19	0.37	0.56	0.65	0.84	1.02	1.16	1.30	1.44
Технологические состояния	37	0.21	0.31	0.18	0.06	0.10	0.09	0.06	0.05	0.13
	40	0.16	0.15	0.09	0.21	0.14	0.28	0.15	0.10	0.14
	43	0.25	0.16	0.21	0.10	0.09	0.18	0.20	0.20	0.13
	47	0.13	0.16	0.08	0.22	0.21	0.19	0.11	0.13	0.21
	50	0.11	0.14	0.08	0.13	0.24	0.12	0.15	0.16	0.11
	55	0.09	0.16	0.11	0.17	0.08	0.27	0.12	0.26	0.07

При переходе в оптимальное состояние (43%) наибольшими становятся значения экстремумов групп 1 и 3, а в группе 2, напротив, значения экстремумов падают, за исключением интервала F, значение экстремума которого примерно соответствует группам 1 и 2. Для оптимального состояния (47%) характерно, что значения экстремумов интервалов группы 2 являются наибольшими, и примерно равны между собой, причем экстремумы группы характеризуются остротой пиков. В оптимальном состоянии также выделяется экстремум интервала I. В состояниях соответствующих перегрузке наблюдается общий спад значений экстремумов, за исключением интервалов E для состояния 50% и F, H для состояния 55%, которые принимают максимальные значения.

Таблица 4

Спектральные характеристики автодисперсионной функции

		Спектральные характеристики				
		A	B	C	D	E
	ν, Гц	0.00	3.25	7.15	10.39	12.34
	φ, %					
Технологические состояния	37	∩21.7	–	∩6.40	–	∩4.90
	40	∩28.1	∩5.31	∪2.07	∪2.93	–
	43	∩25.4	∪3.15	∩8.55	–	∩3.03
	47	∩25.9	∩3.46	∩4.50	∪2.00	∩3.98
	50	∩25.8	∩4.94	∩5.78	∩4.80	∪3.04
	55	∩24.5	∩8.15	∩6.68	∩4.73	∪2.49

В таблице 4 представлены спектральные характеристики автодисперсионной функции. Для спектральной плотности данной автодисперсионной функции показательными являются частотные интервалы B и E. При недогрузке на частотном интервале B экстремума нет, в состоянии 40% и в состоянии пе-

регрзуа екстремум приймає найбільші значення, а в оптимальному режимі – найменші. Слід згадати, що при переході в оптимальний режим (станція 43%) тип екстремума мінімум, в оптимальному стані – максимум. Значення екстремума на частоті Е максимально при стані недогруза барабана рудою, при переході в оптимальний режим знижується, в оптимальному режимі знову зростає, а потім знижується і приймає мінімальні значення при перегрузі. При недогрузі і в оптимальному стані тип цього екстремума – максимум, при перегрузі – мінімум.

Висновок. Таким чином, аналіз інформаційних характеристик сигналів миттєвої потужності приводу барабанної млини мокрої самозмелювання типу ММС 70*23 в різних технологічних станах заповнення барабана рудою з допомогою моментних функцій перших порядків (автокореляційних і автодисперсійних) показав їх значущу чутливість в прихованих періодичностях і спектральних щільностях до змін цих станів. Маючи банк знань отриманих діагностичних ознак в характерних відхиленнях технологічних станів барабаних млинів за ступеня заповнення барабана рудою, можна забезпечити ідентифікацію і технологічну оптимізацію процесу мокрої самозмелювання.

Список літератури

1. Мещеряков Л.І. Ідентифікація параметрів об'єктів автоматизованого управління в задачах АСУТП ексцесійними моделями // Сб. науч. тр. Національний гірничий університет. – 2006. – № 24. – С. 182–186.
2. Мещеряков Л.І. Базова форма дисперсійної моделі гірничих технологічних комплексів // Сб. науч. тр. НГАУ. – 2004. – № 20. – С. 209–214.
3. Мещеряков Л.І. Системна оцінка ідентифікації барабаних млинів // Сб. науч. трудов НГАУ. – Днепропетровск, 1998. – Т. 6. – № 3. – С. 255-259.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 06.04.10*

УДК 681.5:621.314.57

© А.В. Просяник, С.М. Ткаченко, М.Ю. Горбунов, М.А. Просяник

ФУНКЦІОНАЛЬНА СТРУКТУРА ДЛЯ КЕРУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИМИ МАРШРУТАМИ ТРАНСПОРТУВАННЯ ЗЕРНА ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ SCADA-СИСТЕМ

На основі загальних вимог до функцій системи керування транспортно-технологічними маршрутами зерна на елеваторі обґрунтована функціональна структура гнучкої системи керування, яка дає загальний підхід до розробки та проектування подібних систем з використанням типових промислових контролерів та їх програмних засобів.

На основі загальних вимог до функцій системи управління транспортно-технологічними маршрутами зерна на елеваторі обґрунтована функціональна структура гнучкої системи управління, яка дає загальний підхід до розробки та проектування подібних систем з використанням типових промислових контролерів та їх програмних засобів.

On the basis of common requirements to the functions of the control system by the transporting-technological routes of corn in an elevator depository the functional structure of the flexible control system which gives general approach to development and planning of similar systems with the use of model industrial comptrollers and their programmatic facilities is grounded.

Вступ. Більшість технологічних процесів на елеваторі, а саме: автоприйом, прийом з залізничного вагону, відвантаження, сушка, провітрювання зерна пов'язані з транспортуванням останнього. Тому важливою складовою господарства елеватора є лінії транспортування зерна, до яких входять такі технічні засоби як стрічкові, шнекові, шкребкові конвеєри, ковшові та ланцюгові норії, поворотні круги та труби, перекидні клапани, шиберні засувки, розвантажувальні візки, самотічні труби. До маршруту входить і технологічне обладнання елеватора – силоси, бункерні ваги, допоміжні бункери, сушарки, а також засоби аспірації[1]. Велика різноманітність технічних засобів, задіяних у транспортно-технологічних маршрутах зерна на елеваторі зумовлює актуальність питання автоматизації керування цими маршрутами.

Вітчизняні елеватори, що залишилися у спадок від СРСР, обладнані релейними системами керування гнучкими маршрутами транспортування зерна, але зараз більшість обладнання недієздатне. Відновлювати його недоцільно з огляду на моральну застарілість[2]. Окрім того, на Україні будуються нові елеватори, що зумовлює необхідність упровадження якісно нових систем керування маршрутами.

Зараз на ринку достатньо технічних засобів для створення систем контролю і керування, але з огляду на співвідношення ціни і функційних можливостей перевага надається PLC-контролерам. Враховуючи, що комплекси технічних і програмних засобів PLC-контролерів різних виробників в цілому самодостатні і однакові, вибір технічних засобів для розробки цільової системи наукового інтересу не складає.

З іншого боку, існуючі впровадження систем керування маршрутами на базі PLC-контролерів і SCADA не мають сталих типових рішень. Здебільшого система проектується під конкретний елеватор з його обладнанням, досить унікальними маршрутами, засобами контролю і вимірювань. Такий підхід має суттєві недоліки.

По-перше, велика кількість і різноманітність транспортного і технологічного обладнання на елеваторі зумовлює багатоваріантність того чи іншого технологічного рішення в залежності від поточних обставин. Оскільки сучасна SCADA-система не призначена для оперативного конфігурування у процесі експлуатації і всі послідовності керування і діагностики маршрутів заносяться до неї у вигляді скрипт-коду, для вирішення задачі автоматизації необхідно описати необхідний і достатній перелік маршрутів на етапі проектування. Очевидно, що ця задача легко не вирішується. Варіант налагодження системи безпосередньо на об'єкті досить витратний і не виключає прояву помилок опису маршрутів вже після здачі системи.

По-друге, більшість елеваторів не мають змоги окрім електриків та спеціалістів з автоматизованих систем керування, АСК, утримувати ще й спеціаліста зі SCADA, який знадобиться у випадку виявлення недоліків у технології транспортування, необхідності введення нового маршруту на діючому обладнанні, оперативних змін у налагодженнях датчиків. Такі випадки вимагають залучення спеціаліста сторонньої організації, скоріш за все, фірми-впровадника. Це ставить підприємство у залежність, причому впровадник не завжди може оперативно реагувати на запити обслуговування.

Таким чином виникає проблема уніфікації підходів до проектування систем керування маршрутами зерна на елеваторі. На наш погляд ця проблема може бути вирішена за рахунок обґрунтування функціональної структури гнучкої системи керування.

Мета. Обґрунтування функціонального рішення для гнучкої системи автоматизованого керування, що дозволяє, використовуючи засоби PLC-контролерів і SCADA-систем, проектувати та впроваджувати такі реалізації системи, що дозволяють вільно в оперативному режимі конфігурувати транспортно-технологічні маршрути, задавати реакцію системи на поведінку окремого обладнання та змінювати поточні налагодження датчиків у процесі експлуатації без залучення спеціалістів зі SCADA силами штатних спеціалістів з АСК.

Основний матеріал. Обґрунтування функціонального рішення для системи автоматизованого керування транспортно-технологічними маршрутами доцільно виконати на основі декомпозиційного підходу.

Досвід роботи по створенню і впровадженню систем керування транспортно-технологічними маршрутами на ТОВ «Лебединський насінневий завод» і ДП «Полтавський комбінат хлібопродуктів» дозволив ДНВП «Ельдорадо» сформулювати загальні вимоги до функцій системи керування маршрутами зерна [3, 4]:

- автоматичний контроль стану датчиків та вимірювальних приладів одиниць транспортно-технологічного обладнання з можливістю гнучкого налагодження порогів спрацювання, інтерпретації станів «замкнено» і «розімкнено», пристосування входів апаратури до виходів конкретних датчиків та самої наявності датчиків у тієї чи іншої одиниці обладнання;

- автоматичне аварійне відключення одиниць транспортно-технологічного обладнання в залежності від результатів аналізу стану датчиків з можливістю документованої заборони відключення механізму за аварійними показами того чи іншого датчика;

- автоматизовані запуск, зупинка, окрім аварійної, маршруту під початковим впливом оператора;

- автоматична аварійна зупинка маршруту зі звуковою та кольоровою сигналізацією оператору з можливістю документованої заборони зупинки за аварійним станом того чи іншого механізму;

- зняття звукової сигналізації з пульта керування виключно під впливом оператора;

- оперативне автоматизоване формування маршрутів за поточними технологічними потребами під початковим впливом оператора з автоматичним

контролем коректності сформованого маршруту в залежності від технологічної ситуації;

- автоматична заборона запуску маршруту, що містить аварійні або вже задіяні в інших маршрутах механізми;

- автоматизоване введення в обслуговування системою та редагування обладнання і його поточних налагоджень у призначений для ремонту і обслуговування час інженером АСК;

- ведення протоколу технологічного процесу, збереження сформованих маршрутів та налагоджень технологічного обладнання з можливістю ефективного використання наведеної інформації елементами системи;

- структурне рішення для системи повинне максимально сприяти можливості залучення до технічного рішення типових промислових контролерів, їх програмного забезпечення та засобів SCADA на етапах проектування та впровадження системи;

- структурне рішення для системи повинне виключати залучення інженерів зі SCADA від час експлуатації на об'єкті.

Виходячи зі сформульованих вимог пропонується типова функціональна структура автоматизованої системи керування транспортно-технологічними маршрутами на елеваторі, незалежна від розміщення елементів та їх приналежності до апаратної чи програмної бази. Функціональна структура АСК показана на рис. 1.

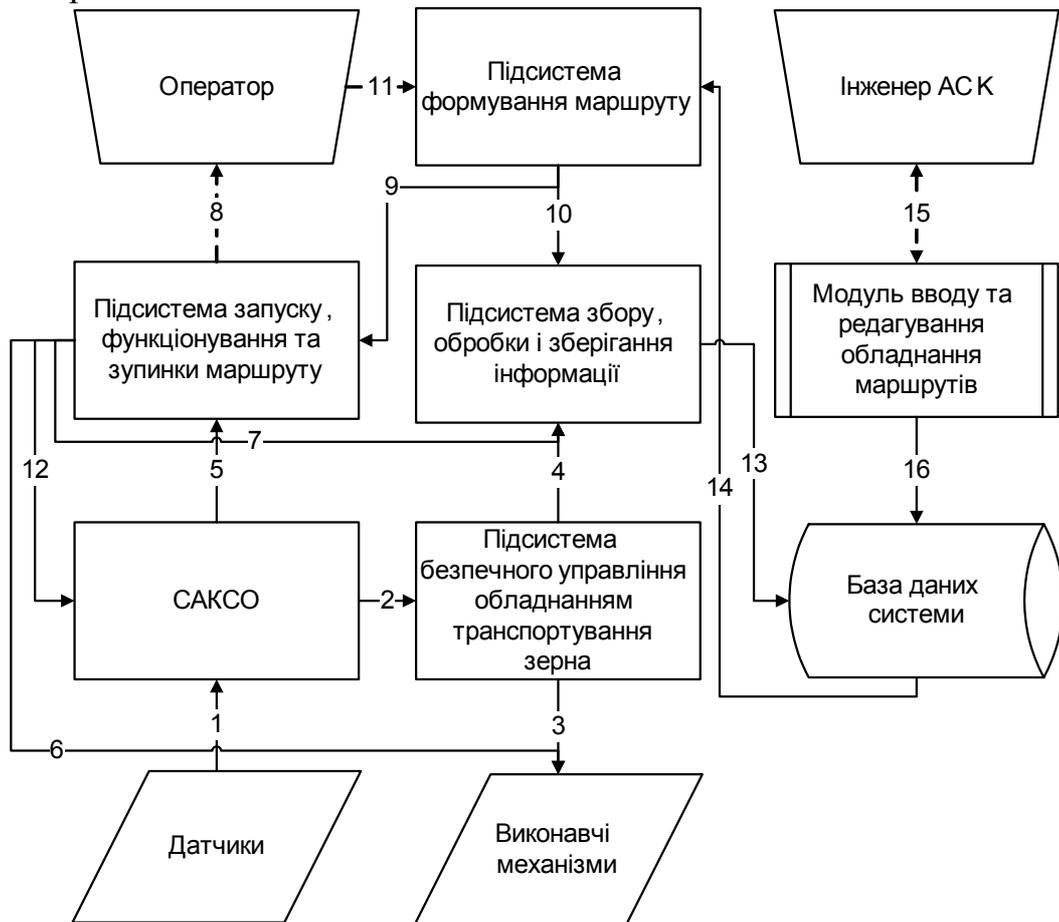


Рис.1. Функціональна структура автоматизованої системи керування транспортно-технологічними маршрутами

Інформаційні зв'язки структури мають наступні призначення:

– по зв'язку 1 передаються поточні значення сигналів;

– по зв'язку 2 передаються ідентифікатори вхідних сигналів і відповідних їм виконавчих механізмів, а також ознака «досягнення аварійного значення вхідного сигналу»;

– по зв'язку 3 передаються команди запуску і зупинки виконавчих механізмів обладнання маршрутів;

– по зв'язку 4 передається супровідна інформація зупинки виконавчого механізму, а саме: момент часу за таймером системи формування команди зупинки; ідентифікатор механізму; ідентифікатор ознаки зупинки (штатна чи аварійна);

– по зв'язку 5 передаються поточні дані, що підлягають індикації, а саме: ознака наявності комунікаційного зв'язку між датчиком і контроллером; підтвердження знаходження поточних значень телевимірів у допущених межах або досягнення цільового значення для входів телесигналізації; ознаки виконання команд переходу виконавчих механізмів обладнання у перехідний, цільовий, аварійний чи початковий стан; ознака досягнення аварійного значення сигналу телевиміру чи телесигналізації;

– по зв'язку 6 передаються команди запуску і зупинки виконавчих механізмів;

– по зв'язку 7 передаються дані, необхідні для ведення протоколу технологічного процесу, а саме: момент часу за таймером системи формування команд запуску і зупинки виконавчого механізму; ідентифікатор виконавчого механізму; класифікація ознаки запуску чи зупинки, у тому числі аварійної; поточне значення станів механізмів через задані проміжки часу; зміни станів виконавчих механізмів, маршрутів, аварійні значення датчиків у режимі спорадичної сигналізації; підтвердження формування команди на запуск і зупинку маршруту та виконавчих механізмів;

– по зв'язку 8 здійснюється візуальне та слухове сприйняття інформації оператором про стани активних, обраних або знову сформованих маршрутів, окремого обладнання, а також, за запитом, стани окремих датчиків і протокол технологічного процесу;

– по зв'язку 9 передаються дані, необхідні для керування маршрутом: сукупність виконавчих механізмів і послідовність їх запуску, необхідні для переміщення зерна з початкової до кінцевої технологічної точки відповідно до завдання маршруту оператором; сукупність виконавчих механізмів і послідовність їх зупинки, необхідні для зупинки маршруту відповідно до завдання зупинки оператором; значення, потрібні для позиціонування рухомих складових частин маршруту, наприклад, розвантажувального візка чи поворотного круга, відповідно до завдання позиціонування;

– по зв'язку 10 передаються дані, що використовуються для ведення протоколу дій оператора: команди оператора на запуск та зупинку маршрутів; завдання значень позиціонування рухомих складових частин маршруту;

– по зв'язку 11 ідуть ручні дії оператора: операції з формування або вибору раніше сформованого маршруту; команди зупинки та запуску

маршруту; значення позиціонування рухомих складових частин маршруту; зняття звукової сигналізації при аварійній зупинці маршруту;

– по зв'язку 12 передаються еталонні значення датчиків для здійснення блоком системи автоматизованого контролю стану обладнання, САКСО, телевимірів і телесигналізації, технологічні затримки часу перехідних станів, конфігураційні карти розподілу входів комплектів контроллерів між датчиками технологічного обладнання;

– по зв'язку 13 дані протоколів технологічного процесу транспортування та дій оператора надходять у базу даних системи;

– по зв'язку 14 дані про наявні у системі механізми та вже сформовані маршрути надходять з бази даних до підсистеми формування маршруту;

– по зв'язку 15 інженер АСК або технолог вводить конфігуруючу інформацію про нову одиницю обладнання, що підключається до системи, або редагує вже існуючу;

– по зв'язку 16 відбувається ведення даних про нове підключене до системи обладнання до бази даних та візуальне сприйняття інформації інженером АСК про вже взятє на обслуговування системою технологічне обладнання і його поточні налагодження.

Розроблена функціональна структура реалізована практично для керування транспортуванням насіння буряка на заготівельній лінії ТОВ «Лебединський насінневий завод». В якості елементної бази було використано два комплекти контроллерів Ge Fanuc серії Versa Max Micro, у кожному з яких реалізовано САКСО та підсистему безпечного керування обладнанням транспортування зерна. Модуль вводу та редагування обладнання реалізовано на мові Java, що його дозволяє використання з окремого робочого місця через локальну мережу або Інтернет. Інші виконавчі блоки системи та база даних реалізовані на комп'ютері автоматизованого робочому місці оператора засобами SCADA для Ge Fanuc. У перспективі, планується з метою підвищення надійності перенести підсистему запуску, функціонування та зупинки маршруту також на рівень PLC-контроллерів.

Висновки. Запропонована функціональна структура дає загальний підхід до розробки та проектування гнучких систем керування транспортно-технологічними маршрутами. Цей підхід у значній мірі відділяє задачу керування транспортно-технологічними маршрутами зерна на елеваторі від вимог та обмежень конкретного обладнання чи програмного інструментарію. Таким чином, той чи інший функціональний блок стає можливо реалізувати окремо чи, за необхідності, у окремому, збірковому, загальному контроллері або в SCADA-інтерпретаторі на рівні персонального комп'ютера. Конкретна реалізація залежить від продуктивності застосованого технічного обладнання та SCADA-системи і може бути погоджена із замовником.

Модуль вводу та редагування обладнання маршрутів не може бути реалізований засобами SCADA-системи, оскільки його призначення – введення у систему керування, у тому числі і для відображення на мнемосхемі, нового обладнання без програмування у SCADA. Ця задача вирішується за рахунок роботи з базою даних системи в обхід засобів SCADA за допомогою SQL-запитів. Засобом реалізації модуля вводу і редагування може бути будь-яка мова програмування загального призначення.

Список литературы

1. Вобликов Е.М. Технология элеваторной промышленности. Учебн. пособие. Ростов-на-Дону: издательский центр «Март», 2002. – 192 с.
2. Ткаченко С.Н., Бабенко А.С. Моделирование работы транспортно-технологического оборудования элеватора как метод принятия решений для автоматизированного управления транспортно-технологическими маршрутами. // Зб. наук. праць. – НГУ. – 2007. – №27. – С. 161–166.
3. Просянык А.В., Соснин К.В., Ткаченко С.Н. Автоматизация перемещения зерна – оселок интегрированной АСУ. // Хранение и переработка зерна. – Днепропетровск: ООО ИА «АПК-ЗЕРНО» – 2006. – №2. – С. 39–40.
4. Просянык А.В., Соснин К.В., Клабуков В.Ф., Мельниченко П.И. От локальных задач автоматизации к интегрированным АСУ комбинатов хлебопродуктов. // Хранение и переработка зерна. – Днепропетровск: ООО ИА «АПК-ЗЕРНО» – 2002. – № 4. – С. 36–39.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 07.04.10*

УДК 004.896:621.745

© М.Е. Нестеров, Т.А. Желдак

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ УСТАРЕВШЕГО ПРОИЗВОДСТВА С ПОМОЩЬЮ СОВРЕМЕННЫХ САМООБУЧАЮЩИХСЯ СИСТЕМ ПОДДЕРЖКИ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЙ НА ПРИМЕРЕ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА ДМЗ ИМ. ПЕТРОВСКОГО

В статье предложена схема самообучающейся системы поддержки принятия решений для кислородно-конвертерного цеха. Рассмотрены принципы эффективной интеграции данной системы в управление процессом плавки стали.

У статті запропонована схема системи підтримки прийняття рішень з самонавчанням для киснево-конвертерного цеху. Розглянуті принципи ефективної інтеграції даної системи в управління процесом плавки сталі.

The paper proposed a scheme of self-learning decision support system for the BOF shop. There described the principles of effective integration of this system in the management of melting steel.

Вступление. В современных условиях существования производства в Украине одной из основных задач является повышение эффективности работы устаревшего производства. Эта задача становится особенно актуальна, когда речь идет о тяжелой промышленности и о рабочих местах для сотен граждан страны. В условиях экономической, политической и социальной нестабильности невозможно рассчитывать на модификацию больших промышленных комплексов адекватную современным требованиям. Но, учитывая их экономическую и стратегическую ценность, необходимым является интегрирование современных методов повышения эффективности в устаревшие технологические процессы.

Формулирование цели работы. В качестве практического примера такого интегрирования предложено применение самообучающихся систем поддержки принятия решений в управлении процессом производства кислородно-конвертерного цеха на ОАО «Днепропетровский металлургический завод им.

Петровского”». В данной работе рассматривается принцип интегрирования с минимальным вмешательством в сам процесс производства, опирающийся, в первую очередь, на взаимодействия человека и машины. Главной задачей такой системы является прогнозирование поведения производственного процесса. Для этого вырабатываются принципы построения такой системы, основанные на самообучении и извлечении знаний из анализа действий человека.

Описание производственного процесса. Кислородно-конверторная плавка представляет собой сложный физико-химический процесс, который происходит с огромной скоростью и при высоких температурах, сильно подвержен влиянию внешних помех. Целью плавки является получение заданной массы жидкой стали с требуемым химическим составом и температурой при минимальных затратах материально-сырьевых, топливно-энергетических и трудовых ресурсов.

Получение заданного химического состава связано с протеканием сложных физико-химических процессов, большинство из которых трудно управляемы, а некоторые не управляемы вообще. При этом необходимо учитывать возможные пределы параметров протекания как управляемых, так и неуправляемых частных процессов [1].

Все физико-химические процессы, связанные с получением заданного содержания примесей в готовой жидкой стали и поддающиеся управлению, делятся на две группы:

- 1) рафинирование металла;
- 2) раскисление - легирование металла.

Схематично этапы производства стали представлены на рис.1.



Рис.1. Упрощенная схема процесса производства стали в кислородно-конвертерном цеху

Рафинирование металла, которое является более сложной задачей, проводится в сталеплавильном агрегате за счет окисления примесей кислородом дутья, газовой фазы и твердых окислителей.

При его использовании поддаются управлению, прежде всего, обезуглероживание, дефосфорация и десульфурация. Кроме того, основная цель в управлении плавкой стоит в обеспечении синхронного протекания процессов окислительного рафинирования и нагрева металла, т.е. оба эти процесса должны заканчиваться одновременно.

Процесс обезуглероживания металла регулируется изменением расхода кислорода, поступающего в ванну. При этом характерно, что реакция окисления углерода может быть как явно экзотермической, если она протекает за счет газообразного кислорода, так и резко эндотермической, если она протекает за счет кислорода твердых окислителей.

Этот факт используется для регулирования температуры ванны при синхронизации процессов обезуглероживания и нагрева ванны.

Процессы дефосфорации и десульфурации осуществляются регулированием шлакового режима плавки, т.е. изменением химического состава и количества шлака.

Химический состав и количество шлака зависят, в основном, от количества кремния в чугуна и от расхода шлакообразующих материалов.

Поэтому расчеты, связанные с управлением шлаковым режимом (десульфурация и дефосфорация) сводятся к определению количества шлака и соответствующего расхода флюсов [2].

Раскисление - легирование металла является обязательным и заключительным этапом плавки, обеспечивающим получение заданного содержания примесей в готовой стали. Поэтому этот этап является весьма ответственным, поскольку определяет качество литого и готового металла [3].

Анализ задачи интегрирования. Учитывая текущее состояние кислородно-конвертерного цеха и измерительного оборудования, можно говорить о том, что процесс плавки происходит на базе сложной динамической недетерминированной системы. Усложняет управление процессом большое число параметров системы, невозможность точной идентификации состояния системы в каждый момент времени, а также сложность прогнозирования требований к системе.

Предварительный анализ показал, что в условиях данного производства повышение эффективности работы кислородно-конвертерного цеха можно добиться за счет:

- снижения расхода материально-сырьевых ресурсов, таких как железосодержащие добавки, раскислители, неметаллические включения в стали;
- снижения времени плавки, а особенно время продувки;
- снижение брака и повышение качества продукции.

Текущее состояние производства позволяет говорить о нецелесообразности внедрения дополнительного оборудования, повышающего эффективность работы, в связи с недопустимой дороговизной такого внедрения. Поэтому в качестве способа повышения эффективности актуальным было бы воздействие на доступные параметры системы с минимальным физическим включением в сам процесс плавки. Также сложной задачей представляется исключение из рассматриваемого производственного процесса участия человека – оператора.

Таким образом задача повышения эффективности состоит в повышении точности расчета управляющих параметров системы за счет прогнозирования поведения объекта с помощью системы поддержки принятия решения и эффективного взаимодействия машины с человеком.

Сложность данного объекта управления, постоянные изменения, связанные с износом оборудования, стохастическая природа протекающих процессов, требования к объекту и специфика исходных данных приводят к актуальности использования самообучающейся системы в качестве системы принятия решений при управлении процессом кислородно-конвертерной плавки стали.

Основными критериями такой самообучающейся системы, помимо повышения экономической эффективности объекта управления, за счет минимизации затрат материально-сырьевых, топливно-энергетических и трудовых ресурсов, является наиболее оптимальное использование предварительных данных для инициализации, адаптация к изменениям в объекте управления, адаптация к изменению запросов на объект управления.

Принципы интегрирование самообучающейся системы поддержки принятия решений. Система поддержки принятия решения – это компьютерная автоматизированная система, целью которой является помощь людям, принимающим решение в сложных условиях для полного и объективного анализа предметной деятельности [4]. Современные системы поддержки принятия решения представляют собой системы, максимально приспособленные к решению задач повседневной управленческой деятельности, являются инструментом, призванным оказать помощь лицам принимающим решения (ЛПР). С помощью системы поддержки принятия решений может производиться выбор решений некоторых неструктурированных и слабоструктурированных задач, в том числе и многокритериальных. Такая система, как правило, является результатом мультидисциплинарного исследования, включающего теории баз данных, искусственного интеллекта, интерактивных компьютерных систем, методов имитационного моделирования и самообучающиеся системы в том числе [5]. Самообучающаяся система – это система алгоритм функционирования которой вырабатывается и самосовершенствуется в процессе обучения под влиянием внешних возмущений [6]. Таким образом, самообучающаяся система поддержки принятия решений – это система, результатом функционирования которой является принимаемое решение, и одновременно система, которая имеет способности к самообучению.

При внедрении в производство таких систем наиболее простым способом, исходя из предыдущего анализа, оказания эффективного влияния на процесс плавки в рамках данного цеха является воздействие на следующие параметры: количество металлолома, количество железосодержащих брикетов (ЖСБ), количество раскислителей, время продувки, количество корректирующих компонентов. Данные параметры являются наиболее доступными в использовании, при этом оказывают значительное влияние на экономические показатели производства.

В качестве данных, используемых для предварительных исследований, предлагаются паспорта плавки за последние 5 лет. Паспорта плавки содержат исходные составляющие процесса плавки, промежуточные показатели, результаты работы системы, а также параметры управляющих воздействий.

С помощью этих данных представляется возможным проследить динамику изменения системы. Поэтому данная информация и способ ее представления обуславливают структуру и принципы функционирования самообучающейся системы поддержки принятия решений, представленной на рис. 2.

Главной особенностью данной схемы самообучающейся системы поддержки принятия решений, рассматриваемой в этой работе, является функция контейнера. То есть разработанная схема не предусматривает никакого конкретного алгоритма реализации, а реализует универсальную систему, выступающую в качестве платформы для широкого спектра алгоритмов. Во-первых такой подход дает возможность апробации любого количества существующих алгоритмов с целью последующего выбора наиболее эффективных. Во вторых предусматривается модификации системы в будущем, по мере разработки новых аналогичных алгоритмов. И в третьих появляется возможность параллельного использования ряда конкурирующих алгоритмов, с возможностью выбора наиболее приемлемых результатов.

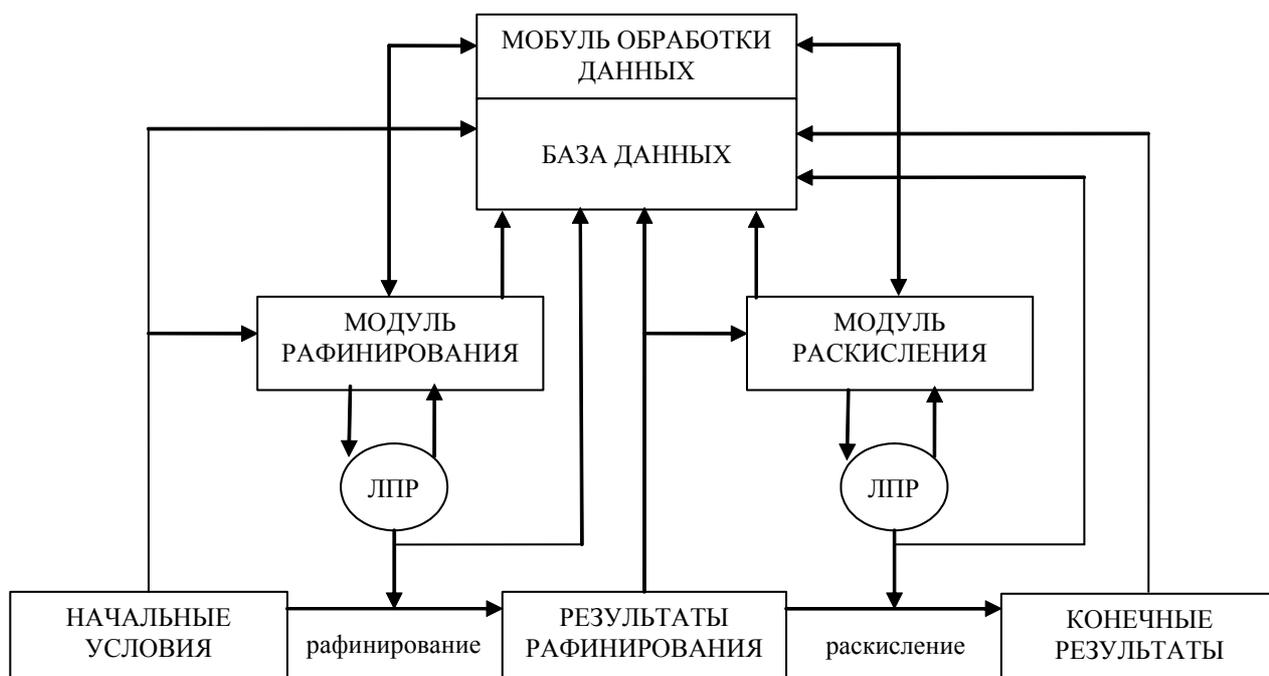


Рис. 2. Самообучающаяся система поддержки принятия решений при управлении процессом производства стали в кислородно-конвертерном цеху.

В рассматриваемой схеме результаты работы хранятся в базе данных, которая также содержит все предыдущие паспорта плавки и обновляется в процессе работы системы. Такая база данных использует систему меток, позволяющих различить управляющие решения и их результаты по критерию влияния на них системы либо человека. Это разделение позволяет использовать самообучение и обучения на примерах одновременно. Для эффективного анализа используемых примеров, применяется сравнение действия человека и машина, а также их взаимодействий. Данная функция реализуется модулем обработки данных, который также отвечает за обработку всей поступающей в систему информации и обрабатывает запросы остальных модулей. Так как по сути задачу управления можно разделить на две большие подзадачи, аналогичным образом в систему включены еще два модуля – модуль рафинирования и модуль раскисления. Их главными задачами является:

- прогнозирование поведения соответствующих производственных процессов;
- генерация управляющих решений;
- обеспечение взаимодействия ЛПР с системой.

Удобство такого разделения на модули заключается в возможности реализации каждого модуля с помощью отдельного алгоритма, с последующей независимой заменой каждой отдельно взятой реализации. Также такое разделение создает благоприятную почву для проведения экспериментальных исследований.

Принцип функционирования самообучающейся системы поддержки принятия решений, которая схематично представлена на рисунке 2, относительно прост. Данные о начальных условиях одновременно поступают в базу данных и модуль рафинирования. Затем в ходе взаимодействия модуля рафинирования с

модулем обработки данных прогнозируется процесс рафинирования стали. На основе полученных прогнозов генерируются управляющие решения, предусмотрено, что их может быть несколько. ЛПР либо выбирает какое-то из решений, либо на основе полученной информации, принимает собственное решение. Также предусматривается возможность промежуточных взаимодействий ЛПР с системой с целью уточнения генерируемых системой результатов, например, такое как повторное рейтингования результатов при исключении некорректных. Итоговое управляющее воздействие заносится в базу данных. Данные результатов рафинирования поступают в базу данных и в модуль раскисления. Модуль раскисления производит аналогичные модулю рафинирования действия. В результате чего итоговое управляющее воздействие поступает на объект и в базу данных. После процесса раскисления конечные результаты заносятся в базу данных. Информация по взаимодействию ЛПР с модулями рафинирования и раскисления обрабатывается и поступает в базу данных.

В дальнейшем представляется необходимым решение таких задач в рамках рассматриваемой проблемы: создание исследовательского прототипа самообучающейся системы поддержки принятия решений, проведение исследований различных алгоритмов на исследовательском прототипе, создание рабочего прототипа на основе наиболее эффективных алгоритмов, интеграция рабочей системы в управление производством.

Заключение. В данной статье были рассмотрены принципы интеграции самообучающейся системы поддержки принятия решений, сформулированы цели и критерии такой интеграции, а также обоснована необходимость использование данной системы в управлении исследуемого объекта. Выявлены наиболее простые способы повышения эффективности управления данным производственным процессом с помощью самообучающейся системы. Разработана и описана схема самообучающаяся система поддержки принятия решений, главной особенностью которой является возможность применения различных алгоритмов работы. Разработан и описан принцип взаимодействия системы с оператором. Сформулирован ряд задач для дальнейшей работы, необходимых для интеграции самообучающейся системы поддержки принятия решений в производство с целью повышения его эффективности.

Список литературы

1. Баптизманский В.И. Теория кислородно-конвертерного процесса. -М.: Металлургия, 1975. -375с.
2. Меджибожский М.Я. Основы термодинамики и кинетики сталеплавильных процессов.- Киев-Донецк: «Выща школа», 1986 – 279 с.
3. Зайков А.М., Лифшиц С.И. Выплавка стали в кислородных конвертерах. –К.: «Техника», 1968.- 57 с.
4. Ларичев О. И., Петровский А. В. Системы поддержки принятия решений. Современное состояние и перспективы их развития. // Итоги науки и техники. Сер. Техническая кибернетика. — Т.21. М.: ВИНТИ, 1987.-131 с.
5. Keen P.G.W. Decision Support Systems: The next decades // Decision Support Systems, 1987 p 253.
6. Михайлов В. С. Теория управления. –К.: «Выща школа», 1988. -146с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 22.03.10*

РОЗРОБКА ІНТЕЛЕКТУАЛЬНОЇ СИСТЕМИ ПІДТРИМКИ ПРОЦЕДУР ГЕНЕТИЧНОГО ПОШУКУ ЯК ПІДСИСТЕМИ АСУТП ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ФАБРИК

Досліджено переваги використання систем підтримки прийняття рішень для більш ефективного розв'язку задач управління технологічними процесами збагачення. Запропоновано використання генетичного алгоритму в якості сучасного та ефективного методу вирішення практичних задач. Розроблено структуру інтелектуальної системи підтримки процедур генетичного пошуку.

Исследованы преимущества использования систем поддержки принятия решений для более эффективного решения задач управления технологическими процессами обогащения. Предложено использование генетического алгоритма в качестве современного и эффективного метода решения практических задач. Разработана структура интеллектуальной системы поддержки процедур генетического поиска.

The advantages of using decision support systems for more effective problem solving in management of technologic processes of enrichment are investigated. Appliance of genetic algorithm as a modern and efficient method for solving practical problems is proposed. The structure of intellectual support system for the genetic search procedures is developed.

Вступ . Згідно світовій статистиці та на думку багатьох спеціалістів (наприклад в [1]) Україна критично відстає від найближчих сусідів як за станом управління на усіх рівнях, так і за темпами модернізації та розвитку. Якщо об'єктивно оцінювати стан української промисловості взагалі, та галузей вугільної промисловості та збагачення зокрема, можна сміливо сказати про велику кількість проблем, що накопичились [2]. І справа полягає не тільки в ускладненні схем збагачення, підвищених вимог до вмісту корисного компонента, змінному у часі складі сировини, що у значній мірі ускладнює ефективне управління технологічними процесами (ТП) збагачення. Серед проблем і низька продуктивність праці, і низька заробітна плата працівників на фоні надвисокої собівартості продукції у порівнянні з іноземними конкурентами. Однією з важливих проблем є технологічна модернізація систем управління підприємствами для більш ефективного прийняття рішень.

Академіком В. М. Глушковим було запропоновано безпаперову технологію обробки інформації для досягнення якісно нового рівня ефективності планування і управління в АСУ [3]. Безпаперова технологія в АСУ передбачає використання автоматизованих робочих місць (АРМ) на всіх рівнях управління та прийняття рішень. АРМ — систему персональної ЕОМ (ПЕОМ) в комплексі з іншими пристроями та приладами — використовують для виконання рутинних операцій керівника, вченого, інженера, конструктора, тощо. Модернізація програмного забезпечення для АРМ, використання нових методів та розробок для більш ефективного прийняття рішень на всіх етапах управління ТП та, як результат, створення систем, що мають здатність до накопичення та узагальнення знань спеціалістів у різних областях становлять актуальну кібернетичну задачу.

Аналіз досліджень. Особливостями поточного стану розвитку промисловості, зокрема збагачувальної є [4]:

— перехід до складних багатоцільових систем управління внаслідок ускладнення об'єктів і законів управління, розширення функцій і завдань управління, перехід від управління окремими етапами до управління ТП, від управління окремими ділянками до управління цілими підприємствами і галузями виробництва;

— управління в умовах невизначеності внаслідок ускладнення систем управління, цілей, завдань, взаємодій і підвищення вимог і критеріїв якості;

— зростаюче застосування засобів обчислювальної техніки для реалізації алгоритмів і оцінки якості управління створення багатопроекторних систем управління, підвищення ефективності проектування і дослідження таких систем.

Постійно зростаюча потреба в автоматизації обробки збільшуваних обсягів інформації, розвиток обчислювальної техніки, активізація ролі людини як елементу системи обумовлюють необхідність розвитку людино-машинних обчислювальних систем з метою підвищення їх ефективності. Аналіз загальної тенденції розвитку показує, що найбільш перспективним напрямком є створення інтелектуальних систем (ІС).

Дослідження розвитку та особливості ІС дозволяють виділити системи підтримки прийняття рішень (СППР) в якості найважливішого компонента автоматизованих інформаційних систем (АІС) [5].

Економічна доцільність впровадження СППР обґрунтована як в іноземній [6], так і у вітчизняній літературі [7]. Аналіз матеріалів, представлених в джерелах [5-7], дозволяє визначити, що СППР є автоматизованою інтерактивною людино-машинною системою і призначена для:

- підтримки діяльності осіб, що приймають рішення;
- управління даними і моделями;
- вирішення завдань різного ступеня структурованості.

Відмітною особливістю СППР в порівнянні з АІС є орієнтація швидше на результативність ніж на продуктивність процесу прийняття рішень. Додатковою перевагою є наявність в СППР бази знань, в якій накопичуються факти та правила щодо ефективних рішень, методів, параметрів моделей, тощо.

Відомо, що запровадження ефективних математичних методів та потужної обчислювальної техніки є одним з основних резервів підвищення ефективності прийняття технічних рішень при проектуванні об'єктів, плануванні та оперативному управлінні технологічними процесами на горно-збагачувальних комбінатах. Одними з найбільш перспективних та ефективних сучасних методів є генетичні алгоритми (ГА) [8-10].

ГА відносяться до локально-стохастичних алгоритмів класу евристичних методів випадкового пошуку. Ідея застосувати механізми природної еволюції в задачах оптимізації виникла у Джона Голланда (John Holland) [8] у 60-70 рр. та дістала подальшого розвитку у роботах його учнів та послідовників [9].

Сучасні дослідження охоплюють як дослідження видів і параметрів алгоритмів, так і розширення класів задач, до яких можна застосовувати ГА. Тим не менш, розробці та реалізації ГА, а також застосуванню та вдосконаленню пере-

шкоджає ряд проблем [11]. Серед проблем і випадковий характер пошуку, і жорстка прив'язка до конкретної задачі, і використання загальних схем ГА та видів генетичних операторів без урахування попередніх розробок та вдосконалень.

Постановка задачі. Отже, підвищення якості та скорочення часу прийняття рішення при управлінні ТП на горно-збагачувальних підприємствах неможливо без розробки ефективних програмних та апаратних засобів, які забезпечують (підтримують) діяльність осіб, що приймають рішення. Інтеграція інтелектуальної СППР в структуру АСУТП підприємства дозволить вирішити зазначені проблеми.

Метою дослідження є розробка та програмна реалізація модулів інтелектуальної системи підтримки процедур генетичного пошуку (ІСППГП) у складі АСУ ТП збагачення.

Для цього необхідно вирішити наступні задачі:

- розробити структуру ІСППГП;
- дослідити математичний апарат ГА;
- розробити алгоритмічне та програмне забезпечення модулів ІСППГП;
- розширити можливості налаштування алгоритму та системи в цілому

для вирішення різних практичних задач.

Результати дослідження

Розробка структури ІСППГП

З точки зору структури ІС, для класу СППР характерна наявність певних компонентів. Загалом СППР складається з двох основних підсистем: особи, що приймає рішення (користувача) і комп'ютерної системи [5]. Так як неструктуровані рішення за визначенням не можуть бути запрограмовані, необхідний користувач, який крім введення даних у базу буде вводити факти і правила в систему і приймати рішення.

Комп'ютерна підсистема складається у свою чергу з підсистеми інтерфейсу користувача, яка дозволяє останньому взаємодіяти з іншими компонентами системи. Обов'язковим для СППР є наявність бази даних (БД) та системи управління базами даних (СУБД), а також бази моделей (БМ) та системи управління базами моделей (СУБМ).

Для того, щоб система вважалася інтелектуальною, вона повинна включати елементи, що складають процес прийняття рішення людиною – мету, факти, правила, механізми виводу і спрощення. Набір фактів і правил міститься в базі знань (БЗ), а система управління базою знань (СУБЗ) забезпечує реалізацію механізмів виводу і спрощення.

Реалізація процедури генетичного пошуку (ПГП) передбачає вбудований апарат ГА у обчислювальне середовище задачі. Докладно етапи генетичного пошуку представлені у роботах [12, 13]. Етап налаштування передбачає постановку задачі, визначення виду цільової функції (ЦФ), налаштування ГА та генетичних операторів (ГО), кодування та формування початкової популяції. В етапі поколінь реалізовано генетичний пошук у самому ГА та процедуру формування популяцій. Етап виводу розв'язку містить процедури вибору оптимального розв'язку та його декодування.

Виходячи з загальної характеристики системи та послідовності етапів генетичного пошуку розроблено загальну структуру ІСППГП (рис. 1).

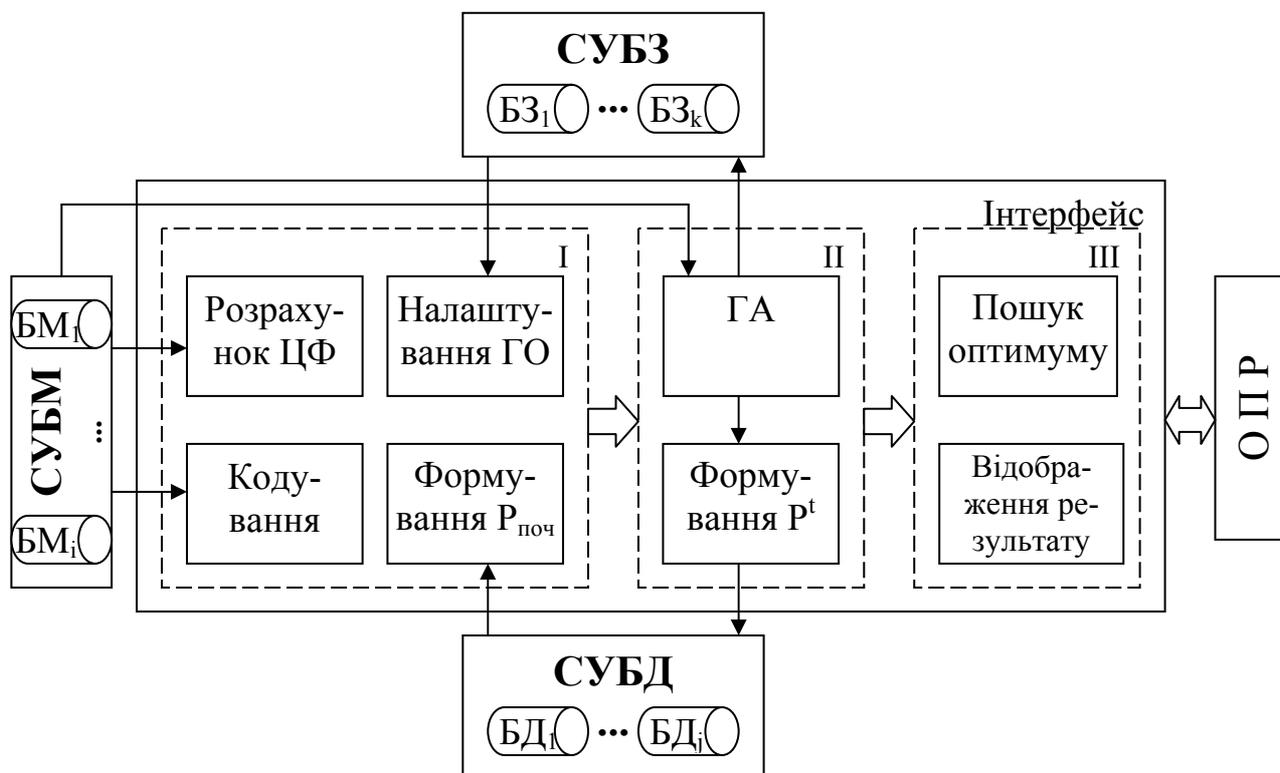


Рис. 1. Структурно-функціональна схема ІСППГП:

- I – контур налаштування;
- II – контур поколінь;
- III – контур виводу;
- інформаційні потоки.

Так як ІСППГП відноситься до класу СППР, то «каркас» системи складається з двох головних елементів: ОПР та комп'ютерної підсистеми, що представлена інтерфейсом. У свою чергу, комп'ютерна підсистема розділена на три функціональних контури за кількістю блоків генетичного пошуку. Кожен контур містить відповідні модулі та процедури. Невід'ємними складовими комп'ютерної підсистеми є СУБД і СУБМ, а також СУБЗ.

Інформаційні потоки показують функціональний взаємозв'язок компонентів ІСППГП. Основний напрямок – взаємозв'язок ОПР та комп'ютерної підсистеми.

Для модуля розрахунку ЦФ користувач може вибрати існуючий варіант ЦФ з БМ. Інша БМ може бути джерелом схем кодування та декодування вектору змінних.

Початкова популяція $P_{поч}$ формується в модулі настроювання з БД, в якій містяться значення параметрів. Початкова популяція може також генеруватися випадковим чином, що дозволяє здійснювати пошук оптимального рішення навіть під час відсутності апріорної статистичної інформації.

Різні схеми ГА містяться у БМ і можуть бути використані при вирішенні конкретних задач. Так, для керування технологічними процесами розроблений МГА, що відрізняється налаштуваннями параметрів і ГО.

Сам ГА, точніше процедури виконання ГО, що формують популяцію і модифікують ВЗ, становлять ядро системи. У процесі однієї генерації відбувається формування популяції P_t із записом у БД. Ітераційний процес продовжується до виконання критерію зупинки.

Дослідження математичного апарату ГА

ГА з точки зору інформаційної технології – це послідовне перетворення однієї кінцевої нечіткої множини проміжних ВР в іншу. При цьому ефективно використовується інформація, що накопичується в процесі еволюції перетворюваних множин ВР [12].

Згідно з [9], ГА відрізняється від інших оптимізаційних пошукових процедур наступним:

- працює не з окремими і натуральними змінними прикладної задачі, а одночасно з множиною її закодованих змінних;

- здійснює пошук шляхом покращення не одного вектору змінних (ВЗ), а використанням відразу декількох альтернатив на заданій множині ВЗ;

- використовує значення ЦФ, а не її різні прирости для оцінки якості альтернативних ВЗ;

- застосовує не детерміновані, а імовірнісні та комбіновані правила аналізу оптимізаційних задач.

Як зазначено в [12], відмінності ГА надають йому низку переваг. Перша група – це переваги, що пов'язані з розширенням класу задач, а саме:

- відсутня необхідність у припущеннях щодо оцінки ЦФ;

- наявність великої кількості параметрів (так зване «прокляття розмірності») стає перевагою, тому що забезпечує різноманіття на множині альтернативних розв'язків;

- зберігається баланс між ефективністю та якістю розв'язків.

Друга група поєднує переваги ГА, що пов'язані з ефективністю самого процесу пошуку:

- ГА більш ефективні та пристосовані до пошуку глобального екстремуму у багатоекстремальних задачах;

- більша швидкість збіжності при розв'язку оптимізаційних задач з уні-модальною функцією;

Для ефективного пошуку необхідно зберігати баланс між розвідкою та експлуатацією пошукового простору. На це впливають параметри ГА та окремих генетичних операторів. Якщо ГА досліджуватиме гіперпростір недостатньо «ретельно», то можлива швидка збіжність у локальному екстремумі. І навпаки, надто «ретельний» пошук може потребувати великої кількості обчислень та часу на знаходження оптимального розв'язку.

Отже, зважаючи на вищезгадані переваги генетичного пошуку та особливості задач управління технологічними процесами збагачення (багатопараметричність, слабка формалізація, багатоекстремальність), можна стверджувати про доцільність використання ГА для розв'язку саме цього класу задач.

Проектування модулів ІСППГП

Методи ІІІ припускають високий ступінь незалежності окремих частин програми, кожна з яких реалізує певний крок вирішення однієї або кількох завдань. Застосування методів ІІІ дозволяє істотно спростити і прискорити розробку програм. А завдяки накопиченню бази знань, програми здатні навчатися.

Структура програми повинна бути модульною [14]. Необхідно розділити програму на модулі, в яких чітко позначені входи і виходи. Це полегшить не тільки програмування, а і модифікацію програми надалі.

Низхідна розробка програми більш ефективна [15], тому що проектування та програмування ведеться зверху вниз. При такому підході компоненти програми перевіряються до переходу на більш низький рівень, що дозволяє уникнути проблем, що виникають при розробці висхідній. Концентрація на частково закінченій програмі дозволяє досліджувати її працездатність на більш ранніх етапах і провести попередню налагодження.

Структура ГА подібна структурі будь-якої еволюційної програми. Як правило, для вирішення будь-якої задачі ГА повинен містити наступні компоненти:

- генетичне (кодоване) представлення потенційних рішень задачі;
- спосіб створення початкової популяції рішень;
- функцію придатності, яка дозволяє ранжувати варіанти рішень за ступенем придатності для подальшого відбору;
- набір модифікованих генетичних операторів для зміни генетичного складу популяції;
- значення параметрів ГА (розмір початкової популяції, параметри ГО, критерій зупинки алгоритму).

Так як ГА ітераційний, то необхідно сформулювати критерій зупинки обчислення алгоритму. У якості такого можуть бути наступні:

- сформовано задане число поколінь;
- популяція досягла певного рівня однорідності;
- досягнутий певний рівень збіжності.

Укрупнена блок-схема алгоритму представлена на рисунку 2. Тут процедурам підготовчого етапу відповідають блоки 3-6, процедури основного етапу реалізовані в блоках 8, 9, а заключного - в блоках 12, 13.

У свою чергу розроблено алгоритмічне забезпечення всіх модулів ІСППГП. Послідовність дій та процедури визначаються згідно особливостям генетичних операторів та налаштувань ГА.

Наступний крок – програмування модулів ІСППГП. Потужність і універсальність мови програмування визначає трудомісткість розробки. Традиційні мови програмування високого рівня (C ++, Java, Delphi) звичайно більш універсальні, і з їх допомогою можна створити практично будь-який програмний продукт. Однак реалізувати задачу генетичного пошуку можна і в готовому інструментальному середовищі. Прикладом такої програми може бути математичний процесор MathCad компанії Mathsoft. Даний продукт надає інструментарій для розрахунків, управління даними та прикладного проектування.

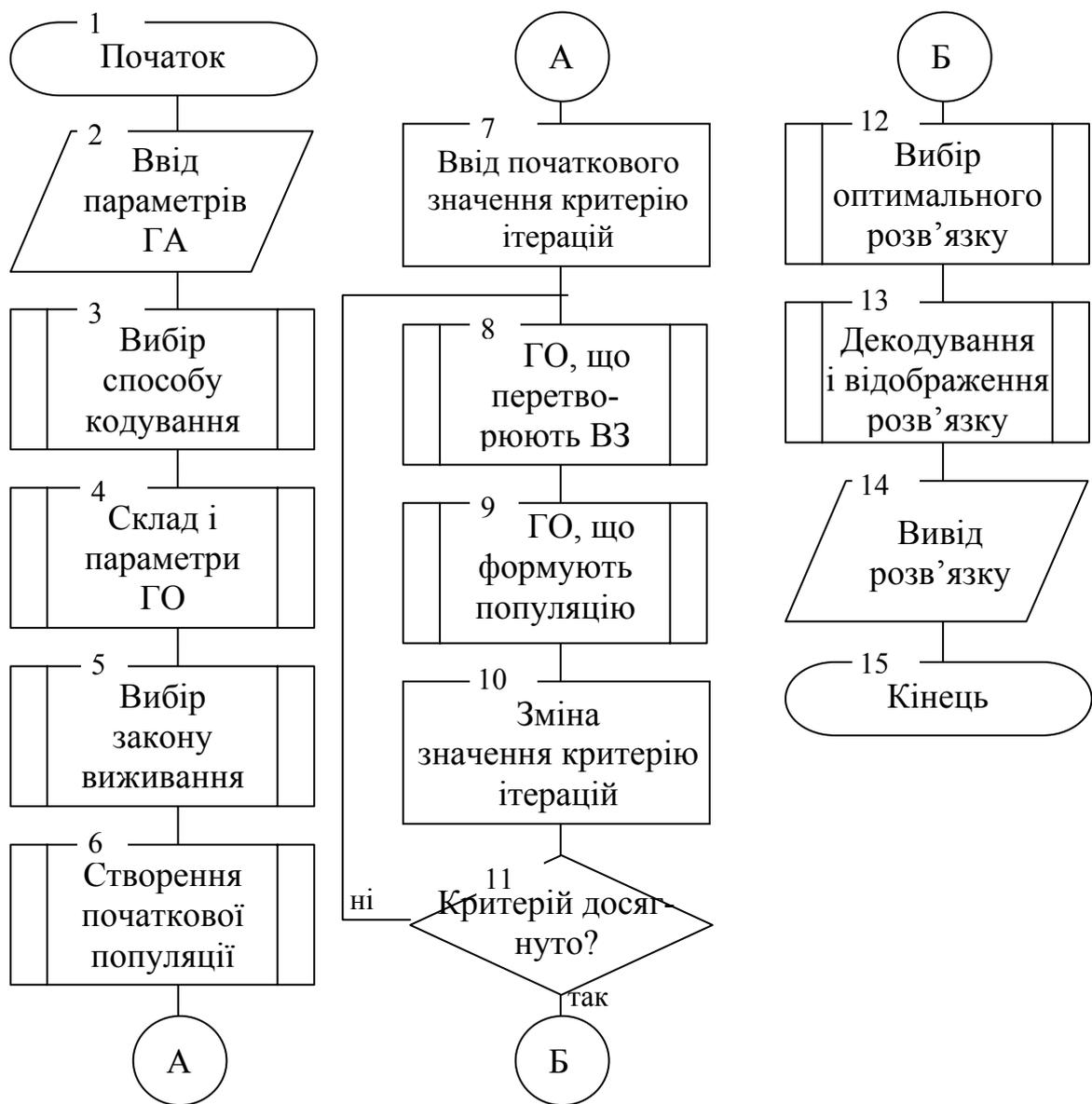


Рисунок 2 – Загальна структура ГА

Внаслідок зручності реалізації математичного апарату в програмі MathCad розробка програмного забезпечення проводиться спеціальною мовою програмування. Перевагою програмування в MathCad є простота написання програм, а також відсутність вимог до знання програмування.

За допомогою набору операторів мови програмування MathCad можна реалізувати будь-яку процедуру. Отже, вибраний програмний продукт придатний для реалізації ІСППГП.

Висновок. В результаті досліджень поточного стану управління технологічними процесами та аналізу розвитку ІС і сучасних математичних методів було запропоновано та розроблено ІСППГП. Розроблена система відрізняється тим, що вона:

— інтелектуальна, що дозволяє використовувати знання, факти і правила, здобуті в попередніх обчисленнях;

— забезпечує (підтримує) процедури генетичного пошуку, а отже використовує новий і перспективний метод для розв'язку багатоекстремальних, багатопараметричних задач управління ТП збагачення;

— реалізована в середовищі математичного пакету MathCad, в якому немає вимог до знання програмування.

Інтеграція такої ІСППГП дозволяє підвищити якість та скоротити час прийняття рішення при управлінні ТП на горно-збагачувальних підприємствах.

Перспективами розвитку ІСППГП є розширення можливостей налаштування алгоритму та системи в цілому для вирішення різних практичних задач.

Список літератури

1. Корнеев С. В. Украинское предприятие: эффективность придет с эволюцией сознания [Текст] // Рішення та послуги для бізнесу і промисловості. — 2004. — №2. — с. 12-17.
2. Прутник Э. А. Межотраслевые хозяйственные объединения — стратегии диверсификации развития углебогатительных предприятий [Текст] / Э. А. Прутник; Ин-т экономики промышленности НАН Украины. — Донецк : Юго-Восток, 2004. — 444 с.
3. Глушков В.М. Основы безбумажной информатики [Текст] / В. М. Глушков. - М.: Наука, 1982. - 552 с.
4. Брюханов В. Н. Автоматизация производства [Текст] / В. Н. Брюханов, А. Г. Схиртладзе, В. П. Вороненко; под ред. Ю. М. Соломенцева. — М. : Высшая школа, 2005. — 366 с.
5. Еом С. Б. Системы поддержки принятия решений [Текст] / Син Б. Еом // Информационные технологии в бизнесе / под ред. М. Желены. — СПб : Питер, 2002. — 1120 с.
6. Power D. J. Decision Support Systems: Concepts and Resources for Managers [Text] / Daniel J. Power. — Westport, CT : Quorum Books; Greenwood Publishing, 2002. — 272 p.
7. Герасимов Б. М. Человекомашинные системы принятия решений с элементами искусственного интеллекта [Текст] / Б. М. Герасимов, В. А. Тарасов, И. В. Токарев. — К.: Наук. думка, 1993. — 184 с.
8. Holland J. H. Adaptation in Natural and Artificial Systems [Text] / John H. Holland. — MI. : University of Michigan, 1975. — 435 с.
9. Goldberg D. Genetic Algorithms in Search, Optimisation and Machine Learning [Text] / David Goldberg. — Reading, MA: Addison-Wesley, 1989. — 385 с.
10. Батищев Д. И. Генетические алгоритмы решения экстремальных задач [Текст] : Учеб. пособ. / Д. И. Батищев. — Воронеж : ВГТУ, 1995. — 139 с.
11. Курейчик В. В. Подходы к организации интегрированной инструментальной среды поддержки процедур генетического поиска и оптимизации решений [Электронный ресурс] / В. М. Курейчик, Е. В. Нужнов // Перспективные информационные технологии и интеллектуальные системы. — 2003. — № 4(16). — С. 7-19.— Способ доступа : <http://pitis.tsure.ru>
12. Смирнов В. В. Обоснование выбора и оценка эффективности генетического алгоритма для решения задач управления технологическими процессами обогащения [Текст] / В. В. Смирнов, Ю. И. Рогов // Науковий вісник НГУ. — 2008. — №2. — С.77-80.
13. Рогов Ю. І. Використання процедури генетичного пошуку для моделювання в управлінні [Текст] / Ю. І. Рогов // Матеріали міжнар. наук.-практ. конф. "Проблеми і перспективи інноваційного розвитку економіки України". – Дніпропетровськ : Національний гірничий університет, 2008. - Т.2 - С.214-216.
14. Хьюз Ч. Методы программирования: Курс на основе ФОРТРАНа [Текст] / Ч. Хьюз, Ч. Пфлигер, Л. Роуз. — М : Мир, 1981. — 336 с.
15. Хьюз Дж. Структурный подход к программированию [Текст] / Дж. Хьюз, Дж. Мичтом. — М : Мир, 1980. — 278 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О. В.
Надійшла до редакції 25.09.09*

ГИДРОДИНАМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ГАЗОХРАНИЛИЩА В ВОДОНОСНЫХ ПЛАСТАХ КРИВБАССА

Разработана математическая модель функционирования газохранилища в водоносном пласте. Для условий бурогоугольного бассейна определены диапазоны рабочего давления газа в хранилище, его емкость и динамика движения газо-водяного контакта.

Розроблена математична модель функціонування газосховища у водоносному пласті. Для умов буровугільного басейну визначені діапазони робочого тиску газу в сховищі, його ємкості динаміка руху газо-водяного контакту.

A mathematical model of operation of an underground gas depository in aquifers is developed. The ranges of the gas working pressure in a depository, its capacity and dynamics of the gas-water moving contact are determined under conditions of the brown coal basin.

Введение. Сезонная неравномерность газопотребления и ограниченность ресурсов газа в Украине приводит к необходимости создания резервных объемов для его хранения. На сегодняшний день «Нафтогаз Украины» управляет 13 подземными хранилищами газа емкостью 32 млрд. кубометров, сосредоточенными преимущественно на западе страны. Однако основные потребители природного газа расположены на востоке и в центре, что зачастую вызывает перебои с поставкой и требует создания новых локальных хранилищ вблизи крупных городов и предприятий.

Технико-экономические расчеты и научно-практический опыт [1] показывают, что одним из эффективных методов обеспечения надежной подачи газа потребителям является его подземное хранение в водоносных пластах. Используемые для этого пласты представляют собой искусственную газовую залежь, в естественном состоянии заполненную водой. Для создания хранилища в таких условиях необходимо определить темп закачки, зависимость между приемистостью пласта и давлением в нагнетательных скважинах, характер перемещения газо-водяного контакта (ГВК) без потерь газа.

Целью данной работы является разработка газо-гидродинамической модели, позволяющей определить показатели эксплуатации водоносного газохранилища в геологических структурах промышленного центра Украины.

Представленные исследования выполнены при поддержке фонда гражданских исследований и развития CRDF (грант № USB1-021-DP-07 Научно-образовательного центра НГУ).

Физические основы модели. По условиям формирования подземных вод исследуемая территория относится к Восточноприднепровскому гидрогеологическому району [2], где согласно требованиям, предъявляемым к водоносным газохранилищам [3] в качестве коллекторов могут быть использованы напорные водоносные горизонты харьковского яруса, перекрытые мощной толщей каолиновых глин. Выделенные пласты представлены хорошо проницаемыми среднезернистыми песками, имеют повсеместное распространение и незначительный угол падения.

Гидродинамические особенности создания и эксплуатации газохранилищ в таких структурах (рис. 1) проявляются в цикличности, связанной с чередованием периодов закачки и отбора газа через эксплуатационные скважины со значительным изменением давления и наличием зоны двухфазной фильтрации. Наблюдение за возможным продвижением газа осуществляется с помощью разгрузочных и контрольных скважин, вскрывающих основной и верхние водоносные пласты.

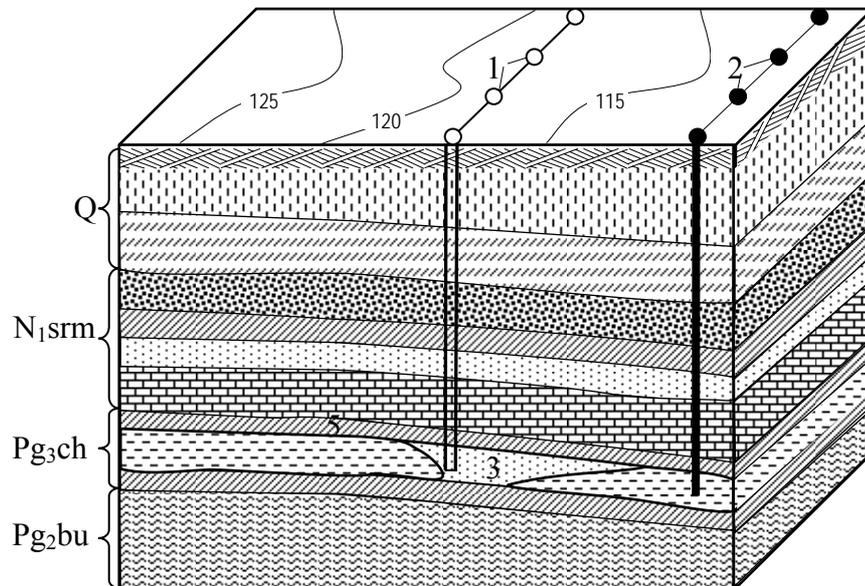


Рис. 1. Газохранилище в водоносном горизонте: 1, 2 – соответственно эксплуатационная и разгрузочная скважина; 3, 4 – газо и водосодержащая зона пласта; 5 – кровля водоносного горизонта.

При составлении математической модели газохранилища были приняты следующие допущения: 1) параметры закачки и отбора газа близки к синусоидальному закону, соответствующему сезонности газопотребления; 2) фильтрация фаз происходит перпендикулярно эксплуатационной галерее скважин (ось OX , рис. 2) в пласте постоянной мощности m с простираем M и наклоном к горизонту под углом α ; 3) фронт вытеснения представляется контактной поверхностью l , разделяющей пласт на две зоны ($OADE$ и $ABCD$), в каждой из которых движется только одна фаза; 4) давление газа равномерно распределено на фронте вытеснения; 5) водоносный пласт ограничен контуром разгрузочных скважин с постоянным давлением P_k в сечении $x = L$.

Методика моделирования. При принятых допущениях давление в газовой полости практически не зависит от пространственной координаты вследствие малой вязкости газа, а скорость фильтрации воды v_g определяется законом Дарси, записанном в виде [4]

$$v_g = - \frac{\kappa}{iK_g} \cdot \left[\frac{P_g - P_k}{L - x_a} + \rho_g g \cdot \operatorname{tg} \alpha \right], \quad (1)$$

где κ – проницаемость пласта; ρ_w, μ_w – плотность и вязкость воды; g – ускорение свободного падения.

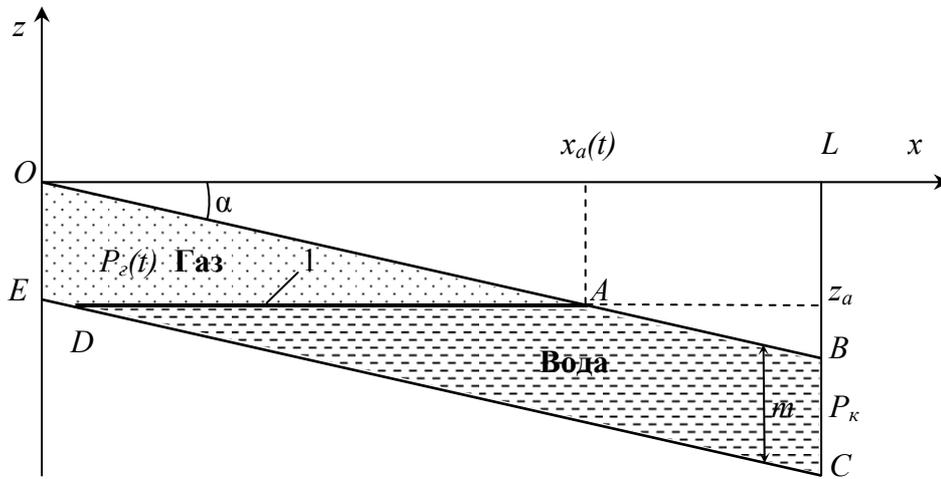


Рис. 2. Схема газохранилища.

Для определения давления в газовой зоне используется дифференциальное уравнение массового баланса

$$\frac{dM_z}{dt} = q_z(t), \quad (2)$$

при этом масса газа в хранилище M_z определяется из выражения:

$$M_z = \rho_z V_z, \quad (3)$$

а объем газа V_z на единичной длине галереи находится как площадь поровой части трапеции ($OADE$)

$$V_z = \frac{x_a + m/2 \sin \alpha}{\cos \alpha} \cdot nm, \quad (4)$$

где q_z, ρ_z – массовый расход газа и его плотность; n – пористость пласта.

Давление в газовой зоне выражается уравнением состояния

$$P_z = Z \cdot \rho_z \cdot RT \quad (5)$$

где T, Z – температура и коэффициент сжимаемости газа; R – газовая постоянная.

В результате интегрирования уравнения материального баланса (2) [4] с учетом (4) и (5), а также изотермичности процесса выражение давления относительно координаты x_a будет иметь вид

$$P_z(t) = P_0 \frac{\varphi(x_0)}{\varphi(x_a)} + \frac{ZRT \cdot \cos \alpha}{n \cdot m \cdot \varphi(x_a)} \int_0^t q_z(t) dt, \quad (6)$$

где

$$\varphi(x_a) = x_a(t) + m/2 \sin \alpha$$

Система уравнений (1) и (6) позволяет определить динамику движения ГВК и давление газа в хранилище. Граничные условия для решения этой системы могут быть следующими

$$\begin{cases} P(t)|_{t=0} = P_0 \\ x_a(t)|_{t=0} = x_0 \end{cases} \quad (7)$$

Введя безразмерные переменные, соответствующие размерным величинам в формуле (6):

$$X_a = \frac{x_a}{L}, \quad \tau = \frac{t}{t^*}, \quad t^* = \frac{nL}{(\kappa/\mu_g) \cdot (P_\kappa/L)}, \quad \bar{q}_z = \frac{q_z(t)}{q_{z0}}, \quad P = \frac{P_z}{P_\kappa}, \quad \Phi = \frac{\varphi}{L}, \quad G = \frac{\rho_g g L}{P_\kappa} \operatorname{tg} \alpha,$$

получим

$$P(\tau) = Q(\tau) / \Phi(X_a), \quad (8)$$

где

$$Q(\tau) = \Phi_0 P_0 + \frac{ZRTq_{z0} \cdot t^* \cdot \cos \alpha}{nmLP_\kappa} \int_0^\tau \bar{q}_z(\tau) d\tau.$$

Уравнение (1) после подстановки в него выражения (8) примет следующий вид

$$\frac{dX_a}{d\tau} = \frac{Q(\tau) - \Phi(X_a)}{\Phi(X_a) \cdot (1 - X_a)} - G. \quad (9)$$

При заданных начальных условиях (7) решение уравнения (9) было проведено в программной среде MatCad методом численного интегрирования по времени. При этом массовый расход газа принимался как кусочно-постоянная функция в пределах

$$\bar{q}_z = \begin{cases} q_{\text{закачки}}, \\ 0, \\ q_{\text{отбора}}. \end{cases}$$

После определения положения газо-водяного контакта по формуле (8) рассчитывается давление в газовой зоне. Затем из уравнения состояния (5) определяется масса газа находящегося в хранилище.

Апробация методики. На рис. 3, 4 приведены результаты расчета динамики движения ГВК, а также массы газа и давления в газовой полости для условий бурогоугольного бассейна $m = 10$ м; $M = 300$ м; $\alpha = 7^\circ$; $n = 0,35$; $\rho_g = 1000$ кг/м³; $\mu_g = 0,001$ Па·с; $\rho_{z \text{ норм. усл.}} = 1,18$ кг/м³; $T = 300$ К; $Z = 0,85$; $P_0 = 0,3$ МПа; $P_\kappa = 0,75$ МПа; $x_0 = 100$ м; $L = 400$ м; $t_{\text{зак. (отб.)}} = 60$ сут; $\kappa = 10^{-11}$ м²; $q_{z0} = 10^{-3}$ кг/м·с.

Анализ полученных результатов показывает, что к концу закачки газо-водяной контакт перемещается на 160 м, однако в следующий период скорость его продвижения уменьшится, и к окончанию периода он достигнет отметки 190 м. Спустя 10 суток после начала отбора газа ГВК начнет перемещаться к эксплуатационной галерее скважин, и к завершению отбора достигнет отметки 130 м.

При последующей паузе газовая полость продолжит уменьшаться, и к концу периода практически достигнет своего начального положения.

Давление в газовой зоне увеличивается при закачке и к концу этого периода становится максимальным – 2,2 МПа. Далее при остановке закачки и отборе газа давление снижается, достигая своего минимума (0,15 МПа) к завершению отбора. В следующий период остановки давление возвращается к своему начальному значению (0,3 МПа).

Диаграмма для одного цикла работы хранилища приведена на рис. 4 и имеет вид замкнутой петли, криволинейные участки которой соответствуют закачке 1 и отбору 2 газа, а горизонтальные – технологическим простоям. Из диаграммы видно, что водоносное газохранилище эксплуатируется в экономичном режиме, при котором масса закачки газа равна массе его отбора, а в период простоев она практически не изменяется.

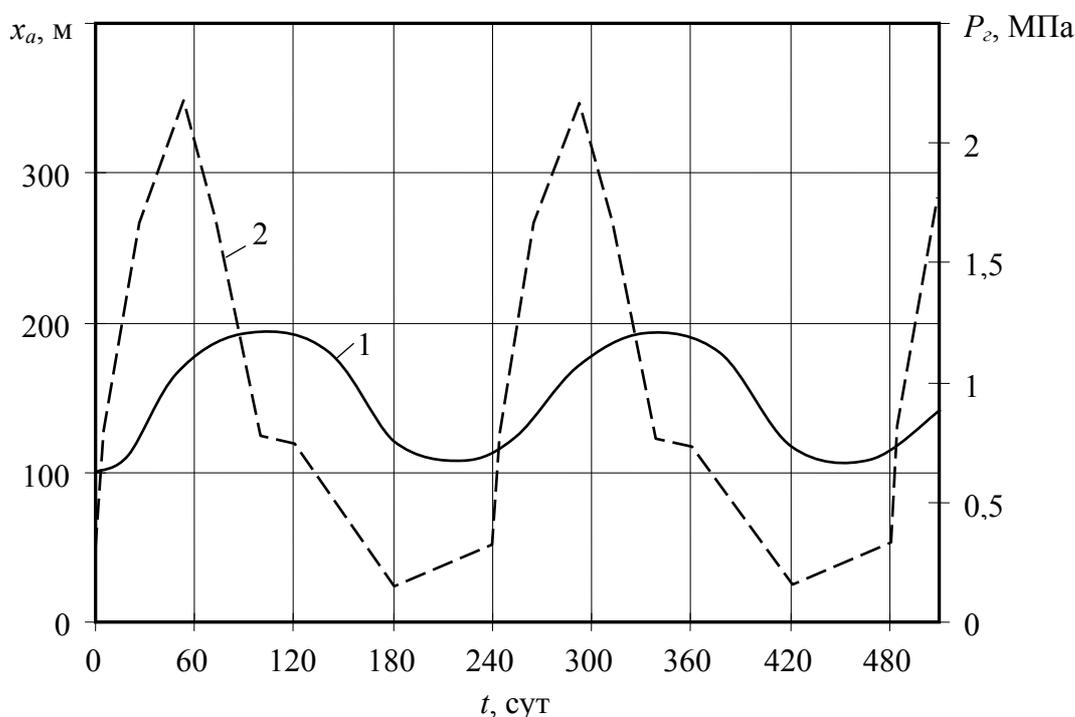


Рис. 3. Динамика изменения параметров газохранилища при эксплуатации: 1 – положение ГВК; 2 – давление в хранилище.

Выводы. По результатам математического моделирования работы подземного газохранилища установлено, что:

– в водоносных пластах харьковской свиты площадью 400×300 м может аккумулироваться около 1,5 млн. кубометров природного газа, при этом масса закачки газа будет равна массе его отбора;

– создаваемая газовая полость циклически расширяется в периоды закачки и технологических остановок, а затем сжимается до начального значения при отборе и следующей за отбором остановкой;

– емкость хранилища достигает максимальных значений, когда давление в газовой зоне и на контуре питания совпадают.

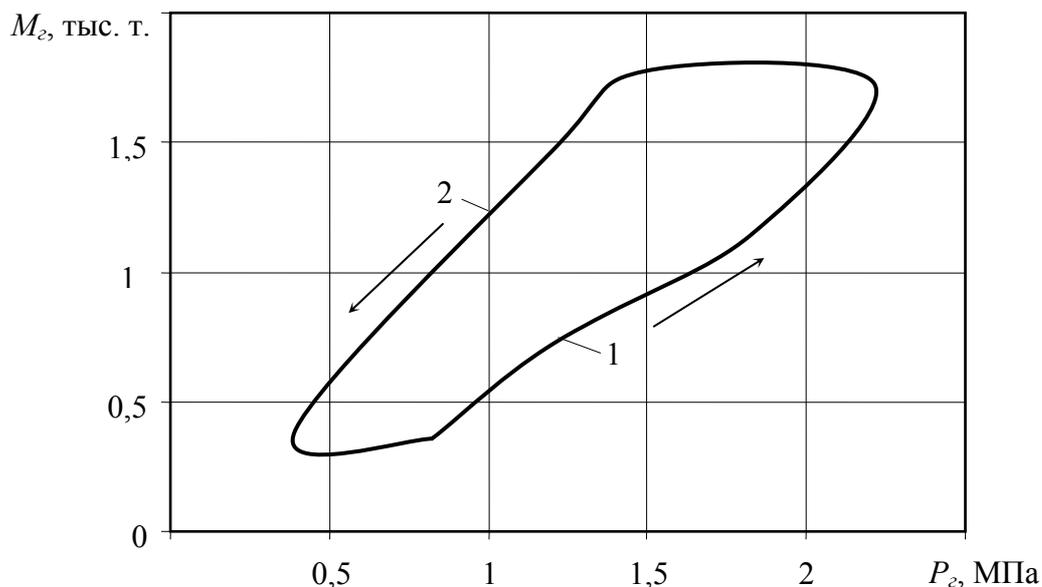


Рис. 4. Диаграмма изменения технологических параметров подземного газохранилища.

Полученные результаты свидетельствуют о возможности создания локальных водоносных газохранилищ на территории Приднепровского бурового бассейна, что позволит аккумулировать излишки газа при снижении потребления и использовать их в период повышенного потребления.

Список литературы

1. Левыкин Е.В. Технологическое проектирование хранения газов в водоносных пластах / Е.В. Левыкин. – М.: Недра, 1973. – 208 с.
2. Рубан С.А. Ґрунтові води України / С.А. Рубан, А.В. Ніколішина. – Дніпропетровськ: ДВ УкрДГРІ, 2005. – 426 с.
3. Сидоренко М.В. Подземное хранение газов / М.В. Сидоренко. – М.: Недра, 1965. – 140 с.
4. Лурье М.В. Механика подземного хранения газа в водоносных пластах / М.В. Лурье. – М.: Изд-во «Нефть и газ», 2001. – 350 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бузилом В.І.
Надійшла до редакції 22.03.10*

УДК 622.333.013.3; 622.273.3

© В.Г. Марченко, И.Б. Лими́на

ВЫБОР ВЕНТИЛЯТОРА И РЕЖИМА ЕГО РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕТРИВАНИИ ТУПИКОВОЙ ВЫРАБОТКИ

В статье рассматривается методика выбора вентилятора местного проветривания и режима его работы.

В статті розглядається методика вибору вентилятора місцевого провітрювання і режиму його роботи.

The method of choosing of local ventilation fan and it's mode of work is considered.

Введение. Угольная промышленность является одной из базовых в народно-хозяйственном комплексе Украины. Уголь потребляется почти во всех отраслях народного хозяйства и определяет в основном темпы и возможный уровень развития производства черных и цветных металлов, электрической и тепловой энергии и других отраслей промышленности.

Интенсификация проведения горных выработок, применение производительных машин и механизмов, непрерывное увеличение глубины горных работ и связанное с ним возрастание температуры воздуха и пород, газоносности и газовыделений приводят к тому, что проветривание тупиковых выработок становится все более сложным.

Основной задачей вентиляции тупиковых выработок является подача в забой достаточного количества воздуха, обеспечивающего скорость его движения, достаточную для эффективного проветривания как призабойной части, так и всей выработки в целом. Скорость движения воздуха устанавливается Правилами безопасности, исходя из необходимости исключения местных и слоевых скоплений метана, удаления из проводимой выработки в кратчайшее расчетное время ядовитых продуктов взрыва и создания нормальных температурных условий в выработке. Для проветривания тупиковых выработок используются вентиляторы с электрическим и пневматическим приводами. Наибольшее применение нашли осевые электрические вентиляторы серии ВМ. Все эти вентиляторы имеют направляющий аппарат с резиновыми лопатками, которые можно поворачивать на угол от $+45^\circ$ до -50° , изменяя подачу вентилятора с сохранением высокого КПД. Для проветривания выработок большой длины в период проходки используются и центробежные вентиляторы, имеющие большую подачу (до 20 м³/с) и развивающие высокое давление (до 600-900 даПа), например, вентиляторы ВМЦ-6, ВМЦ-8 и др.

Анализ последних достижений. Вопросам проветривания тупиковых выработок было посвящено множество различных работ [1,2,3]. В частности хорошо изучены способы и схемы проветривания, проектирование вентиляции, прогнозирования газораспределения, расчет расхода воздуха. Однако вопрос выбора вентиляторы и режима его работы изучен не достаточно.

Формулирование целей статьи, постановка задач. При проветривании тупиковых выработок вентиляторами местного проветривания (ВМП) выбор типа вентилятора и режима его работы значительно определяет эффективность проветривания. Одним из элементов, определяющих режим работы, является обоснование угла наклона направляющего аппарата (лопаток колеса вентилятора) – θ .

Рассматриваются 2 варианта:

E_1 – установка двух ВМП ВМЦ-6 каскадом при $\theta = -25^\circ$;

E_2 – установка одного вентилятора ВМЦ-6 каскадом при $\theta = 0^\circ$.

В качестве внешних условий рассматриваются аэродинамические сопротивления трубопровода, определяющие поступление метано-воздушной смеси в трубопровод ($F_1, F_2, F_3, F_4, F_5, F_6$ – соответствующие 2,3,4,5,6,7 м³/с).

Для обоснования принимаемых решений используются методы принятия технических решений [4] – классические критерии: минимаксный, Байеса-

Лапласа, Сэвиджа, а также производные критерии: критерий Гурвица и $BL(MM)$ критерий.

Изложение основного материала исследований. Принятие решения представляет собой выбор одного из некоторого множества рассматриваемых вариантов. Каждый вариант однозначно определяется некоторым результатом. Эти результаты должны допускать количественную оценку. Ищем вариант с наибольшим значением результата. Каждому варианту решения соответствует единственное внешнее состояние (случай детерминированных решений). Формируя исходят из компромисса между оптимистическими и пессимистическими подходами. Из матрицы результатов выбирается вариант, содержащий в качестве возможного следствия наибольший из всех возможных результатов.

Рассматривается проветривание тупиковой выработки в угольной шахте вентиляторами местного проветривания (ВМП). Решается вопрос выбора типа, количества одновременно работающих вентиляторов и режима работы вентилятора, определяемого его характеристиками при различных углах наклона лопаток направляющего аппарата (колеса вентилятора).

Решение вопроса производится при разных подходах, определяемых рядом критериев – минимаксным критерием, критерием Байеса-Лапласа, критерием Сэвиджа, критерием Гурвица и $BL(MM)$ критерием.

При минимаксном критерии используют оценочную функцию, соответствующую позиции крайней осторожности. Матрица решений $\|e_{ij}\|$ дополняется еще одним столбцом из наименьших результатов e_{ir} каждой строки. Выбирают вариант E_{io} , в строках которых стоят наибольшие значения e_{ir} этого столбца. Варианты полностью исключают риск. Принимающий решение не может столкнуться с худшим результатом.

Минимаксный критерий – один из фундаментальных, он применяется чаще всего. Применение MM – критерия оправдано, если:

- о возможности появления внешних состояний F_j ничего не известно;
- решение реализуется лишь один раз.

При построении оценочной функции Z_{MM} согласно (согласно MM -критерию) каждый вариант E_i представлен лишь одним из своих результатов $e_{ir} = \min e_{ij}$. Критерий Байеса – Лапласа (BL) учитывает каждую из возможных ситуаций. Матрица решений $\|e_{ij}\|$ дополняется еще одним столбцом, содержащим математическое ожидание каждой из строк. Выбираются те варианты E_{io} , в строках которых стоит наибольшее значение e_{ir} этого столбца.

Ситуация, в которой принимается решение, характеризуется следующим:

- вероятности появления состояний известны и не зависят от времени;
- решение теоретически реализуется бесконечно много раз;
- для малого числа реализаций решения допускается некоторый риск.

При полной реализации какой либо риск практически исключен. Позиция применяющего BL – критерий оптимистичнее, чем в случае MM – критерия, однако она предполагает более высокий уровень информированности и достаточно длинные реализации.

Рассматривается выбор ВМП для проветривания тупиковой выработки: ВМЦ-6 при угле наклона лопаток направляющего аппарата $\theta = -25^\circ$ и этот же вентилятор при угле наклона управляющего аппарата $\theta = 0^\circ$.

Для выбора режима работы в табл. 1 приводятся параметры характеристик вентиляторов.

Таблица 1.

Параметры характеристик ВМП

Подача воздуха вентилятора $Q, м^3/с$	2	3	4	5	6	7
Вентилятор ВМЦ-6 при $\theta = -25^\circ$	510	480	420	370	250	150
Два вентилятора ВМЦ-6 при $\theta = -25^\circ$ в каскаде	1020	960	840	740	500	300
Вентилятор ВМЦ-6 при $\theta = 0^\circ$	780	740	710	680	620	550

$$\text{При этом } e_{ir} = \sum_{j=1}^n e_{ij} q_j$$

$$E_0 = \left\{ E_{i_0} \mid E_{i_0} \in E \wedge e_{i_0} = \max_i \sum_{j=1}^n e_{ij} q_j \wedge \sum_{j=1}^n q_j = 1 \right\}$$

Таблица 2

Варианты решения задачи выбора ВМП и режима их работы согласно ММ- и ВЛ- критериям для $q_j = 0,5$

							ММ-критерий		ВЛ-критерий	
	F_1	F_2	F_3	F_4	F_5	F_6	$e_{ir} = \min_j e_{ij}$	$\max_i e_{ir}$	$e_{ir} = \sum_j e_{ij} q_j$	$\max_i e_{ir}$
E_1	1020	960	840	740	500	300	300		2180	2180
E_2	780	740	710	680	620	550	550	550	2040	

Согласно ММ-критерию следует применить один ВМП – ВМЦ-6 при $\theta = 0^\circ$. ВЛ – критерий, в предположении что оба варианта равновероятны ($q_j = 0,5$), рекомендует устанавливать один ВМП – ВМЦ-6 при $\theta = -25^\circ$ каскадом.

В случае критерия Сэвиджа оценочная функция формируется в виде

$$Z_S = \min_i e_{ir} = \min_i \left[\max_j (\max e_{ij} - e_{ij}) \right]$$

И строится множество оптимальных вариантов решения. Величину $a_{ij} = \max e_{ij} - e_{ij}$ можно понимать как максимальный дополнительный выигрыш, который достигается, если в состоянии F_j вместо E_i выбрать другой, оптимальный для этого внешнего состояния вариант.

Правило выбора, соответствующее S-критерию интерпретируется как:

- каждый элемент матрицы решений $\|e_{ij}\|$ вычитается из наибольшего результата $\max_i e_{ij}$ соответствующего столбца;

- разности a_{ij} образуют матрицу остатков $\|a_{ij}\|$; эта матрица пополняется столбцом наибольших разностей e_{ir} ; выбираются те варианты E_{i_0} , в строках которых стоит наименьшее для этого столбца значение. К ситуации принятия решений предъявляются те же требования, что и в случае ММ-критерия.

Для выбора ВМП и режима его работы согласно критерию Сэвиджа используют табл. 3.

Таблица 3

Матрица остатков для «Решения о выборе ВМП и режима его работы» и их оценка согласно S – критерию

							S - критерий	
	F_1	F_2	F_3	F_4	F_5	F_6	$e_{ir} = \max_j a_{ij}$	$\min_i e_{ir}$
E_1	0	0	0	0	120	250	250	
E_2	240	220	130	60	0	0	240	240

Согласно табл. 3 необходимо принимать к работе один вентилятор ВМЦ-6 при $\theta = 0^\circ$.

Минимаксный критерий (ММ) использует оценочную функцию, соответствующую позиции крайней осторожности. Более уравновешенную позицию занимает критерий Гурвица (НВ), оценочная функция которого находится где-то между точками зрения предельного оптимизма и крайнего пессимизма.

Правило выбора согласно НВ-критерию формулируется следующим образом. Матрица решений $\|e_{ij}\|$ дополняется столбцом, содержащим средние взвешенные наименьшего и наибольшего результатов для каждой строки. Выбираются те варианты E_{i_0} , в строках которых стоят наибольшие элементы e_{ir} , этого столбца.

Для построения оптимальных вариантов согласно производным критериям вновь рассмотрим матрицу решений табл.2. Таблица 4 показывает применение НВ-критерия при $C=0,5$.

Таблица 4

Построение оптимального решения для матрицы решений о выборе по НВ-критерию при $C=0,5$

	$\ e_{ij}\ $						$c \min_j e_{ij}$	$(1-c) \max_j e_{ij}$	e_{ir}	$\max_i e_{ir}$
E_1	1080	960	840	740	500	300	150	510	660	
E_2	780	740	710	680	620	550	275	390	665	665

Согласно табл. 4 в качестве оптимального выбирается вариант E_2 (один ВМП-ВМЦ-6 при $\theta = 0^\circ$).

Для $C=1$ НВ-критерий превращается в ММ-критерий. Для $C=0$ он превращается в критерий азартного игрока. Поэтому чаще всего весовой множитель $C=0,5$ без возражений принимается в качестве некоторой «средней» точки зрения.

Критерии, которые лучше других приспособляются к имеющейся ситуации, – это составные критерии например, ВЛ(ММ)-критерий. Исходным является ВЛ-критерий. Правило выбора формулируется следующим образом.

Матрица решений дополняется еще тремя столбцами. В первом из них записываются математические ожидания каждой из строк, во втором – разности между опорными значениями $e_{i_0j_0} = Z_{MM}$ и наименьшим значением $\min_j e_{ij}$ соответствующей строки. В третьем столбце помещаются разности между наибольшим значением $\max_j e_{ij}$ каждой строки и наибольшим значением $\max e_{i_0j}$ той строки, в которой находится значение $e_{i_0j_0}$. Выбираются те варианты E_{i_0} , строки которых (при соблюдении приводимых ниже соотношений между элементами второго и третьего столбцов) дают наибольшее математическое ожидание. А именно, соответствующее значение $e_{i_0j_0} - \min_j e_{ij}$ из второго столбца должно быть меньше или равно некоторому заранее заданному уровню риска $\varepsilon_{дон}$. Значение же из третьего столбца должно быть больше значения из второго столбца.

Таблица 5

Построение оптимального решения для матрицы решений о выборе по ВЛ(ММ)-критерию при $q_1=0,33$

$\ e_{ij}\ $						$\sum_j e_{ij}q_j$	$e_{i_0j_0} - \min_j e_{ij}$	$\max_j e_{ij}$	$\max_j e_{ij} - \max_j e_{i_0j}$
1020	960	840	740	500	300	1453	250	1020	240
780	740	710	680	620	550	1360	0	780	0

Табл.5 иллюстрирует выбор решения в соответствии с ВЛ(ММ)-критерием при $q_1=q_2=1/3$. Вариант E_1 (два ВМП-ВМЦ-6 при $\theta = -25^\circ$ в каскаде) принимается этим критерием только тогда, когда риск приближается к $\varepsilon_{возм} = 250$. В противном случае оптимальным оказывается вариант E_2 (один ВМП-ВМЦ-6 при $\theta = 0^\circ$)

Применение этого критерия обусловлено следующими признаками ситуации, в которой принимается решение:

- вероятность появления состояний F_j неизвестны, однако имеется некоторая априорная информация в пользу какого либо определенного распределения;
- необходимо считаться с появлениями различных состояний как по отдельности, так и в комплексе.
- допускается ограниченный риск;
- принятое решение реализуется один раз или многократно.

BL(ММ)-критерий хорошо приспособлен для принятия практических решений прежде всего в области техники и может считаться достаточно надежным. Однако задание границы риска $\varepsilon_{дон}$ и, соответственно, оценок риска ε_i не учитывает ни число применений решения, ни иную подобную информацию. Влияние субъективного фактора хотя и ослаблено, но не исключено полностью.

Выводы. В статье излагается методика выбора ВМП, числа вентиляторов, работающих в каскаде и режима работы вентилятора. Для сравнения приняты два ВМП-ВМЦ-6 при $\theta = -25^\circ$ и один ВМП-ВМЦ-6 при $\theta = 0^\circ$. Используются классические критерии: минимаксный, Байеса-Лапласа и Сэвиджа, а также производные критерии: Гурвица и BL(ММ)-критерий. Согласно BL-критерию рекомендуется принимать к работе два ВМП-ВМЦ-6 при $\theta = -25^\circ$ в каскаде. Согласно ММ-критерию и критерию Сэвиджа рекомендуется устанавливать один ВМП-ВМЦ-6 при $\theta = 0^\circ$. К такому же решению приводит использование производных критериев.

Материалы статьи могут быть использованы в проектных организациях и на действующих шахтах при расчете проветривания тупиковых выработок.

Список литературы

1. П.С. Сыркин, И.А. Мартыненко, М.С. Данилкин, Шахтное и подземное строительство. Технология строительства горизонтальных и наклонных выработок. - Новочеркасск, 2002.-431 с.
2. Ермолаев Алексей Михайлович. Обоснование способов и средств эффективного проветривания тупиковых выработок угольных шахт : Дис. д-ра техн. наук : 25.00.20 : Кемерово, 2004 - 317 с.
3. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Государственный нормативный акт по охране труда. – Киев,1994.-311с.
4. Мушик Э., Мюллер П. Методы принятия технических решений. – М.:Мир,1990.-208с;

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бойком В.О.
Надійшла до редакції 02.04.10*

УДК 622.235:622.807.15

©А.А. Юрченко, В.Е. Колесник, А.А. Литвиненко

К ВОПРОСУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЫСОТЫ ПОДЪЕМА ЖЕЛЕЗОРУДНОЙ ПЫЛИ ПРИ МАССОВОМ ВЗРЫВЕ В КАРЬЕРЕ С УЧЁТОМ ДИСПЕРСНОСТИ ЧАСТИЦ

Приведена методика расчёта высоты подъёма пыли при массовых взрывах в карьерах, которая основана на анализе действия всех сил на пылевую частицу. Выполнен расчёт высоты подъёма железорудной пыли, который позволяет установить фракционное распределение пыли по высоте пылегазового облака.

Наведена методика розрахунку висоти підйому пилу при масових вибухах в кар'єрах, яка ґрунтується на аналізі дії всіх сил на пилову частинку. Виконано розрахунок висоти підйому залізорудного пилу, який дозволяє встановити фракційний розподіл пилу по висоті пилогозової хмари.

The method of calculation of height of getting up of dust at the mass explosions in careers, which is based on the analysis of action of all forces on a dust particle, is resulted. The calculation of height of getting up of gelezorudnoy dust, which allows to set the factious distributing of dust on the height of pilegazovogo cloud, is executed.

Постановка задачи. Количество пыли, выбрасываемой в атмосферу при массовых взрывах в железорудных карьерах, изменяется в широких пределах и зависит от многих факторов. Важнейшим из них является удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) на единицу объема взрывающейся горной массы. По результатам ряда исследований, приведенных в работах [1,2,3,4,5], установлено, что при удельном расходе ВВ 0,37-1,03 кг/м³ образуется от 0,03 до 0,17 кг пыли на 1м³ горной массы. Начальная концентрация пыли в облаке, зафиксированная по истечении 40-60 с после взрыва, достигает 4000 мг/м³. Следует также иметь в виду, что пылевое облако, образовавшееся после массового взрыва, содержит твердые частицы, которые различны по плотности и размерам. Энергией взрыва они поднимаются на различную высоту, при этом более интенсивное оседание крупных и тяжелых частиц, в сравнении мелкими и легкими, а также влияние температурной стратификации атмосферы, приводит к тому, что полидисперсное облако по высоте расслаивается на относительно монодисперсные пылевые слои. От высоты этих слоев будет зависеть характер рассеивания частиц в атмосфере под действием ветра и диффузии, приземные концентрации пыли, интенсивность её оседания на почву и, в конечном итоге, экологическая опасность железорудной карьерной пыли для окружающей среды и здоровья населения, проживающего на прилегающих территориях. Поэтому авторами ставилась задача выяснения характера формирования пылегазового облака и, в частности, определения высоты подъема пылевых частиц, выбрасываемых при массовых взрывах в атмосферу, с учетом влияния разных факторов, включая дисперсность частиц и плотность вещества железорудной пыли.

Основные результаты. Вначале анализировались известные зависимости высоты подъема пылегазового облака после массовых взрывов. Так, в работе [1,2] приведены формулы для определения высоты его подъема после взрыва относительно уровня, принятого за начальный, соответственно z и z_0 , м. При этом учитывался фактический градиент температуры в слое атмосферы $-\gamma$ и соответствующие адиабатические значения $-\gamma_a$, °С/м и другие факторы.

В случае $\gamma > \gamma_a$,

$$z_1 = z_0 + \left\{ \frac{2z_0 g \Delta T_0 \chi h_e t}{\sigma_* T_0} \left[1 + \frac{g(\gamma - \gamma_a) t^2}{6T_0} \right] \right\}^{1/2};$$

при $\gamma = \gamma_a$,

$$z_1 = z_0 + \left(\frac{2z_0 g \Delta T_0 \chi h_e e}{\sigma_* T_0} \right)^{1/2},$$

если $\gamma < \gamma_a$, $\alpha' = 1$, то

$$z_1 = z_0 + \frac{gt}{T_0 \alpha'} \left[\Delta T_0 + \frac{(\gamma - \gamma_a) gt \Delta T_0}{2T_0} \right],$$

где $z_0 = g_0 \left[t - \frac{\alpha^2 t^3}{6} + \left(\frac{\alpha t^2}{2} - \frac{\alpha^3 t^4}{24} \right) t g \frac{\pi}{8} - \frac{1}{\pi} \left(\frac{\alpha t^2}{2} - \frac{\alpha^3 t^4}{72} \right) \right]$; g – ускорение свободного падения, м/с²; $\Delta T_0 = T - T_0$ (ΔT_0 для взрыва 10 т равна 0,3 К, 30 т – 1 К и 50 т – 4,8 К); T, T_0 – соответственно температуры пылегазового облака и окружающей среды, К; χ – постоянная Кармана; h_v – характерный вертикальный масштаб турбулентных пульсаций; t – время после взрыва, с; σ_* – скорость динамического трения, м/с; $\alpha' = u/h_v$; $u = \sigma_*/\chi$; $\alpha = \frac{1}{t} (9 - \sqrt{81 - 28,26t})^{1/2}$; g_0 – скорость выхода остатков продуктов детонации, м/с. Значение этой скорости может быть определено по формуле Э. О. Миндели [6]:

$$g_0 = M \cdot \sigma_D \left[\frac{1}{0,33 + (l_3/l_{BB})(\rho_3/\rho_{BB})} \right]^{1/2}, \quad (1)$$

где M – коэффициент, учитывающий взаимодействие метаемого тела со стенками взрываеваемой породы (для условий взрывания скважин диаметром 250 мм и глубиной 18 м $M = 5,3 \cdot 10^{-2}$); σ_D – скорость детонации ВВ в заряде, м/с; l_3 – длина забойки, м; l_{BB} – длина заряда, м; ρ_3 – плотность забойки, кг/м³; ρ_{BB} – плотность ВВ, кг/м³.

Оперативно определить высоту пылегазового облака можно, используя выражение [1]:

$$z_1 = (0,2A + 139) \exp \left[10^{-4} (41 - 0,04A) t_0 \right] \cdot b,$$

где A – количество взрываеваемого ВВ в блоке, т; t_0 – время формирования пылегазового облака, с ($0 < t_0 \leq 60$); b – коэффициент, учитывающий изменение высоты пылегазового облака в зависимости от глубины взрываеваемых скважин (при глубине скважин до 15 м $b=1$, более 15 м – $b=0,8$).

Особенностью представленных соотношений является то, что с их помощью можно определить высоту подъема пылегазового облака в целом. При решении же вопросов пылеподавления облака, в частности орошением или в случае прогнозирования рассеивания пыли под действием ветра, важно знать дисперсное распределение частиц пыли по высоте облака. Поэтому необходимо оценить высоту подъема частиц различного размера.

Для анализа поведения твердых аэрозольных частиц в пылегазовом облаке после массового взрыва рассмотрим действующие на них силы. Будем полагать, что на частицу, кроме силы тяжести, действуют лишь силы гидродинамической природы. Для упрощения решения задачи будем считать, что все частицы пыли имеют форму шара, подъем частиц происходит при отсутствии бокового ветра, а диффузия в горизонтальном направлении пренебрежимо мала.

Итак, продукты детонации скважинных зарядов и образовавшаяся при взрыве пыль под действием теплового напора начинают движение вверх с начальной скоростью g_0 . Газовый поток взрыва в процессе формирования облака движется под действием инерционных сил и сил теплового напора со скоро-

стью u . Вследствие явления проскальзывания [1], пылевые частицы движутся относительно потока газа с меньшей скоростью ϑ . При этом, скорости потока газов и частиц изменяются во времени, как показано на рис.1. Поэтому относительна скорость пылевой частицы составит $\omega = u - \vartheta$.

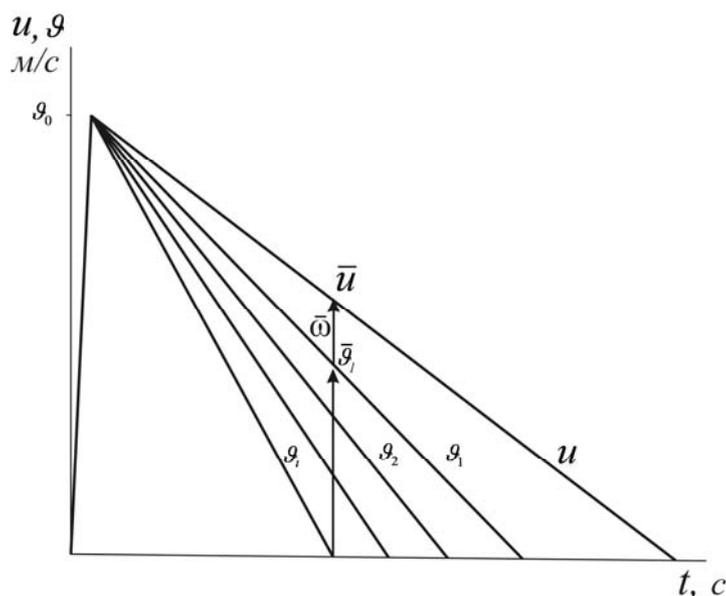


Рис. 1. Характер изменения скорости движения взрывных газов (u) и полидисперсных пылевых частиц (ϑ_i) в пылегазовом облаке после массового взрыва

Дальнейшее движение частицы будет замедляться за счёт воздействия на неё силы сопротивления движению (силы вязкости) и силы тяжести. По мере остывания продуктов детонации тепловой напор будет снижаться, что вызывает уменьшение скорости движения пылевой частицы и пропорциональной ей силы сопротивления. В конечном итоге разнонаправленные силы, воздействующие на пылевую частицу, уравниваются и она прекратит движение вверх, достигнув максимальной высоты подъёма. Определим эту высоту.

Вполне очевидно, что уравнение движения частицы в соответствии со вторым законом Ньютона запишется в виде

$$ma = \sum F, \quad (2)$$

где m – масса частицы, кг; a – ускорение движения частицы, м/с^2 ; $\sum F$ – сумма сил, действующих на частицу, Н.

Рассмотрим силы, действующие на пылевую частицу (рис.2):

1. Сила аэродинамического сопротивления воздуха обозначена как F_c , Н. Она определяется по выражению [7]

$$F_c = 0,5\rho_r\xi\vartheta^2S_m, \quad (3)$$

где S_m – площадь поперечного (миделевого) сечения сферической частицы, м^2 ; ξ – коэффициент сопротивления, который зависит от числа Рейнольдса. Для стоксовских частиц $\xi = \frac{24}{\text{Re}}$. Для крупных тяжелых частиц и их высоких относительных скоростей можно воспользоваться формулой Клячко:

$$\xi = \frac{24}{\text{Re}} + \frac{4}{\sqrt[3]{\text{Re}}}.$$

Здесь

$$\text{Re} = \frac{\vartheta d}{\nu} = \frac{\rho_B \vartheta d_q}{\mu},$$

где ν – кинематический коэффициент вязкости воздуха, $\text{м}^2/\text{с}$; $\mu = 18,2 \cdot 10^{-6}$ Па·с – динамическая вязкость воздуха, d_q – диаметр пылевой частицы, м; ρ_B – плотность воздуха, $\text{кг}/\text{м}^3$.

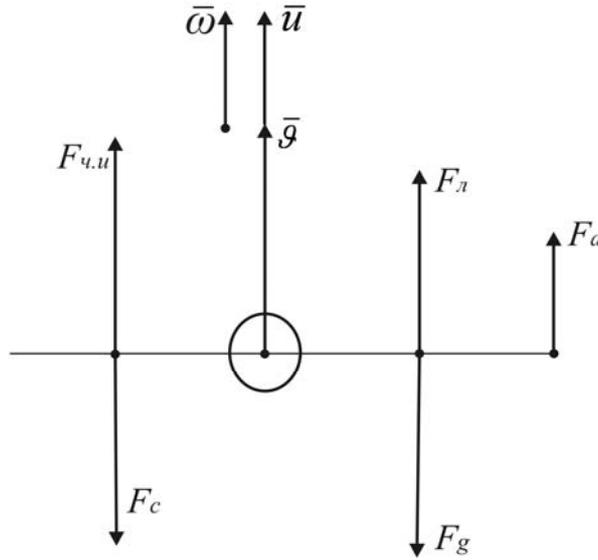


Рис. 2. Схема определения сил, действующих на пылевую частицу

После подстановки значений и преобразований выражение (3) для стоковских частиц примет вид

$$F_c = 3\pi\mu d_q \vartheta.$$

Направлена сила сопротивления противоположно вектору скорости движения частицы.

Поскольку начальная скорость частицы равна $\vartheta = \vartheta_0$, а конечная после ее остановки в воздухе – $\vartheta = 0$, будем считать для простоты среднюю скорость частицы, равной $\vartheta_0/2$. С учетом этого, выражение (3) примет вид:

$$F_c = 3\pi\mu d_q \frac{\vartheta_0}{2}. \quad (4)$$

2. По направлению вектора ускорения g на частицу действует сила тяжести

$$F_g = mg. \quad (5)$$

Она направлена против вектора скорости движения частицы.

3. Под действием разности температур продуктов детонации ВВ (T_1) и наружного воздуха (T_2) возникает конвективный поток (рис. 3). При этом давление движущегося потока воздействует на пылевые частицы, вызывая их перемещение вверх за счет силы лобового давления F_n . Величина этой силы совпа-

дает с направлением вектора скорости частицы и зависит от скорости конвекции, которая определяется плотностью газов детонации и окружающего воздуха, а также от поперечного сечения частицы:

$$F_{л} = (\rho_2 - \rho_1)ghS_M, \quad (6)$$

где $\rho_1 = \rho_0 \frac{P_1}{1,013 \cdot 10^5} \frac{293}{T_1}$ – плотность продуктов детонации скважинных зарядов

ВВ, Н/м³. Здесь ρ_0 – плотность продуктов детонации при нормальных условиях, Н/м³; P_1 – статическое давление выбросов продуктов детонации, Па; T_1 – температура выбросов продуктов детонации, К; $\rho_2 = \rho_B \frac{P_2}{1,013 \cdot 10^5} \frac{293}{T_2}$ – плотность

атмосферного воздуха, кг/м³, при атмосферном давлении P_2 и температуре T_2 ; ρ_B – плотность воздуха при нормальных условиях, кг/м³; h – высота подъёма

пылегазового облака, м; $S_M = \frac{\pi d_q^2}{4}$ – поперечное сечение пылевой частицы, м².

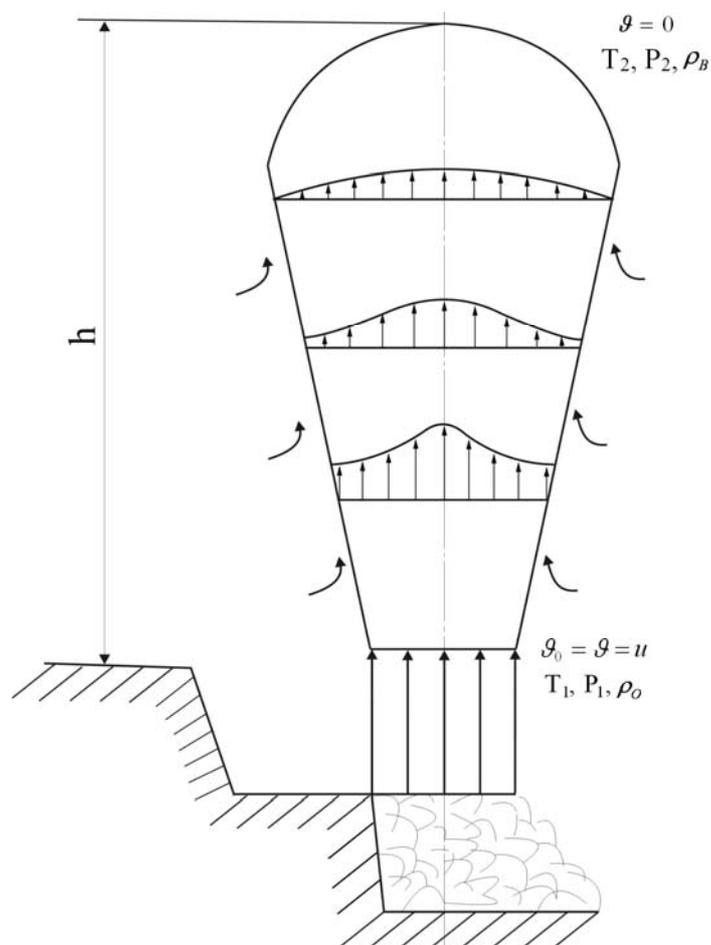


Рис.3. Схема формирования пылегазового облака при массовом взрыве

Таким образом, выражение (6) можно записать как

$$F_{л} = \frac{g\pi d_q^2}{4} \left(\rho_B \frac{P_2}{1,013 \cdot 10^5} \frac{293}{T_2} - \rho_0 \frac{P_1}{1,013 \cdot 10^5} \frac{293}{T_1} \right) h. \quad (7)$$

Поскольку в продуктах детонации статическое давление сравнивается с атмосферным со скоростью звука в атмосферном воздухе [8], то можно считать, что $P_a = P_1 = P_2$. В этом случае выражение (7) примет вид:

$$F_n = \frac{\pi d_q^2 g}{4} \frac{293 P_a}{1,013 \cdot 10^5} \left(\frac{\rho_6}{T_2} - \frac{\rho_0}{T_1} \right) h. \quad (8)$$

Если пренебречь силами инерции, вызванными изменением скорости газа, силами инерции вытесненного газа, силами сопротивления при изменении ускорения движения частицы, действием силы Архимеда, поскольку плотность газа на три порядка меньше плотности железорудной пыли, а сопротивление среды при изменении ускорения частицы мало отличается от стоксовского, то уравнение движения частицы (2) в этом случае запишется в виде:

$$ma = F_n - F_c - F_g. \quad (9)$$

В момент прекращения движения частицы выражение (9) примет вид:

$$ma = F_n - F_c - F_g = 0,$$

или

$$F_n = F_c + F_g. \quad (10)$$

Подставим в него значения сил, определенных выше. Получим

$$\frac{\pi d_q^2 g}{4} \frac{293 P_a}{1,013 \cdot 10^5} \left(\frac{\rho_B}{T_2} - \frac{\rho_0}{T_1} \right) h = \frac{3}{2} \pi \mu d_q \mathcal{G}_0 + mg.$$

После исключения массы сферической частицы m получим

$$\frac{3}{2} \frac{g}{\rho_q d_q} \frac{293 P_a}{1,013 \cdot 10^5} \left(\frac{\rho_B}{T_2} - \frac{\rho_0}{T_1} \right) h = \frac{18 \mu}{\rho_q d_q^2} \mathcal{G}_0 + g.$$

Раскроем значение скорости выхода продуктов детонации \mathcal{G}_0 по выражению (1) и введём значение времени релаксации [9], т.е. времени, в течение которого частица затормозится в воздухе или, наоборот, разгонится от нуля до скорости потока, если её туда поместить: $\tau = \frac{\rho_q d_q^2}{18 \mu}$. Получим выражение:

$$\frac{3g}{2\rho_q d_q} \frac{293 P_a}{1,013 \cdot 10^5} \left(\frac{\rho_6}{T_2} - \frac{\rho_0}{T_1} \right) h = \frac{M v_D}{2\tau} \left[\frac{1}{0,33 + (l_3 / l_{BB})(\rho_3 / \rho_{BB})} \right]^{1/2} + g.$$

Из него находим высоту подъёма пылевой частицы:

$$h = \frac{\frac{M v_D}{2\tau} \left[\frac{1}{0,33 + (l_3 / l_{BB})(\rho_3 / \rho_{BB})} \right]^{1/2} + g}{\frac{3g}{2\rho_q d_q} \frac{293 P_a}{1,013 \cdot 10^5} \left(\frac{\rho_a}{T_2} - \frac{\rho_0}{T_1} \right)}. \quad (11)$$

Выражение (11) позволяет рассчитать высоту подъёма пылевой частицы в пылегазовом облаке, образовавшемся после массового взрыва. Отличием формулы от известных является то, что она учитывает размеры (диаметры) частиц

пыли, образовавшихся после массового взрыва в карьере, плотность их вещества, а кроме того, параметры скважинных зарядов, атмосферное давление и температуру воздуха, температуру продуктов детонации ВВ и начальную скорость выхода остатков продуктов детонации, которая, в свою очередь, зависит от мощности взрыва и типа применяемого ВВ.

Для дальнейшего использования формулы (11) нами выполнялся анализ дисперсного и вещественного состава аэрозоля в пылегазовом облаке по априорным данным. Наиболее типичным распределением счетной концентрации частиц железорудной пыли по размерам в пыле газовом облаке является распределение, согласно которому размеры частиц и их содержание составляют соответственно: менее 1,4 мкм – от 69 до 79 %; 1,4-4 мкм – 15-20%, 4-15 мкм – 4-9%, 15-50 мкм – 1,2%, а более 50 мкм – 0,2-1,3%. Средняя плотность смеси железосодержащих компонентов в пылевом облаке при массовых взрывах в условиях железорудных карьеров составила 4000 кг/м³ [1].

Для последующего анализа рассеяния пыли в атмосфере важнее иметь массовое распределение частиц по размерам, причем для респираторной (менее 10 мкм) и грубой (более 10 мкм) фракций пыли. Поэтому преобразуем представленное выше счетное распределение. Для этого вычислим объемы и массы частиц соответствующих среднему размеру частиц определяемых фракций при плотности вещества 4000 кг/м³. Причем в респираторной фракции дополнительно оценим содержание наиболее тонкой пыли, а в грубой – фракции пыли с размерами частиц 10-25 мкм, которые способными откладываться в верхних дыхательных путях человека и животных, нанося вред. Кроме того, определялись средние значения скорости оседания частиц каждой фракции по графикам их оседания в воздухе, которые приведены в [11]. Результаты расчета представлены в табл.1.

Таблица 1

Типовое распределение дисперсного состава железорудной пыли и средние скорости оседания отдельных ее фракций

Наименование показателя	Значения показателя			
	для респираторной фракции	для грубой фракции		
Размер частиц (диаметр), мкм	Менее 1,4	1,4-10	10-25	25-100
Средний размер фракции, мкм	1,0	7,0	16,2	68,5
Среднее счетное содержание частиц, %	74,0	23,8	2,1	0,1
Массовое содержание частиц, %	0,13	13,88	14,96	71,03
Скорость оседания частиц среднего размера, м/с	0,0015	0,006	0,05	0,8

Как видим, доля наиболее опасной для биоты пыли с размером частиц от 1 до 25 мкм составляет около 30% от общей массы выбрасываемой пыли. Оставшуюся часть составляет наиболее крупная пыль, которая довольно быстро оседает в атмосфере, причем в самом карьере и в пределах его санитарной зо-

ны. Поэтому ограничимся определением высоты подъема частиц диаметром до 25 мкм, поскольку именно эти частицы выносятся за пределы санитарно защитной зоны карьера, представляя экологическую опасность.

Расчет высоты подъема выполним по формуле (11) для массового взрыва мощностью 100 т гранулита С-6М в скважинах диаметром 250 мм и глубиной 18 м. При расчете используем исходные данные, характерные для указанного взрыва:

- коэффициент, учитывающий взаимодействие метаемого тела со стенками взрываемого горного массива $M = 5,3 \cdot 10^{-2}$ [6];
- скорость детонации ВВ в заряде $v_d = 2500 \text{ м/с}$ [10];
- длина заряда ВВ в скважине $l_{ВВ} = 8 \text{ м}$;
- длина забойки в скважине $l_3 = 8 \text{ м}$;
- плотность забойки $\rho_3 = 4000 \text{ кг/м}^3$;
- плотность ВВ $\rho_{ВВ} = 900 \text{ кг/м}^3$;
- плотность железорудной пыли $\rho_4 = 4000 \text{ кг/м}^3$;
- динамический коэффициент вязкости воздуха $\mu = 18,2 \cdot 10^{-6} \text{ Па} \cdot \text{с}$;
- атмосферное давление $P_a = 1,013 \cdot 10^5 \text{ Па}$;
- температура продуктов детонации ВВ $T_1 = 3273 \text{ К}$ [10];
- температура атмосферного воздуха $T_2 = 293 \text{ К}$;
- плотность атмосферного воздуха при нормальных условиях $\rho_a = 1,2 \text{ кг/м}^3$;
- плотность продуктов детонации при нормальных условиях $\rho_0 = 1,8 \text{ кг/м}^3$.

Результаты расчётов представлены на рис. 4.

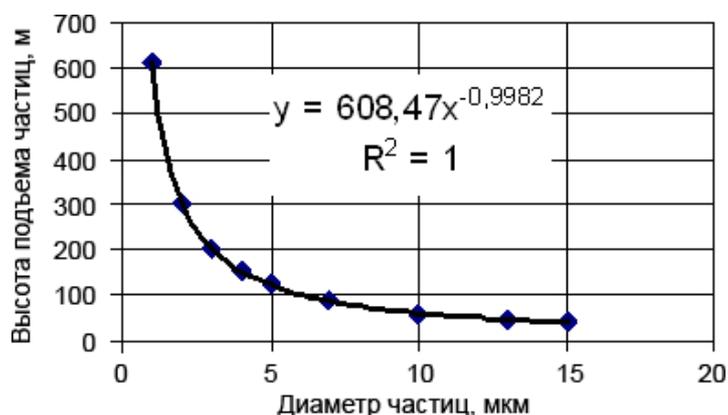


Рис. 4. Характерная зависимость высоты подъема частиц железорудной пыли, образовавшейся при массовом взрыве в карьере, от их размера (диаметра) с соответствующим уравнением тренда

Используя уравнения тренда, несложно рассчитать высоты подъема частиц средних размеров фракций пыли, представленных в табл.1. Так, для частиц 1 мкм она составит 608 м; для 7 мкм – 87 м; 16,2 мкм – 38 м и 68,5 мкм – 9 м. При последующем расчете рассеяния пыли в атмосфере эти высоты можно принять за точки приложения выбросов, соответствующих фракций пыли. Остается вычислить общую массу пыли, выбрасываемой в атмосферу при каждом массовом

взрыве в железорудном карьере и массы выбросов отдельных фракций, согласно их доли в общем распределении дисперсного состава и доли в общем выбросе пыли.

Общую массу пыли можно вычислить по имеющимся нормам выбросов пыли на каждый кубометр взорванной горной массы с учетом твердости разрушаемых пород. Способность вмещающих и рудных пород карьеров Кривбасса образовывать пыль при взрывных работах от крепости пород представлена в табл.2.

Таблица 2

Пылеобразующая способность вмещающих и рудных пород карьеров Кривбасса в зависимости от их крепости

Руды и породы	Крепость по Протоdjяконову, F	Концентрация пыли, мг/м ³
Сланцы	5-6	3300
Сланцы	6-8	1700
Сланцы и безрудные роговики	6-8	790
Безрудные роговики	6-8	1500
Сланцы	7-8	973
Магнетитовые роговики	8-10	2700
Безрудные роговики	8-10	2300
Магнетитовые роговики	10-12	2100
Селикатно- магнетитовые роговики	13-14	1070
Магнетитовые роговики	15-17	510
Сланцы	17-20	1800
Селикатно-магнетитовые Роговики	17-20	4250

Анализ данных этой таблицы показал практически полное отсутствие линейной корреляционной связи между пылеобразованием и крепостью взрывае-мых горных пород. Однако, величина пылеобразования, отнесенная к крепости породы (назовем ее пылеобразующей способностью на единицу крепости), по мере увеличения крепости, выражается вполне достоверной зависимостью ($R^2=0,5974$), представленной на рис.5.

Эта зависимость имеет экстремальный характер. Вначале, по мере роста крепости пород, как следовало ожидать, их пылеобразующая способность на единицу крепости снижается. Далее при крепости 14 обнаружился минимум, после которого пылеобразующая способность на единицу крепости опять возрастает. Такую неоднозначность и наблюдаемую дисперсию эксперименталь-ных значений относительно полученной теоретической линии можно объяснить применением зарядов ВВ разной мощности для разрушения пород разной кре-пости. Очевидно, что с ростом крепости необходимы более мощные заряды. Поэтому при разрушении наиболее крепких пород и наблюдается рост пылеоб-разования. Тем не менее, полученная математическая модель в виде представ-

ленного на графике уравнения $y = 5,3675x^2 - 151,25x + 1121,9$ позволяет прогнозировать пылевыведение на карьерах, в зависимости от крепости взрывае-мых пород. Так, согласно модели, при крепости 5; 10 и 20 пылевыведение со-ставит соответственно ≈ 5000 , 1460 и 4800 мг/м³ при среднем пылевыведении, независимо от крепости пород, около 2000 мг/м³. При крепости 14 получим минимальное пылеобразование, которое составляет, примерно, 700 мг/м³.

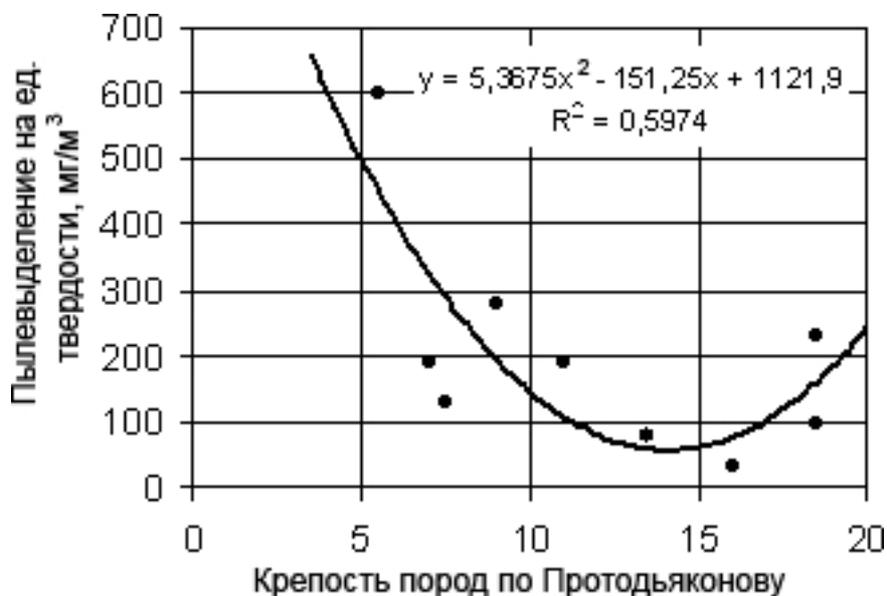


Рис.5. Зависимость пылеобразующей способности на единицу крепости горных пород в условиях карьеров Кривбасса от их фактической крепости

Представленные результаты согласуются с имеющимися экспериментальными данными, хотя среднеквадратичное отклонение прогнозируемых значений от экспериментальных данных составило $\pm 49\%$. Такая высокая погрешность обусловлена, как отмечалось выше, дисперсией мощности зарядов ВВ, а также ошибками в определении крепости пород и особенно содержания пыли после взрывов. Несмотря на значительную погрешность, полученную модель вполне можно использовать для оценки и сравнения эффективности применения различных зарядов ВВ по фактору выброса пыли в атмосферу.

Выводы. Основные результаты работы сводятся к следующему:

- получено аналитическое выражение, которое позволяет определить высоту подъёма пылевых частиц при массовом взрыве в карьере в зависимости от их минералогического состава, размеров, мощности взрыва, параметров скважинных зарядов и метеорологических параметров окружающей среды с учётом динамического и теплового факторов;
- полученные математические зависимости оценки высоты подъема частиц, их дисперсного распределения и пылеобразующей способности горных пород при взрыве можно использовать при последующем расчете рассеяния пыли в атмосфере с целью оценки эффективности технических мероприятий, направленных на снижение или локализацию выброса пыли в атмосферу при массовых взрывах в железорудных карьерах.

Список литературы

1. Бересневич П.В. и др. Аэрология карьеров. Справочник. –М.: Недра, 1990 –280с.
2. Ефремов Э.И. и др. Проблемы экологии массовых взрывов в карьерах. – Днепропетровськ: «Січ», 1996. –178с.
3. Зберовский А.В. Охрана атмосферы в экосистеме « карьер-окружающая среда-человек». – Днепропетровск: РИО АП ДКТ, 1997. –136с.
4. Ушаков К.З., Михайлов В.А. Аэрология карьеров. –М.: Недра, 1985. –272с.
5. Битколов Н.З., Медведев И.И. Аэрология карьеров. –М.: Недра, 1992. –282с
6. Миндели Э.О. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1974. – 600с.
7. Белоусов В.В. Теоретические основы процессов газоочистки. –М.:Металлургия, 1988. –256с.
8. Савенко С.К. Аэрогазодинамика массовых взрывов в рудниках. – М.: Недра, 1976. – 183с.
9. Грин Х., Лейн В. Аэрозоли – пыли, дымы и туманы. –М.: Из-во «Химия», 1969. –427с.
10. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. – М.: Недра, 1988. – 383с.
11. Коузов П. А. Основы анализа дисперсного состава промышленных пылей и измельченных материалов. –Л.: “Химия”, Ленингр. отд-ние, 1974. –279с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 22.03.10*

УДК 556.49.622

© Г.П. Евграшкина, Н.Н. Харитонов

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ВЕРТИКАЛЬНОГО СОЛЕПЕРЕНОСА НА ШАХТНЫХ ОТВАЛАХ СВОБОДНОГО ЗАРАСТАНИЯ В ЗАПАДНОМ ДОНБАССЕ

Рівняння руху і збереження маси речовини, яке описує процес солепереносу на шахтних відвалах, для обраного типу розв'язується аналітичним методом і із застосуванням кінцево-різницевої апроксимації Джонсона

Уравнение движения и сохранения массы вещества, описывающее процесс солепереноса на шахтных отвалах, для выбранного типа решается аналитически и с использованием конечно-разностной аппроксимации Джонсона.

Equation of substance mass movement and keeping describing the salts transfer process in the coal mine terraces for selected type can be decided by analytically method with application of finite differences scheme.

В ряде горнодобывающих регионах Украины добыча полезных ископаемых осуществляется без закладки выработанного пространства. Отвалы шахтных пород без рекультивации являются источниками техногенного загрязнения всех видов природных вод и земельных ресурсов. Настоящее исследование является продолжением ранее выполненных [1,2] с целью поиска оптимальных вариантов минимизации отрицательного воздействия шахтных отвалов на окружающую среду.

Для всех видов шахтных отвалов, выделенных и охарактеризованных в работах [1,2] математическими моделями служат частные аналитические или численные решения уравнения

$$D \frac{\partial^2 C}{\partial x^2} - V \frac{\partial C}{\partial x} = m \frac{\partial C}{\partial t}, \quad V = V_2 - V_1 \quad (1)$$

при граничных условиях *I*, *II* и *III* рода на поверхности земли и уровне грунтовых вод или основании отвала. В уравнении (1) приняты следующие обозначения: *D* – коэффициент гидродисперсии, м²/сут; *C* – текущая засоленность насыпных пород, %; *V* – результирующая скорость вертикального влагопереноса, м/сут; *m* – объемная влажность насыпных пород, доли единицы; *x, t* – соответственно пространственная координата, м и временная, сут. *V*₂ – величина нисходящего потока влаги, *V*₁ – величина восходящего потока влаги.

Все шахтные отвалы в Западном Донбассе в значительной степени засолены, поэтому уравнение (1) моделирует одномерный вертикальный солеперенос в системе «поверхность земли – основание отвала» в различных гидрогеологических и почвенно-мелиоративных условиях.

Более сложные уравнения, например, трехмерные с переменными коэффициентами можно решить теоретически приближенными методами в тестовых вариантах, но нельзя практически обеспечить достоверными гидрогеологическими исходными данными.

Предложенный в ДГАУ вариант рекультивации [2] назван «четвертая модель» и предполагает свободное, но избирательное по величине транспирации зарастание поверхности отвала различными видами растений и характеризуется накоплением солей в насыпном слое. Количественная оценка этого процесса выполнена на экспериментальном участке ДГАУ с такими исходными данными: средняя засоленность отвальных пород *C*_н = 0,6%; засоленность насыпного метрового слоя *C*_{н.с.} = 0,03% (необводненный отвал) и *C*_{н.с.} = 0,07% (обводненный отвал).

Первый вариант прогнозного расчета выполнен в установившемся режиме вертикального солепереноса, $m \frac{\partial C}{\partial t} = 0$ в уравнении (1).

При максимальной величине транспирации растений, рекомендуемых к выращиванию $V_1 = 3 \cdot 10^{-4}$ м/сут. [4,5]. Результирующая скорость вертикального солепереноса *V* направлена от отвальных пород к поверхности земли и равна $V_2 - V_1 = 2,47 \cdot 10^{-5} - 3 \cdot 10^{-4} = -2,753 \cdot 10^{-4}$ м/сут.

В уравнении (1) знак «минус»меняется на «плюс». Коэффициент гидродисперсии, определенный по формуле С.Ф.Аверьянова [3] $D = 9,0 \cdot 10^{-5}$ м²/сут. Для определения прогнозной засоленности насыпного почвенного слоя в установившемся режиме использовано аналитическое решение С.Ф.Аверьянова [3].

Результаты расчета представлены в табл.1 и на рис.1. Из них следует, что на отвалах с исходной засоленностью 0,6 % следует выращивать растения с меньшей транспирацией.

При средней транспирации $V_1 = 1 \cdot 10^{-4}$ м/сут засоленность на поверхности насыпного слоя составит в установившемся режиме 1,38 %. Некоторые дикие растения такую засоленность выдерживают. При минимальной транспирации $V_1 = 3 \cdot 10^{-5}$ м/сут засоленность на поверхности насыпного слоя в установившемся

режиме не превысит 0,63 %. При такой засоленности с некоторой потерей массы развивается множество диких видов диких растений.

Таблица 1

Результаты расчета вторичного засоления необводненного отвала свободного зарастания с мощностью насыпного слоя 1 м

Засоленность шахтных пород, C_n	Засоленность атмосферных осадков, C_2	Максимальная транспирация рекомендуемых растений, V_1 , м/сут	Средне-многолетнее инфильтрационное питание, V_2 , м/сут	Кэффициент гидро-дисперсии, $m^2/сут$	Мощность зоны аэрации, м	Координаты расчетных точек	Прогнозная засоленность в установившемся режиме C_1 , %
0,6	0,0026	$3 \cdot 10^{-4}$	$2,47 \cdot 10^{-5}$	$9 \cdot 10^{-5}$	1,0	0,0 0,9	12,7 0,81

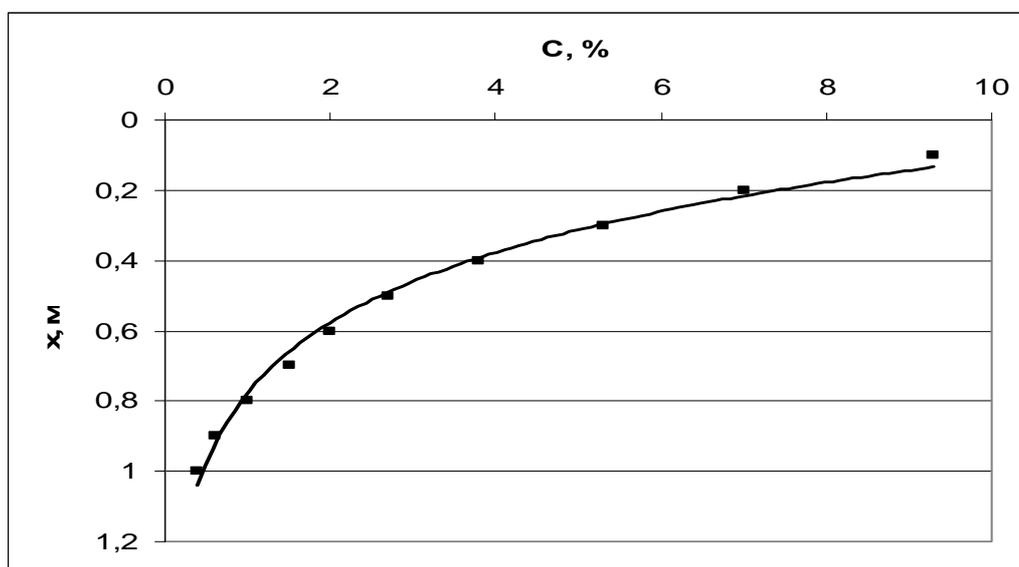


Рис.1. Результаты расчета вторичного засоления

В этой связи для двух вариантов рекультивированных шахтных отвалов были проведены экспериментальные геоботанические исследования природного зарастания. Схема реализации этих двух вариантов рекультивации связана с перекрытием предварительно спланированной поверхности шахтных отвалов слоем лугово-черноземной почвы 100см (участок «А») и красно-бурой глины (до 50 см, участок Б). Растительность участка рекультивации «А» представлена преимущественно луговыми и сорняковыми группировками. Ценоморфический (а) и гигроморфический спектры участка рекультивации «А» с покрытием шахтного отвала слоем лугово-черноземной почвы представлены на рис.2.

Анализ ценоморфического спектра демонстрирует абсолютное преобладание в растительном покрове сорняковых (рудеральных) видов. Их доля составляет 44 % от общего количества видов. Второе место по количеству занимают сорняково-степные виды – 20 % (рис.2). Доля растений, занесенных с насыпкой пойменного лугово-болотной почвы небольшая и составляет соответ-

венно для аквантов (4 %), пратантов-галофитов (12 %), пратантов (7 %). Одним из основных факторов, которые определяют как флористический состав, так и структурную организацию расительных группировок, является увлажнение. Анализ гигроморф выявил преобладание в растительном покрове мезоксерофитов (60 %), на долю мезофитов приходится 24 %. Наименьшее число видов относится к гигрофитам и гигромезофитам.

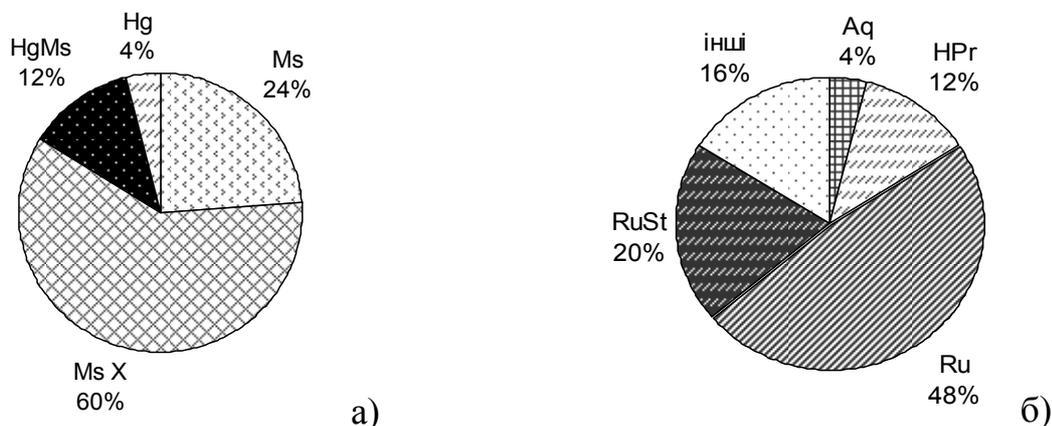


Рис. 2. Ценоморфический (а) и гигроморфический спектр участка рекультивации «А» с покрытием шахтного отвала слоем лугово-черноземной почвы

Растительность участка рекультивации «Б» также представлена преимущественно сорняковыми и сорняково-степными группировками. В растительном покрове, как и на участке «А», наблюдается абсолютное преобладание сорняковых (рудеральных) видов – 40 % от общего количества. Второе место по количеству занимают сорняково-степные виды – 18 %. Другие категории растений являются занесенными с прилежащих участков поймы: акванты, псаммофиты, пратанты.

В гигроморфическом спектре растительности участка рекультивации «Б» преобладают мезоксерофиты (52 %), к которым относится большое количество сорняков). Второе место занимают мезофиты (21 %), а третья – ксерофиты (15 %). Ценоморфический (а) и гигроморфический спектр участка рекультивации «Б» с покрытием шахтного отвала слоем красно-бурой глины представлены на рис.3.

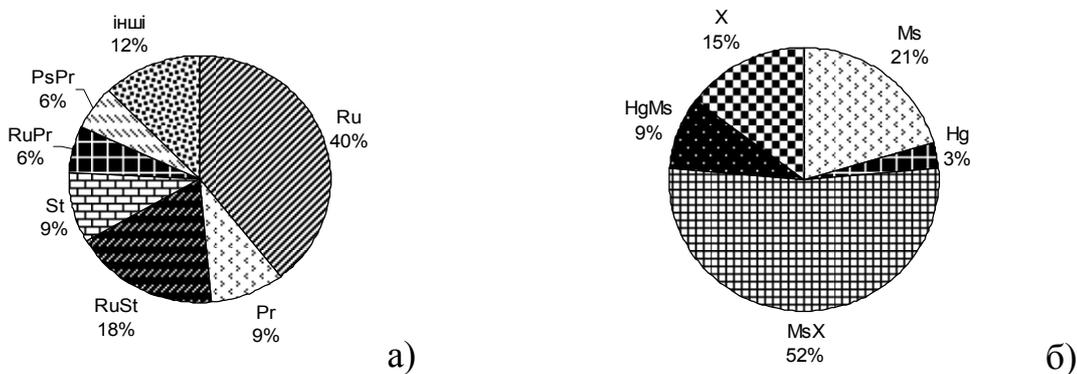


Рис. 3. Ценоморфический (а) и гигроморфический спектр участка рекультивации «Б» с покрытием шахтного отвала слоем красно-бурой глины

Выбранное направление рекультивации – их использование под природные сенокосы и пастбища. Увеличение мощности насыпного почвенного слоя удлиняет время стабилизации процесса. Для характеристики развития процесса вторичного засоления уравнение (1) решаем в конечных разностях, так как аналитического решения задача в такой постановке не имеет. Используем не классическую конечно-разностную схему [1], а метод Джонсона, в котором первая производная присутствует в неявном виде и это повышает точность решения [5].

Уравнение (1) для результирующего восходящего потока влаги в конечных разностях по методу Джонсона имеет следующий вид:

$$\frac{\frac{C_{i-1}^{\tau} - C_i^{\tau}}{1}}{\frac{1}{(\Delta x)^2} + \frac{P}{2\Delta x}} - \frac{\frac{C_i^{\tau} - C_{i+1}^{\tau}}{1}}{\frac{1}{\Delta x^2} - \frac{P}{2\Delta x}} = m \cdot \frac{C_i^{\tau+1} - C_i^{\tau}}{D \cdot \Delta t}, \quad P = \frac{V}{D} \quad (2)$$

или для точек 0,1,2

$$\frac{\frac{C_{\tau_0}^{\tau} - C_{\tau_1}^{\tau}}{1}}{\frac{1}{(\Delta x)^2} + \frac{P}{2\Delta x}} - \frac{\frac{C_i^{\tau} - C_{i+1}^{\tau}}{1}}{\frac{1}{\Delta x^2} - \frac{P}{2\Delta x}} = m \cdot \frac{C_i^{\tau+1} - C_1^{\tau}}{D \cdot \Delta t}, \quad (3)$$

В уравнениях (2), (3) приняты следующие обозначения:

Δx – шаг по пространственной координате, м; Δt – шаг по временной координате, сут; $\tau, \tau+1$ – временные индексы расчетных точек; $i-1, i, i+1$ – пространственные индексы расчетных точек; C_0, C_1, C_2 – засоленность (текущая) в расчетных точках, %.

На верхней границе исследуемой области поверхности земли $x=0$ (рис.4) задается граничное условие III рода, предложенное для этой задачи

$$VC_2 = D \frac{\partial c}{\partial x}, \quad VC_2 = D \frac{C_0^{\tau} - C_1^{\tau}}{\Delta x} \quad (4)$$

где C_2 – засоленность необводненного отвала, %.

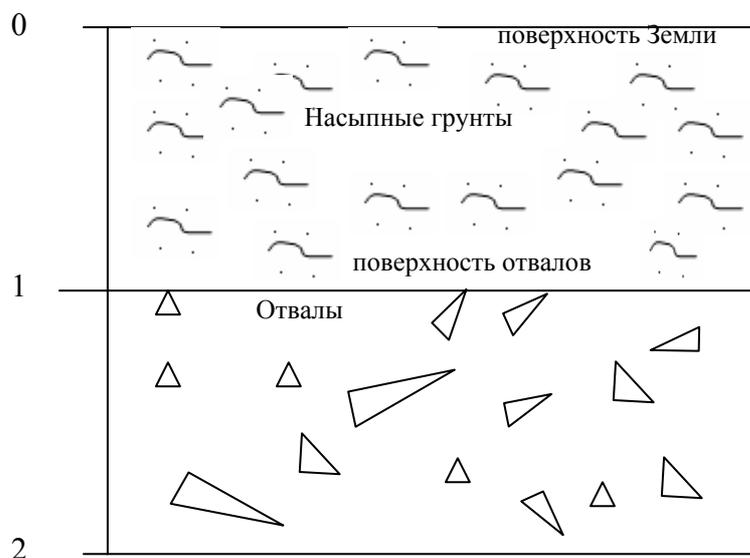


Рис.4. Необводненный отвал свободного зарастания для минимальной транспирации на необводненном отвале

Первый этап прогнозного расчета – это согласование граничного условия (4) с уравнением (3). После приведения (4) к виду

$$\frac{\frac{\Delta x \cdot V \cdot C_2}{1} + \frac{P}{(\Delta x)^2}}{\frac{D \cdot (C_1^\tau - C_2^\tau) \Delta t}{1} + \frac{P}{2\Delta x}} = \frac{1}{\frac{1}{(\Delta x)^2} + \frac{P}{2\Delta x}}, \quad (5)$$

заменяем первое слагаемое уравнения (3) на первое слагаемое условия (4). После преобразования уравнение (3) приобретает вид:

$$C_1^{\tau+1} = \frac{\frac{\Delta x \cdot V C_2 \cdot \Delta t}{1} + \frac{P}{2\Delta x}}{\frac{D \cdot (C_1^\tau - C_2^\tau) \Delta t}{1} + \frac{P}{2\Delta x}} + C_1^\tau. \quad (6)$$

Для такой схемы остаются в силе критерии устойчивости [1]

$$\Delta x \leq \frac{2D}{V}, \quad \Delta t \leq \frac{(\Delta x)^2}{2D} \quad (7)$$

Засоленность на поверхности земли [5]

$$C_0^{\tau+1} = \frac{C_2 \cdot V \cdot \Delta x}{D} + C_1^{\tau+1} \quad (8)$$

Результаты расчета вторичного засоления в неустановившемся режиме с теми же исходными данными приведены в таблице 2 и на рис.5.

Таблица 2

Результаты расчета вторичного засоления в неустановившемся режиме

№ расчетной точки	Координата точки x, м	Засоление, %	Прогнозная засоленность, %					
			на срок t, лет					
			1	2	3	4	5	6
1	0	0,03	0,477	0,605	0,644	0,656	0,660	0,610
2	0,5	0,03	0,446	0,574	0,615	0,627	0,631	0,631
3	1,0	0,60	0,6	0,6	0,6	0,6	0,600	0,600

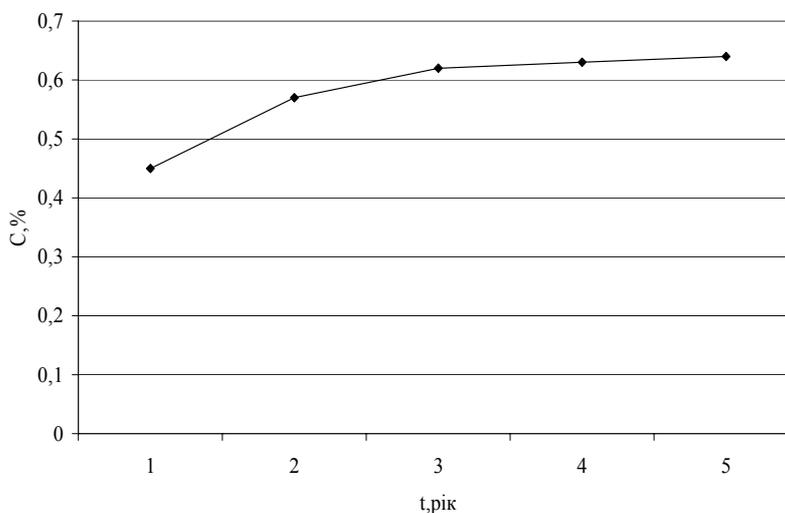


Рис. 5. Результаты расчета вторичного засоления в неустановившемся режиме массопереноса

Процесс сходится, так как выдерживается условие:

$$C_2 - C_1 > C_3 - C_2 > C_4 - C_3 > C_5 - C_4 \quad (9)$$

Период стабилизации – 6 лет.

Все вышеизложенное справедливо для необводненного отвала. Если отвалы обводнены, то величина V_1 включает в себя не только транспирацию, но и расход грунтовых вод на испарение. Эта величина рассчитывается по формуле С.Ф.Аверьянова [3].

$$V = V_0 \left(1 - \frac{Z}{Z_k}\right)^n, \quad (10)$$

где V – интенсивность испарения с поверхности грунтовых вод при глубине залегания Z , м; V_0 – интенсивность испарения с водной поверхности; Z_k – критическая глубина, м; $n = 1,5$; $Z = 2,0-3,0$ м [3]. Величины V и V_0 имеют размерность мм/год и м/сут. Среднемноголетнее среднегодовое значение испаряемости, рассчитанное по данным метеостанции Павлоград, составляет 0,002 м/сут, тогда

$$V = 0,002 \left(1 - \frac{1,5}{2}\right)^{1,5} = 2,5 \cdot 10^{-4} \text{ м/сут.}$$

При минимальной транспирации

$$V_1 = 0,3 \cdot 10^{-4} + 2,5 \cdot 10^{-4} = 2,8 \cdot 10^{-4} \text{ м/сут.}$$

Аналогичные расчеты выполнены для мощности насыпного слоя 1,0 и 1,8 м (табл.3).

Таблица 3

Результаты расчета вторичного засоления в установившемся режиме для обводненного отвала

Содержание солей в подземных водах отвала, C_2	Содержание солей в насыпном слое, $C_{нс}$	Скорость вертикального влагопереноса, V_1 , м/сут	Инфильтрационное питание, V_2 , м/сут	Коэффициент гидродисперсии D , м ² /сут	Мощность насыпного слоя, м	Координаты расчетных точек, м	Засоленность в расчетных точках, %
0,15	0,07	$7,3 \cdot 10^{-4}$	$2,54 \cdot 10^{-5}$	$5,00 \cdot 10^{-4}$	1,0	0	0,662
						0,9	0,174
0,15	0,07	$2,8 \cdot 10^{-4}$	$2,54 \cdot 10^{-5}$	$2,76 \cdot 10^{-4}$	1,5	0	0,339
						1,4	0,150
0,15	0,07	$6,0 \cdot 10^{-5}$	$2,54 \cdot 10^{-5}$	$4,14 \cdot 10^{-5}$	1,8	0	0,201
						1,7	0,152

Если отвалы обводнены, то часть солей находится в твердом состоянии, а часть в растворенном. При засолении 0,6% минерализация грунтовых вод, залегающих в отвале, составляет 11,58 г/м³ [1]. С такой минерализацией вода по-

ступает в виде капиллярной каймы в насыпной слой. Вода испаряется, соли остаются, накапливаясь во времени. Минерализация $11,58 \text{ г/м}^3$ соответствует засоленности 0,15%. Поэтому процессы вторичного засоления будут развиваться медленнее, особенно при увеличении мощности насыпного слоя (табл.3).

Выводы

1. В необводненном шахтном отвале средней засоленностью 0,6% процессы вторичного засоления насыпного метрового слоя интенсивно развиваются даже в условиях выращивания диких растений с минимальной транспирацией.

2. В обводненном отвале с мощностью насыпного слоя 1,8м в установившемся режиме засоленность на поверхности не превысит 0,201%.

3. Рассмотрены предельные варианты. Промежуточные варианты могут допускать слабую степень засоления, не оказывающую отрицательного влияния на вегетацию специально подобранных диких растений.

4. Территория исследованных участков рекультивации в Западном Донбассе, где происходит самозарастание, характеризуется незначительным видовым разнообразием. Найдено 44 вида растений. Видовой состав растительности обеих делянок очень похож. Анализ ценоморфического спектра демонстрирует абсолютное преобладание сорняковых (рудеральных) видов – 40 % от общего количества на первой и 44 % на второй делянке. Второе место занимают рудерально-степные виды – 18 та 19 % соответственно. Ценоморфический спектр подтверждает наявность первичных этапов сукцессии самозарастания.

5. После уплотнения и проседания поверхности отвалов может возникнуть круговой поверхностный сток с рассоляющим эффектом.

6. В качестве рекомендации можно предложить перед отсыпкой профиля рекультивации смешивание пород различной засоленности так, чтобы среднее содержание солей не превышало 0,4-0,5%.

Список литературы

1. Евграшкина Г.П. Влияние горнодобывающей промышленности на гидрогеологические и почвенно-мелиоративные условия территорий– Днепропетровск: Монолит, 2003. – 200 с.
2. Евграшкина Г.П. Математические модели вертикального солепереноса на шахтных отвалах Западного Донбасса/Г.П.Евграшкина, Н.Н.Харитонов, Н.И.Жиленко//Матеріали II міжнародної наукової конференції «Прикладні проблеми аерогідромеханіки та тепломасопереносу». – Дн-ск, 13-15 листопада 2008 р. . – С.167-168.
3. Аверьянов С.Ф. Борьба с засолением орошаемых земель.– М.: Колос, 1978. – 433 с.
4. Алпатьев С.М. К обоснованию формирования поливних режимов с использованием биоклиматического метода расчета суммарного испарения//Мелиорация и водное хозяйство.– К.: Урожай, 1971. – Віп.19. – С.3-12
5. Карплюс У. Моделирующие устройства для решения задач теории поля/У. Карплюс – М.:ИЛ, 1962. –467с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 29.03.10*

МЕДИКО-ГЕОЛОГІЧНЕ КАРТУВАННЯ В СИСТЕМІ МОНІТОРИНГУ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Рассматриваются принципиальные положения медико-геологических исследований, которые базируются на выявлении информативных факторов влияния литосферы на человека, и формирование медико-геологических карт на основе районирования определенной территории по выделенным параметрам, как модели среды жизнедеятельности с определенным влиянием на здоровье человека. Формирование модели предусматривает определение главных факторов и параметров, которые обуславливают состояние окружающей среды. Руководящими есть те, что непосредственно связанные с действием литосферы.

Розглядаються принципові положення медико-геологічних досліджень, що базуються на виявленні інформативних факторів впливу літосфери на людину, і формування медико-геологічних карт на основі районування певної території по виділених параметрах, як моделі середовища життєдіяльності з визначеним впливом на здоров'я людини. Формування моделі передбачає визначення головних чинників і параметрів, що обумовлюють стан навколишнього середовища. Провідними з них є ті, що безпосередньо пов'язані з дією літосфери.

We consider the principle of health-geological studies, which are based on the identification of informative factors impact on the rights of the lithosphere and the formation of medico-geological maps based on the zoning of a certain area of the selected parameters as a model living environment with a definite influence on human health. Formation of the model involves the determination of the main factors and parameters that determine the state of the environment. Guiding there are those that are directly related to the action of the lithosphere.

Вступ. Оскільки проблеми захисту навколишнього середовища від негативних наслідків дії антропогенних факторів, так само як і проблеми захисту людину від кризових і катастрофічних явищ у природі тепер стають усе більш актуальними, то їх зниження можливе шляхом вирішення задач керування геологічними системами (ГС). Геосистеми віднесені до класу складних систем, і керування ними необхідно проводити використовуючи їх математичні моделі. Ці моделі повинні надавати можливість прогнозувати найближчі й віддалені наслідки різних природних і техногенних дій на геосистеми та давати можливість оцінювати наслідки тих або інших впливів на геосистеми при реалізації проєктів перетворення навколишнього середовища (НС). Становлення і розвиток нового наукового напрямку – екологічної геології дозволило розглядати проблему вплив людини на літосферу, опираючись на положення теорії систем. Так виник новий напрямок – вивчення геолого-техногенних систем (ГТС).

Медико-геологічні дослідження – новий науковий напрям, який розвивається в рамках екологічної геології. Головне їхнє завдання – вивчення геологічних аспектів екології людини, передумов оптимізації взаємодії суспільства і навколишнього середовища (проблеми здоров'я і довкілля, зокрема, геологічного середовища і геолого-техногенних систем, посідають провідне місце). З цим напрямом пов'язаний пошук критеріїв оптимальної взаємодії і раціонального природокористування, яка забезпечила б необхідну для людини якість середовища життєдіяльності [1-4].

Мета досліджень полягає в розробці та обґрунтуванні основних положень по створенню системи досліджень, що дало б можливість вивчати проблему за-

лежності здоров'я людини від впливу техногенного навантаження на навколишнє середовище, і відповіді на запитання про причини найпоширеніших захворювань, а значить і визначити перспективи розвитку та способи керування процесами в сфері життєдіяльності людини.

Теоретичні моделі геосистем будуються на підставі узагальнення уявлень про окремі складові їхніх процесах і явищах, ґрунтуючись на фундаментальних законах, які описують поведінка речовини й енергії. Теоретична модель описує абстрактну геосистему; відповідно, для первинного висновку її співвідношень не потрібно даних по параметрах конкретної геосистеми. Модель будується на основі узагальнених уявлень про структуру геосистеми й механізми зв'язків між складовими її елементами.

Викладення основного матеріалу досліджень. Системна організація ГС виходить із того, що наша планета складається з концентричних оболонок, які матеріально відносяться до земного геоїда, стійких і міцних у часі, але разом з тим, вони перебувають у безперервній більш-менш закономірній зміні й становленні в геологічному часі. Ці концентричні оболонки перебувають у стійкій динамічній рівновазі в геологічному та історичному часі, який можна назвати організованістю планети. Безпосередньому спостереженню доступна іоносфера, атмосфера, гідросфера і верхня зона літосфери. Ці фізичні агрегатні сфери мають специфічну організацію на хімічних і геологічних рівнях, де вони формуються як комплексні геосистеми першого порядку. Літосфера як георечовинна система у верхній своїй зоні виступає ареною розвитку надречовинної геосистемної організації, тобто стає комплексною геосферою.

Хімічна організація Землі починається на рівні атомних ядер; повною мірою хімічне впорядкування отримує розвиток на рівні атомів і на рівні хімічних сполук. Щодо цих трьох видів можна говорити про видовий хімічний елементний склад, про кількісні співвідношення хімічних елементів і з'єднань, про форми їх знаходження, перетворення і міграцій. Більш того, перехід від видів хімічних елементів до видів хімічних сполук уже означає вихід у геосистемну організацію, оскільки природні хімічні сполуки індивідуалізувалися у формі елементарних геосистем – мінералів.

Земля на атомарному рівні може розглядатися як специфічна геохімічна система. Літосфера – головний об'єкт геохімії, який виходить в області дослідження фізики, геології, мінералогії та ін. Геофізична організація літосфери разом з геохімічної є субстрат геологічної організації. У літосфері поруч із фоновим розсіюванням елементів особливо розвинені різноманітні концентрації – виділяються геохімічні оболонки високих порядків, що відносяться до ландшафту, кори вивітрювання, ґрунтам, зонам сучасного осадконакопичення, гранітно-метаморфічного комплексу, більш глибоким зонам. У приповерхневій зоні земної кори виділяються різні геохімічні системи – провінції, поля, зони, вузли, фації і т.д.

Головні фактори змін параметрів ГС природні й техногенні. Останні властиві фактично для всіх видів господарської діяльності. Практично будь-яка діяльність людини впливає на природне середовище і приводить до його зміни. Особливо сильною і довгостроковою є дія техногенних об'єктів. Сукупність усіх штучних елементів виробничого процесу, технічних засобів і знарядь праці, які створені людиною і розміщені на поверхні Землі та у її надрах називається-

ся техносферою. Елементи техносфери постійно взаємодіють із ГС, утворюючи геолого-техногенну систему (ГТС), як комплекс природних і штучних елементів, які взаємодіють між собою, утворюючи єдину, енергетично і фізично взаємозалежну систему. Вона розвивається відповідно до своїх законів, які відрізняються від законів роздільного функціонування природних і технічних систем.

Одним з важливих критерієм функціонування ГТС як відкритої системи є спрямованість процесів енергообмена, що в ній проходять. Вивчення закономірностей цих процесів і розробка моделей, які об'єктивно відображають спрямованість еволюції ГТС, відкриває можливості оптимального керування її функціонування.

Прямий і зворотний зв'язки між геологічним середовищем і техногенним об'єктом обумовлюють формування ГТС за рахунок зміни динаміки природних геологічних процесів (в основному) і небагато менше – у результаті виникнення й розвитку нових процесів. Техногенні процеси на даний час тотожні природнім геологічним процесам, однак, відзначається тенденція до посилення інтенсивності існуючих процесів і появи нових.

Функціонування ГТС припускає дію техногенних або природних джерел на геологічне середовище, її реакцію на цю дію й екологічні наслідки, які відзначаються в техносфері, біосфері і соціосфері. Розвиток цієї системи відбувається згідно із загальноприйнятим принципом еколого-системної спрямованості еволюції, який припускає, що будь-які еволюційні зміни, зрештою, обумовлені діючими факторами та системними особливостями розвитку сукупності, що еволюціонує.

Для оцінки і прогнозу еколого-геологічних змін, їх запобігання й прийняття рішень по керуванню процесами необхідна розробка науково-обґрунтованої методики еколого-геологічних досліджень, створення принципової схеми і реалізація її на основі аналізу інформації про будову системи, техногенні навантаження на неї, зміни проблемних еколого-геологічних ситуацій. Одноразові остаточні рішення по керуванню неможливі, оскільки процеси, проблеми і дослідники перебувають у розвитку; саме тому необхідне систематичне відстеження динаміки параметрів ГТС у ході її розвитку, тобто моніторинг. Програма моніторингу може бути ефективна у випадку чіткого визначення параметрів системи, що вимагають контролю [2, 5].

Модель керування об'єктом відтворює причинні зв'язки між елементами ГТС, які утворюють кілька ієрархічних рівнів. Відбираються керовані фактори й серед них ті, регуляція яких може дати найбільший ефект на виході. Функціонування моделі керування такою системою може базуватися на методології аналізу ризику. Створення моделі оптимальної ГТС (для забезпечення основи моделі керування об'єктом) є стратегічним завданням екологічної геології. Під оптимальною при цьому розуміється система, яка зберігає або поліпшує свої функції, принаймні геодинамічну і геофізико-геохімічну, при мінімально необхідних витратах енергії, засобів і роботи.

Розв'язання проблеми керування передбачається шляхом створення моделей ГТС різного рівня. Методологічна суть моделей визначає комплекс дій і процедур, за допомогою яких на певний момент часу можна досягтися оптимального впливу на ГТС на заданий період. У цьому аспекті послідовність розв'язання проблеми керування характеризується в ідеальному варіанті посту-

пальним цілеспрямованим впливом на ГС різними методами з метою запобігання розвитку оборотних і безповоротних процесів, які дозволяють на заданий строк максимально забезпечити використання корисної дії в межах досліджуваного територіального комплексу.

Збір первинної інформації повною мірою визначається кінцевою метою або характером прогнозу, який повинен бути отриманий у результаті проведення досліджень. Разом з тим, для того, щоб прогнозувати хід розвитку стану ГС і ОС у цілому, необхідно створити достовірну й представницьку базу даних, маючи інформацію із усіх параметрів стану середовища. Для одержання первинної інформації необхідно в першу чергу розробити науково–обґрунтовану систему концепцію моніторингу конкретного регіону або території.

Разом з тим, необхідно заздалегідь виконати еколого-геологічне районування регіону. Останнє може бути проведене по природно-економічних факторах – характеру геологічної будови, видам рельєфу, ландшафту, характеру водоносних об'єктів і поверхневого водостоку, антропогенному впливу, який включає як розробку корисних копалин, так і спорудження техногенних об'єктів.

Враховуючи всю сукупність перерахованих факторів, повинна бути обґрунтована й спланована необхідність у видах зйомки, масштаб і періодичність їх проведення. На підставі отриманих даних, після відповідної обробки й аналізу, можна простежити і спрогнозувати хід розвитку ГТС і видати рекомендації із вживання превентивних заходів по підтримці метастабільного стану середовища в регіоні.

Розуміючи, що на людський організм, який перебуває в еколого-геологічній середовищі життєдіяльності (на «денній поверхні») діє велика кількість факторів різного походження, розглядаючи можливості формування моделі середовища зупинимося тільки на тих з них, які безпосередньо пов'язані з дією літосфери. Їх у цілому можна розділити на фізичні та хімічні. До фізичних, у першу чергу, відноситься хвильовий вплив електромагнітних полів.

Головні магнітне поле обумовлене джерелами, розташованими в глибинах Землі. На повільні варіації головного магнітного поля накладаються швидкі, але слабкі зміни, викликані електричними струмами в іоносфері. Електричні властивості іоносфери пов'язані з присутністю в ній заряджених частинок, що виникають при іонізації атмосфери сонячним випромінюванням. Вітри, що дмуть в іоносфері в присутності постійного магнітного поля Землі, приводять до виникнення електричних струмів, які, у свою чергу, створюють додаткове магнітне поле, яке змінюється. Земне магнітне поле знаходиться під впливом потоку намагніченої сонячної плазми. У результаті взаємодії з полем Землі утворюється зовнішня межа навколосемного магнітного поля, названа магнітопаузою. Вона обмежує земну магнітосферу. Магнітосфера – область навколосемного космічного простору, контрольована магнітним полем Землі. Магнітосфера формується в результаті взаємодії сонячного вітру з плазмою верхніх шарів атмосфери й магнітним полем Землі.

Вплив на людину електромагнітного поля планети Земля вивчене; воно виявляє негативний вплив дія. Проте до цих пір не існує достатньої ясності ні в тому, що стосується характеристик дії, наприклад, частоти магнітного поля і періодичності експозиції, так і в тому, що стосується можливих вражаючих або модифіку-

ючих дію чинників. Стан електричного поля Землі, залежний від швидкості обертання Землі, а отже, і від активності Сонця, визначає розвиток природних процесів усередині Землі, метеорологічні ефекти та інші. Останнім часом багато уваги приділяється електромагнітним впливам Сонця на організм людини.

Вплив сейсмічних коливань на техносферу в цілому вивчено досить добре, відомі способи реєстрації, оцінки і навіть прогнозу землетрусів. Сейсмічні методи широко застосовуються при вивченні будови планети й пошуків корисних копалин. Однак залишається недослідженим вплив сейсмічних напруг, що передують землетрусу, на стан людини. Непізнаним є стан психіки людини в сейсмонапружених зонах.

Радіоактивні поля можуть бути зв'язані як із природною або техногенною причиною, так і з виникненням радіоактивного газу радону, генерирующегося в областях тектонічних рухів блоків у разломних зонах літосфери. У місцях підвищеного впливу одного із зазначених факторів, або в місцях їх суперпозиції виникають так звані геопатогенні зони. Ці зони досить надійно діагностуються сучасними приладами, а, отже, можуть бути оконтурені при зйомці.

Хімічний вплив на організм людини літосфери є опосередкованим. У першу чергу через живильні ланцюжки. Вплив різних елементів у засвоюваній формі на організм людини вивчений досить добре фармакологією. Залишається відкритим питання потрапляння цих елементів у продукти харчування, видовий склад їх, а так само кількість у засвоюваній формі. Відповідь на це питання покликано дати науковий напрямок «Геотоксикологія». В основі його лежить принцип кількісної інтерпретації даних геохімічного дослідження території й результатів біотестування по тим же пунктам відбору проб ґрунту і гірської породи. Геохімічне вивчення території припускає складання геохімічних карт, де в ізолініях показані вміст різних елементів у поверхневому шарі літосфери (метод «пухкої» металометрії). Існують розроблені технології систематичної обробки інформації, що дозволяють виділити області аномальних і фонових значень кожного хімічного елемента або їх комбінацій. Саме ці карти і використовувалися при складанні еколого-геологічних карт. Однак, мабуть, вміст хімічного елемента, що визначений аналітично, ще не відповідає на запитання про його вплив на організм людини, оскільки впливати може тільки хімічний елемент, що перебуває у засвоюваній організмом формі. А геохімічні дослідження, як правило, фіксують вміст хімічного елемента у зв'язаній мінеральній формі в літосфері. Геотоксикологія розглядає геохімічні аномальні ділянки для елементів-токсикантів як ділянки резерву токсичності. У результаті впливу екзогенних процесів на область резерву токсичності, частина токсикантів переходить у розчинену форму, і можуть мігрувати в області зниження рельєфу, утворюючи там ділянки поверхні, що розглядаються як області екологічного ризику. Причому області резерву токсичності та області екологічного ризику не завжди збігаються, навпаки, як правило, вони не збігаються.

Наступним принциповим положенням геотоксикології є оцінка реагування біоти на стан літосфери. Для цього застосовується метод геологічного біотестування. На відміну від звичайного біотестування в геологічному біотестуванні застосовується не штучне середовище проживання біотеста з мінливою заданою концентрацією токсину, а природне геологічне середовище. Саме в ньому

фіксується в балах відхилення від порога толерантності біотеста. Як правило, для такого роду досліджень використовуються 4 типа біотеста: 1 – визначення життєздатності ґрунтових мікроорганізмів роду *Бацилус*; 2 – оцінка забруднення на основі хемотаксичної реакції інфузорій; 3 – екологічний лейкотест і 4 – біотестування з використанням мутаційних штамів мікроорганізмів (*sos-тест*). Тим самим оцінюється реальна реакція біоти на геохімічну обстановку, що сформувалася.

У результаті суперпозиції геохімічних карт із виділеними областями резервів токсичності й областями екологічного ризику та карт відгуку біоти по біотестам (з оцінкою в балах), створюється геотоксикологічна карта, яка є основою для медико-геологічної карти. Слід зазначити, що такі карти створюються для кожного елемента-токсиканта окремо, або по групах елементів, що виявляють схожу дію. Картування може бути виконане для будь-якого об'єкта, і не обов'язково для ареалу життя людини.

Для областей проживання значної кількості людей (більше 50 000), можливе одержання і додаткової інформації. У цьому випадку, людей може бути використаний як своєрідний біотест. Об'єктом біотестування стане кількість конкретних захворювань нозеформ на 1 000 або 10 000 чоловік. Звичайно, розвиток захворювання в людини носить яскраво виражений індивідуальний характер. Так в одній і тій же родині, у людей, що живуть в однакових умовах, захворювання можуть бути різні. Крім того, певні інформаційні перешкоди вносять і міграція населення. Разом з тим, досвід виконаних нами досліджень (кадастр медико-геологічних карт), показує, що при розгляді більших масивів даних (приміром, захворюваність певним захворюванням в окремому районі або місті) виразні закономірності прослідковуються.

Із усього вищевикладеного можна сформулювати принципові положення медико-геологічних досліджень, що базуються на виявленні інформативних факторів впливу літосфери на людину, і формування медико-геологічних карт на основі районування певної території по виділених параметрах. До принципових положень відносяться: а) люди – центральна фігура геолого-техногенної системи, яка, з одного боку, організує існування й діяльність цієї системи, а з іншого, є об'єктом впливу системи, що приводить до змін його сфери життєдіяльності, часто руйнівним і з негативними наслідками для здоров'я самої людини; б) літосфера впливає на людину через геологічні поля, основні з них геофізичні і геохімічні, які формують відповідні аномалії.

Висновки.

1. Вплив ГТС на біоту, а значить і на людину, можна оцінити за допомогою геологічних біотестов, провівши тестування в пробах реального геологічного середовища по точках відбору геохімічних проб.

2. Ретроспективна оцінка захворюваності людей на досліджуваній території може розглядатися як своєрідний біотест. Він дозволяє охарактеризувати відгук людського організму на зміни у середовищі життєдіяльності.

3. Медико-геологічне картування – це створення комплектів карт, де на єдиній топографічній основі обраного масштабу буде проведена зйомка методом розміщення точок відбору проб відповідно мережі резерву токсичності по кожному елементу, виділення ділянок екологічного ризику та виконана бальна

оцінка по кожному з біотестов. На такі карти винесені геофізичні аномалії і геопатогенні зони, а також позамасштабна інформація по медичній статистиці про стан здоров'я населення, що проживає на цій території.

4. Розробка науково-обґрунтованих положень і створення геоінформаційної системи «Медико-геологічна карта», дасть можливість досліджувати проблему залежності здоров'я людини від впливу геотехногенної системи і відповісти на запитання про причини найпоширеніших захворювань, а значить і визначити перспективи розвитку та способи керування системою.

5. Розуміння проблеми і розроблена система керування дозволить запропонувати реальні механізми виправлення ситуації на дослідженій території в напрямку відновлення або підтримки гомеостазу людського організму.

Список літератури

1. Кадастры и атласы карт медико-геологических аномалий на территории Одесской области / А.М. Анисимов, С.А. Батечко, В.В. Кенц, А.В. Чепижко и др. – "Геотан" ИГ Коми НЦ УрО АН России; Одесский ЭГЦ, Одесса. – 1991. – 176 с.
2. Барановський В.А. Медико-екологічне картографування території України // Економіка України. – 1993. – № 2. – С. 93–96.
3. Воронов А.Г. Медицинская география. Общие вопросы. – М.: Изд-во Моск. ун-та, 1981. – 161 с.
4. Гуцуляк В.М., Муха К.М. Історія розвитку та сучасний стан медико-географічних досліджень // Вісник Львів. ун-ту. – Серія геогр. – 2009. – Вип. 36. – С. 115–121.
5. Рудько Г.И., Молодых И.И. Теоретические и методические основы мониторинга геологической среды Украины. - К.: Знание, 1990. - 32 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 09.04.10*

УДК 622.454.2

© С.Н. Смоланов, В.И. Голинько

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОБЩЕШАХТНОГО РЕВЕРСИРОВАНИЯ ВЕНТИЛЯЦИИ ДЛЯ ТУШЕНИЯ ИЗОЛИРОВАННОГО ПОЖАРА

Розглянуто умови формування аварійного режиму провітрювання дільниці шахти на моделі вентиляційної мережі. Показана принципова можливість застосування багатократного реверсування вентиляції ізольованої ділянки для гасіння пожежі, при цьому як джерело тяги, що поновлює висхідний рух пожежних газів в лаві, використовується теплова депресія.

Рассмотрены условия формирования аварийного режима проветривания участка шахты на модели вентиляционной сети. Показана принципиальная возможность применения многократного реверсирования вентиляции изолированного участка для тушения пожара, при этом как источник тяги, восстанавливающий восходящее движение пожарных газов в лаве, используется тепловая депрессия.

The terms of forming malfunction ventilation area mine are considered on the model of a vent network. Of principle possibility application frequent reverse ventilation the isolated area is shown for extinguishing of fire. Thus as a source of traction, evocative ascending motion of fire gases in lava, is utilized thermal depression.

В общем количестве подземных аварий, пожары занимают в среднем 67%. Примерно такое положение наблюдалось и в прошлом [1-3]. Значительный удельный вес пожаров обусловлен высокой пожароопасностью угольных шахт, которая с одной стороны связана с большой насыщенностью горных выработок различными горючими материалами (метан, уголь, деревянная крепь, резиново-кабельные изделия, конвейерные ленты, горюче-смазочные материалы, взрывчатые вещества и пр.), а с другой – наличием многочисленных потенциальных источников воспламенения (электрическое и механическое оборудование, взрывные работы, огневые работы, курение и др.).

Характерным является то, что в Донбассе, по мере усложнения горно-геологических и горнотехнических условий добычи угля, переходом очистных и подготовительных работ на более глубокие горизонты, увеличения газовыделения, горного давления, скорости вентиляционной струи и температуры тушения подземных пожаров становится все более сложной проблемой.

Целью настоящей публикации является поиск новых нетрадиционных подходов и решений к тушению сложных пожаров, которые длительное время не удается потушить путем изоляции пожарного участка.

Среди таких нетрадиционных методов особого внимания заслуживают методы тушения сложных подземных пожаров путем вентиляционного воздействия, в том числе за счет многократного реверсирования вентиляционной струи [4].

При ликвидации подземных пожаров общешахтное реверсирование вентиляционных струй может применяться как в период изоляции пожаров, так и в ходе их тушения. Для того чтобы горноспасатели смогли возвести перемычки со стороны исходящей струи, необходимо там создать приемлемые условия по газовым и температурным факторам путем реверсирования вентиляционной струи. В ходе тушения пожара этот режим может применяться, например, для подачи продуктов горения к очагу пожара [4].

Рассмотрим в общем виде условия формирования аварийного режима проветривания участка шахты на упрощенной модели вентиляционной сети (рис.1а), в которой напорная характеристика участка (выработки или группы выработок) формируется с учетом закономерностей воздухораспределения в параллельно-последовательных соединениях [1].

Учитывая, что на современные ШВС работает, как правило, несколько ВГП, каждый из которых имеет свою «зону» влияния, опишем «переход» от аэродинамической характеристики условного вентилятора главного проветривания к напорной характеристике участка с помощью эквивалентных сопротивлений. Тогда, величина эквивалентного сопротивления ветви, моделирующей внешнюю сеть, расположенную последовательно с рассматриваемым участком, определится из выражения

$$R_n = \frac{\sum h_{ВГП} - h_n}{q_n^2}, \quad (1)$$

где $\sum h_{ВГП}$ - суммарная депрессия маршрута от поверхности до ВГП, в зону влияния которого входит рассматриваемый участок, Па; h_n - депрессия в рассматриваемом участке, Па; q_n - расход воздуха в рассматриваемом участке, м³/с.

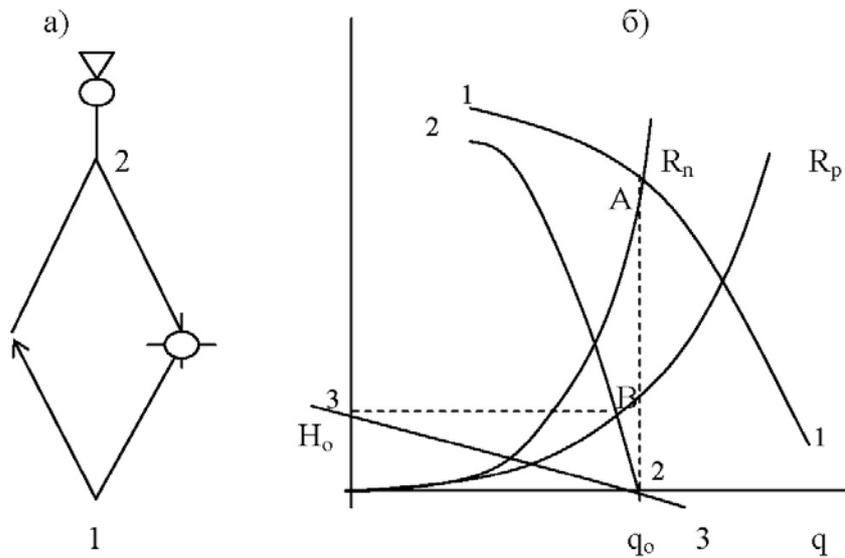


Рис. 1. Построение напорной характеристики участка ШВС

Величина эквивалентного сопротивления ветви, моделирующей параллельную ветвь внешней сети, определится из выражения

$$R_p = \frac{h_n}{(Q_{ВГП} - q_n)^2}, \quad (2)$$

где $Q_{ВГП}$ - подача вентилятора, в зоне действия которого находится рассматриваемый участок, $\text{м}^3/\text{с}$.

Напорная характеристика участка строится последовательным вычитанием, по ординатам, из характеристики вентилятора (рис.1б, 1-1) - характеристики ветви (R_n). Из полученной характеристики (2-2) параллельного соединения по абсциссам вычитается характеристика параллельной ветви (R_p). Напорная характеристика участка 3-3 описывается уравнением вида

$$h_n = H_o - b q_n^2, \quad (3)$$

где H_o - депрессия, определяемая пересечением характеристики 3-3 с осью ординат, Па.

Величина критического расхода q_o , согласно рис.1б, определится как абсцисса точки (А) пересечения характеристики (R_n) с характеристикой вентилятора (кривая 1-1). Совместное решение уравнений этих характеристик, определяет эту величину

$$\begin{cases} h_s = R_n q_o^2 \\ h_s = A_v - b_v q_o^2 \end{cases}, \quad (4)$$

$$q_o = \sqrt{\frac{A_v}{R_n + b_v}}, \quad (5)$$

где h_s - депрессия участка с эквивалентным сопротивлением (R_n), Па; A_v и b_v - параметры напорной характеристики ВГП.

Величину критической депрессии (H_o), определяет ордината точки (В) пересечения характеристики (R_p) с напорной характеристикой параллельного соединения 1-2. Она определяется из следующего выражения

$$H_o = R_p \frac{A_p}{R_p + b_p}, \quad (6)$$

где A_p и b_p - параметры напорной характеристики параллельного соединения выработок 1-2.

После реверсирования вентиляции шахты параметры напорных характеристик изменяются. При этом сопротивление ветвей, расположенных последовательно с рассматриваемым участком (R_n) увеличивается, в основном, за счет противодействия естественной тяги во внешних вентиляционных контурах. Сопротивление же эквивалентной ветви (R_p), моделирующей внешнюю сеть, параллельную рассматриваемому участку, уменьшается за счет уменьшения сопротивления путей внешних и внутренних утечек воздуха. Все это приводит к деформации напорных характеристик ветвей (выработок) ШВС. В холодное время года (суток) возможен переходной процесс, из-за резкого изменения величины естественной тяги в стволах. При этом параметры напорных характеристик в течении 20-30 минут могут увеличиться на 10-20 %. Увеличение сопротивления выработок, расположенных последовательно с рассматриваемым участком, приводит, в основном, к уменьшению величины критического расхода воздуха (q_o), а уменьшение сопротивлений ветвей, параллельных, по отношению к рассматриваемому участку, к уменьшению критической депрессии (H_o). Следует отметить, что величина критической депрессии участка, при уменьшении критического расхода, также уменьшается за счет изменения параметра (b) напорной характеристики всего параллельного соединения (кривая 2-2).

Проведенный анализ закономерностей формирования напорных характеристик на упрощенной модели ШВС, в целом, отражает механизм приведения характеристики ВГП к конкретной аварийной выработке и позволяет выделить особенности, связанные с управлением вентиляцией таких выработок. Рассмотрим особенности такого управления в реверсивном режиме, на примере выемочного участка (рис.2) с изолированным пожаром.

В нормальном режиме проветривания, действие тепловой депрессии пожара (h_i) в лаве, совпадает с направлением работы вентилятора, после реверсирования - оно становится противонаправленным. Для упрощения восприятия, анализ взаимодействия реверсивной струи и тепловой депрессии в участке, рассмотрим в координатах второго квадранта (рис.3).

После реверсирования вентиляции возможны два основных варианта развития ситуации. В первом - напорная характеристика аварийного участка описывается кривой 1-1 - критическая депрессия (H_o) больше тепловой депрессии пожара (h_i). Режим проветривания аварийного участка определяют координаты точки А. Произойдет остановка, а затем опрокидывание газо-воздушного потока в аварийном участке.

Во втором варианте - критическая депрессия H_o меньше тепловой депрессии пожара. В этом случае в реверсивном режиме будет сохраняться первоначальное направление движения струи в аварийном участке.

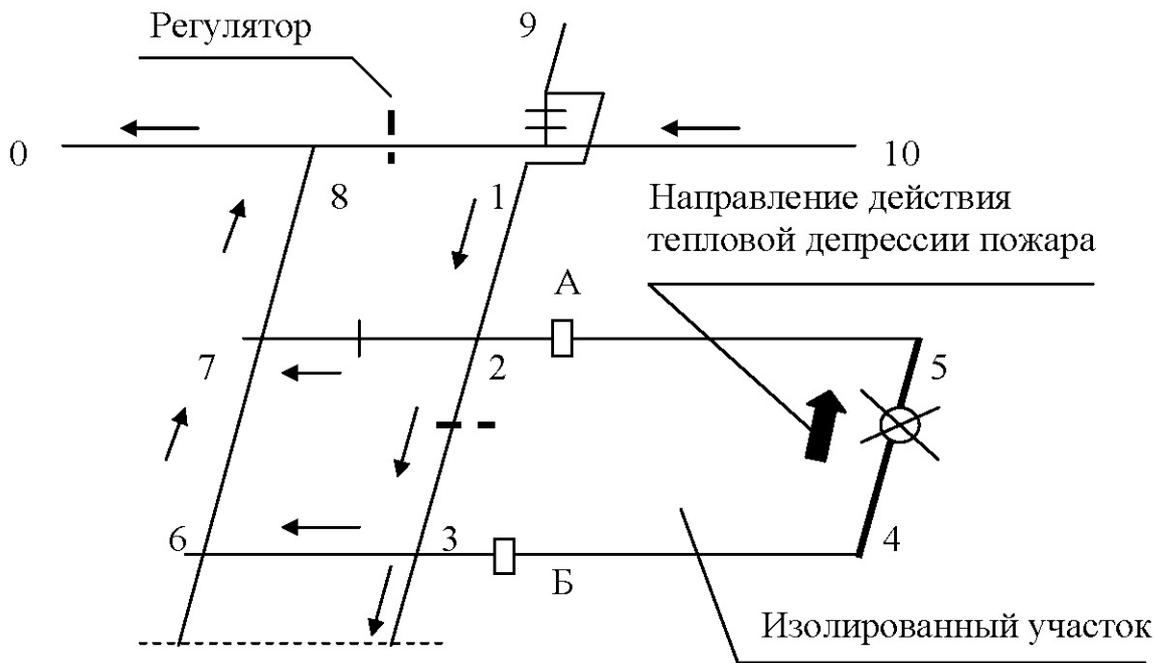


Рис. 2. Схема вентиляции аварийного участка в реверсивном режиме

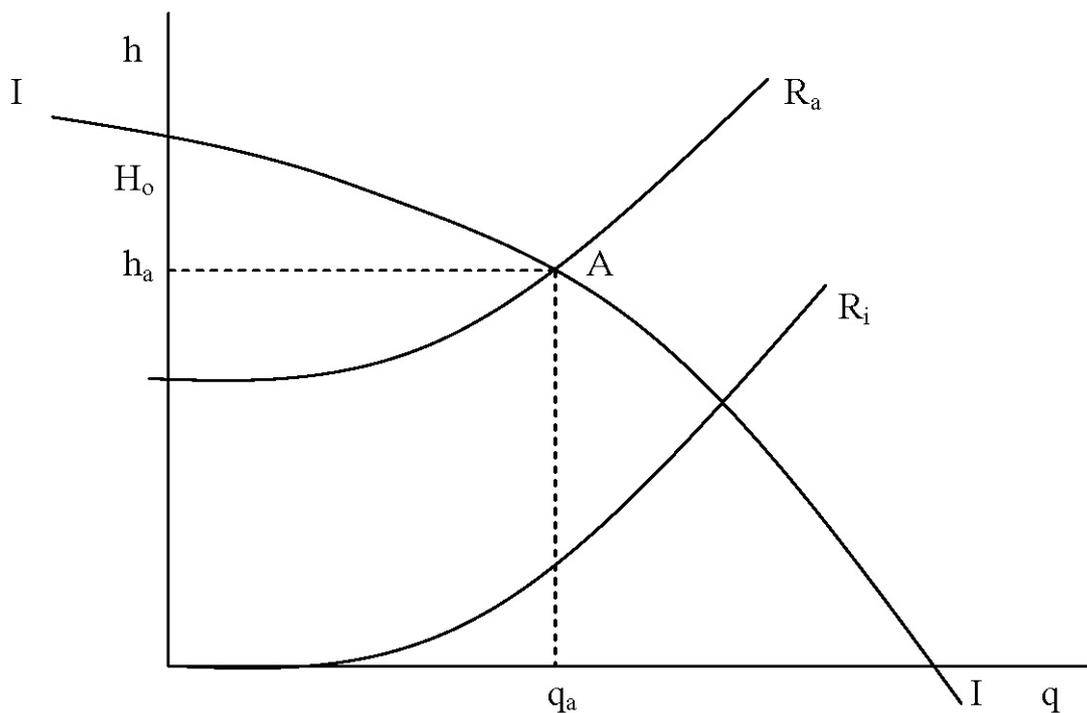


Рис. 3. Параметры, характеризующие вентиляцию изолированного участка в реверсивном режиме

В любом из возможных вариантов, с практической точки зрения, основное значение имеет оценка возможности опрокидывания вентиляционной струи

в изолированном участке после общешахтного реверсирования вентиляции. Другими словами, если исходить из предположения, что величина тепловой депрессии пожара, сформировавшаяся в изолированном участке в нормальных условиях нам известна, то, определив величину критической депрессии этого участка в реверсивном режиме (H_{op}), можно оценить и возможность опрокидывания вентиляционного потока в этом участке после реверсирования вентиляции шахты. Для решения этой задачи можно использовать компьютерную модель шахтной вентиляционной сети. Так, например, в соответствии с методикой определения устойчивости вентиляционных потоков вентиляции [5], величину критической депрессии изолированного участка в нормальном режиме можно определить из условия остановки в нем вентиляционной струи ($r_a = \infty$). Тогда величину критической депрессии этого участка в реверсивном режиме можно пересчитать на основании результатов измерений расхода воздуха, проводимых при плановом реверсировании и указанных в акте реверсирования. Расчетная формула будет иметь следующий вид

$$H_{op} = H_o (q_p / q_n)^2, \quad (7)$$

где q_p и q_n - расходы воздуха, измеренные в рассматриваемом участке в нормальных условиях и при плановом реверсировании вентиляции, м³/с.

Условие опрокидывания вентиляционной струи в аварийном участке при общешахтном реверсировании будет иметь следующий вид

$$H_o (q_p / q_n)^2 > h_t, \quad (8)$$

Таким образом, вышеприведенный анализ позволяет сделать выводы о том, что принципиально возможно использовать общешахтное реверсирование вентиляции для тушения пожара после изоляции участка. В основе такого метода тушения пожара лежит последующее многократное реверсирование вентиляции изолированного участка за счет общешахтной депрессии и тепловой депрессии пожара. Причем, тепловая депрессия используется как источник тяги, восстанавливающий восходящее движение пожарных газов в лаве. Эффективность такой технологии тушения изолированного пожара можно оценить заранее для всех выемочных участков шахты, на стадии подготовки плана ликвидации аварии.

Список литературы

1. Болбат И.Е., Лебедев В.И., Трофимов В.А. Аварийные вентиляционные режимы в угольных шахтах. – М.: Недра, 1992. – 206 с.
2. Булгаков Ю.Ф. Тушение пожаров в угольных шахтах. – Донецк: ДонГТУ, 2001. – 270 с.
3. Аварийность на предприятиях угольной промышленности Минтопэнерго Украины в 1991 – 2000 гг. – Донецк: НИИГД, – 2001. – 56 с.
4. Смоланов С.Н. Ликвидация сложных подземных аварий методами вентиляционного воздействия. – Д.: Наука и образование, 2002. – 272 с.
5. Рекомендации по выбору эффективных режимов проветривания шахт при авариях. – Донецк: НИИГД, 1995. – 168 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кузьменком О.М.
Надійшла до редакції 08.04.10*

ОБҐРУНТУВАННЯ МЕТОДУ РОЗРАХУНКУ ОСНОВНИХ ПОКАЗНИКІВ ФІЛЬТРУВАЛЬНИХ МАТЕРІАЛІВ В ЗАЛЕЖНОСТІ ВІД УМОВ ВИРОБНИЧОГО СЕРЕДОВИЩА

Виконано аналіз методів розрахунку параметрів фільтрувальних матеріалів. Встановлено їх недоліки. Розроблено рекомендації для визначення технічних характеристик фільтрувальних шарів з урахуванням умов виробничого середовища.

Выполнен анализ методов расчета параметров фильтрующих материалов. Приведены их недостатки. Разработаны рекомендации для определения характеристик фильтрующего шара с учетом условий производственной среды.

The analysis of calculation of methods is executed filtering materials of parameters. Their lacks are resulted. Recommendations are developed the characteristic of a filtering sphere is defined conditions of the industrial environment influence.

Актуальність. Виготовлення якісної респіраторної техніки для захисту органів дихання є досить актуальним на сьогоднішні питанням. Особливо гостро це відчувається у зв'язку з введенням в країні технічного регламенту на засоби індивідуального захисту органів дихання (ЗІЗОД) і появою на ринках великого вибору імпортової продукції високого гатунку. В свою чергу це спонукає вітчизняних виробників шукати нові шляхи з удосконалення асортименту продукції для підвищення конкурентоздатності і забезпечення ринку збуту.

Одним із шляхів вирішення цієї задачі є випуск респіраторів для конкретних умов експлуатації, що забезпечить високі захисні властивості, при мінімальному можливому впливі на функціональний стан працівників.

Останні дослідження. Так, зараз всі ЗІЗОД поділяються на три ступені захисту і вибираються здебільшого виходячи із співвідношення концентрації шкідливої речовини C_1 , до величини гранично-допустимої концентрації (ГДК) $K_s = C_1 / ГДК$. При цьому теоретично необхідно враховувати важкість роботи і умови експлуатації, знехтування якими може привести до навіть різкого погіршення захисної ефективності респіратора в цілому. Оскільки під час виконання трудових обов'язків змінюється щохвилинним об'ємом дихання, який від важкості праці збільшується. Тим самим буде зростати і перепад тиску на респіраторі, що збільшить витрати енергії і зменшить працездатність [1]. Крім того, це може призвести до погіршення захисної ефективності за рахунок підсмоктувань нефільтрованого повітря по смузі обтюратору [2].

Постановка задачі. Однак на практиці, при виборі ЗІЗОД врахувати важкість праці чи вплив кліматичних умов майже не можливо. Респіратори одного ступеню захисту мають схожі показники якості і відрізняються один від одного тільки конструктивно. Наприклад, складно підібрати респіратори для випадків, які характеризуються однією кількістю шкідливих речовин у повітря, але різними кліматичними умовами. Відомо, що зростання температури призводить до збільшення опору дихання, що вимагає використання ЗІЗОД з меншим опором дихання, які характеризуються і нижчим ступенем захисту.

В зв'язку з цим виникає необхідність у корегуванні методів розрахунку параметрів фільтрувальних матеріалів, які забезпечуватимуть необхідну фільтрувальну властивість ЗІЗОД.

Метод досліджень. Існуючі методи розрахунку параметрів фільтрувального матеріалу в основному виходять із величини захисної ефективності [3 - 5]. Подекуди зустрічається перевірка за величинами перепаду тиску та пиломісткості [6]. Так у роботі [6] наведено метод розрахунку фільтрувальних матеріалів, для забезпечення вискоефективного очищення газів при найменшому перепаду тиску на фільтрах. Ця методика базується на залежності початкового опору повітряному потоку від ефективності фільтрації

$$\frac{\Delta p}{2\mu v_0} = \frac{\ln K}{\gamma(a, \beta)\eta_\Sigma},$$

Де Δp – перепад тиску на фільтрувальному матеріалі, Па; μ – динамічна в'язкість повітря, v_0 – швидкість повітряного потоку, м/с; K – коефіцієнт проникнення аерозолі; $\gamma(a, \beta)$ – коефіцієнт, який характеризує структуру матеріалу; a – діаметр волокон, м; β – щільність упакування волокон; η_Σ – сумарний коефіцієнт уловлювання аерозольних частинок.

При відомій величині коефіцієнта проникнення K_n перепад тиску на ЗІЗОД буде тим менше, чим більше значення $\gamma(a, \beta)$ та величина сумарного коефіцієнта уловлювання η_Σ . Експериментальне дослідження залежності $\gamma(a, \beta)$ від радіуса волокон a дало змогу встановити, що максимум в цієї функції відсутній, а найбільше значення коефіцієнт γ досягається на границі можливих значень радіуса волокон (рис. 1) [6]. Тому для розрахунку граничної величини радіуса волокон була запропонована нерівність:

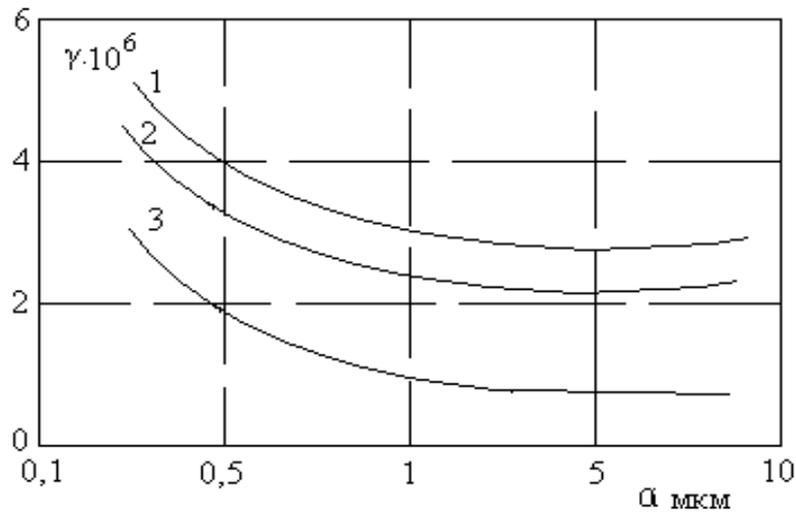
$$-\frac{\pi \ln K}{2(\beta H)_2} \leq \frac{\eta_\Sigma(a)}{a} \leq -\frac{\pi \ln K}{2(\beta H)_1},$$

де $(\beta H)_1$ і $(\beta H)_2$ – границі добутку βH , що визначаються виходячи з технологічних умов на виготовлення та експлуатацію готових виробів з даного фільтрувального матеріалу; H – товщина фільтрувального шару, м.

Верхня границя $(\beta H)_2$ виключає використання волокон великого діаметра, тому що це приведе до збільшення поверхневої щільності і високої вартості матеріалу. Нижня границя $(\beta H)_1$ виключає можливість використання занадто тонких волокон для забезпечення достатньої механічної міцності матеріалу. Величину βH зручно вибирати виходячи з поверхневої щільності матеріалу за величиною якої здійснюють налагодження устаткування для виготовлення ЗІЗОД. При цьому поверхнева щільність матеріалу і щільність упакування пов'язані між собою [7]:

$$G = \beta \rho_g H,$$

де G – поверхнева щільність матеріалу, $г/м^2$; ρ_g – питома маса волокон, $г/м^3$.



1 – $v = 1$ см/с 2 – $v = 2$ см/с; 3 – $v = 10$ см/с

Рис. 1. Залежність $\gamma(a, \beta)$ від радіуса волокон для аерозольних частинок з діаметром $d = 0,3$ мкм; при щільності упакування волокон $\beta = 0,045$ зі швидкістю фільтрації

Розрахунок основних параметрів фільтруючих матеріалів за цією методикою дозволяє з достатньою ймовірністю виготовляти фільтри із заданими показниками захисної ефективності при мінімально можливому опорі повітряному потоку. Однак до недоліків слід віднести: відсутність врахування умов експлуатації ЗІЗОД (зокрема температури навколишнього середовища).

Результати експерименту. Виходячи з основних закономірностей для визначення параметрів фільтрувального шару, які запропоновані у розглянутому вище методі, було розроблено один з варіантів удосконалення розрахунку з впливом кліматичних умов на показники готового виробу. Так, аналізуючи вищезгадані формули, можна виділити спільну частину для розрахунку коефіцієнта проникнення аерозолю через фільтрувальний шар і величини перепаду тиску – $F_e = 4\beta H/a$. Вона являє собою сумарну поверхню волокон фільтрувального шару. На рис. 2 наведено криві залежності коефіцієнту проникнення аерозольних частинок, перепаду тиску зразку поліпропіленового фільтруючого матеріалу та його пилемісткості (отримані для аерозольних частинок діаметром 0,3 мкм, при швидкості фільтрації 0,01 м/с, площа зразка фільтрувального матеріалу складає 0,01 м²) від сумарної поверхні його волокон, які були визначені за формулами

$$\Delta p = \frac{\nu \mu F_e}{a f(\beta)}$$

$$K = \exp\left(-\frac{2a\eta_{\Sigma} F_e}{a\pi}\right)$$

$$\Pi = \frac{(F(\Delta p) - F_B^2) d \rho_n \phi F_0}{4F_B},$$

де $F(\Delta p) = \{ [\frac{6(\Delta p - \Delta p_0)\pi^2 L}{k_n \rho_n \varphi F_0}] + F_B^3 \}^{2/3}$; Δp – перепад тиску запиленого фільтра, Па (відповідно ГОСТ 12.4.041-89 приймається 100 Па); k_n – коефіцієнт пропорційності, що залежить від швидкості фільтрації, $\text{м}^4/\text{с}^2$ (5 – 8); L – загальна довжина волокон, м; F_0 – загальна площа фільтру, м^2 ; $F_B = \frac{2\beta H}{a}$ – сумарна поверхня волокон фільтру; Π – маса осаджених часток пилу на фільтрі, кг; ρ_n – насипна щільність часток пилу, $\text{кг}/\text{м}^3$; φ – коефіцієнт нерівномірності розподілення пилу по площі фільтру (1,3 – 1,5).

Для аналізу отриманих залежностей встановлено спрощенні рівняння, що показують характер залежності вище згаданих показників від сумарної поверхні волокон. Аналізуючи їх приходимо до висновку, що збільшення сумарної поверхні волокон призводить до підвищення ефективності уловлювання частинок. В той же час і перепад тиску на фільтрувальному шарі також зростає, а от пилемісткість, навпаки погіршується.

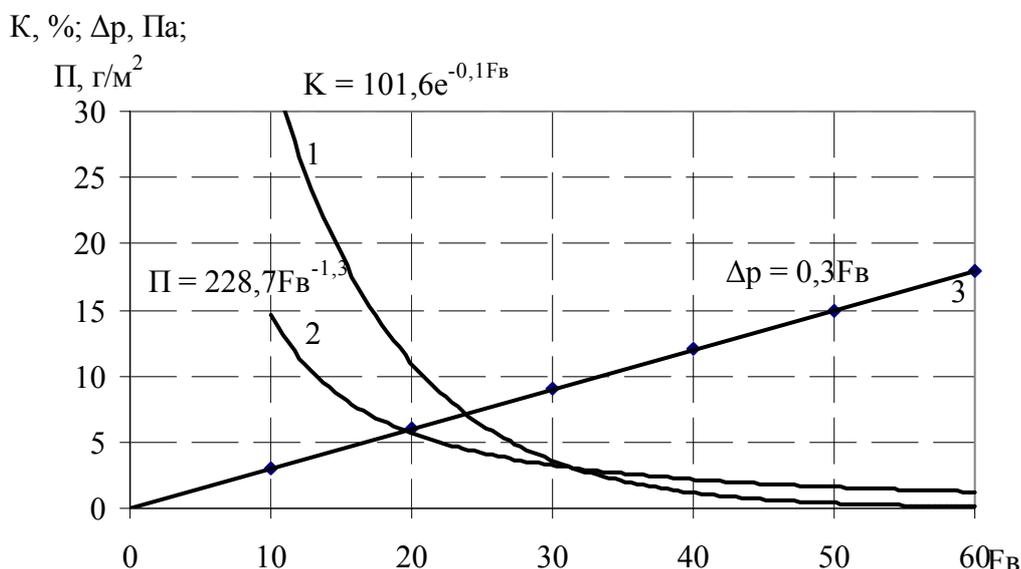


Рис. 2. Криві залежності коефіцієнту проникнення аерозольних частинок (1), пилемісткості зразку поліпропіленового фільтруючого матеріалу (2) та його перепаду тиску (3) від сумарної поверхні волокон

Оптимальні значення показників поліпропіленових фільтрувальних матеріалів знаходяться в межах $F_B = 25 - 35$. Подальше збільшення цієї величини хоча і призведе до покращення захисної ефективності, але значно погіршить процес дихання і строк служби фільтра. В той же час, зменшення величини сумарної поверхні волокон призведе до різкого збільшення коефіцієнта проникнення аерозолію.

Таким чином, виходячи з конкретних умов експлуатації, беручи до уваги величину дисперсності аерозольних частинок та важкість виконуваних робіт, для кожного конкретного випадку вирішуємо, що являється пріоритетним – чи захисна ефективність (наприклад, якщо частинки є дрібнодисперсними), чи опір диханню (при важкій праці) або термін дії.

Для врахування впливу кліматичних умов на величину перепаду тиску і коефіцієнт проникнення при розрахунку параметрів фільтрувального шару було запропоновано змінювати величину сумарної поверхні волокон з обов'язковою перевіркою значення коефіцієнта проникнення аерозолі. Відомо, що протипилові респіратори протягом зміни при температурі 35 °С значно ускладнюють процес дихання порівняно з температурою 20 °С. Це пояснюється прямопропорційною залежністю опору дихання і в'язкості газу, яка зростає зі збільшенням температури [8]. Підвищена температура повітря погіршує і захисну ефективність ЗІЗОД за рахунок активності руху аерозольних частинок, що зменшує їх ймовірність уловлювання за допомогою електростатичного ефекту [8].

Виходячи з експериментальних досліджень впливу на величину перепаду тиску та коефіцієнт проникнення температури повітря, була встановлена залежність остаточної на зміну сумарної поверхні волокон для забезпечення незмінних величин перепаду тиску та коефіцієнта проникнення (рис. 3)

Таким чином, для зниження величини перепаду тиску на фільтрах, які будуть працювати при підвищеній температурі, зменшуємо величину сумарної поверхні волокон.

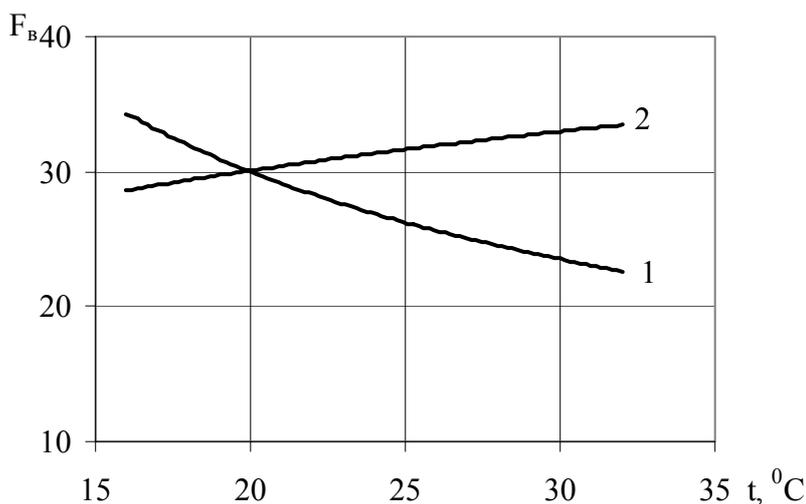


Рис. 3. Криві залежності сумарної поверхні волокон поліпропіленового матеріалу від температури повітря, яке надходить на нього: 1 – при незмінному показникові перепаду тиску; 2 – при незмінній захисній ефективності

Враховуючи умови експлуатації майбутнього ЗІЗОД, можна підібрати таку величину сумарної поверхні волокон, яка б забезпечила мінімально можливий опір диханню при заданій захисній ефективності фільтрування.

З рис. 3 бачимо, що для забезпечення незмінного перепаду тиску при збільшенні температури, сумарну поверхню волокон потрібно зменшувати, а для стабільності захисної ефективності навпаки – збільшувати. Однак, хоча і виникає протиріччя, але межі розбіжностей поверхні волокон для забезпечення якісних показників не великі, тому значних змін в бік погіршення не відбудеться. Хоча необхідно враховувати специфіку роботи кожного конкретного випадку: виходячи із концентрації аерозолі його дисперсності і важкості виконуваних робіт.

Для зменшення впливу вологи на показники фільтрів, також як і у випадку з забезпеченням їх постійних величин при підвищеній температурі, підбираємо відповідну сумарну поверхню волокон. Враховуючи, її не значну відмінність від розрахованої за стандартними умовами, з метою забезпечення незміною величину коефіцієнта проникнення можливе незначне варіювання одночасно значеннями щільністю упакування волокон і товщиною фільтруючого шару. Отже, оскільки радіус волокон не змінився, то величина коефіцієнта захвату електростатичного механізму також значно не зміниться.

Для перевірки викладеної методики розрахунку параметрів фільтрувального шару виконаємо їх розрахунок для поліпропіленових матеріалів, призначених для ЗІЗОД першого і другого класу захисту. Тобто встановимо розміри радіуса волокон поліпропіленових фільтруючих матеріалів, що забезпечують коефіцієнт захисту 100 (перший клас захисту) та 75 (другий клас захисту). За стандартний зразок для експерименту приймаємо частинки вугільного пилу радіусом 0,15 мкм. Припускаємо, що швидкість фільтрації становитиме 0,01 м/с, початковий перепад тиску не повинен перевищувати 10 Па для першого випадку і 8 Па для другого. Пиломісткість повинна складати для першого класу не менш 0,025 г/см², для другого – не менш 0,03 г/см².

З початку визначимо значення сумарної поверхні волокон, яка забезпечить необхідний рівень захисної ефективності. Для цього встановлюємо коефіцієнт проникнення $K_1 = 100/100 = 1$; $K_2 = 100/50 = 2$ та за рис. 2 з'ясуємо величину F_B , яка для першого випадку становить 45, а для другого 37. Потім підбравши відповідні величини щільності упакування волокон (наприклад, 0,05) та товщини фільтруючого шару (відповідно 0,00005 м), визначимо що $\beta H = 2,5 \cdot 10^{-5}$ і $\beta H_2 = 16$. Останнє, розраховуємо діаметр волокон

$$d_1 = \frac{4\beta H}{F_B} = \frac{4 \cdot 2,5 \cdot 10^{-5}}{45} = 2,2 \cdot 10^{-6}, \text{ м}$$

$$d_2 = \frac{4\beta H}{F_B} = \frac{4 \cdot 2,5 \cdot 10^{-5}}{37} = 2,7 \cdot 10^{-6}, \text{ м}$$

Перевіряємо величину пиломісткості за вищезазначеними формулами. Отримуємо розрахунок для першого класу захисту

$$F(\Delta p)_1 = 286068 \text{ та } \Pi_1 = 0,054, \text{ г/см}^2.$$

Тоді як, для другого класу захисту маємо наступний розрахунок

$$F(\Delta p)_2 = 30987,3 \text{ та } \Pi_2 = 0,065, \text{ г/см}^2.$$

Результати розрахунків зведені в табл. 1.

Зразки матеріалів з такою щільністю упакування волокон, товщиною фільтрувального шару та радіусом волокон були виготовлені на підприємстві ТОВ НВП „Стандарт” (м. Дніпропетровськ) та визначенні їх показники якості (табл. 2).

Таблиця 1

Результати розрахунків параметрів
поліпропіленових фільтруючих матеріалів

Вихідні дані					Розрахункові дані		
E, %	П, г/см ²	Δр, Па	G, г/м ²	η _{ел}	F _в	βН, м	d, м
99,6	0,07	11	45	0,51	37,2	2,5 · 10 ⁻⁵	2,7 · 10 ⁻⁶
99,9	0,05	13	45	0,63	45,1	2,5 · 10 ⁻⁵	2,2 · 10 ⁻⁶

Таблиця 2

Результати досліджень експериментальних зразків
поліпропіленового фільтруючого матеріалу

Тип зразка ма- теріалу	Показники якості, що досліджувались		
	Перепад тиску, Па	Пиломісткість, г/см ²	Захисна ефектив- ність, %
1	8,7±0,2	0,054±0,003	99,4±0,05
2	11,6±0,2	0,036±0,002	99,8±0,03

Результати досліджень показали, що отримані показники якості фільтрувального матеріалу відповідають заданим. Незначні розбіжності пояснюються тим, що розрахунок проводився виходячи з припущення, що розміри волокон в заданій площі всі однакові. Однак фактично вони є полідисперсними, тоді як розрахунковий діаметр волокон є середнім значенням. В подальшому необхідно уточнити вище наведені залежності з урахуванням полідисперсності волокон.

Висновки. Таким чином, у даній роботі приведена методика розрахунку параметрів поліпропіленових фільтруючих матеріалів з урахуванням обмежень, що накладаються можливостями технологічного процесу.

У випадку, коли розрахунок не забезпечує оптимальних параметрів та необхідної (оптимальної) ефективності фільтрації при заданій пиломісткості запропоновано застосовувати багатошарові фільтруючі матеріали, перші шари яких мають низьку щільність упакування, а нижні – високу. Таке технічне рішення було підтверджено експериментальними випробуваннями з накопичення пилу на зразках матеріалу елфлен з двох шарів.

Список літератури

1. Чеберячко С.І., Чеберячко Ю.І. Оцінка впливу засобів індивідуального захисту органів дихання на працездатність людини // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 7. – С. 64 – 66.
2. Голинько В.И., Чеберячко С.И., Колесник В.Е., Ищенко А.С. Анализ и оценка защитной эффективности фильтрующих респираторов // Науковий вісник. - 2004. - №12. - С. 33 – 36.
3. Исследование закономерностей осаждения аэрозолей в материалах ФП с заряженными волокнами / Ушакова Е.Н., Абрамина Е.В., Козлов В.И., Петрянов И.В. // Колл. журн. - 1977. - Т. 39. - № 3. - С. 602 - 605.
4. Кальнин Ю.В., Канусин Н.С. Разработка метода расчета иглопробивных фильтрующих материалов // Тр. ЦНИПП. - 1972. - Вып. 6. - С. 28 - 31.
5. George E.R., Lamb, Peter Comstanza, Bernard Miller. Influence of Fiber Oxometry on the Performan of Norwomen air Filters // Textile Research Journal. - 1975. - Vol. 45, N 6. - p. 452 - 463.

6. Стечкина И.Б., Кирш А.А. К вопросу о выборе параметров фильтрующего материала для тонкой очистки газов // Теоретические основы химической технологии. - 1981. - Т. 15. - № 1. - С. 79 - 83.

7. Филатов Ю.Н. Электроформирование волокнистых материалов (ЭФВ–процесс) / Под ред. В.Н. Кириченко. – М.: ГНЦ РФНИФХИ им. Л.Я. Карпова, 1997. – 297 с.

8. Голінко В.І., Чеберячко С.І., Чеберячко Ю.І., Застосування респіраторів на вугільних і гірничорудних підприємствах: Монографія. – Д.: НГУ, 2008 – 99 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голінком В.І.
Надійшла до редакції 22.03.10*

УДК 81'25:811.112.2 (076.6)

© И.Л. Кабаченко

ИСТОРИЯ ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО СИНХРОННОГО ПЕРЕВОДА И ОБУЧЕНИЕ ПЕРЕВОДЧИКОВ СИНХРОНИСТОВ В УСЛОВИЯХ ВЫСШЕГО УЧЕБНОГО ЗАВЕДЕНИЯ

Представлены история и развитие профессионального синхронного перевода и даны практические рекомендации по эффективному обучению студентов-переводчиков в условиях высшего учебного заведения.

Подано історію та розвиток професійного синхронного перекладу й надано практичні рекомендації з ефективного навчання студентів-перекладачів в умовах вищого учбового закладу.

The history and development of professional simultaneous interpretation is presented. Practical recommendations about effective training of students-translators in the conditions of a higher educational institution are made.

Сегодня ни одна международная конференция и встреча не обходится без синхронного перевода. Внешне это выглядит примерно так. В специальной звукоизолированной кабине находится синхронный переводчик-модератор, который получает речь оратора через наушники и повторяет ее в микрофон на другом языке, на языке перевода. Таких кабин обычно бывает несколько в зависимости от количества рабочих языков конгресса или конференции. Синхронный переводчик является частью единой системы синхронного перевода, в которую входят микрофоны, установленные в президиуме, на трибуне оратора, на местах перед делегатами или участниками конгресса; проводная связь от микрофона к диспетчерско-распределительному пульту, оттуда на наушники в кабины и далее от микрофона синхронного переводчика через распределительный пульт на места делегатов, где имеются наушники и селектор каналов. Осуществив включение с помощью селектора, участник конференции получает возможность слушать выступление на одном из рабочих языков.

Практически деятельность синхронного переводчика успешна тогда, когда его не замечают. Чем меньше видна индивидуальность переводчика, чем точнее его перевод, чем четче и спокойнее его речь, тем менее он заметен, тем более естественным становится процесс коммуникации.

С точки зрения организаторов конференции, синхронный перевод позволяет получать огромную экономию во времени, несмотря на то, что он может осуществляться на большое число языков. В наше время это кажется естественным, как будто бы иначе и быть не может. На самом деле синхронный перевод является лишь одной из двух разновидностей так называемого "перевода конференций". Второй разновидностью "перевода конференций" является последовательный перевод. Именно последовательный перевод исторически предшествует синхронному переводу в качестве перевода конференций. Если профессиональный синхронный перевод берет свое начало от Нюрнбергского процесса над нацистскими военными преступниками, то профессиональному последовательному переводу кладет начало Парижская мирная конференция 1919 г. Не входя в детали истории устного перевода вообще, сведения по которой приводятся, например, в книге ван Хоофа "Теория и практика устного перевода", изданной в 1962 г. в Мюнхене, истории столь же древней, сколь древна история человечества, достаточно будет сказать, что до первой мировой войны, фактически на протяжении всего XIX в. международным языком всех дипломатических конференций, дипломатических межправительственных контактов был французский язык.

Гарольд Никольсон в известной книге "Дипломатия" пишет: "Президент Вильсон и Ллойд-Джордж не были лингвистами, и в результате стало возможным для представителя каждой страны, если он этого желал, говорить на родном языке, после чего его слова переводились. Квалифицированный переводчик может перевести заявление или речь с большой четкостью и быстротой".

Переводчики Парижской мирной конференции, бригаду которых возглавил Поль Манту, историк и профессор Лондонского университета, а позднее – переводчики Лиги Наций: Антуан Веллеман, Жан Эрбер, Робер Конфино, братья Андре и Жорж Каминкер и Жорж Матье (французский язык), Эванс и Ллойд (английский язык) – создавали стандарты последовательного перевода. Согласно этим стандартам переводчик не имел права перебивать оратора. Оратор мог говорить столько, сколько он считал нужным. После этого перевод в течение того же времени осуществлял переводчик. Эдмон Кари приводит пример перевода речи французского дипломата Андре Франсуа Понсе, которая продолжалась два с половиной часа.

Расцвет последовательного перевода приходится на период между двумя войнами, когда многосторонняя дипломатия пользовалась фактически двумя рабочими языками – английским и французским, особенно в Лиге Наций. Когда после войны возникла Организация Объединенных Наций с пятью официальными языками, очень скоро стало ясно, что последовательный перевод крайне неэкономичен. Ведь для того чтобы перевести любое выступление оратора на четыре других официальных языка ООН, требуется в пять раз больше времени, чем отнимает сама речь. Именно эта практическая потребность многосторонней дипломатии и вызвала к жизни синхронный перевод. Тем более, что в 1950 году синхронный перевод уже возник и мог быть использован.

Патент на синхронный перевод был выдан в 1926 г. американской фирме IBM ("International Business Machines") на имя Гордона Финли, радиоинженера,

служащего фирмы, который воплотил в установке идею, ранее пришедшую в голову бостонскому бизнесмену Эдуарду Филену. Однако первый опыт применения синхронного перевода был проведен в 1928 г. в Советском Союзе на VI конгрессе Коминтерна. На XIII пленуме Исполкома Коминтерна в 1933 г. впервые появились специально оборудованные кабины и телефоны (наушники). В 1935 г. в Ленинграде синхронный перевод впервые был применен на XV международном физиологическом конгрессе. Вступительная речь академика И.П.Павлова переводилась синхронно на французский, английский и немецкий языки. За рубежом есть данные о попытках организации синхронного перевода на международных конференциях, проходивших в 1927 г. в Женеве и в 1938 г. в Схевенингене (Голландия), а в 1936 г. синхронный перевод был введен на заседаниях двуязычного бельгийского парламента. Однако все эти опыты были лишь эпизодами. Синхронный перевод до конца второй мировой войны так и не стал профессиональным видом деятельности.

Принято считать, что датой рождения синхронного перевода как профессионального вида деятельности является Нюрнбергский процесс над нацистскими военными преступниками. В Нюрнберге работали две команды: советская команда переводчиков и команда союзников, состоявшая главным образом из американцев. Во главе службы синхронного перевода стоял полковник американской армии, бывший служащий фирмы ИБМ Леон Достерт. Имя его связано в дальнейшем с организацией первых опытов машинного перевода в Джорджтаунском университете (США). В 1946 г. Достерт организовал демонстрацию синхронного перевода в ООН. В 1947 г. Секретариат ООН приобретает первую портативную установку синхронного перевода. Между 1948 и 1951 гг. в Секретариате ООН шла борьба между сторонниками последовательного и сторонниками синхронного перевода. Несмотря на некоторые преимущества последовательного перевода, синхронный перевод победил. Это было естественно, ибо синхронный перевод позволял экономить время, практически не затрачивать вообще дополнительного времени на перевод. Последовательный перевод сохранился как инструмент обслуживания двусторонней дипломатии, двусторонних отношений. Синхронный перевод обслуживает многостороннюю дипломатию и многосторонние отношения.

В наше время практически нет таких международных конференций с участием представителей нескольких стран, где не применялся бы синхронный перевод.

Практика работы, синхронных переводчиков показывает, что даже самый высокий уровень подготовки в вузе недостаточен для успешной работы на международной конференции. По меткому выражению Г. В. Чернова, «синхронист бывает наилучшим образом подготовлен к синхронному переводу на данной конференции практически... в день ее закрытия» [1]. К сожалению, для любого переводчика, в том числе для синхрониста с большим опытом работы, «подготовка» к синхронному переводу только в ходе работы данной конференции достигается путем проб и ошибок, за счет большого нервного, умственного и физического напряжения. Все это в той или иной степени сказывается на качестве «продукции», выпускаемой переводчиком. Не случайно, поэтому опытные переводчики стремятся быть максимально подготовленными к переводу еще до

начала работы конференции. А для начинающих переводчиков такая предварительная подготовка просто необходима

Процесс обучения синхронному переводу может быть условно разделен на три временных цикла: теоретический, подготовительный и практический. Теоретический цикл преследует цель сформировать у обучаемых научные представления о синхронном переводе и процессе овладения им для придания большей целенаправленности, осознанности и мотивированности в предстоящей учебной работе. Подготовительный цикл направлен на развитие качеств, необходимых для овладения навыками и умениями синхронного перевода. Практический цикл служит для формирования профессиональных навыков и умений синхронного перевода и призван дать студентам некоторый практический опыт подготовки к работе и работы на материале конкретной международной конференции [2-3].

Обучение подготовке к работе на конференции проводится методом деловой игры. С этой целью, обучаемым объявляется о предстоящей игре на материале какой-либо реально проходившей конференции, организуется изучение имеющейся первичной информации о конференции, разрабатывается план подготовки к работе, организуется и проводится подготовка в сжатые сроки.

Порядок работы преподавателя на первом занятии данного цикла может быть следующим. Сначала преподаватель сообщает обучаемым сведения об организации, проводящей данную конференцию, ее целях и структуре, составе, о правилах процедуры, руководящим органах, дает характеристику членов организации, играющих в ней ведущую роль. Затем сообщаются повестка дня предстоящей конференции, обсуждаемые проблемы. При этом обычно указывается, какое количество комиссий и подкомиссий будет функционировать на конференции, какие вопросы будут на них рассматриваться и какие резолюции планируется принять на заседаниях этих комиссий. Особое внимание обращается на те вопросы, по которым принимаются резолюции. Они подлежат наиболее глубокому изучению. До сведения обучаемых доводятся также данные об участниках конференции — характеристики делегаций и их позиции по основным вопросам, характеристики группировок, позиции делегаций, проявивших наибольшую активность по данной проблеме на этой конференции. В заключение преподаватель должен непременно подчеркнуть, что в будущем переводчикам предстоит самостоятельно добывать эти данные в период, предшествующий конференции. Он может получить их либо на инструктивном совещании перед началом конференции, либо у организаторов конференции, либо путем самостоятельного изучения материалов, относящихся к предстоящей конференции (программа конференции, состав участников, текст установочного доклада, проекты резолюций и поправки к ним, тезисы выступлений делегатов, если таковые имеются).

После объяснения этого материала преподаватель совместно со студентами-синхронистами разрабатывает план, в котором намечены основные направления подготовки к конференции. План подготовки, как правило, включает:

1. Изучение проблематики конференции. Обучаемые должны изучить полученную документацию, специальную литературу по тематике конференции,

стенограммы, отчеты и выводы прошедшей конференции или других конференций и форумов по данной проблематике, а также ознакомиться с состоянием проблемы на данный момент по материалам, публикуемым в прессе. Таким образом, обучаемые приобретают необходимые знания по данному вопросу. Это позволяет им в общих чертах ориентироваться в сути обсуждаемых проблем и, следовательно, в определенной степени уяснить позиции сторон, возможных группировок и отдельных делегаций, а также понять аргументацию выступающих ораторов.

2. Изучение терминологии и составление словарей. При изучении документации, обучаемые должны изучить всю терминологию по данной проблематике. Как показывает практика, при изучении терминологии во время подготовки к конференции обучаемому (а тем более переводчику с опытом работы) придется заучить или усвоить в принципе посильное число незнакомых слов и словосочетаний, которое необходимо ему для перевода по специальной тематике. Причем для каждого переводчика это число будет разным.

Обучаемые должны выписать все незнакомые слова, термины и словосочетания по проблематике конференции и на основании этого списка составить словарь. По основным вопросам, включенным в повестку дня комиссий и подкомиссий, целесообразно составлять отдельные словари, так как в последующем они будут необходимы для тренировки в закреплении словарных эквивалентов по конкретному вопросу.

Отдельный словарь составляется по процедурным вопросам, т. е. для процедурной лексики и фразеологии. Процедурная лексика и фразеология относятся к разряду стереотипных выражений, которые обязательны для употребления и данной речевой ситуации. Сложность их перевода заключается в том, что знание их иноязычного эквивалента также необходимо, как и соотнесение с реальной действительностью. Поэтому в ходе подготовки следует не только составить как можно более полный перечень таких выражений, но и заучить их наизусть на родном и иностранном языках

3. Составление списка сокращений. В последнее время сокращения все чаще проникают из письменной речи в устную. Различные варианты произношения иностранных сокращений (буквенное, слоговое или буквенно-слоговое) затрудняют их аудирование, идентификацию в потоке речи и, следовательно, их расшифровку. Невозможность расшифровать сокращение может создать значительные трудности для понимания фразы, так как смысл сокращения редко может быть определен из контекста, даже весьма широкого.

4. Заготовка параллельных текстов. В ходе подготовки обучаемые должны заготовить параллельные тексты на родном и иностранном языках тех документов, которые могут целиком или частично зачитываться и обсуждаться на конференции и из которых могут приводиться цитаты. К таким документам можно отнести: установочный доклад, проекты резолюций, устав организации, процедурные правила, тексты выступлений видных политических и государственных деятелей по актуальным вопросам международной жизни и, в частности, по обсуждаемой проблеме, тексты международных соглашений и договоров, относящихся к проблематике конференции.

5. Письменный перевод проектов резолюций и составление рабочего документа переводчика. Обучаемые должны полностью перевести проекты резолюций и поправок на родной язык и составить рабочий документ переводчика по изложенному ниже принципу.

Приведенный план подготовки к работе на конференции студенты обычно выполняют самостоятельно.

После выполнения группой всего объема подготовительной работы в соответствии с разработанным планом подготовки проводится следующее занятие, которое можно назвать тренировочно-подготовительным. Его цель состоит в том, чтобы обучаемые в ходе учебного синхронного перевода закрепили полученные знания по рациональной и эффективной организации своей работы.

Обучение работе на конференции проводится методом деловой игры. Для имитации условий конференции продолжительность занятия увеличивается с 2 до 4-6 часов, приглашаются преподаватели и обучаемые из других групп, которые заменяют президиум и некоторых делегатов. Класс синхронного перевода или зал с аппаратурой для синхронного перевода (если таковой имеется) соответствующим образом оформляется.

Обучаемые подразделяются на группы по два-три человека и работают попеременно по 20 минут. Синхронный перевод выполняется студентами-синхронистами во всех вариантах при непосредственном контроле преподавателя.

К следующему занятию обучаемые получают задание проанализировать собственные переводы и переводы своих товарищей. Преподаватель на занятии дополняет и уточняет проведенный анализ, указывает на причины ошибок и дает рекомендации по их устранению.

При наличии хорошо подготовленных обучаемых на переводческом факультете можно проводить учебные конференции с использованием нескольких иностранных языков. При выступлении оратора на родном языке его речь переводится сразу на все рабочие языки, изучаемые на факультете переводчиков.

Педагогический опыт показывает, что цикл практики синхронного перевода в условиях учебного заведения несомненно приносит пользу в подготовке обучаемых для практической работы в качестве синхронных переводчиков. За небольшой период обучаемые не только совершенствуют свои профессиональные знания, но и получают соответствующую подготовку в плане организации своей работы, как до начала конференции, так и в ходе ее. Кроме того, проведенные занятия вырабатывают у студентов навыки психологической: устойчивости, которые необходимы переводчику-синхронисту в его сложной деятельности.

Литература

1. Чернов Г.В. Теория и практика синхронного перевода.-М., 2007.- 189 с.
2. Ширяев А.Ф. Синхронный перевод.- М., 1979.-183 с
3. Бреус Е. В., Дементьев А. А., Сладковская Е. Н. Синхронный перевод: пути овладения профессией // Тетради переводчика: Научно-теоретический сборник. — Вып. 22. — М.: Высшая школа, 1987. — 108 с

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Піловим П.І.
Надійшла до редакції 12.04.10*

РОЛЬ ПОЭЗИИ И ПЕСНИ ПРИ ОБУЧЕНИИ ИНОСТРАННОМУ ЯЗЫКУ

Поезія та пісня дають чудові можливості для опанування лексики, граматики та ритміки зарубіжної мови.

Поэзия и песня дают прекрасные возможности для освоения лексики, грамматики и ритмики иностранного языка.

Poetry and Song in the Mastering of the Foreign Languages

Poetry and song give excellent opportunities to master the vocabulary, grammar and rhythmic language.

Знакомство со стихами и песнями на изучаемом иностранном языке дает ряд преимуществ.

Лексика, грамматика, культурный и исторический фон могут стать хорошим материалом для обсуждения в аудитории. Материал способствует развитию художественного вкуса.

Однако основная польза, с нашей точки зрения, состоит в том, что стихотворный текст хорошо интонируется и его легче воспринимать на слух. И главное – это способствует правильному, осмысленному чтению. В средней школе правильно интонированному чтению учат недостаточно. И если в родном языке все более или менее сходит с рук, то для понимания иностранного языка, в том числе в письменной форме, чрезвычайно важно выделять отдельные фразы.

Тексты песен и стихов должны быть тщательно подобраны, каждое слово, каждая интонация выверены. Такие материалы должны соответствовать уровню подготовки, возрасту, интересам и вкусам студентов.

Кто-то справедливо сказал, что поэзия – это лучший вид прозы, где мысли и чувства выражены наиболее четким, глубоким, проникновенным способом.

Обучать языку на стихах и песнях можно начинать с самого юного возраста и с начального уровня подготовки. Англоязычная поэзия богата прекрасными образцами стихов и песен для детей и юношества, которые легко могут быть понятны их ровесникам из других языковых групп. Лучше всего отдавать предпочтение авторам XIX и XX веков и народным песням.

Последние иногда значительно сложнее, но это окупается богатством языка, мелодичностью и их популярностью в англоязычном мире. Прекрасным материалом для изучения могут служить стихи Роберта Фроста, Эдны Сент-Винсент Милей, Эмили Дикенсон, Р.Киплинга, Оскарда Уальда. Что касается модернистских поэтов, то они могут быть рекомендованы только на весьма продвинутом уровне и только тем студентам, которые ощущают внутреннюю струну произведения. То есть выбор должен производиться в соответствии с интересами обучающегося.

Во введении к книге Эдварда Гиббона «Падение и гибель Римской империи» Деро А. Саундерс писал: «Англичане сильнее всего в написании сказанного слова». И далее он характеризует стиль Э.Гиббона: «набросать параграф, попробовать его на слух, отложить в своей памяти, но не спешить заносит на бу-

магу до тех пор, пока он не будет окончательно отполирован». Отсюда великолепная звучность и кристальная ясность хорошей прозы и поэзии, которая чувствуется, даже когда читаешь про себя.

Процесс перевода текста – это процесс его понимания, интерпретации, и он должен проходить так же, но в обратном порядке: сложное предложение нужно разбить на части; во многих случаях без разделения на части понимание и перевод становятся практически невозможными. Однако разделение на части, в свою очередь, связано с большими трудностями. Для этого надо понять смысл целого, выдвинуть гипотезу, которая затем проверяется, подтверждается или отвергается. Процесс понимания идет так же, как и в других отраслях знаний, например в математике.

Мы часто сталкиваемся с таким случаем: студент встречается с незнакомым словом и сразу же начинает искать его перевод в словаре. Однако слово дает много значений, выбор подходящего зависит от контекста. Отсюда недоумение студента: «Я нашел все слова, но не понимаю смысла». Нельзя перевести текст, не понимая его.

Для изучения выбранного поэтического произведения можно рекомендовать следующий подход:

Прочитать студентам вслух стихотворение или текст песни два или три раза с возрастающей скоростью до того как они увидят его в письменной форме. При этом их нужно ориентировать на понимание если не всего содержания, то хотя бы общего смысла или отдельных деталей.

Каждый студент должен иметь копию стихотворения или текста песни. Но и в таком случае полезно писать текст на доске, а студентам полезно его списывать – замедление дает возможность сосредоточиться и лучше воспринять текст.

Нужно пояснять смысл слов, выражений, грамматических форм, с которыми не все студенты могут быть знакомы. Особое внимание следует уделять произношению, интонации.

Рекомендуется обсудить со студентами содержание стихотворения: мысли, формы выражения, аналогии.

Целесообразно несколько раз прочесть вслух стихотворение вместе, «хором». Особое внимание следует уделять звучанию стиха, – какие чувства «напевают эти звуки»? нужно пригласить лучших студентов группы прочитать текст, чередуя мужские и женские голоса.

Отдельные слова, фразы, грамматические формы, стихотворные приемы можно использовать в других предложениях, для чего привлекать английский или иноязычный материал.

Если есть возможность, надо давать информацию о времени написания стихотворения, о социально-политической и культурной обстановке. Иногда уместны запоминающиеся сведения об авторе, о его влиянии на культурную жизнь в своей стране и в мире.

Желательно, чтобы студенты учили наизусть понравившиеся им стихи иностранных авторов. Это развивает память, языковые способности, воспитывает уважение и симпатии к другим народам. Как прекрасно сказал профессор

Грем: «There is no better way to get familiar and at home with English than to have a few English poems running through your head» (Нет лучшего способа освоить английский язык, чем выучить несколько английских стихов, которые будут крутиться в голове).

Песня и стихи – очень удобный материал для ведения урока, ведь при этом одновременно занят весь класс.

Нужно добиваться чтения и пения при нормальной скорости, не допуская замедления темпа – скорость должна быть такой же, как на записи.

Целесообразно периодически возвращаться к пройденному материалу, особенно к стихам и песням. Это способствует активизации освоения, переводит осознанное в неосознанное. Одновременно это повышает самооценку студентов. Человеку всегда отраднее сознавать, что он что-то знает, что он может что-то делать.

Поверхностное знакомство с чужой культурой часто приносит больше вреда, чем пользы. На чужой язык иногда начинают смотреть как на нечто примитивное, лишенное возможности воспринимать и выражать сложные мысли и чувства – и потому не заслуживающее уважения.

Это зачастую присуще людям, освоившим в чужом языке лишь набор шаблонов, сравниваемых их с возможностями родного языка, который они знают лучше. Передавая только элементарные знания и навыки (а именно этим и приходится ограничиваться в педагогической практике), следует держать дверь открытой для более глубокого освоения языка. Для этого прекрасную возможность предоставляют стихи и песни. Иногда студенты сами приносят записи песен. Желательно, чтобы записи были с музыкальным сопровождением и чтобы они исполнялись носителями языка.

Таким образом, обучение иностранному языку с помощью песен и поэзии способствует, как показала практика, лучшему и более быстрому изучению и применению его в качестве языка коммуникации.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Поступила в редакцію 22.03.10*

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Анисимов Олег Александрович – к.т.н., старший научный сотрудник Института по проектированию горных предприятий НГУ, г. Днепропетровск

Биличенко Николай Яковлевич – д.т.н., проф. кафедры транспортных систем и технологий НГУ, г. Днепропетровск

Бондаренко Андрей Алексеевич – к.т.н., доцент кафедры горных машин НГУ, г. Днепропетровск

Бруй Анна Валериевна – к.т.н., доцент кафедры маркшейдерии НГУ, г. Днепропетровск

Вишневецкий Виктор Викторович – к.т.н., ООО «Донбасскрепь»

Гапеев Сергей Николаевич – к.т.н., доцент кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

Гладкий Станислав Юрьевич – к.т.н., зам.гл.инженера по производству шахты «Добропольская» Донецкая обл.

Голинько Василий Иванович – д.т.н., профессор, зав. кафедры АОТ НГУ, г. Днепропетровск

Головко Сергей Дмитриевич – ассистент кафедры маркшейдерии НГУ, г. Днепропетровск

Головко Юрий Николаевич – к.ф.-м.н., доцент кафедры высшей математики НГУ, г. Днепропетровск

Гончар Олексій Євгенович – студент НГУ, м Дніпропетровськ

Горбунов Михаил Юрьевич – ведущий инженер ГНПП «Эльдорадо», г. Днепропетровск

Григорьев Алексей Евгеньевич – ассистент кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

Гриффин Вильям Л. – професор главного национального центра геохимической эволюции и металлогении континентов (GEMOC) при университете Макуори и Объединенного научно-инженерного центра (CSIRO), г. Сидней Австралия

Денищенко Александр Валерьевич – к.т.н., доцент кафедры транспортных систем и технологий НГУ, г. Днепропетровск

Емец Вячеслав Сергеевич – инженер кафедры полезных ископаемых и экологической геологии ДонНТУ, г. Донецк

Ефремов Эрнест Иванович – д.т.н., профессор, зав. отделом механики взрыва горных пород ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

Євграшкіна Галина Петрівна – д.г.н., професор кафедри геології та гідрології Дніпропетровського національного університету

Желдак Тимур Анатольевич – к.т.н., доцент кафедры системного анализа и управления НГУ, г. Днепропетровск

Зубарев Антон Игоревич – инженер II категории кафедры обогащения полезных ископаемых НГУ, г. Днепропетровск

Инкин Александр Викторович – к.т.н., доцент кафедры гидрогеологии и инженерной геологии НГУ, г. Днепропетровск

Ишков Валерий Валериевич – кандидат геол.-мин. наук, зав. каф. минералогии и петрографии НГУ, г. Днепропетровск

Іванова Ганна Павлівна – к.т.н., доцент кафедри будівництва і геомеханіки НГУ, м. Дніпропетровськ

Кабаченко Ирина Леонидовна – доцент кафедры перевода НГУ, г. Днепропетровск

Кадурін Володимир Миколайович – к. г.-м. н., доцент кафедри загальної та морської геології Одеського національного університету

Коваленко Владислав Викторович – к.т.н., доцент каф. строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

Колесник Валерий Евгеньевич – д.т.н., профессор кафедры экологии НГУ, г. Днепропетровск

Колесник Иван Антонович – д.т.н., проф. кафедры будівельної механіки Національна металургійна академія України, м. Дніпропетровськ

Копнин Михаил Валентинович – доцент кафедры иностранных языков НГУ, г. Днепропетровск

Корчемагин Виктор Александрович – доктор геол.-мин. наук, профессор кафедры полезных ископаемых и экологической геологии ДонНТУ, г. Донецк

Кучин Александр Сергеевич – к.т.н., доцент кафедры маркшейдерии НГУ, г. Днепропетровск

Лановой Антон Викторович – студент НГУ, г. Днепропетровск

Лимина Ирина Борисовна – ассистент кафедры физики Национальной металлургической академии, г. Днепропетровск

Литвиненко Анатолий Арсентьевич – кандидат техн. наук, доцент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ, г. Днепропетровск

Максимов Иван Иванович – к.т.н., доцент кафедры математики КТУ, г. Кривой Рог

Марченко Владимир Григорьевич – ассистент кафедры АОТ НГУ, г. Днепропетровск

Масленников Евгений Владимирович – к.т.н. кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

Мещанинов Сергій Карминович – к.т.н., пров. наук. співроб.кафедри будівництва і геомеханіки НГУ м. Дніпропетровськ

Мещеряков Леонид Иванович – к.т.н., доцент кафедры программного обеспечения компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

Назаренко Валентин Алексеевич – д.т.н., профессор кафедры маркшейдерии НГУ, г. Днепропетровск

Никифорова Валентина Алексеевна – к.т.н., с.н.с. отдела механики взрыва горных пород ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

Новиков Александр Олегович – к.т.н., доцент каф. Разработка месторождений полезных ископаемых ДонНТУ, г. Донецк

Орлинская Ольга Викторовна – д. г. н., профессор, зав. кафедрой эксплуатации гидромелиоративных сооружений и техники строительства Днепропетровского государственного аграрного университета

Павалаяев Александр Петрович – ст. преподаватель кафедры иностранных языков НГУ, г. Днепропетровск

Павлов Игорь Олегович – канд. геол. наук, доцент кафедры полезных ископаемых и экологической геологии ДонНТУ, г. Донецк

Панов Юрий Борисович – к.г.н., доцент кафедры «Полезные ископаемые и экологическая геология» ДонНТУ, г. Донецк

Петрук Евгений Григорьевич – д.т.н., профессор кафедры маркшейдерии НГУ, г. Днепропетровск

Пикареня Дмитрий Сергеевич – канд. геол. наук, доцент, г. Днепропетровск

Проскурня Юлия Анатольевна - к.г.н., доцент кафедры «Полезные ископаемые и экологическая геология» ДонНТУ, г. Донецк

Просяник Анатолий Васильевич – руководитель ассоциации предприятий «Эльдорадо», г. Днепропетровск

Просяник Мария Анатольевна – студентка НГУ, г. Днепропетровск

Проців Володимир Васильович – к.т.н., доцент кафедры основ конструювання машин та механізмів НГУ, м. Дніпропетровськ

Радчук Дмитрий Игоревич – аспирант кафедры АОТ НГУ, г. Днепропетровск

Рогов Юрий Игоревич – ассистент кафедры ЭКИТ НГУ, г. Днепропетровск

Слободянюк Валерий Константинович – к.т.н., доцент кафедры открытых горных работ КТУ, г. Кривой Рог

Смоланов Сергей Николаевич – к.т.н., начальник государственной военизированной горно-спасательной службы в угольной промышленности

Соболев Валерий Викторович – д.т.н., проф. кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

Солодянкин Александр Викторович – д.т.н., доцент кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

Сопильняк Олег Александрович – магистрант кафедры программного обеспечения компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

Стельмашук Елена Вячеславовна – аспирант кафедры маркшейдерии НГУ, г. Днепропетровск

Ткаченко Сергей Николаевич – к.т.н., доцент кафедры автоматизации компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

Третьяк Андрей Вячеславович – ассистент кафедры маркшейдерии НГУ, г. Днепропетровск

Трухляев Денис Александрович – магистрант кафедры транспортных систем и технологий НГУ, г. Днепропетровск

Франчук Всеволод Петрович – д.т.н., профессор, зав. кафедры горных машин НГУ, г. Днепропетровск

Халимендик Володимир Юрійович – інженер НПО «Механик»

Халимендик Юрій Михайлович – д.т.н., проф., зав. каф. маркшейдерії НГУ, м. Дніпропетровськ

Харитонов Микола Миколайович – к.с.-г.н., доцент кафедри екології та ґрунтознавства Дніпропетровського державного аграрного університету

Чебенко Юрий Николаевич – доцент кафедры «Охрана жизнедеятельности» Кременчугского государственного университета

Чеберячко Сергей Иванович – к.т.н., доцент кафедры АОТ НГУ, г. Днепропетровск

Чепіжко Олександр Валентинович – д.г.н., професор кафедри загальної та морської геології Одеського національного університету

Черниш Ольга Геннадіївна – ассистент ДонНТУ, м. Донецьк

Шатохіна Людмила Миколаївна – к. г.-м. н., доцент кафедри кафедра фізичної географії Одеського національного університету

Шестопалов Иван Николаевич – аспирант каф. Разработка месторождений полезных ископаемых ДонНТУ, г. Донецк

Шипунов Сергей Александрович – магистрант Государственного технического университета железнодорожного транспорта, г. Днепропетровск

Юрченко Аннета Анатольевна – ассистент кафедры экологии НГУ, г. Днепропетровск

Ясир Юсеф Хуссейн Аль Хатиб – аспирант кафедры программного обеспечения компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

ЗМІСТ

1.	Ю.Б. Панов, Ю.А. Проскурня, В.Л. Гриффин Состав литосферной мантии Шепетовской площади Украинского щита и перспективы ее алмазоносности.....	5
2.	Д.С. Пикареня, О.В. Орлинская Особенности рисунка поля естественного импульсного электромагнитного поля Земли при проведении региональных работ в рудных регионах.....	12
3.	В.В. Ишков Новые данные о распределении свинца и хрома в угле основных рабочих пластов Алмазно-Марьевского геолого-промышленного района.....	20
4.	В.А. Корчемагин, И.О. Павлов, В.С. Емец Компенсационные дислокации в крыльях сдвиговых зон (по материалам отработки угольных пластов в Донецко-Макеевском районе).....	31
5.	О.Г. Черныш Структурная позиция и тектонофизические условия формирования комсомольского полиметаллического рудопроявления.....	35
6.	В.К. Слободянюк, И.И. Максимов Особенности оптимизация технологических схем циклично-поточной технологии.....	42
7.	О.А. Анисимов Обоснование параметров противообвальных улавливающих валов для предотвращения процессов обрушения откосов уступов в карьерах.....	53
8.	Э.И. Ефремов, В.А. Никифорова, Ю.Н. Чебенко Влияние площади контакта взрывчатых веществ с породой на разрушающее действие скважинных зарядов.....	60
9.	В.А. Назаренко, Е.В. Стельмашук Оценка точности хроноизолинейной модели оседания земной поверхности.....	64
10.	В.А. Назаренко, А.В. Бруй, А.С. Кучин Анализ маркшейдерских инструментальных наблюдений за смещением контуров 157 бортового штрека шахты "Степная".....	70
11.	Ю.М. Халимендик, Е.Г. Петрук, С.Д. Головка, А.В. Третьяк Проверка геометрических параметров деформированной крепи шахтных стволов.....	75
12.	Ю.М. Халимендик, В.Ю. Халимендик, В.В. Вишневецкий Обеспечение безопасности и эффективности применения арочной металлической крепи.....	79
13.	Ю.Н. Головка, Е.В. Масленников К оценке амплитудно-частотной характеристики колебаний призабойной части пласта.....	85
14.	А.О. Новиков, С.Ю. Гладкий, И.Н. Шестопалов Наблюдения за деформированием контура в монтажном ходке с анкерной крепью.....	96
15.	А.В. Солодянкин, С.Н. Гапеев, А.В. Халимендик К вопросу обеспечения устойчивости капитальных выработок в условиях ожидаемых больших деформаций приконтурного массива пород.....	101
16.	С.К. Мещанинов Синергетическая модель надежности функционирования горной выработки.....	113

17.	В.В. Коваленко Лабораторные исследования влияния характера армирования на работоспособность восстановленного фибробетона	120
18.	А.Е. Григорьев Обоснование ширины целиков, охраняющих капитальные панельные горные выработки, с использованием метода конечных элементов.....	125
19.	І.А. Колесник, Г.П. Іванова Коливання стержньових систем з дисипацією енергії	133
20.	В.В. Соболев Закономерности изменения энергии химической связи в поле точечного заряда.....	142
21.	М.М. Довбнич, І.А. Виктосенко Нарушение равновесного состояния тектоносферы и региональная зональность динамических явлений в шахтах Донбасса.....	151
22.	Н.Я. Биличенко, А.В. Денищенко, Д.А. Трухляев, С.А. Шипунов Экспериментально-расчетный метод определения коэффициента основного сопротивления движению шахтной вагонетки и профиля трассы.....	156
23.	В.В. Проців, О.Є. Гончар Динамічна модель гальмівних систем, що реалізують гальмівну силу в контактi колеса та рейки	160
24.	А.О. Бондаренко, В.П. Франчук, Е.С. Запара Определение параметров подводного забоя, образованного турбулентной размывающей струей.....	171
25.	В.А. Ропай, В.А. Заиченко Влияние параметров прицепного барабана на напряженно-деформированное состояние резиновой матрицы шахтного плоского уравновешивающего каната	177
26.	Ю.А. Жулай, А.С. Ворошилов Сравнительная оценка энергии удара пульсирующей и стационарной струй	183
27.	Л.І. Мещеряков, Ясир Юсеф Хусейн Аль Хаттаб, А.И. Зубарев, О.А. Сопильняк Моментная идентификация сигналов мгновенной мощности привода барабанной мельницы мокрого самоизмельчения	191
28.	А.В. Просяник, С.М. Ткаченко, М.Ю. Горбунов, М.А. Просяник Функціональна структура для керування технологічними маршрутами транспортування зерна із застосуванням SCADA-систем.....	196
29.	М.Е. Нестеров, Т.А. Желдак Повышение эффективности устаревшего производства с помощью современных самообучающихся систем поддержки принятия решений на примере кислородно-конвертерного цеха ДМЗ им. Петровского	202
30.	Ю. І. Рогов Розробка інтелектуальної системи підтримки процедур генетичного пошуку як підсистеми АСУТП збагачувальних фабрик.....	208
31.	А.В. Инкин Гидродинамическая модель газохранилища в водоносных пластах Кривбасса.....	216
32.	В.Г. Марченко, И.Б. Лими́на Выбор вентилятора и режима его работы при проветривании тупиковой выработки.....	221
33.	А.А. Юрченко, В.Е. Колесник, А.А. Литвиненко К вопросу определения высоты подъёма железорудной пыли при массовом взрыве в карьере с учётом дисперсности частиц.....	227

34.	Г.П. Евграшкина, Н.Н. Харитонов Математическая модель вертикального солепереноса на шахтных отвалах свободного зарастания в Западном Донбассе	238
35.	О. В. Чепіжко, В. М. Кадурін, Л. М. Шатохіна Медико-геологічне картування в системі моніторингу навколишнього середовища	246
36.	С.Н. Смоланов, В.И. Голинько Использование общешахтного реверсирования вентиляции для тушения изолированного пожара	252
37.	С.І. Чеберячко, А.В. Лановий, Д.І. Радчук Обґрунтування методу розрахунку основних показників фільтрувальних матеріалів в залежності від умов виробничого середовища	258
38.	И.Л. Кабаченко История профессионального синхронного перевода и обучение переводчиков синхронистов в условиях высшего учебного заведения	265
39.	М.В. Копнин, А.П. Павлиаев Роль поэзии и песни при обучении иностранному языку	271
40.	Відомості про авторів	274

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№ 34, том 2**

Підписано до друку 26.04.2010. Формат 60x84/16.
Ум. друк. арк. 14,0. Обл.-вид. арк. 14,0.
Тираж 100 прим. Зам. №

Підготовлено до видання та видруковано
у Національному гірничому університеті.
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК №1842.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19