



СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

***ДОНБАССКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ТЕХНИЧЕСКОГО
УНИВЕРСИТЕТА***

Выпуск 1 (42) 2014



**Збірник наукових праць
Донбаського державного технічного університету**

**Сборник научных трудов
Донбасского государственного технического
университета**

Collection of Scientific Papers of DonSTU

Збірник

Виходить 1–3 рази на рік

Заснований у червні 1999 р.

Випуск 1 (42) 2014

Алчевськ
2014

УДК 622(06) + 669(06) + 69(06) + 621.3 + 621.37

**Збірник наукових праць
Донбаського державного
технічного університету**

ISSN 2077-1738

Збірник

Випуск 1 (42) 2014

**Засновник:
Донбаський державний технічний
університет**

*Постановою президії Вищої атестаційної комісії
України від 9 червня 1999 р. № 1-05/7 збірник
наукових праць включено до переліку № 1 наукових
фахових видань України в галузі технічних наук*

*Свідоцтво Держкомтелерадіо України
про реєстрацію
серія KB № 10807 від 27.12.2005*

*Постановою президії ВАК України
від 14 жовтня 2009 р. № 1-05/4
збірник пройшов перереєстрацію*

*Свідоцтво Державної реєстраційної служби
України про державну реєстрацію друкованого
засобу масової інформації
серія KB № 20710-10510ПР від 30.04.2014*

*Рекомендовано вченою радою ДонДТУ
(Протокол № 3 від 28.03.2014)*

Включений до наукометричної бази даних РИНЦ

Формат 60×84¹/₈.
Ум. друк. арк. 20,92.
Зам. № 624.
Наклад 100 пр.

Видавництво не несе відповідальності за зміст
матеріалу, наданого автором до друку.

Адреса редакції, видавця та виготовлювача:
Донбаський державний технічний університет
пр. Леніна, 16, м. Алчевськ, Луганська обл., 94204.
E-mail: info@dmmti.edu.ua,
Web-site: http://www.dmmi.edu.ua
(Видавництво "ЛАДО", ауд. 2113,
т/факс: (06442) 2-58-59)
E-mail: info.lado@mail.ru,
Web-site: http://www.testlado.com.ua

Свідоцтво суб'єкта видавничої справи
ДК № 2010 від 12.11.2004

Головний редактор

М. І. Антощенко — д.т.н.

Редакційна колегія:

М. М. Заблудський — д.т.н.,
С. М. Петрушов — д.т.н.,
О. М. Смірнов — д.т.н.,
О. М. Новохатський — д.т.н.,
Г. Г. Литвинський — д.т.н.,
Тадеуш Майхерчик — проф. (Польща),
А. Г. Протосеня — д.т.н. (Росія),
Р. А. Фрумкін — д.т.н.,
Г. В. Бабіюк — д.т.н.,
В. М. Окаєлов — д.т.н.,
М. К. Клішин — д.т.н.,
А. П. Борзих — д.т.н.,
П. М. Должиков — д.т.н.,
З. Л. Фінкельштейн — д.т.н.,
В. Д. Лущик — д.т.н.,
С. В. Корнєєв — д.т.н.,
В. О. Ульшин — д.т.н.,
Хельмут Вайс — проф. (Австрія),
О. І. Голоднов — д.т.н.,
А. Ю. Прокопов — д.т.н. (Росія),
Г. Я. Дрозд — д.т.н.,
В. Н. Ульяницький — проф., к.т.н.,
Ю. Е. Паєранд — проф., к.т.н.,
С. В. Семірягін — к.т.н., заступник головного редактора,
С. А. Скомська — секретар редакційної колегії.

У збірнику публікуються статті, які описують сучасні тенденції у
металургії, будівництві, галузях електротехніки і радіотехніки та при
розробці корисних копалин

Для наукових співробітників, аспірантів, студентів вищих
навчальних закладів

Мова видання:

українська, російська та англійська

Відповідальний за випуск С. А. Скомська

Комп'ютерне верстання Н. В. Пупкова

© ДонДТУ, 2014
© Косик І. М., художнє
оформлення обкладинки, 2013

ШАНОВНІ КОЛЕГИ!

Пропонуємо до Вашої уваги 42 випуск збірника наукових праць Донбаського державного технічного університету.

Статті об'єднано у чотири розділи та присвячено найбільш актуальним науково-прикладним та сучасним тенденціям розвитку у галузях розробки корисних копалин, металургії, будівництві, електротехніці та радіоелектроніці.

Сподіваємось, що гортаючи сторінки цього випуску збірника, Ви із зацікавленістю ознайомитесь з тематикою проведених досліджень з певних наукових напрямків діяльності авторів статей.

У кожного навчального закладу є викладачі, якими він пишається. Саме в цьому збірнику наукове співтовариство університету вітає своїх ювілярів - професора, доктора технічних наук., Заслуженого робітника освіти України, одного з найбільш відомих засновників сучасної гірничої науки Зельмана Лазаровича Фінкельштейна та відомого науковця в галузях геомеханіки, фізики гірничих процесів, одного із засновників нової гірничої техніки і технології, доктора технічних наук, професора, Заслуженого діяча науки і техніки України Гаррі Григоровича Литвинського.

Редакційна колегія висловлює подяку вченій раді Донбаського державного технічного університету, Видавництву «ЛАДО» ДонДТУ за співпрацю та покладає надію, що матеріали збірника не тільки зацікавлять науковців, фахівців певних галузей знань, але й сприятимуть подальшому розвитку науки та техніки в Україні, посиленню співпраці представників академічних та прикладних наук, упровадженню наукових розробок у практику.

Головний редактор
доктор технічних наук, професор,
ректор Донбаського державного технічного університету М. І. Антощенко

**РОЗРОБКА КОРИСНИХ
КОПАЛИН**

**РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

DEVELOPMENT OF MINERALS

УДК 622.834

д. т.н. Антощенко Н. И.,
к. т.н. Филатъев М. В.,
Чепурная Л. А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭМПИРИЧЕСКИХ КОЭФФИЦИЕНТОВ ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ДИНАМИКИ СДВИЖЕНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Установлены на основании корреляционного анализа зависимости эмпирических коэффициентов логистического уравнения оседания точки земной поверхности от основных параметров горно-геологических и горнотехнических условий, что позволяет прогнозировать динамику оседания точки земной поверхности на основании данных о мощности разрабатываемого пласта, глубине ведения очистных работ, скорости подвигания очистного забоя и длине лавы.

Ключевые слова: земная поверхность, сдвигение, эмпирические коэффициенты, моделирование, логистическая зависимость, комплексные параметры, динамика.

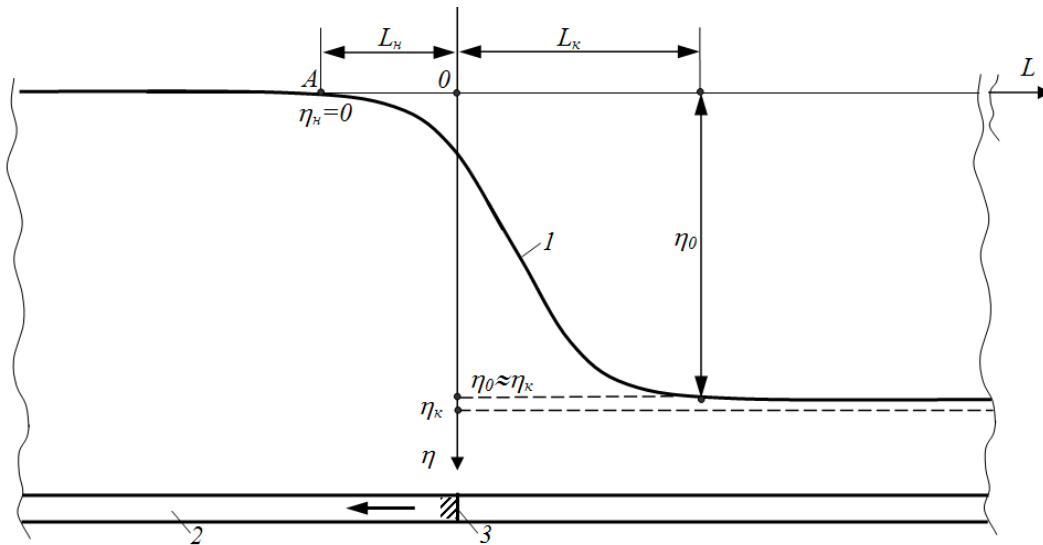
Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Прогнозирование динамики закономерностей процесса сдвигения земной поверхности является одной из наиболее важных задач при установлении возможных негативных последствий отработки угольных пластов. Перспективным направлением решения такой задачи является математическое моделирование оседания точки земной поверхности при ее подработке очистным забоем. Для описания рассматриваемых процессов предложено несколько видов математических уравнений [1, 2]. Достоверное прогнозирование параметров оседания земной поверхности для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий возможно только после экспериментального установления значений эмпирических коэффициентов рассматриваемых уравнений. Их определение в настоящее время предлагается производить на основании минимум трех маркшейдерских наблюдений в начальный период подработки земной поверхности с последующим вводом необходимых поправок [1]. Такой подход требует дополнительных финансовых затрат и не гарантирует полностью избежать возможных ошибок в определении искомых параметров.

Постановка задачи. Задачей данной работы является в дополнение к предложенному подходу расчета эмпирических коэффициентов математических уравнений, разработать способ их определения на основании корреляционного анализа.

Изложение материала и его результаты. Идея работы состоит в установлении вида зависимостей и тесноты связи эмпирических коэффициентов с параметрами горно-геологических и горнотехнических условий с последующим использованием их для математического моделирования без проведения дополнительных трудоемких и длительных наблюдений.

Кривая (1) оседания точки А земной поверхности относительно проекции очистного забоя характеризуется параметрами мульды сдвигения (η_n , η_k) и расстояниями (L_n , L_k) соответственно на начало и окончание ее оседания (рис. 1).

Для достижения поставленной цели необходимо значения эмпирических коэффициентов математического уравнения, адекватно описывающую кривую 1, увязать с горно-геологическими и горнотехническими параметрами.



1 — кривая траектории оседания точки A земной поверхности; 2 — разрабатываемый пласт; 3 — положение очистного забоя на момент начала оседания точки A; η_n , η_k — соответственно начальное и конечное оседание точки A; η_0 — глубина плоского дна мульды сдвижения; L_n , L_k — расстояния между проекцией очистного забоя и точкой A соответственно на начало и окончание ее сдвижения; \leftarrow — направление подвигания очистного забоя.

Рисунок 1 — Графическое представление оседания точки земной поверхности относительно проекции очистного забоя

Предварительный анализ экспериментальных данных показал, что для описания всех стадий протекания процесса оседания точки земной поверхности в большей степени подходит логистическая зависимость. Она применяется, как правило, для математического моделирования процессов перехода от одного стабильного состояния в другое. Применительно к предложенной схеме (рис. 1) логистическую зависимость можно представить уравнением

$$\eta = \frac{a}{1 + b \cdot \exp(-c \cdot L)}, \quad (1)$$

где a , b , c — эмпирические коэффициенты; L — расстояние от точки наблюдения до проекции линии очистного забоя.

Для одних горно-геологических условий при мало изменяющихся значениях мощности разрабатываемого пласта (m), глубины ведения очистных работ (H) и прочностных свойств подрабатываемых пород, динамика оседания точки земной поверхности зависит только от положения

проекции очистного забоя относительно рассматриваемой точки.

Для одних горно-геологических и горнотехнических условий наиболее достоверно эмпирические коэффициенты (a , b , c) уравнения (1) можно определить путем обработки экспериментальных данных методом наименьших квадратов. Результаты такой обработки показывают (табл. 1), что при постоянных значениях мощности разрабатываемого пласта (m), глубины ведения очистных работ (H), прочностных свойств вмещающих пород, длины лавы (L_n) и скорости подвигания очистного забоя (V_{oc}), зависимость η от L описывается, практически функционально эмпирическими уравнениями 2–10. Это подтверждается близостью для всех случаев корреляционных отношений ($R = 0,995 \div 0,999$) к единице. По этой причине можно считать, что с помощью коэффициентов a , b , c , рассчитанных методом наименьших квадратов, достоверно прогнозируется оседание земной поверхности для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий.

РОЗРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН

Таблица 1 — Результаты обработки экспериментальных данных [1–7] согласно логистической зависимости

Шахта, пласт (лава), литературный источник	Условия проведения экспериментов				Эмпирические уравнения	R
	Мощность пласта m , м	Глубина работ H , м	Длина лавы $L_{лв}$, м	Скорость продвижения очистного забоя $V_{оч}$, м/мес		
«Белозерская», [1]	1,30	420	-	63	$\eta = \frac{810}{1 + 4,1 \cdot \exp(-0,0158L)}$ (2)	0,998
Шахта №22 «Коммунарская», k_3 (11-я вост. лава), [2]	1,47	652	305	45	$\eta = \frac{900}{1 + 9,3 \cdot \exp(-0,01L)}$ (3)	0,998
«Степная», C_6 , [3]	0,91	106	150	57	$\eta = \frac{832}{1 + 5,8 \cdot \exp(-0,064L)}$ (4)	0,996
Польская шахта, [4]	1,65	200-240	190	240	$\eta = \frac{980}{1 + 26 \cdot \exp(-0,04L)}$ (5)	0,995
«Грамотеинская», пласт Сычевский-III (лава №631), [5]	4,20	210-230	210	210	$\eta = \frac{2375}{1 + 13 \cdot \exp(-0,028L)}$ (6)	0,999
«Юбилейная», C'_6 (лава 530) [6]	1,00	150	206	20	$\eta = \frac{915}{1 + 12,5 \cdot \exp(-0,05L)}$ (7)	0,997
Ш. им. А.Ф. Засядько, m_3 (13-я зап. Лава) [7]	2,10	1195	250	90	$\eta = \frac{400}{1 + 7 \cdot \exp(-0,006L)}$ (8)	0,996
Германия, (Рур), пласт Grimberg 2/3 (лава 31), [7]	2,20	920	330	125	$\eta = \frac{1420}{1 + 5,75 \cdot \exp(-0,01L)}$ (9)	0,998
Польша, «Сташиц», пласт 352 (лава 1002), [7]	2,10	480	275	105	$\eta = \frac{980}{1 + 4,1 \cdot \exp(-0,02L)}$ (10)	0,998

Возможность и целесообразность применения для прогнозирования параметров оседания земной поверхности эмпирических коэффициентов (a_p , b_p , c_p), определенных другим способом, можно доказать их близостью с коэффициентами (a , b , c), рассчитанных методом наименьших квадратов (табл. 2). Степень зависимости коэффициентов a , b , c от параметров горно-геологических и горнотехнических условий устанавливали по величине парных коэффициентов корреляции между ними. Известные экспериментальные данные [1–7] позволили оценить тесноту связи коэффициентов a , b , c с мощностью разрабатываемых пластов (m), глубиной ведения очистных работ (H), скоростью продвижения очистных забоев ($V_{оч}$), длиной лав ($L_{лв}$), а также с разным их сочетанием (табл. 3).

В дальнейших расчетах эмпирических коэффициентов a_p , b_p , c_p использовали горно-геологические и горнотехнические параметры или их комплексные сочетания при условии максимальных значений парных коэффициентов корреляции. Наряду с формальным определением величин парных коэффициентов корреляции, учитывали физический смысл зависимости эмпирических коэффициентов от рассматриваемых параметров. Например, коэффициент a в уравнении (1) характеризует конечное оседание земной поверхности η_k после образования плоского дна мульды. По абсолютной величине η_k , исходя из расчетной схемы, не может быть больше мощности разрабатываемого пласта (m).

РОЗРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН

Таблица 2 — Результаты определения эмпирических коэффициентов логистической зависимости

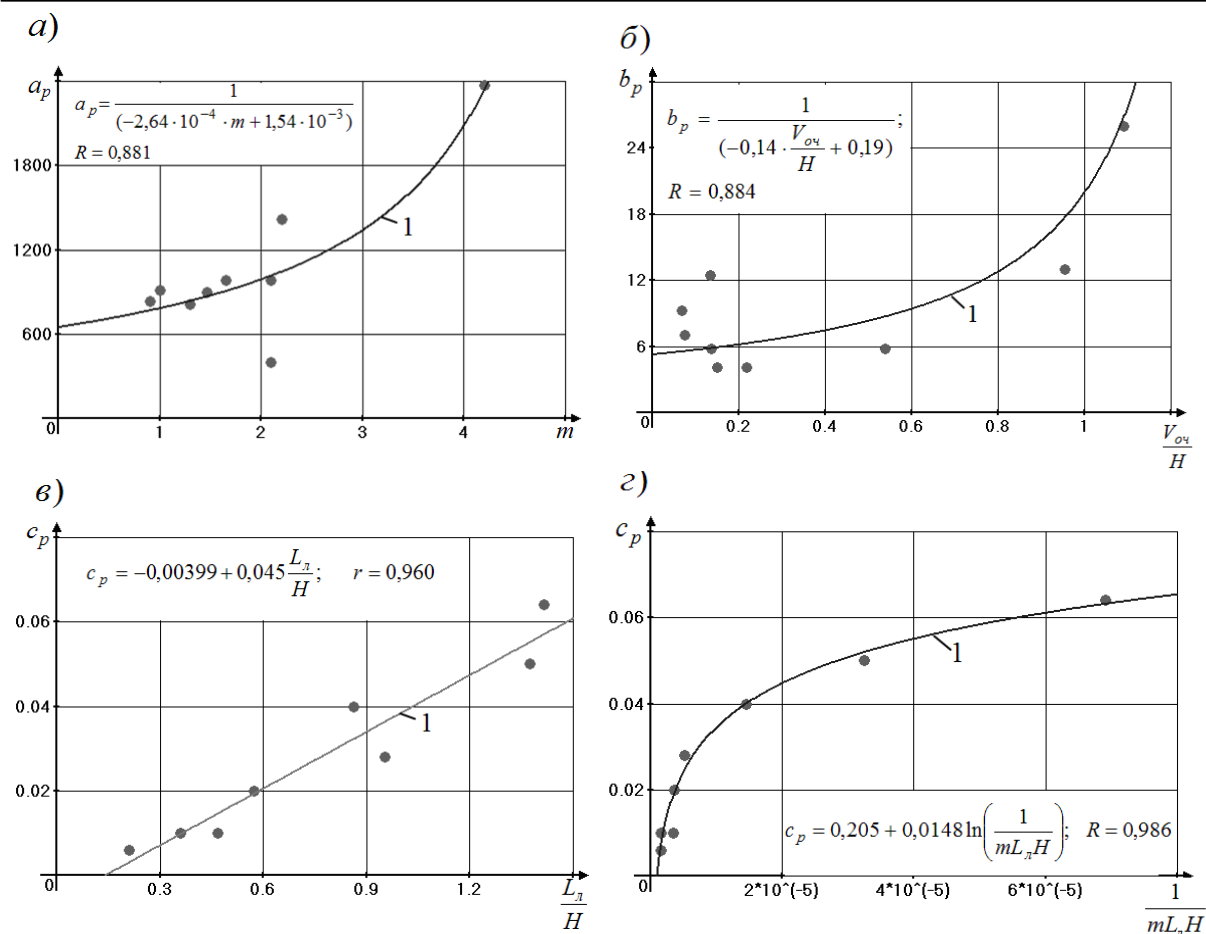
Шахта, пласт (лава), литературный источник	Коэффициенты логистического уравнения					
	определенные мето- дом наименьших квадратов			определенные мето- дом корреляционного анализа		
	a	b	c	a_p	b_p	c_p
«Белозерская», [1]	810	4,1	0,016	836	5,9	-
Шахта №22 «Коммунарская», k_3 (11-я вост. лава), [2]	900	9,3	0,010	868	5,5	0,019
«Степная», C_6 , [3]	832	5,8	0,064	769	8,7	0,063
Польская шахта, [4]	980	26,0	0,040	905	26,8	0,040
«Грамотеинская», пласт Сычевский-III (лава №631), [5]	2375	13,0	0,028	2319	17,7	0,025
«Юбилейная», C'_6 (лава 530) [6]	915	12,5	0,050	784	5,8	0,052
Ш. им. А.Ф. Засядько, m_3 (13-я зап. Лава) [7]	400	7,0	0,006	1015	5,6	0,007
Германия, (Рур), пласт Grimberg 2/3 (лава 31), [7]	1420	5,8	0,010	1043	5,8	0,007
Польша, «Сташиц», пласт 352 (лава 1002), [7]	980	4,1	0,020	1015	6,3	0,020

Таблица 3 — Результаты определения парных коэффициентов корреляции между коэффициентами (a , b , c) логистических уравнений (2–10) и параметрами горно-геологических и горнотехнических условий

Коэффици- енты эм- пири- ческих уравнений	Парные коэффициенты корреляции с параметрами, характеризующими горно-геологические и горнотехнические условия																
	m	H	$V_{оч}$	L_L	mH	$\frac{m}{H}$	$mV_{оч}$	$\frac{H}{L_L}$	$\frac{V_{оч}}{m}$	$\frac{V_{оч}}{L_L}$	$\frac{V_{оч}}{H}$	$\frac{V_{оч}m}{H}$	HL_L	$\frac{L_L}{H}$	$\frac{V_{оч}}{HL_L}$	$\frac{1}{mHL_L}$	$\frac{1}{HL_L}$
a	0,81	-0,31	0,56	0,01	-0,06	0,80	0,85	-0,39	0,03	0,47	0,53	0,84	-0,25	0,15	0,42	-0,22	-0,02
b	0,10	-0,38	0,65	-0,42	-0,33	0,37	0,39	-0,35	0,72	0,73	0,74	0,49	-0,46	0,25	0,73	-0,05	0,12
c	-0,34	-0,82	-0,03	-0,87	-0,78	0,46	-0,09	-0,79	0,24	0,14	0,46	0,15	-0,87	0,96	0,55	0,90	0,96

Парный коэффициент корреляции между a и m для рассматриваемой выборки составлял 0,81. Для комплексных параметров $mV_{оч}$ и $\frac{V_{оч}m}{H}$ парные коэффициенты корреляции соответственно равны 0,85 и 0,84 (табл. 3). Дополнительное применение параметров $V_{оч}$ и H мало повлияло на увеличение парных коэффициентов корреляции, но их использование в дальнейших расчетах может привести к несоблюдению соотношения $\eta_k \leq m$. Для исключения “диких” результатов целесооб-

разно коэффициент a в первом приближении определять в зависимости только от мощности пласта (рис. 2, а). Высокое корреляционное отношение ($R=0,881$) указывает на существенное влияние мощности пласта на величину коэффициента a . Имеющиеся отдельные значительные отклонения точек от аппроксимирующей кривой получены для условий глубоких шахт. Это указывает на необходимость дальнейшего изучения коэффициента a и уточнения его зависимости от дополнительно влияющих факторов.



1 — аппроксимирующие кривые (прямая); • — значения коэффициентов a , b , c , определенные способом наименьших квадратов при обработке экспериментальных данных [1–7] для отдельных объектов наблюдений (табл. 2); m , H , $V_{оч}$, $L_{л}$ — соответственно мощность разрабатываемых пластов, глубина ведения очистных работ, скорость подвигания очистных забоев и длина лав.

Рисунок 2 — Зависимость коэффициентов a , b , c уравнения (1) от горно-геологических и горнотехнических параметров

Коэффициенты b и c уравнения (1) характеризуют положение кривой относительно оси абсцисс и ширину среднего участка, определяющего активную стадию оседания земной поверхности.

Коэффициент b прямопропорционально зависит ($r = 0,65$) от скорости подвигания очистного забоя (табл. 2). Значительно меньшее обратно-пропорциональное влияние оказывали глубина ведения очистных работ ($r = -0,38$) и длина лавы ($r = -0,42$). Связь коэффициента b с мощностью разрабатываемых пластов не установлена ($r = 0,10$). Примерно одинаковая теснота связи коэффициента b для рассматриваемой выборки установлена для комплекс-

ных параметров $\frac{V_{оч}}{H}$, $\frac{V_{оч}}{H L_{л}}$ и $\frac{V_{оч}}{L_{л}}$. Парные

коэффициенты корреляции для этих зависимостей соответственно были равны 0,74, 0,73 и 0,73. Во всех случаях зависимости коэффициента b от рассматриваемых комплексных параметров носили криволинейный характер. Корреляционное отношение (R) соответственно равнялись 0,884, 0,865 и 0,836. В дальнейших расчетах коэффициента b_p использовалась его зависимость

от комплексного параметра $\frac{V_{оч}}{H}$ (рис. 2, б), так как корреляционное отношение было максимальным ($R=0,884$).

Коэффициент c из четырех рассматриваемых факторов (m , H , $V_{оч}$, L_l) в большей степени определялся глубиной ведения очистных работ и длиной лав (парные коэффициенты корреляции (r) соответственно составляли $-0,82$ и $-0,87$). Мощность разрабатываемого пласта оказывала значительно меньшее влияние ($r = -0,34$). Из комплексных параметров более высокие парные коэффициенты корреляции установлены для $\frac{L_l}{H}$ ($r = 0,96$) и

$$\frac{1}{mL_l H} \quad (r = 0,90).$$

Зависимость $c_p = \varphi_1\left(\frac{L_l}{H}\right)$ была прямолинейной (рис. 2, в), а $c_p = \varphi_2\left(\frac{1}{mL_l H}\right)$ носила криволинейный характер (рис. 2, г). Прямолинейная зависимость характеризовалась высоким коэффициентом корреляции ($r = 0,96$), а криволинейная — практически функционально определялась комплексным параметром ($R=0,986$). В окончательном варианте эмпирический коэффициент c_p рассматривали от комплексного параметра $\frac{1}{mL_l H}$.

Используя установленные зависимости эмпирических коэффициентов (рис. 2, а, б, г) и значения параметров (m , H , $V_{оч}$, L_l), для каждого объекта рассчитали значения a_p , b_p , c_p (табл. 2). Достоверность прогнозирования динамики сдвижения земной поверхности оценили по близости между собой эмпирических коэффициентов уравнения (1), рассчитанных разными способами (рис. 3).

Эталоном такой оценки могут служить эмпирические коэффициенты, определенные методом наименьших квадратов для конкретных горно-геологических и горно-технических условий.

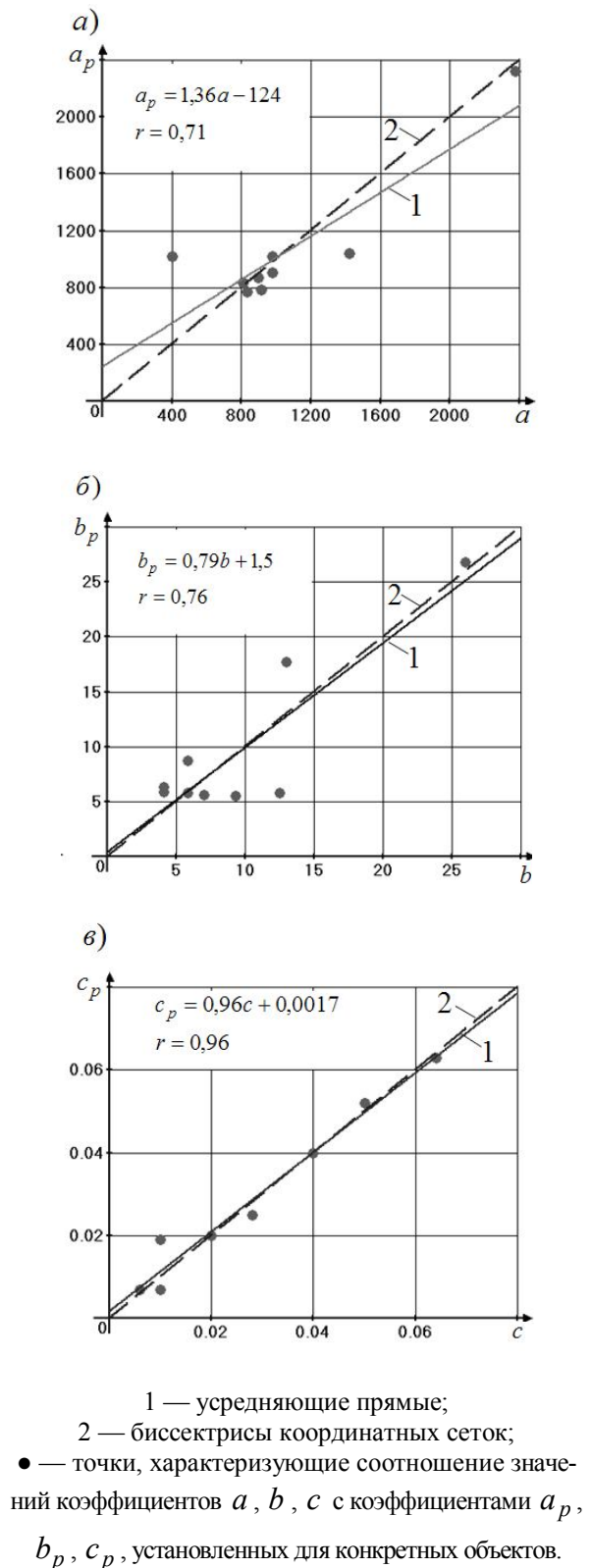
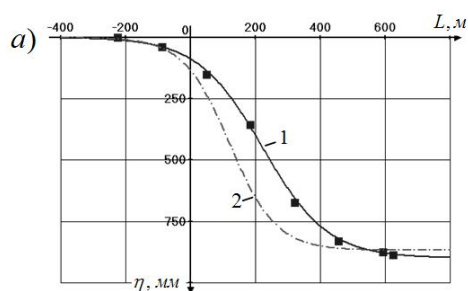
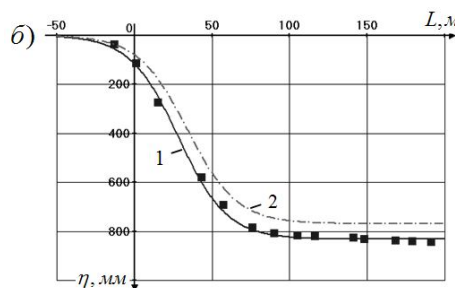
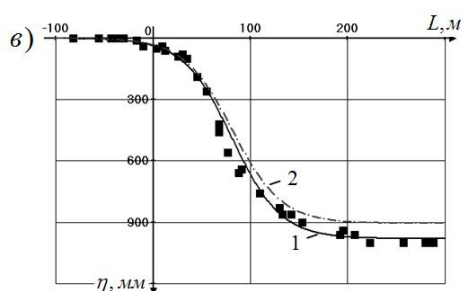


Рисунок 3 — Связь коэффициентов уравнения (1), рассчитанных соответственно методом наименьших квадратов (a , b , c) и предлагаемым методом (a_p , b_p , c_p).

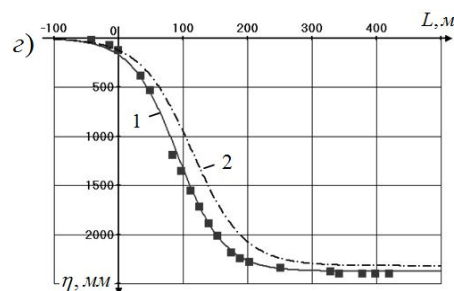
Степень тесноты связи между эмпирическими коэффициентами, определенными разными способами, характеризовались высокими парными коэффициентами корреляции ($r = 0,71 \div 0,96$). Аппроксимирующие прямые (1) практически совпадали с биссектрисами координатных сеток (2), что подтверждает близость значений эмпирических коэффициентов, определенных разными способами. Примерно равное количество точек выше и ниже усредняющих прямых свидетельствует о случайном характере их отклонения под влиянием неучтенных факторов. Такими могут быть прочностные свойства подработанных пород, мощность наносов, угол падения пластов, наличие выработанных пространств ранее отработанных лав и некоторые другие. Для повышения точности прогноза

динамики сдвижения земной поверхности необходимо дополнительно изучить влияние указанных факторов. Несмотря на это, используя полученные уравнения (рис. 2, а, б, г), можно довольно точно спрогнозировать динамику оседания земной поверхности, учитывая влияние m , H , $V_{оч}$, L (рис. 4).

Некоторые уточнения необходимы для глубоких шахт с высокой скоростью подвигания очистных забоев. Так для немецкой шахты (рис. 4, ж) необходимы корректировки в сторону увеличения η_k , а для шахты им. А. Ф. Засядько (рис. 4, е) наоборот, в сторону уменьшения этого параметра. Для остальных объектов получены приемлемые результаты.

Шахта №22 «Коммунарская», k_3 (11-я вост. лава), [2]«Степная», C_6 , [3]

Польская шахта, [4]

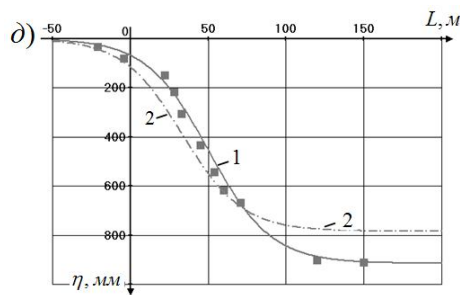
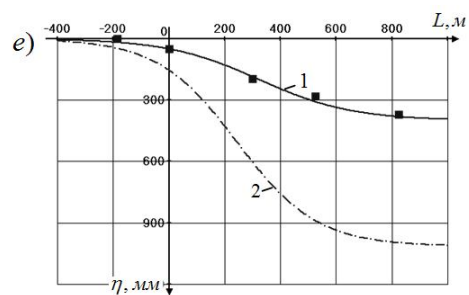
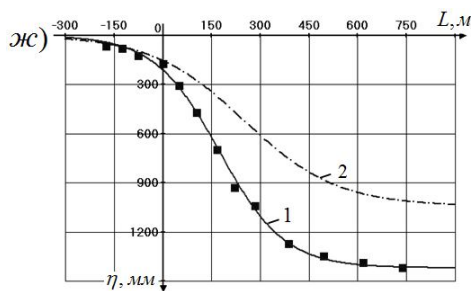


«Грамотейнская», пласт Сычевский-III (лава №631), [5]

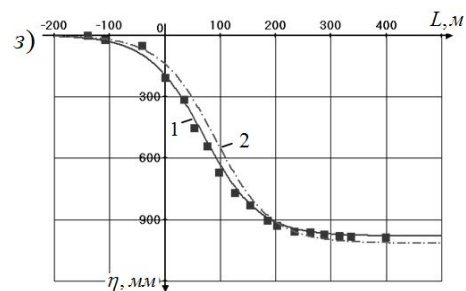
1 — кривые, определенные способом наименьших квадратов; 2 — кривые динамики оседания, определенные методом корреляционного анализа; ■ — экспериментальные данные;
 η — оседание земной поверхности;

L — расстояние от точки наблюдения до проекции линии очистного забоя.

Рисунок 4 — Оседание земной поверхности под влиянием движущегося очистного забоя

«Юбилейная», C'_6 (лава 530) [6]Шахта им. А.Ф. Засядько, m_3 (13-я зап. лава) [7]

Германия, (Рур), пласт Grimberg 2/3 (лава 31), [7]



Польша, ш. «Сташиц», пласт 352 (лава 1002), [7]

1 — кривые, определенные способом наименьших квадратов; 2 — кривые динамики оседания, определенные методом корреляционного анализа; ■ — экспериментальные данные; η — оседание земной поверхности; L — расстояние от точки наблюдения до проекции линии очистного забоя.

Продолжение рисунка 4 — Оседание земной поверхности под влиянием движущегося очистного забоя

Выводы и направление дальнейших исследований.

На основании проведенных исследований сделаны следующие выводы:

- оседание точки земной поверхности относительно проекции очистного забоя удовлетворительно описывается логистической кривой;

- при постоянных или незначительно изменяющихся горно-геологических и горнотехнических условиях оседание точки земной поверхности при изменении размеров очистной выработки происходит по зависимости, близкой к функциональной;

- эмпирические коэффициенты логистического уравнения оседания точки земной поверхности описываются криволинейными зависимостями при изменении параметров m , $\frac{V_{оч}}{H}$, $\frac{1}{mL_d H}$;

- для прогнозирования динамики оседания земной поверхности доказана возможность теоретического определения эмпирических коэффициентов логистического уравнения с учетом изменения параметров горно-геологических и горнотехнических условий;

- получены примерно одинаковые значения эмпирических коэффициентов логистического уравнения при обработке экспериментальных данных методом наименьших квадратов и их определением на основании корреляционного анализа;

- в первом приближении динамику оседания точки земной поверхности можно прогнозировать на основании данных о мощности разрабатываемого пласта, глубине ведения очистных работ, скорости подвигания очистного забоя и длине лавы. Возможное влияние других факторов требует дополнительного изучения.

Бібліографічний список

1. Гавриленко Ю. Н. Прогнозирование сдвижений земной поверхности во времени / Ю. Н. Гавриленко // Уголь Украины. — 2011. — №6. — С. 45–49.
2. Кулибаба С. Б. Характер развития процесса сдвижения земной поверхности во времени над движущимся очистным забоем / С. Б. Кулибаба, М. Д. Рожко, Б. В. Хохлов // Наукові праці УкрНДМІ НАН України. — 2010. — №7. — С. 40–54.
3. Ларченко В. Г. Влияние подземной разработки угольных пластов на состояние земной поверхности / В. Г. Ларченко // Вестник МАНЭБ, №4(12). — С.-Петербург. — 1998. — С. 39–41.
4. Бабенко Е. В. Настройка модели для моделирования сейсмических событий техногенной природы / Е. В. Бабенко // Проблемы гірського тиску. — 2009. — №17. — С. 67–93.
5. Ягунов А. С. Исследование влияния высоких скоростей подвигания очистного забоя на характер и параметры процесса сдвижения поверхности / А. С. Ягунов // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. — 2007. — №2 — С. 36–43.
6. Назаренко В. О. Розвиток осідань земної поверхні при відході лави від розрізної печі / В. О. Назаренко, П. П. Пилипенко // Вісник ЖДТУ. — 2012. — №1 (60). — С. 126–130.
7. Гавриленко Ю. Н. Динамика оседаний земной поверхности при большой глубине разработки и высокой скорости подвигания забоя / Ю. Н. Гавриленко, Н. М. Папазов, Т. В. Морозова // Проблемы гірського тиску. — 2000. — №4. — С. 108–119.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Окалеловым В. Н.,
д.т.н. МакНИИ Мнухиным А. Г.**

Статья поступила в редакцию 21.02.14.

**д.т.н. Антощенко М. І., к.т.н. Філат'єв М. В., Чепурна Л. О. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)
ВИЗНАЧЕННЯ ЕМПІРИЧНИХ КОЕФІЦІЄНТІВ ДЛЯ ПРОГНОЗУВАННЯ ДИНАМІКИ
ЗРУШЕННЯ ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ**

Встановлені на підставі кореляційного аналізу залежності емпіричних коефіцієнтів логістичного рівняння осідання точки земної поверхні від основних параметрів гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов, що дозволяє прогнозувати динаміку осідання точки земної поверхні на підставі даних про потужність розроблюваного пласта, глибину ведення очисних робіт, швидкість посування очисного вибою і довжини лави.

Ключові слова: земна поверхня, зрушення, емпіричні коефіцієнти, моделювання, логістична залежність, комплексні параметри, динаміка.

Antoshchenko N. I. Doctor of Engineering Sciences, Filatiev M. V. Candidate of Engineering Sciences, Chepurna L. A. (DonSTU, Alchevsk, Ukraine)

DETERMINATION OF EMPIRICAL COEFFICIENTS TO PREDICT THE DYNAMICS OF THE EARTH'S SURFACE SHIFTING WHEN COAL SEAMS MINING

Dependencies of empirical coefficients of the logistic equation of shifting the earth's surface are determined on the basis of the correlation analysis; they depend on the main parameters of the geological and mining conditions, which allow to predict the dynamics of the earth's surface shifting on the data basis of the mined seam power, depth of extraction works, advance rates of the stope and length of lava.

Key words: earth's surface, shifting, empirical coefficients, modeling, logistical dependence, complex parameters, dynamics.

УДК 622.831

д.т.н. Бондаренко В. И.,
к.т.н. Фомичев В. В.,
аспирант Соцков В. А.

(ГВУЗ «Национальный Горный Университет», г. Днепропетровск, Украина)

ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОГО ЭКСПЕРИМЕНТА В УПРУГОПЛАСТИЧЕСКОЙ ПОСТАНОВКЕ ДЛЯ УСЛОВИЙ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Проведена серия расчетов при приближении очистного забоя к выработке в упруго-пластической постановке с учетом физико-механических свойств пород и слоистости горного массива. Проанализированы результаты эксперимента, определены области концентрации напряжений и разгрузки в массиве, а также степень влияния горного давления на рамное и анкерное крепление выработки. Выявлены характерные особенности результатов полученных при решении линейной и билинейной задач, что позволило объективно оценить напряженно-деформированное состояние горного массива и крепления.

Ключевые слова: вычислительный эксперимент, упруго-пластическая постановка, очистные работы, крепёжная конструкция, напряженно-деформированное состояние.

Актуальность работы. В современной международной экономике топливно-энергетический комплекс занимает исключительно важное место. Совокупная чистая доля энергетической продукции в структуре мирового ВВП в настоящее время в среднем оценивается в 10-12%, или примерно в 1,8 тыс. долл. в год в расчете на душу населения.

Основными источниками энергии на сегодня являются геологические топливно-энергетические ресурсы: нефть, уголь, газ, горючие сланцы, торф, уран и т.д. На их долю приходится до 93% производимой в мире энергии. Мировые промышленные запасы угля составляют свыше 1 трлн тонн, что значительно превосходит запасы и ресурсы всех других энергоносителей. Данный факт делает уголь основным энергоисточником, который может удовлетворить постоянно растущий спрос на энергию, не покрываемый другими доступными источниками.

Ведущим угледобывающим предприятием Украины является ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», в состав которого входит 10 шахт, суммарный объем добычи, которых за 2013 г составил 38,6 млн. т. При этом согласно долгосрочной страте-

гии компании до 2030 г. объем добычи угля должен достигнуть 50 млн. т. В связи с этим основная работа направлена на проведение целого комплекса мер по обеспечению стабильного роста объемов добычи. Основными способами повышения производственных показателей является разработка и внедрение новых технологических схем и использования современного высокопроизводительного оборудования. Наибольшее распространение в последнее время получила тенденция к увеличению длин лавы и очистного забоя, что при интенсификации очистных работ с помощью современной техники позволяет значительно увеличить добычу угля.

Однако полученный значительный рост объемов производства содержит в себе и ряд трудностей. В сложных горно-геологических условиях Западного Донбасса, где крепость угля зачастую превышает крепость вмещающих пород, с увеличением длины выемочных столбов одновременно увеличивается и протяженность подготовительных выработок, что приводит к серьезным проблемам их поддержания. Учитывая, производственную тенденцию по повторному использованию подготовительных выработок, необходимо

изначально использовать наиболее рациональные схемы крепления, чтобы избежать необходимости проводить перекрепление выработки, тем самым избегая дополнительных затрат на производство.

Одним из наиболее показательных примеров являются трудности, связанные с отработкой пласта C_5 на ШП «Самарская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», где для устранения последствий сильного водопритока в лаву был проведен дренажный вентиляционный штрек на глубине 10м от угольного пласта. В результате проведение выработки связано с целым рядом технологических факторов, негативно влияющих на ее устойчивость. Во-первых, вода, которая по дренажным скважинам поступает в штрек с вышележащего горизонта, способствует размоканию пород почвы и провоцирует пучение, во-вторых, часть выемочных столбов, отрабатывающих угольный пласт, проходит непосредственно над штреком, что приводит к попаданию выработки в зону опорного давления вокруг лавы.

В результате складывается ситуация когда выбор рациональных параметров системы крепления дренажного штрека не может осуществляться по рекомендациям СОУ для поддержания подготовительных выработок. Необходимо разработать новые параметры, полностью отвечающие специфике проведения выработки в сложных горно-геологических условиях, с учетом влияния наработки и наличия воды в кровле.

Постановка задачи. В связи с недостаточной степенью изученности проблемы и отсутствием решений аналогичных задач для конкретных горно-геологических условий возникает необходимость продолжить исследования по определению рациональных параметров крепления подготовительных выработок для горно-геологических условий Западного Донбаса с использованием современных методов расчета напряженно-деформированного состояния массива горных пород в условиях наработки.

На современном этапе развития компьютерных систем проведение вычислительного эксперимента большой сложности становится вполне доступным способом решения различных прикладных задач. Вычислительный эксперимент представляет собой метод исследований сложных проблем, основанный на построении и анализе с помощью вычислительной техники математических моделей изучаемого объекта. В отличие от аналитических методов решения численные методы позволяют использовать специально разработанное программное обеспечение для решения большого круга задач [1]. В основе вычислительного эксперимента лежит использование метода конечных элементов, как наиболее совершенного и подходящего для решения задач геомеханики. Это численный сеточный метод, который основан на представлении области, напряженно-деформированное состояние которой нужно определить, в виде совокупности плоских или пространственных элементов типа стержневых или рамных конструкций. Особенностью является ясная физическая трактовка решаемых задач. Возможность определения физикомеханических свойств каждого отдельного элемента позволяет учитывать неоднородность свойств деформируемой области, что идеально сочетается с необходимостью моделировать тонкослоистый угольный массив. Технология пространственного моделирования дают возможность создавать элементы различной сложности для максимального соответствия модели реальным условиям. Обширные возможности для изменения граничных условий позволяют максимально приблизить модель к необходимым условиям.

Использование современных систем автоматизированного инженерного анализа (Computer Aided Engineering — CAE) является на сегодня одним из наиболее эффективных способов решения подобных задач. Одним из самых распространенных таких комплексов сегодня является программа ANSYS, использующая метод конечных

элементов. Многоцелевая направленность программы, независимость от аппаратных средств (от персональных компьютеров до рабочих станций и суперкомпьютеров), средства геометрического моделирования на базе В сплайнов (технология NURBS), полная совместимость с CAD/CAM/CAE системами ведущих производителей и «дружеский» интерфейс позволили ANSYS стать одним лидером в сегменте специализированного инженерного ПО. В настоящее время ANSYS адаптирован и используется для выполнения научно-исследовательских работ в геомеханике.

Построение модели. Основным подходом к выбору исходных параметров модели было максимальное соответствие реальным горно-геологическим условиям конкретного участка, а также паспорту крепления дренажного вентиляционного штрека. Выполнена оценка размеров модели по вертикальной и горизонтальной координатам Y и X , которые являются вполне достаточными для описания представления картины распределения напряжений вокруг очистного забоя и нижележащей подготовительной выработки. В результате модель состоит из 25 породных слоев с реальными физико-механическими характеристиками пород, при этом ее размеры составили: 55 м по ширине и 48 м по высоте. Угол падения угольного пласта 3° , коэффициент Пуассона $\mu=0,3$. Для отработки угольного пласта моделируется очистной забой с механизированной крепью, которая для облегчения расчета строится в виде прямоугольного блока с размерами и физико-механическими свойствами соответствующими реальным. На глубине 10 м от угольного пласта проведен дренажный штрек, сечение которого смоделировано под крепь КШПУ. В выработку вписана рамная крепь с профилем СВП-22, а также анкерная крепь, состоящая из 7 анкеров в кровле длиной 2,4 м и 2 анкеров в боках выработки длиной 1,5 м.

Результаты эксперимента. Вычислительный эксперимент в упругопластической постановке состоял из двух этапов:

расположение очистного забоя на расстоянии 14 м от штрека и непосредственно над выработкой. Для анализа результатов расчета использовались эпюры интенсивности σ , вертикальных σ_y и горизонтальных σ_x напряжений. В статье для возможности проведения наглядного сравнительного анализа представлены попарно эпюры интенсивности σ горного массива в окрестности дренажного штрека и крепёжной конструкции выработки в упругой и упруго-пластической постановке с изменяющимся расстоянием приближения очистного забоя по вышележащему угольному пласту.

Результаты вычислительного эксперимента, полученные в упругой постановке с описанием зон повышенных напряжений, деформаций, областей разгрузки, а также характерными особенностями распределения напряжений, представлены в работе [3]. В отличие от линейной задачи при решении нелинейной напряжения в массиве падают, а деформации продолжают расти, что соответствует понятиям закона пластичности. Это подтверждает объективность полученных результатов, представленных на рисунке 1, так как при линейном расчете (рис. 1а) образуется зона опорного давления вокруг очистного забоя, которая распространяется на значительное расстояние в кровлю и почву пласта и достигает 20 м в высоту и 7 м в ширину. При этом интенсивность напряжений в породах кровли достигают 50 МПа, что превышает предел прочности пород на одноосное сжатие и соответственно свидетельствует о значительных деформациях слоев вплоть до образования трещин и нарушения целостности массива. Характерной особенностью расчета является непосредственная близость подготовительной выработки к извлекаемому угольному пласту. В связи с этим области концентраций напряжений, образованные от очистных работ и вокруг дренажного штрека соединяются, при этом на породные слои, залегающие между ними, оказывается воздей-

РОЗРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН

ствие сразу двух зон опорного давления. Данная область занимает 13–16 м по ширине и до 10 м по высоте, напряжения находятся в диапазоне 20–30 МПа, что достаточно для образования трещин в слабых породах Западного Донбасса.

По сравнению с упругой постановкой, результаты решения билинейной задачи (рис. 1б) дают совершенно иную картину распределения напряжений в массиве горных пород. Напряжения вокруг очистного забоя и подготовительной выработки значительно снизились и только на 10–15% превышают равновесное состояния масси-

ва. При этом сохраняется качественное распределение зон опорного давления в боках, а также зон разгрузки в кровле и почве выработки. В кровле очистного забоя, а также над выработанным пространством происходит перегиб породных слоев, вследствие постепенного проседания вышележащих слоев на ранее обрушенные консоли основной кровли.

Для получения полноценной картины влияния надработки на подготовительную выработку необходимо проанализировать напряженно-деформированное состояние рамного и анкерного крепления.

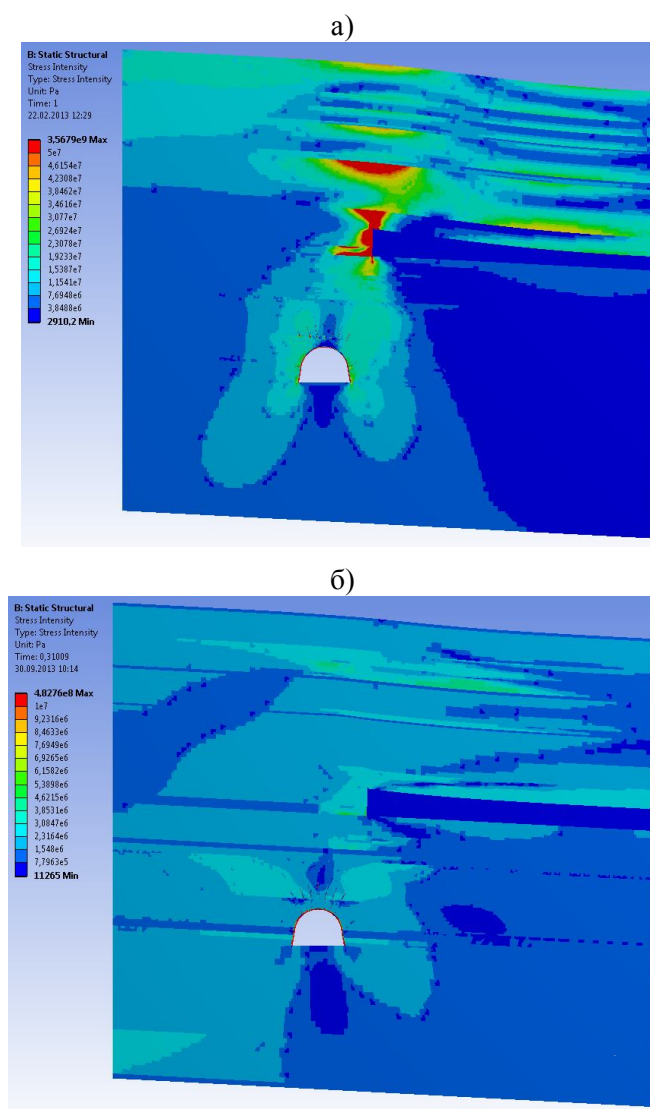


Рисунок 1 — Эпюра интенсивности напряжений σ горного массива при расположении очистного забоя над дренажным штреком:
а) упругая постановка; б) упруго-пластическая постановка.

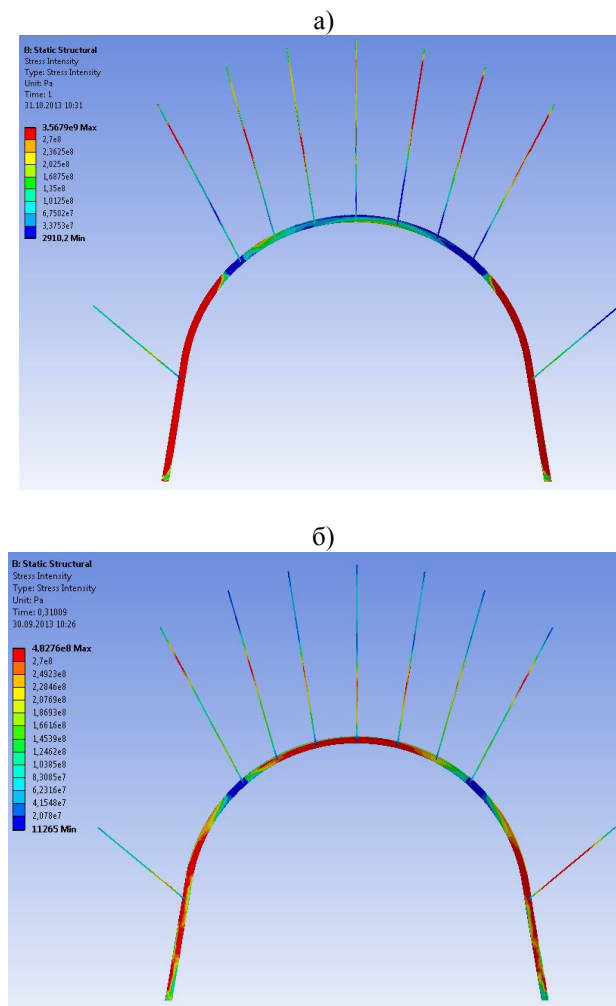


Рисунок 2 — Эпюры интенсивности напряжений σ рамной и анкерной крепи при расположении очистного забоя над дренажным штреком:
а) упругая постановка; б) упруго-пластическая постановка

На рисунке 2а представлена эпюра интенсивности напряжений σ , полученная в ходе линейного вычислительного эксперимента. При анализе эпюры необходимо выделить симметричное распределение напряжений свыше 270 МПа в обеих стойках крепи, что характеризует превышение предела текучести стали вследствие интенсивного воздействия горного давления в боках выработки. При этом верхняя рама относительно разгружена, максимальные напряжения не превышают 170 МПа. Анкерная крепь более нагружена со стороны подхода очистного забоя, что вполне закономерно. При этом анкера нагружены не равномерно по своей длине, происходит

явное защемление анкеров в породных слоях, что приводит к значительному повышению напряжений на отдельных участках арматуры, вплоть до превышения предела текучести, что свидетельствует о деформации стержня сталеполимерных анкеров. Более подробно неоднородность влияния горного давления на напряженно-деформированное состояние крепежной конструкции описана в работе [4].

В результате билинейного расчета (рис. 2 б) распределение приведенных напряжений в крепежной конструкции существенно изменилось. Боковые стойки рамы подвержены высоким напряжениям не по всей длине, а преимущественно в цен-

тральной части, при этом произошло уменьшение концентрации напряжений в нижней и верхней части стоек. В тоже время напряжения в верхняке рамы наоборот возросли вплоть до величин, позволяющих говорить о прогибе верхняка внутри выработки вследствие значительного давления со стороны пород непосредственной кровли. Анализ эпюры напряжений анкерного крепления показывает устойчивую тенденцию к снижению напряжений. Напряжения близкие к пределу текучести стали присутствуют точно, либо на значительно меньшем участке анкеров. В остальном же произошло значительное снижение напряжений в среднем до 135 МПа. Исключением является только боковой анкер со стороны приближения забоя, 80% площади которого подвержены напряжениям свыше 270 МПа.

Выводы. В ходе анализа проблемы поведения крепежной системы подготовительных выработок с учетом наработки выявлено, что существующие параметры крепления не обеспечивают эксплуатационное состояние выработок. В результате

вычислительного эксперимента получены эпюры распределения напряжений и деформаций углевещающего породного массива и крепежной конструкции дренажного штрека для двух случаев проведения вычислительного эксперимента. Выявлены зоны критических приведенных напряжений в массиве, образованные вследствие ведения очистных работ и вокруг дренажного штрека, которые соединяются, при этом на породные слои, залегающие между ними, оказывается воздействие сразу двух зон опорного давления. Образованная область занимает 13–16 м в ширину и до 10 м в высоту, при этом напряжения достигают 20–30 МПа. Определены зоны пластического течения металла в боках и верхняка рамной крепи, превышающие 270 МПа, а также в отдельных участках анкеров. Сравнительный анализ результатов решения задач в упругой и упруго-пластической постановках показал, что оптимальным условием для получения объективных выводов является их совместное использование в преимуществах решений.

Бібліографічний список

1. Самарский А. А. Численные методы / А. А. Самарский. — М.: Наука. — 1989. — 429 с.
2. Жидков А. В. Применение системы ANSYS к решению задач геометрического и конечно-элементного моделирования / А. В. Жидков. — Нижний Новгород. — 2006. — 115 с.
3. V. Sotskov Investigation of the rock mass stress strain state in conditions of the drainage drift overworking / V. Sotskov, I. Saleev // Mining of mineral deposits. — Netherlands: CRC Press / Balkema — 2013. — P. 197–201.
4. Соцков В. А. Исследование влияния наработки дренажного штрека на напряженно-деформированное состояние крепежной конструкции / В. А. Соцков // Розробка родовищ. — Днепропетровск: ТОВ «ЛізуновПрес». — 2013. — С. 317–322.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Литвинским Г. Г.,
д.т.н., проф. НГУ Ковалевской И. А.*

Статья поступила в редакцию 21.02.14.

д.т.н., проф. Бондаренко В. І., к.т.н. Фомичов В. В., Соцков В. О.
(ДВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ, Україна)

ОСОБЛИВОСТІ ВИКОРИСТАННЯ ОБЧИСЛЮВАЛЬНОГО ЕКСПЕРИМЕНТУ В ПРУЖНОПЛАСТИЧНІЙ ПОСТАНОВЦІ ДЛЯ УМОВ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ

Проведена серія розрахунків при наближенні очистного вибою до виробки в пружно - пластичній постановці з урахуванням фізико-механічних властивостей порід і шаруватості гірського масиву. Проаналізовано результати експерименту, визначені області концентрації напружень і розвантаження в масиві, а також ступінь впливу гірського тиску на рамне і анкерне кріплення виробки. Ви-

явлені характерні особливості результатів, отриманих при вирішенні лінійної та білінійної задач, що дозволило об'єктивно оцінити напружено-деформований стан гірського масиву і кріплення.

Ключові слова: обчислювальний експеримент, пружно-пластична постановка, очисні роботи, кріпильна конструкція, напружено-деформований стан.

Bondarenko V. I. Doctor of Engineering Sciences, Fomychov V. V. Candidate of Engineering Sciences, Sotskov V. O. (HIS «NMU», Dnipropetrovsk, Ukraine)

PECULIARITIES OF THE OF COMPUTER EXPERIMENT USAGE IN ELASTIC PLASTIC POSITION FOR WESTERN DONBAS CONDITIONS

A series of calculations when approaching of stope to the drift in the elastic-plastic position taking into account physical and mechanical properties of rocks and bedding of the rock massif were conducted. The results of the experiment were analyzed, areas of strain-stress state concentration and discharge in the massif were identified, and the degree of influence of rock pressure on frame and anchoring barring was also identified. Characteristic features of the results obtained in solving linear and bilinear tasks were revealed. It allowed to estimate objectively the strain-stress state in the rock mass and fastening.

Key words: computer experiment, elastic plastic position, stope, fastening system, strain-stress state

УДК 622.28.042.4: 622.281.5: 622.283.5: 622.23.056

д.т.н. Литвинский Г. Г.,
к.т.н. Фесенко Э. В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И ПАРАМЕТРОВ РАМНОЙ КРЕПИ ИЗ КОРОБЧАТОГО ПРОФИЛЯ

Обоснована форма поперечного сечения для крепления горных выработок в условиях пологого и наклонного залегания пород. Исследована работа полигональной рамной крепи из коробчатого профиля, предложена методика расчета ее элементов с учетом взаимодействия с массивом пород. Обоснована оптимальная конструкция, в которой минимизированы изгибающие моменты, что экономит расход металлопроката в 3–5 раз. Доказано, что заполнение трубы бетоном повышает несущую способность крепи из коробчатого профиля еще более, чем в 2 раза.

Ключевые слова: коробчатый профиль, рамная крепь, полигональная крепь, несущая способность, расчет устойчивости, эффективность, трубобетон.

Крепление горной выработки — один из самых трудоемких и продолжительных процессов проходческого цикла, более половины материальных затрат в себестоимости сооружения выработки приходится на стоимость крепи. Большинство подготовительных выработок шахт Украины (свыше 90%) закреплено стальной рамной крепью из специального взаимозаменяемого профиля СВП. В среднем расходуется около 300–350 т металлопроката на каждый километр выработки. При этом возведение крепи, как правило, производят вручную, что при значительных размерах выработки (более 11–12 м²) весьма трудоемко, поскольку масса элемента крепи (верхняка), который необходимо смонтировать на высоте 3,5–4 м может достигать 120–150 кг. Поэтому так актуальна проблема снижения стоимости и трудоемкости крепления для горнодобывающей промышленности.

Промышленный опыт использования рамной крепи позволил выявить следующие ее недостатки:

1. Используемый специальный профиль СВП неэффективен и дорог.
2. Требуется тщательная забутовка закрепного пространства, что трудновыполнимо и без чего несущая способность крепи снижается в 5–7 раз.

3. Элементы крепи работают со значительными изгибающими моментами, что ведет к их деформации и поломке.

4. Узлы податливости крепи часто не совпадают с направлением смещений пород, их сложно монтировать, они имеют низкое неравномерное (скачкообразное) сопротивление и недостаточный запас податливости.

5. Крепь не отвечает принципу оптимальности, различные элементы нагружены неодинаково.

6. Сложен монтаж крепи из-за узловых резьбовых соединений и большого веса элементов, требуется предохранительная крепь в забое.

Особо следует остановиться на выборе стального проката для элементов крепи. В работах [1, 2] выполнен анализ существующих серийных профилей металлопроката и показано, что наиболее технологичным и эффективным для рамной крепи является замкнутый тонкостенный профиль квадратного очертания. Его прочность (при условии равенства масс 1 п.м.) выше, чем у стандартных спецпрофилей типа СВП того же сечения в 1,5–2 раза, а при кручении — в 16–27 раз.

Поэтому пришло время отказаться от применения неэффективного спецпрофиля СВП, который в настоящее время доминирует в рамных крепях горной промышлен-

ности, и заменить его коробчатым профилем квадратной формы. Однако это требует разработки конструктивных элементов новой крепи, обоснования ее оптимальной формы поперечного сечения и методики определения ее прочных параметров в различных горно-геологических условиях.

Цель исследований состоит в изучении особенностей работы замкнутого профиля квадратного очертания (квадратной трубы) в различных конструкциях крепей с учетом характера приложенной нагрузки и их взаимодействия с массивом горных пород. **Объектом** исследований является стальная рамная крепь из коробчатого профиля, а **предмет исследований** — конструкция и параметры этой крепи. **Задачами исследований** являются: обоснование рациональной конструкции крепи из коробчатого профиля и разработка метода определения ее параметров.

Основная идея исследований состоит в выборе параметров рамных крепей горных выработок из коробчатого профиля на основе расчета несущей способности сжато-изогнутого несущего элемента такой крепи по критерию потери его общей устойчивости.

На основании анализа опыта применения стальной рамной податливой крепи в различных условиях можно сформулировать ряд основных требований, которым она должна удовлетворять:

1. Высокая несущая способность, которая должна превышать ожидаемую нагрузку со стороны массива пород.
2. Взаимодействие с массивом в режиме податливости, причем сопротивление податливости должно быть постоянным и не менее 70-80% предельной несущей способности крепи.
3. Величина конструктивной податливости крепи должна соответствовать по величине и направлению прогнозируемым смещениям пород в выработку.
4. Крепь в целом и отдельные ее элементы должны отвечать принципу равнопрочности [3], что гарантирует минимальную ее массу при заданной несущей спо-

собности, а также должна обеспечивать минимальные изгибающие усилия в ее элементах.

5. Конструкция не должна иметь резбовых податливых узлов и обеспечивать простоту и удобство монтажа за счет простого соединения элементов.

6. Высокая технологическая готовность к установке за счет крупноузловой сборки и использования элементов верхняка как временной призабойной крепи.

Проанализируем несколько возможных форм очертаний крепи горной выработки — полигональных и арочных (рис. 1).

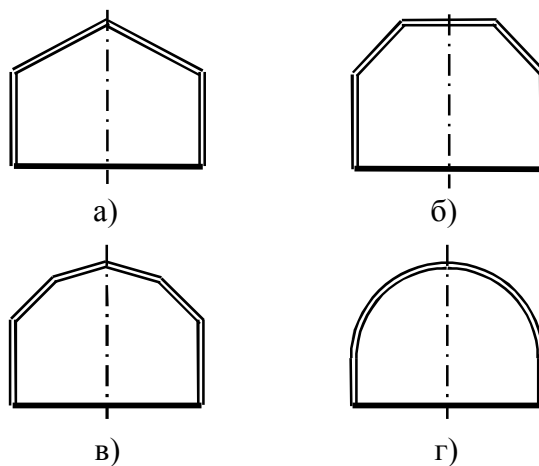


Рисунок 1 — Возможные формы очертаний горных выработок

Преимущества использования полигональных крепей (рис. 1 а, б, в) по сравнению с арочными (рис. 1 г) при тех же размерах выработки состоят в следующем:

- 1) они не требуют сложных и дорогих изогнутых конструктивных элементов;
- 2) масса отдельных элементов полигональной крепи (особенно при увеличении количества сегментов — рис. 1 б, в) как правило, меньше массы элементов трехзвенной арочной крепи;
- 3) возможность простой установки шарнирных соединений, которые значительно снижают изгибающие моменты в конструкции, тогда как в арочной это сопряжено с существенными конструктивными сложностями;

4) полигональные крепи проще приспособить к наклонному и крутому залеганию пластов.

Сравнивая возможные формы полигональной крепи, можно видеть, что в полигональной крепи из 4-х элементов (рис. 1, а) верхняки имеют повышенную длину, что заметно снижает их общую устойчивость. Вариант крепи из 6-ти конструктивных элементов (рис. 1, в), требует большого числа узлов сопряжений, что усложняет технологию изготовления крепи и трудоемкость ее возведения.

Поэтому из рассмотренных вариантов наиболее целесообразным, особенно при пологом и наклонном залегании пород, следует считать полигональную крепь из 5-ти конструктивных элементов (рис. 1, б).

Оценим прочностные показатели такой конструкции крепи. Для этого выполним расчет данной конструкции с использованием метода конечных элементов с помощью программы Лира, что позволит обосновать параметры крепи.

Особенностью выполненных расчетов является учет взаимодействия крепи с окружающим массивом в виде так называемого пассивного (реактивного) отпора пород, для моделирования которого использовали нелинейные конечные элементы (КЭ 264) в виде односторонней упругой связи заданной жесткости R с массивом. Расчетная схема крепи представлена на рисунке 2.

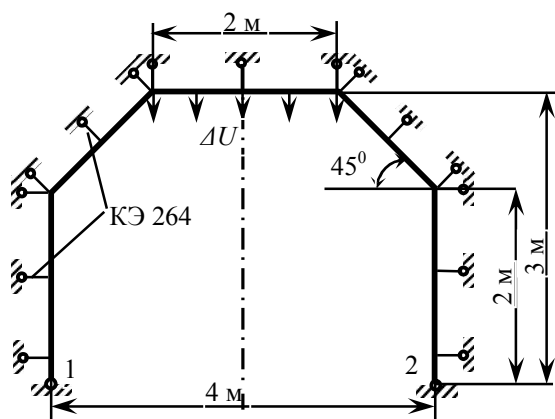


Рисунок 2 — Расчетная схема полигональной крепи из 5-ти элементов

Размеры поперечного сечения выработки выбраны из условия рационального использования сечения. Высота стоек с запасом на осадку принята равной 2 м, поскольку зазоры, регламентируемые ПБ, должны соблюдаться на высоте 1,8 м. Площадь поперечного сечения такой крепи составляет $S = 11 \text{ м}^2$.

Нижние узлы 1,2 стоек опираются на почву выработки как неподвижные шарниры. Жесткость забутовки задаем коэффициентом постели c , МПа/м. При неплотной забутовке жесткость принята $c = 25 \dots 100 \text{ МПа/м}$, а при плотной качественной забутовке $c > 100 \text{ МПа/м}$, тампонаж закрепного пространства дает жесткость $c = 500 \text{ МПа/м}$.

Рассмотрим случай пологого залегания пород, когда верхняк крепи установлен «под плоскую кровлю», а нагрузка на крепь задается смещениями пород кровли. Следовательно, крепь загружена заданными равномерными смещениями верхняка крепи ΔU (рис. 2).

Расчет сводится к определению внутренних силовых факторов в элементах крепи, выявлению опасных сечений и подбору сечений элементов. Суммарное напряжение в опасном сечении зависит от соотношения изгибающих моментов M и продольных сжимающих сил N и не должно превышать расчетного сопротивления R_y (предела текучести стали) [4]:

$$\sigma = \frac{M}{W \cdot \gamma_{c1}} + \frac{N}{\varphi \cdot A \cdot \gamma_{c2}} \leq R_y, \quad (1)$$

где W — момент сопротивления сечения, м^3 ; R_y — расчётное сопротивление стали, ($R_y = 240 \text{ МПа}$); φ — коэффициент продольного изгиба, принятый в соответствии со СНиП II-23-81 [5]; A — площадь поперечного сечения профиля, м^2 ; γ_{c1} , γ_{c2} — соответственно коэффициент условий работы для изгибаемых и центрально сжатых элементов ($\gamma_{c1} = 0,8$, $\gamma_{c2} = 1,1$).

При подборе сечений элементов крепи принято, что рама должна обеспечить

РОЗРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН

несущую способность $[P] = 300$ кН, а профиль элементов крепи — квадратная труба.

На первом этапе выполнены расчеты полигональной крепи при жесткости забутовки закрепного пространства $c = 25 \dots 500$ МПа/м. Характер эпюры изгибающих моментов представлен на рисунке 3.

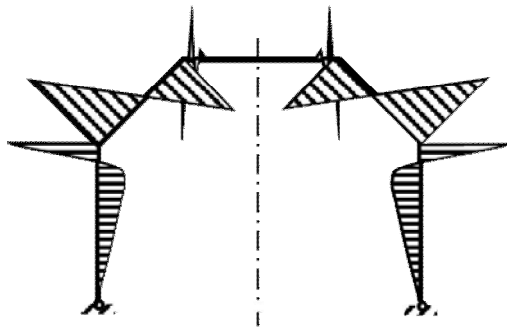


Рисунок 3 — Эпюра изгибающих моментов при жесткости забутовки $c = 25 \dots 500$ МПа/м

Как видно из рисунка 3, максимальные изгибающие моменты возникают в местах соединения наклонных элементов крепи (раскосов) с верхняком и стойками. В стойках эпюра моментов обусловлена пассивным отпором пород в виде забутовки.

Результаты подбора несущих элементов крепи даны в таблице 1.

Расчеты показали, что отсутствие забутовки или ее плохое качество ($c \leq 25$ МПа/м) приводит к появлению в полигональной крепи высоких изгибающих моментов, что требует применения мощных несущих элементов $180 \times 180 \times 6$ мм весом от 45,2 кг (раскосы) до 64,1 кг (верхняк и стойки). Масса всей рамы крепи составила 283 кг.

Наличие забутовки закрепного пространства с жесткостью $c \geq 100$ МПа/м резко снижает изгибающие моменты в крепи (в 1,7–2 и более раз) и позволяет использовать несущие элементы меньших типоразмеров (см. табл. 1).

Таблица 1 — Подбор сечений элементов полигональной крепи из коробчатого профиля при жесткости забутовки закрепного пространства $25 \dots 500$ МПа/м

Типоразмер элемента крепи, мм	Жесткость забутовки c , МПа/м	Момент сопротивления W_x , см ³	Площадь сечения стержня A , см ²	Расчетная длина l_{ef} , м	Момент в опасном сечении M , кН·м	Продольная сила в опасном сечении N , кН	Гибкость стержня λ	Масса элемента крепи, кг
верхняк								
180x180x6	25	226,28	40,83	2,0	37,1	77,7	28,3	64,1
160x160x4	100	123,4	24,55	2,0	19,9	107	31,5	38,5
160x160x4	200	123,4	24,55	2,0	16,3	116	31,5	38,5
160x160x4	500	123,4	24,55	2,0	14,6	138	31,5	38,5
раскос								
180x180x6	25	226,28	40,83	1,41	34,6	158	20,0	45,2
160x160x6	100	175,69	36,03	1,41	23,8	173	22,6	39,9
160x160x5	200	150,3	30,36	1,41	20,8	182	22,2	33,6
160x160x5	500	150,3	30,36	1,41	19,2	211	22,2	33,6
стойка								
180x180x6	25	226,28	40,83	2,0	33,6	152	28,3	64,1
160x160x5	100	150,3	30,36	2,0	23,8	158	31,7	47,7
160x160x5	200	150,3	30,36	2,0	20,8	161	31,5	47,7
160x160x5	500	150,3	30,36	2,0	19,2	179	31,5	47,7

Однако необходимо обратить внимание на то, что дальнейшее увеличение жесткости забутовки до $c = 200$ МПа/м и даже выполнение тампонажа закрепного пространства ($c = 500$ МПа/м) уменьшает изгибающие моменты не столь существенно. Так, масса крепи из коробчатого профиля для $c = 100$ МПа/м составила 214 кг, а повышение жесткости забутовки до $c = 200$ МПа/м или выполнение тампонажа позволило снизить массу рамы до 201 кг (на 6%). Таким образом, для данной расчетной схемы повышение жесткости забутовки выше $c = 100$ МПа/м нецелесообразно, однако и ее отсутствие ($c < 25\text{--}50$ МПа/м) недопустимо.

Масса арочной крепи из СВП-33, имеющей сходные параметры (площадь поперечного сечения и несущую способность) составляет 294 кг, а масса отдельных ее элементов находится в пределах 100–110 кг (верхняк) и 90–100 кг (стойка).

Применять профиль СВП для полигональных крепей не представляется возможным, поскольку, во-первых, не существует конструкций соединения элементов таких крепей, а, во-вторых, даже самый мощный спецпрофиль СВП-33 не обеспечивает достаточной прочности конструкции при $c < 200$ МПа/м, так как расчетные напряжения в опасных сечениях крепи превышают предел текучести стали R_y . В полигональной крепи с верхняком из СВП-33 и забутовке жесткостью $c = 25$ МПа/м, расчетные напряжения $\sigma = 366$ МПа, что существенно выше допустимых $R_y = 240$ МПа. Спецпрофиль СВП-33 может быть теоретически использован лишь для крепи с жесткой качественной забутовкой $c > 200$ МПа/м. Однако и тогда перерасход металла по сравнению с такой же крепью из коробчатого профиля составит 32%.

Из расчетов следует, что взаимодействие полигональной конструкции крепи с забутовкой происходит только в районе соединения стоек с раскосами. Поэтому интересно рассмотреть работу полигональной крепи без забутовки закрепного пространства, но с различной жесткости расклинкой узлов соединений стоек с рас-

косами. С этой целью определили прочные размеры крепи: несущая способность рамы задана равной $[P] = 300$ кН, а жесткость расклинки менялась в пределах от $R = 2$ МН/м до $R = 50$ МН/м, что соответствует жесткости деформирования расклинки соответственно от 0,2 т/мм до 5 т/мм.

На завершающем этапе исследований моделировалась шарнирная крепь полигональной формы, т.е. места сопряжений раскосов со стойками и верхняком в расчетной схеме крепи были шарнирными, при этом остальные параметры модели — несущая способность $[P]$ и жесткость расклинки R оставались прежними.

Результаты расчетов полигональной крепи представлены в таблице 2.

С увеличением жесткости расклинки R уменьшаются изгибающие моменты в полигональной крепи с нешарнирным соединением элементов, что позволяет использовать несущий профиль меньшего типоразмера. При увеличении R с 2 МН/м до 50 МН/м масса крепи уменьшилась с 225 кг до 96 кг (в 2,35 раза), а по сравнению с арочной крепью из СВП-33 в 3,06 раза. Следовательно, при использовании полигональной крепи с нешарнирным соединением элементов для уменьшения изгибающих моментов в опасных сечениях необходимо в районе сопряжений раскосов со стойками применять расклинку как можно большей жесткости.

При шарнирном соединении элементов полигональной крепи изгибающие моменты в них отсутствуют. Для учета возможных случайных эксцентриситетов в реальных шарнирных соединениях при расчете элементов крепи моменты в опасных сечениях приняты равными $M = 0,1$ кН·м. Все элементы шарнирной крепи оказываются центрально сжатыми, что позволяет резко уменьшить типоразмеры несущих профилей. Как видно из таблицы 2, площадь поперечного сечения элементов крепи находится в пределах 7,74...10,6 см², а их масса составляет: верхняк и стойки — 12,2 кг, раскосы — 10,6...11,7 кг.

РОЗРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН

Таблица 2 — Подбор сечений элементов полигональной крепи из коробчатого профиля при жесткости расклинки 2...50 МН/м

Типоразмер стержня	Соединение элементов крепи	Жесткость расклинки R , МПа/м	Момент сопротивления W_x , см ³	Площадь сечения стержня A , см ²	Расчетная длина l_{ef} , м	Момент в опасном сечении M , кН·м	Продольная сила в опасном сечении N , кН	Гибкость стержня λ	Масса элемента крепи, кг
верхняк									
180x180x5	жестк	2	193,0	34,36	2,0	31,3	99,3	28,1	53,9
120x120x5	жестк	10	80,91	22,36	2,0	10,1	137,2	42,9	35,1
100x100x4	жестк	50	45,27	14,95	2,0	3,3	163,3	51,4	23,5
100x100x2	шарн	2	24,6	7,74	2,0	0,1	150,8	50,1	12,2
100x100x2	шарн	10	24,6	7,74	2,0	0,1	153	50,1	12,2
100x100x2	шарн	50	24,6	7,74	2,0	0,1	169	50,1	12,2
раскос									
180x180x5	жестк	2	193,0	34,36	1,41	29,5	177	19,8	38,0
140x140x4	жестк	10	93,09	21,35	1,41	9,5	206	25,5	23,6
110x110x4	жестк	50	55,62	16,55	1,41	3,1	235	32,8	18,3
100x100x2,5	шарн	2	30,13	9,59	1,41	0,1	213	35,6	10,6
100x100x2,5	шарн	10	30,13	9,59	1,41	0,1	217	35,6	10,6
110x110x2,5	шарн	50	36,8	10,59	1,41	0,1	239	35,6	11,7
стойка									
160x160x5	жестк	2	150,3	30,36	2,0	20,2	150	31,8	47,7
110x110x4	жестк	10	55,62	16,55	2,0	6,4	150	46,5	26,0
100x100x3	жестк	50	35,41	11,41	2,0	2,0	150	50,8	17,9
100x100x2	шарн	2	24,6	7,74	2,0	0,1	150	50,1	12,2
100x100x2	шарн	10	24,6	7,74	2,0	0,1	150	50,1	12,2
100x100x2	шарн	50	24,6	7,74	2,0	0,1	150	50,1	12,2

Жесткость расклинки почти не влияет на напряженное состояние элементов крепи, т.е. при любом R сечения элементов крепи не меняются (табл. 2). Это снижает требования к качеству расклинки при установке крепи, однако не упраздняет необходимость ее установки, поскольку расклинка должна обеспечить геометрическую неизменяемость шарнирной конструкции и ее устойчивость.

Масса рамы шарнирной полигональной крепи из коробчатого профиля с несущей способностью $[P] = 300$ кН составляет 58–60 кг, что в 1,6 раза меньше массы наиболее эффективной крепи с нешарнирным соединением элементов (96 кг) и в 4,9 раза меньше массы арочной крепи той же несущей способности из СВП-33.

Для обеспечения шарнирного соединения элементов предложенной крепи и возможности ее применения в зоне интенсивного горного давления нами разработаны конструкции и поданы заявки на изобретения узлов податливости и шарнирных узлов соединения крепи из коробчатого профиля.

Одним из условий эффективной работы шарнирной конструкции крепи является отсутствие сосредоточенных нагрузок на отдельные ее элементы. Поэтому при эксплуатации такой крепи необходимо предусмотреть управление формированием нагрузок на крепь за счет определенных конструктивных решений. Такие решения нами разработаны и отражены в поданных

заявках на изобретения по данной конструкции крепи.

Эффективность предложенной конструкции крепи можно повысить, заполнив несущий коробчатый профиль бетоном. Такой материал, известный как труботетон, как показали многочисленные исследования [6-8 и др.] особенно эффективен для центрально сжатых или сжатых с небольшими эксцентриситетами элементов.

Произведем расчет центрально сжатой стойки полигональной крепи из коробчатого профиля, заполненной бетоном, согласно [9].

Обойма — стальная труба 100x100x2 мм, заполненная бетоном с кубиковой прочностью 20 МПа. Расчетный предел текучести стали $R_y = 240$ МПа, площадь поперечного сечения стальной трубы $A_c = 7,74$ см², площадь бетонного ядра $A_{\delta} = 92,2$ см². Модуль упругости бетона $E_{\delta} = 2,3 \cdot 10^4$ МПа, стали — $E_c = 2,1 \cdot 10^5$ МПа, коэффициент продольного изгиба $\varphi = 0,84$.

Согласно [9], предельная сжимающая сила труботетонного элемента определяется по формуле:

$$[N] = R_y \cdot A_c \cdot \varphi \cdot \left(1 + \frac{E_{\delta}}{E_c} \cdot \frac{A_{\delta}}{A_c} \right), \quad (2)$$

тогда:

$$\begin{aligned} [N] &= 240 \cdot 10^{-1} \cdot 7,74 \cdot 0,84 \times \\ &\times \left(1 + \frac{2,3 \cdot 10^4}{2,1 \cdot 10^5} \cdot \frac{92,2}{7,74} \right) \\ [N] &= 359,6 \text{ кН.} \end{aligned}$$

Как видим, стойка, рассчитанная на продольную силу $N = 150$ кН при заполнении бетоном выдержит усилие ≈ 360 кН,

т.е. в 2,4 раза больше, чем без бетона. Таким образом, если все элементы шарнирной полигональной крепи из коробчатого профиля заполнить бетоном, ее несущая способность возрастет в 2,4 раза и составит $[P] = 720$ кН. Это весьма существенно увеличит устойчивость выработки даже в сложных горно-геологических условиях.

Выводы

1. Спецпрофиль СВП для рамных крепей ввиду его малой эффективности целесообразно заменить квадратной тонкостенной трубой.

2. Для крепления выработок наиболее рациональна полигональная крепь из 5-ти элементов, что позволяет наиболее полно использовать сечение выработки в свету, снизить массу отдельных элементов крепи, отказаться от использования сложных в изготовлении и более дорогих гнутых элементов.

3. Наиболее эффективной конструкцией для крепления горных выработок является шарнирная полигональная крепь из коробчатого профиля, использование которой сокращает потребление металлопроката в 4,9 раза по сравнению с арочной крепью из СВП-33 такой же несущей способности и площади поперечного сечения. Масса каждого элемента новой крепи не превышает 15 кг.

4. Предложенная конструкция крепи устраняет необходимость в забутовке, а требует лишь расклинки узла смыкания стоек с раскосами.

5. Заполнение коробчатого профиля крепи бетоном превращает его в труботетон, что позволяет повысить несущую способность крепи еще в 2–2,5 раза.

Библиографический список

1. Литвинский Г. Г. Исследование эффективности прокатных профилей для рамной крепи горных выработок / Г. Г. Литвинский, Э. В. Фесенко // Уголь Украины. — 2012. — №11. — С. 11–14.
2. Литвинский Г. Г. Оптимальный прокатный профиль для рамной крепи / Г. Г. Литвинский, Э. В. Фесенко // Вісті Донецького гірничого інституту. — Донецьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2013. — Вип. 1(32). — С. 198–203.

3. Литвинский Г. Г. Исследование предельных состояний рамной крепи / Г. Г. Литвинский, Э. В. Фесенко // *Научный вестник НГУ*. — Днепропетровск, 2013. — №3. — С. 26–33.
4. Маилян Р. Л. Строительные конструкции: учебное пособие / Р. Л. Маилян, Д. Р. Маилян, Ю. А. Веселев. — [2-е. изд.]. — Ростов н/Д: Феникс, 2005. — 880 с.
5. СП 16.13330.2011 Стальные конструкции. Актуализированная редакция СНиП II-23-81*. — М., 2011. — 172 с.
6. Стороженко Л. И. Расчёт трубобетонных конструкций / Л. И. Стороженко, П. И. Плехотный, А. Я. Черный. — К.: Будивельник, 1991. — 120 с.
7. Кришан А. Л. Определение разрушающей нагрузки сжатых трубобетонных элементов / А. Л. Кришан, А. И. Закин, М. С. Купфер // *Бетон и железобетон*. — 2008. — № 2. — С. 22–25.
8. Синельник О. П. Инженерный метод розрахунку трубобетонних конструкцій при центральному завантаженні / О. П. Синельник // *Вісник Донбаської національної академії будівництва і архітектури*. — Макіївка, 2011. — Вип. 4. — С. 47–52.
9. Литвинский Г. Г. Теория расчета центрально-сжатых трубобетонных конструкций крепи / Г. Г. Литвинский, Э. В. Фесенко // *Сб. науч. тр.* — Алчевск: ДонГТУ, 2012. — Вип. 38. — С. 10–16.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Фрумкиным Р. А.,
д.т.н., проф. ДонНТУ Борщевским С. В.**

Статья поступила в редакцию 27.02.14.

д.т.н. Литвинський Г. Г., к.т.н. Фесенко Е. В. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

ОБГРУНТУВАННЯ КОНСТРУКЦІЙ І ПАРАМЕТРІВ РАМНОГО КРІПЛЕННЯ З КОРОБЧАСТОГО ПРОФІЛЮ

Обгрунтовано форму поперечного перерізу для кріплення виробок в умовах пологого та похилого залягання порід. Досліджено роботу полігонального кріплення з коробчастого профілю, запропоновано методику розрахунку його елементів з урахуванням взаємодії з масивом порід. Обгрунтовано оптимальну конструкцію, у якій мінімізовано згинальні моменти, що економить витрати металопрокату у 3–5 разів. Доведено, що заповнення труби бетоном підвищує несучу спроможність кріплення з коробчастого профілю ще більш, ніж у 2 рази.

Ключові слова: коробчастий профіль, рамне кріплення, полігональне кріплення, несуча спроможність, розрахунок стійкості, ефективність, трубобетон.

Lytvynskiyi H. G. Doctor of Engineering Sciences, Fesenko E. V. Candidate of Engineering Sciences (DonSTU, Alchevsk, Ukraine)

REASONS FOR DESIGN AND PARAMETERS OF BOX PROFILE FRAME SUPPORT

The form of cross-section for excavation support under the conditions of hollow and angled bedding of rocks has been grounded. The work of polygonal box profile frame support has been investigated. The method of calculating their element with account for contacting with massive of rock has been proposed. Optimal design with the minimized deflection moments decreasing the usage of metal-roll in 2–2.5 times has been grounded. Filling the tube with cement increases supporting strength of box profile frame support more than in twofold.

Key words: box profile, frame support, polygonal support, bearing capacity, calculation of stability, efficiency, tube confined concrete.

УДК 622.276.66

д.т.н. Садовенко И. А.,

к.т.н. Инкин А. В.

(Государственное ВУЗ "НГУ", г. Днепрпетровск, Украина, Email: inkin@ua.fm)

ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНОЕ УВЕЛИЧЕНИЕ ДЕБИТА ГАЗА ИЗ СЛАБОПРОНИЦАЕМЫХ ПОРОД УКРАИНСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Предложена методика численной оценки размеров и формы трещины гидроразрыва для прогнозирования повышения проницаемости углевмещающих пород и дебетов газа на Новомосковском каменноугольном месторождении.

Ключевые слова: плотные коллекторы, гидравлический разрыв пласта, трещина, дебит газа.

Введение. Геологические оценки запасов газа слабопроницаемых коллекторов в мире и Украине зачастую намного превышают объемы традиционных запасов. Так, согласно данным управления энергетической информации (EIA), Украина занимает третье место в Европе и тринадцатое — в мире по ресурсам этого вида топлива, величина которых достигает 8 трлн куб. м, в то время как запасы традиционного газа в трех нефтегазоносных регионах страны (западном, восточном и южном) составляют не более 1 трлн куб. м [1]. Тем не менее, повышенный интерес к нетрадиционному газу как потенциальному источнику энергетической независимости возник только в последнее время. Во многом этому поспособствовал прогресс в его освоении американской компании Chesapeake Energy, благодаря которому США с 1990 по 2010 г.г. увеличили количество нетрадиционного газа в общей добыче с 10 до 40%, что снизило импорт сжиженного природного газа на 2,6% [2].

Вместе с тем, разработка нетрадиционных месторождений газа в Украине по американской технологии сопряжена с определенными трудностями и негативными последствиями для окружающей среды. Для проведения гидроразрыва горных пород используются дорогостоящие буровое оборудование для вертикально-горизонтального бурения. Создание сверхвысокого давления при гидроразрыве неглубоко залегающих коллекторов может

привести к повреждению скважин и фундаментов близко расположенных зданий, а для поддержания заданной пористости пласта после гидроразрыва применяются различные химикаты, соли органических кислот, отходы нефтепереработки, дизельное топливо и другие вещества, загрязняющие атмосферу, и подземные воды, используемые для водоснабжения.

Постановка задачи исследований. Эффективная разработка нетрадиционных ресурсов газа в Украине может быть осуществлена путем обоснования комплексной технологической инфраструктуры извлечения газа из плотных пород с применением современных технологий активизации газовыделения и адаптации этих технологий к отечественному оборудованию. В связи с этим, целью данной работы является оценка фильтрационных свойств и газоотдачи плотных коллекторов Новомосковского каменноугольного месторождения в результате проведения гидроразрыва пласта, основанного на имеющемся опыте прорывов низкопроницаемой углевмещающей толщи на шахтных полях Западного Донбасса.

Материал и результаты исследований. В геоморфологическом отношении Новомосковское каменноугольное месторождение расположено на водораздельном плато правобережной части р. Самары и левобережной части р. Малой Терновки в пределах юго-западного крыла Днепровско-Донецкой впадины (рис. 1). Рельеф

РОЗРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН

территории представляет собой слабо-всхолмленную равнину, отметки которой колеблются от 127,5 м на северо-востоке до 62,0 м на юго-западе, сложенную древними и современными террасами, пологопадающими в сторону р. Днепр. В геологическом строении участвуют докембрийские кристаллические породы, осадочный комплекс девона, нижнего и среднего карбона, перми, триаса, юры, а также третичные и четвертичные образования. Тектоническое строение месторождения обусловлено наличием жесткого кристаллического фундамента, залегающего на сравнительно небольшой глубине, в связи с чем на месторождении четко вырисовывается система тектонических нарушений, обуславливающая сбросы с амплитудами до 50 м.

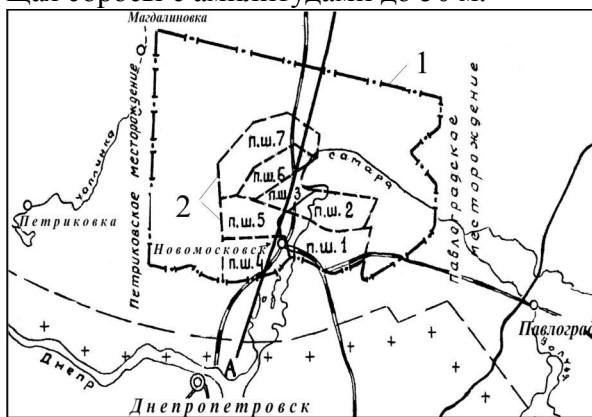


Рисунок 1 — Обзорная карта Новомосковского каменноугольного месторождения: 1, 2 — соответственно границы месторождения и шахтных полей

Важнейшими характеристиками углевмещающих пород Новомосковского месторождения как коллекторов природных газов являются их пористость и проницаемость, определяющие фильтрационную

способность и емкость угленосных отложений. На рисунке 2 и в таблице 1 приведены данные, иллюстрирующие изменения этих параметров [3]. Анализ кривых показывает, что пористость аргиллитов колеблется в пределах от 6,9 до 30,7%, при среднем значении 25,5%; алевролитов 1,7–39,6%, при среднем 20,1%; песчаников 3,6–47,0 %, при среднем 20 % и уменьшается с увеличением глубины залегания пластов. Относительно небольшое количество показателей проницаемости пород, обусловленной их пористостью и трещиноватостью, не позволяет установить каких-либо закономерностей ее изменения по площади или глубине в пределах залежи. Однако имеющийся объем опробований однозначно показывает значительное превышение проницаемости вмещающих пород в сравнении с углями, свидетельствующее о том, что основными путями миграции газа на месторождении являются песчаники, алевролиты и аргиллиты угленосной толщи.

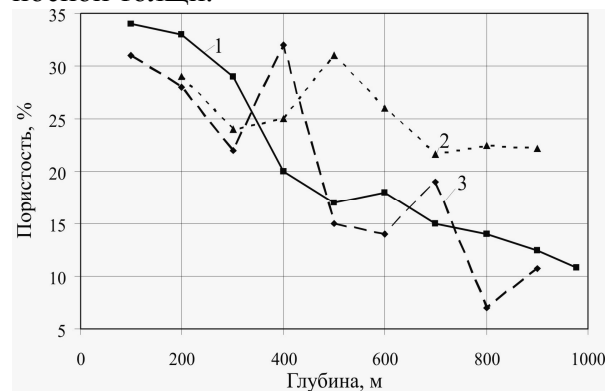


Рисунок 2 — Изменение пористости пород угленосной толщи Новомосковского месторождения с глубиной: 1, 2, 3 — кривые изменения пористости песчаников, аргиллитов и алевролитов соответственно

Таблица 1 — Значения проницаемости углевмещающих пород

Интервал глубин, м	Проницаемость, 10^{-15} м^2			
	Песчаник	Алевролит	Аргиллит	Уголь
400-500	138,70	—	—	0,038
500-600	12,63	5,55	11,0	0,050
600-700	12,32	125,00	8,7	0,063
700-800	28,70	3,50	6,2	0,058
800-900	22,02	0,26	5,9	0,031
900-1000	0,30	2,63	3,1	—

Природный газ, содержащийся в угольных пластах и породах Новомосковского месторождения, состоит из углекислого газа, метана, азота и водорода. Анализ его качественного состава (табл. 2) показывает увеличение содержания метана и уменьшение азота в смеси газов с глубиной по всей площади залежи. Количество метана возрастает до глубины 800 м (с 2,98 до 44,42%), а далее начинает снижаться до 29,9%. Для азота характерна обратная зависимость. Метаносность горных пород также повышается с глубиной, однако четкая закономерность ее изменения не прослеживается. Резко возрастая в интервале глубин 500–600 м (почти в 10 раз), в дальнейшем она незначительно варьирует в пределах 1–2 м³ на тонну. По имеющимся данным можно сделать вывод, что максимальное содержание метана на исследуемой площади можно встретить на глубине 700–800 м.

Для увеличения проницаемости и газоотдачи выделенного интервала углеводородной толщи необходимо, с учетом специфики отечественного оборудования, произвести его гидравлический разрыв, который заключается в механическом воздействии на пласт избыточного давления, создаваемого закачиваемой через вертикальную скважину жидкостью. Поскольку на данных глубинах наименьшие напряжения в породном массиве ориентированы горизонтально, то образующаяся в результате разрыва трещина будет иметь вертикальную направленность [4]. Для прогноза дебита газа и фильтрационных свойств по-

род после гидроразрыва рассмотрим круговой пласт, в центре которого находится скважина, пересеченная симметричной вертикальной трещиной, горизонтальное сечение которой имеет эллиптическую форму, а вертикальное — прямоугольную (рис. 3).

Существенной особенностью трещины гидравлического разрыва, в значительной мере влияющей на продуктивные показатели пласта, является изменение ее геометрических размеров в пространстве.

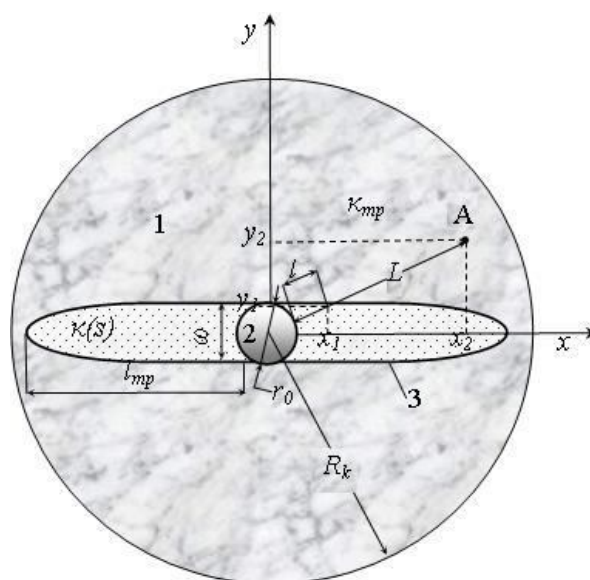


Рисунок 3 — Схема к расчету фильтрационных свойств слабопроницаемой углеводородной толщи, пересеченной вертикальной трещиной гидроразрыва (по нормали к горизонтальной плоскости $x - y$): 1 — плотные песчаники; 2, 3 — скважина и трещина соответственно

Таблица 2 — Изменение качественного состава газа угленосной толщи с глубиной

Интервал глубин, м	Состав газа, %				Метаносность м ³ /тонна
	CO ₂	CH ₄	N ₂	H ₂	
400-500	5,98	2,98	86,28	4,76	0,092
500-600	4,27	18,80	74,00	2,93	0,88
600-700	4,09	31,21	59,81	4,89	1,75
700-800	6,88	44,42	46,19	2,51	2,00
800-900	2,58	30,82	65,30	1,30	1,50
900-1000	3,50	29,90	66,60	—	2,05

Согласно ряду проведенных исследований [5, 6] высота вертикальной трещины в среднем равна мощности эксплуатируемого пласта и в несколько раз меньше ее длины, величину которой можно определить по следующим зависимостям

$$l_{mp} = \left(\frac{VQ\mu}{2\pi^2 h^2 n \cdot \kappa \cdot q} \right)^{0.5}, \quad (1)$$

$$l_{mp} = C \cdot \left(\sqrt{\frac{\mu \cdot t}{\kappa}} \right)^{0.5}, \quad (2)$$

где V , μ — соответственно объем и вязкость закачиваемой жидкости; h — толщина пласта; n, κ — пористость и проницаемость пород соответственно; q — боковое горное давление; C — коэффициент, зависящий от глубины разрыва пород; t — время закачки жидкости.

С помощью формул (1) – (2) был произведен расчет полудлины трещины образующейся в плотном коллекторе Новомосковского месторождения на глубине 750 м ($h = 13,5$ м; $n = 0,15$; $q = 6,5$ МПа; $C = 0,024$) при закачке жидкости через скважину ($V = 5$ м³; $\mu = 0,18$ Па·с). Анализ полученных кривых показывает (рис. 4, а), что определенные по формуле (1) значения несколько завышены в сравнении с показателями, рассчитанными по выражению (2). Отмечается улучшение сходимости результатов расчета по формулам (1) – (2) с увеличением начальной проницаемости пород. Для большей достоверности прогнозов отбора газа в дальнейших вычислениях будем использовать выражение (2).

Максимальная ширина образующейся трещины была определена в программной среде Mathcad по следующим формулам и эмпирическим зависимостям [7]

Геертсмана и Клерка —

$$\omega = \left(\frac{336}{\pi} \right)^{\frac{1}{4}} \cdot \left(\frac{\mu Q l_{mp}^2}{h} \right)^{\frac{1}{4}}, \quad (3)$$

Ю. П. Желтова —

$$\omega = \frac{4(1-2\nu) \cdot (1+\nu) \cdot (P_c - q)}{3E} \cdot l_{mp}^{0.5}, \quad (4)$$

Перкинса-Керна —

$$\omega = 3,57 \left(\frac{\mu Q l_{mp}}{E'} \right)^{\frac{1}{4}}, \quad (5)$$

Метод "РKN" —

$$\omega = 3,27 \left(\frac{\mu Q l_{mp}}{E'} \right)^{\frac{1}{4}}, \quad (6)$$

где E' — модуль плоской деформации, $E' = E / (1 - \nu^2)$; E , ν — соответственно модуль Юнга и коэффициент Пуассона углеводящей толщи ($2 \cdot 10^{10}$ Па и 0,27); P_c — давление в скважине (45 МПа).

Анализ графиков (рис. 4, б), показывает хорошую сходимость полученных результатов. Максимальные отклонения между профилями ширины трещины, рассчитанными несколькими методами, не превышают 0,01 м и характерны только для зоны наибольшего расхода жидкости. Кроме того, в работе [5] была выполнена идентификация моделей Желтова и Перкинса-Керна с натурным объектом путем сопоставления результатов расчетов с экспериментальными данными, что позволяет использовать данные зависимости для корректного решения поставленных задач.

Для оценки фильтрационных свойств угленосных пород после гидравлического разрыва необходимо также знать форму и проницаемость формирующейся трещины. Изменение ширины трещины может быть описано моделью Перкинса-Керна, адекватность которой показана выше, а проницаемости трещины с учетом ее водо- и газосодержания — уравнением Чень-Чжун-Сяна [8]

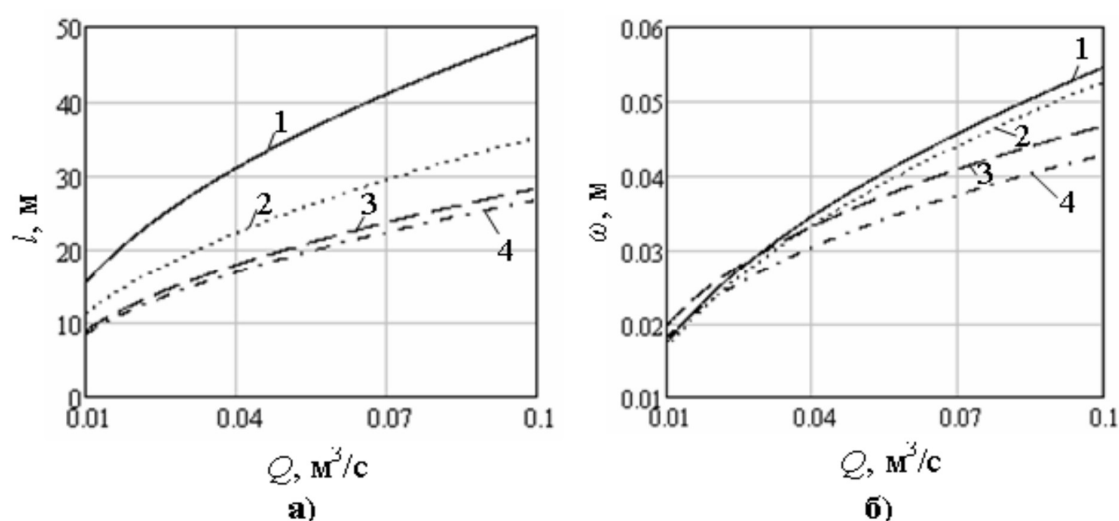


Рисунок 4 — Изменение размеров трещины гидроразрыва в зависимости от расхода закачиваемой жидкости (Q):

а — полудлины (l_{mp}), 1, 2, и 3, 4, определенной по формулам (1) и (2) при проницаемости пород 10^{-14} и $3 \cdot 10^{-14}$ м² соответственно;

б — ширины (ω), рассчитанной по зависимостям (3) – (6)

$$\omega(x) = \omega \cdot \left(1 - \frac{x}{l_{mp}}\right)^{\frac{1}{4}},$$

$$\kappa(s) = \begin{cases} 0 & \text{при } 0 \leq s \leq 0,1, \\ \kappa_{mp} \cdot [(s-0,1)/0,9]^{3,5} \cdot (4-3s), & \\ \text{при } 0,1 \leq s \leq 1; \end{cases}$$

$$\kappa_{mp} = \frac{\omega^2}{12},$$

где κ_{mp} , $\kappa(s)$ — соответственно абсолютная и фазовая проницаемости трещины; s — газонасыщенность.

На рисунке 5 приведены изменения раскрытия и фазовой проницаемости трещины по ее длине, анализ которых подтверждает эллиптическую форму трещины в плане и показывает значительное влияние водосодержания наполняющих трещину расклинивающих агентов (пропантов) на величину ее проницаемости.

Средняя проницаемость внутри трещины может быть определена путем интегри-

рования профиля проницаемости по ее длине и за ее пределами — в произвольной точке углевмещающей толщи (см. рис. 3) из следующих выражений

$$\kappa_{mpA} = \frac{\kappa(s) \cdot l + \kappa \cdot (L-l)}{L};$$

$$L = \sqrt{x_2^2 + y_2^2}, \quad l = \sqrt{x_1^2 + y_1^2};$$

$$y_1 = \frac{y_2}{x_2} \cdot x_1, \quad y_1 = \omega \cdot \left(1 - \frac{x_1}{l_{mp}}\right)^{\frac{1}{4}},$$

$$\frac{y_2}{x_2} \cdot x_1 = \omega \cdot \left(1 - \frac{x_1}{l_{mp}}\right)^{\frac{1}{4}},$$

где κ_{mpA} — средняя проницаемость в произвольной точке А плотного коллектора, пересеченного вертикальной трещиной гидроразрыва; L , x_2 , y_2 — расстояние до этой точки и ее координаты соответственно; l , x_1 , y_1 — координаты и расстояние до места пересечения профиля трещины с лучом, проведенным из скважины в точку А.

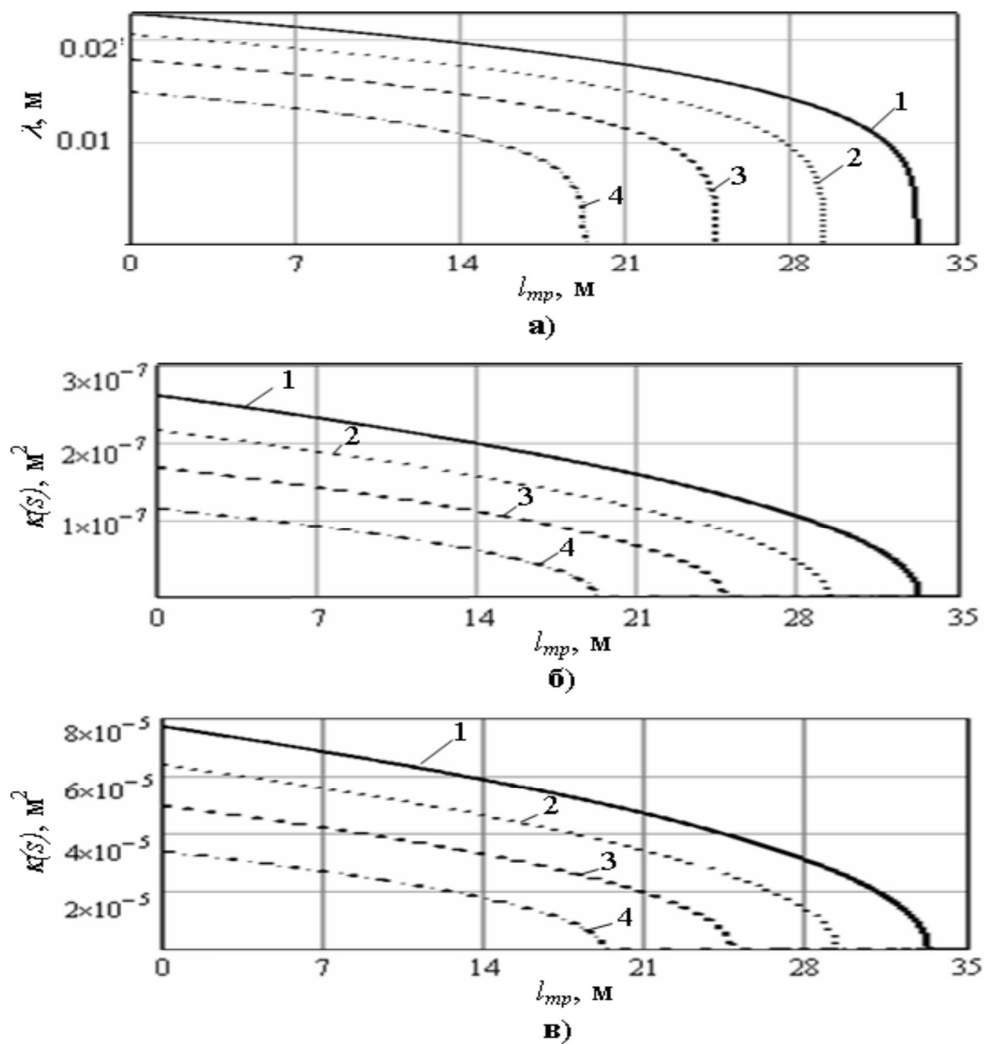


Рисунок 5 — Профили: а — раскрытия берегов (λ); б, в — фазовой проницаемости ($\kappa(s)$) трещины гидроразрыва при водосодержании заполняющего ее материала 0,8 и 0,3 соответственно: 1–4 — при расходе закачиваемой жидкости 0,09, 0,07, 0,05 и 0,03 м³/с

Представленные зависимости могут использоваться для оценки проницаемости коллекторов при проведении гидравлического разрыва. Детальное моделирование фильтрационных процессов вблизи трещин требует учета искривления линий тока, вызванного наличием в пласте высокопроницаемого включения. На рисунке 6 в горизонтальной плоскости приведены величины проницаемости плотных песчаников Новомосковского месторождения, расщеченных трещиной гидроразрыва и определенные в программной среде Mathcad по предложенной выше методике. Их анализ показывает, что изолинии проницаемости

являются эллипсами конфокальными трещине, при этом уменьшение их значений в пласте вдоль ширины трещины происходит на порядок быстрее, чем вдоль ее длины.

Прогноз дебита скважины после гидравлического разрыва может быть выполнен для условий, показанных на рисунке 3 (контур питания имеет форму круга и скважина, расположенная в начале координат, пересекается симметричной трещиной, параллельной оси Ox и проницаемостью $\kappa(s)$) [8]

$$Q_e = Q_0 \frac{\ln R_k / r_c}{\ln R_k / r_w}, \quad (7)$$

$$Q_0 = \frac{2\pi kh}{\mu_z} \frac{P_k - P_c}{\ln R_k / r_f},$$

$$\ln r_\omega = (1-\lambda) \ln r_\omega + \lambda \ln \frac{f}{2} + (1-\lambda) \cdot \lambda \ln(1-q^4),$$

$$q = \sqrt{\frac{l_{mp} - \omega}{l_{mp} + \omega}}, \lambda = \frac{\kappa(s) - \kappa}{\kappa(s) + \kappa},$$

$$f = \sqrt{l_{mp}^2 - \omega^2}.$$

$$R_k^2 = a\sqrt{a^2 - l^2}, \text{ тогдa}$$

$$Q_z = \frac{2\pi kh}{\mu_z} \times$$

$$\times \frac{P_k - P_c}{\ln \frac{a + \sqrt{a^2 - l^2}}{l_{mp}} + \frac{\sqrt{\kappa(s) \cdot h}}{2l_{mp}} \cdot \ln \frac{\sqrt{\kappa(s)h + 4\sqrt{\kappa(s) \cdot \delta^2/h}}}{2r_c}},$$

Для проведения сравнительных расчетов и учета перераспределения фильтрационного потока вблизи трещины, вызванного эллиптической формой изолиний проницаемости (рис. 6) и ортогональными им гиперболами линий тока, контур питания скважины может быть представлен эллипсом. При этом эллиптический и круговой контуры должны ограничивать равные по площади области:

где Q_0, Q_z — дебит скважины до и после гидроразрыва соответственно; R_k, r_c — радиусы контура питания и скважины; r_ω — эффективный радиус скважины; μ_z — динамическая вязкость газа; δ — эксцентриситет; a, l — большая полуось и фокусное расстояние эллипса; P_k, P_c — давление на контуре питания и в скважине.

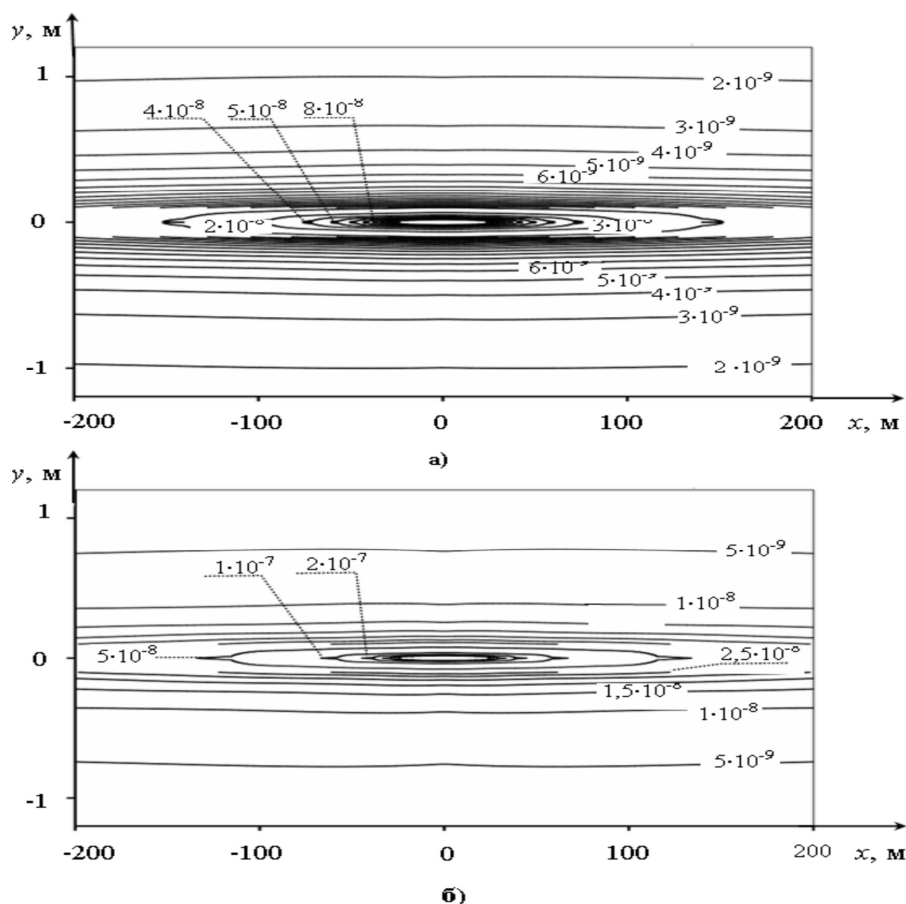


Рисунок 6 — Изолинии средней проницаемости (m^2) вокруг трещины, образовавшейся в плотных песчаниках в результате гидроразрыва: а — $Q = 0,05 \text{ м}^3/\text{с}$; $s = 0,2$; б — $Q = 0,09 \text{ м}^3/\text{с}$; $s = 0,2$

Результаты расчетов по формулам (7) и (8) для горно-геологических условий метаноносного участка угленосной толщи Новомосковского месторождения ($R_k = 200$ м; $r_c = 0,2$ м; $P_k = 2$ МПа; $P_c = 10^5$ Па; $\delta = 0,1$; $\mu_z = 1,5 \cdot 10^{-5}$ Па·с) показаны на рисунке 7. Графики безразмерных дебитов скважин демонстрируют хорошую сходимость результатов расчетов при круговом и эллиптическом контуре питания в соответствующих условиях. Эффективность гидравлического разрыва (Q/Q_0) в пределах залежи увеличивается с уменьшением начальной проницаемости пород и колеблется от 1,9 до 2,8 в зависимости от расхода жидкости, подаваемой в скважину при гидроразрыве

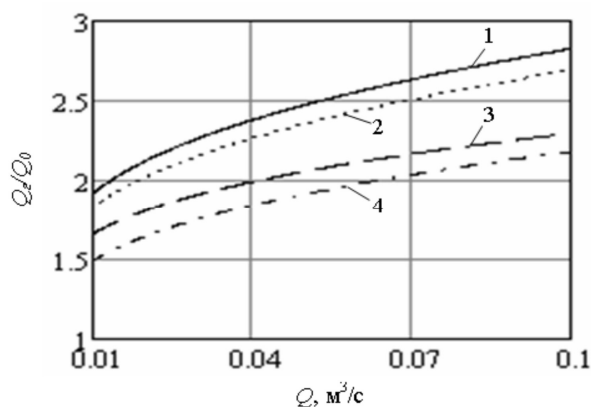


Рисунок 7 — Зависимость кратности увеличения дебита плотного коллектора от расхода жидкости, закачиваемой для его гидравлического разрыва: 1, 2 и 3, 4 — определенная по формулам (7) и (8) при начальной проницаемости углеводородных пород 10^{-14} и $5 \cdot 10^{-14}$ м² соответственно

Выводы. По результатам анализа геомеханических, емкостных и газодинамических свойств Новомосковского каменноугольного месторождения определен интервал углеводородной толщи, характеризующийся повышенной метаносностью при низкой проницаемости горных пород. Для увеличения фильтрационных свойств и газоотдачи выделенных коллекторов рассмотрен способ гидравлического разрыва, основанный на имеющемся в Украине промышленном опыте прорывов слабопроницаемых пород Западного Донбасса и адаптированный к отечественному буровому оборудованию. Обоснованная в работе методика оценки размеров, формы и фазовой проницаемости трещин, формирующихся в пласте при гидроразрыве, позволяет прогнозировать увеличение проницаемости углеводородных пород и темпов отбора газа на месторождении.

Сравнение результатов вычислений по различным эмпирическим зависимостям и формулам гидрогазодинамики показало точность приемлемую для решения практических задач.

На основе установленных закономерностей изменения конфигурации трещины гидроразрыва дальнейшие исследования целесообразно сосредоточить на разработке и верификации математической модели ее заполнения нетоксичными расклинивающими материалами для экологически безопасного закрепления трещины или отдельных ее участков.

Бібліографічний список

1. США увеличили прогноз запасов сланцевого газа в Украине [Электронный ресурс]: "STATUS QUO" — 2013. Режим доступа: http://www.sq.com.ua/rus/news/mezhdunarodnye_novosti/13.06.2013/ssha_uvelichili_prognoz_zapasov_slancevogo_gaza_v_ukraine/. — Название с экрана.
2. Сланцевый газ [Электронный ресурс]: Википедия. Режим доступа: http://ru.wikipedia.org/wiki/сланцевый_газ. — Название с экрана.
3. Обобщение результатов изучения природной газоносности угольных пластов Западного Донбасса (Новомосковский район) [Отчет Новомосковской геологоразведочной экспедиции, книга I] / А. С. Чигирин // Новомосковск. — 1984. — 162 с.
4. Герасименко С. А. Математическое моделирование горизонтальной скважины с эллиптической трещиной гидроразрыва / С. А. Герасименко, А. В. Стрекалов, А. С. Самойлов // Нефтегазовое дело. — 2012. — № 4. — С. 346–351.

5. Филонова В. Р. Моделирование гидравлического разрыва пласта в пористой среде: автореф. дис. на соиск. учен. степ. канд. физ.-мат. наук: спец. 01.02.05 "Механика жидкости, газа и плазмы" / Филонова (Тагирова) Василина Рифовна; МГУ имени М. В. Ломоносова. — Москва, 2008. — 24 с.

6. Wilsey L. E. Reservoir fracturing — a method of oil recovery from extremely low permeability formations / L. E. Wilsey, W. G. Bearden // *J. of Petrol. Technology*. — 1984. — № 8. — pp. 346–351.

7. Вольф А. А. Определение и обоснование зависимости геометрических характеристик трещины гидроразрыва от фильтрационно-емкостных свойств продуктивного пласта [Электронный ресурс] / А. А. Вольф, Д. В. Новоселов // *Территория Нефтегаз*. — 2012. — № 4. Режим доступа: <http://neftegas.info/territoriya-neftegaz/3235-opredelenie-i-obosnovanie-zavisimosti-geometricheskih-harakteristik-treschiny-gidrorazryva-ot-filtracionno-emkostnyh-svoystv-produktivnogo-plasta.html> — Название с экрана.

8. Подземная гидромеханика: учебн. [для вузов] / К. С. Басниев, Н. М. Дмитриев, Р. Д. Каневская, В. М. Максимов. — М.-Ижевск: Институт компьютерных исследований, 2005. — 496 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонДТУ Антощенко Н. И., д.г.н., проф. НГУ Довбиным М. М.

Статья поступила в редакцию 11.02.14.

д.т.н. Садовенко І. О., к.т.н. Інкін О. В.

(Державний ВНЗ "НГУ", м. Дніпропетровськ, Україна, Email: inkin@ua.fm)

ЕКОЛОГІЧНО БЕЗПЕЧНЕ ЗБІЛЬШЕННЯ ДЕБІТА ГАЗА ІЗ СЛАБОПРОНИКНИХ ПОРІД УКРАЇНСЬКИХ РОДОВИЩ

Запропонована методика чисельної оцінки розмірів і форми тріщини гідророзриву для прогнозування збільшення проникності вуглевмісних порід і дебітів газу на Новомосковському кам'яновугільному родовищі.

Ключові слова: щільні колектори, гідравлічний розрив пласта, тріщина, дебіт газу.

Sadovenko I. O. Doctor of Engineering Sciences, Inkin O. V. Candidate of Engineering Sciences
(HIS "NMU" Dnipropetrovsk, Ukraine, e-mail: inkin@ua.fm)

ENVIRONMENTALLY SAFE INCREASE IN GAS PRODUCTION FROM PERMIABLE ROCKS OF UKRAINIAN DEPOSITS

Technique of numeric evaluation of size and shape of hydraulic fracturing for the prediction of coal-bearing rocks and gas extraction permeability increase in Novomoskovsk coal deposit is suggested.

Key words: tight reservoirs, hydraulic fracturing, crack, gas extraction.

УДК 622. 831.2/3

д.т.н. Клишин Н. К.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

УЧЕТ РАССЛОЕНИЯ ПОРОД ПРИ КОМПЬЮТЕРНОМ МОДЕЛИРОВАНИИ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Обоснована необходимость учета расслоения среднеслоистых и крупнослоистых массивов по контактам поверхностей типа зеркала скольжения, с отложениями растительного материала, угольных прослоек.

Ключевые слова: слоистость, расслоение пород, типы контактов, МКЭ.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В Донецком бассейне 40% комплексно-механизированных очистных забоев работают в сложных условиях на отдельных участках выемочных полей, на которых скорость подвигания меньше на 30–40%, себестоимость угля в 1,5–2 раза больше, чем на участках с устойчивой кровлей. Особенно актуальными являются задачи прогнозирования устойчивости кровли и ее упрочнения при использовании комплексов, работающих без присутствия людей в очистных забоях [1].

Обрушение кровли в призабойных пространствах лав в основном происходит в районах разрывных тектонических нарушений в связи с увеличением трещиноватости пород и на участках неустойчивой кровли без видимой трещиноватости, но подверженных расслоению после выемки угля. Расслоение является характерным признаком разрушения толщи пород, что необходимо учитывать для обеспечения безопасности и эффективности применения механизированных крепей.

Расслоение кровли в призабойном пространстве лав изучено при применении индивидуальных крепей и меньше при механизированных крепях в связи со сложностью изучения в шахтных условиях. Механизм, место расслоения, прочность контактов и другие параметры не обобщены. В связи с этим исследование расслоения кровли в лавах актуально не только

для практики, но и для прогноза состояния кровли. Наиболее подходящим методом является МКЭ для исследования напряженно-деформированного состояния массива пород с учетом расслоения.

Цель работы — учесть расслоение пород в модели МКЭ напряженно-деформированного состояния массива в окрестности очистного забоя.

Объект исследования — напряженно-деформированное состояние массива пород в окрестности очистного забоя.

Предмет исследования — расслоение кровли в лаве.

Постановка задачи. Задачами данной работы являются: обобщить опыт исследований расслоения кровли в лавах; исследовать параметры слоистости и ослабленных контактов кровли угольных пластов.

Изложение материала и его результаты. Наиболее представительные результаты исследований расслаиваемости кровель угольных пластов получены ВНИМИ в 1956–1958 г.г. в 7 лавах с индивидуальными крепями. Измеряли реакцию крепи, смещение пород в плоскости напластования, расслоение в глубине массива шпуровым щупом.

Установлено, что расслоение кровли начинается сразу после выемки угля, а более интенсивно — во время передвижения посадочных стоек ОКУ. Распространение расслоения происходило на высоту до 4 м и составляло 0,1 м. Было рекомендовано, что грузоподъемность крепи в лавах

должна приниматься из расчета поддержания пород мощностью, равной 4–5 мощностям пласта [2]. По результатам замеров в 17 лавах с механизированными крепями в основном типа М-87 установлено:

- при выемке угля и отсутствии процессов в лавах кровля работает в режиме заданной деформации;
- при передвижении крепи — заданной нагрузки;
- при реакции крепи более 0,3 МПа состояние кровли не улучшается.

Исследования проведены в 6 лавах с применением глубинных реперов на 6 шахтах через 28 скважин глубиной до 13 м; реперы устанавливали на расстоянии 1,7 м от угольного забоя; расслоение — от 7 до 28 мм [3].

Анализируемая ниже статья важна в связи с рассмотрением в ней расслоения кровли над призабойном пространстве лавы под влиянием процессов выемки угля, передвижения секций крепи при различном сопротивлении крепи и она изложена подробно.

Шахтные замеры в 3 южной лаве, обрабатывающей пласт l_3 мощностью 1,55 м на шахте им. XXI съезда КПСС комбината Красноармейскуголь, оборудованной крепью М-87. Поведение отдельных слоев кровли изучали через 6 скважин с помощью глубинных реперов. Установлена зависимость между длиной зоны разгрузки - передвижения крепи и скоростью передвижения секций вдоль лавы

$$l_n = 19,4 + 13,3v, \text{ мм}, (r = 0,786), \quad (1)$$

где v — скорость передвижения секций вдоль лавы, м/мин; r — коэффициент корреляции.

При выемке угля изменение не наблюдалось, а скорость передвижения крепи вдоль лавы влияет на длину участка передвижения и сближение боковых пород [4].

Уравнение (1) получено при сопротивлении крепи 0,65 МН/стойку. При снижении сопротивления крепи влияние разгрузки и передвижения крепи на сближение боковых пород увеличивается, возрастает зона l_n , средние скорости сближения.

Так, изменение сопротивления крепи от 0,65 МН/стойку до 0,3 МН/стойку приводит к увеличению зоны l_n при скорости $v = 2,5$ м/мин с 50 до 63 м, а средних скоростей сближения в этой зоне с 0,25–0,47 до 0,73–1,14 мм/мин. Это происходит потому, что влияние неразгруженных секций, которые примыкают к месту разгрузки, сказывается в меньшей степени, чем при более высоком сопротивлении крепи. Несмотря на то, что перепад сопротивления вновь распертых крепей и еще не разгруженных при более низком сопротивлении крепи меньше, чем при более высоком, интенсивное движение пород происходит на большей площади, увеличивается l_n .

В связи с этим, сравнивать зоны влияния разгрузки необходимо при одной и той же скорости передвижения крепи и одном и том же сопротивлении крепи.

При удалении от угольного забоя в сторону выработанного пространства влияние выемки угля на поведение кровли ослабевает, а влияние разгрузки и передвижения секций крепи, наоборот усиливается. Необходимо учитывать и сопротивление крепи.

Возможны случаи наложения зон влияния, когда передвижение секций будет сильнее влияния выемки угля в течение всего периода влияния производственных процессов. Это можно зафиксировать при наблюдениях по перемещениям глубинных реперов, так как опускания по реперам, заложенным в различных слоях кровли во время выемки угля, равны или близки к друг другу, т.е. расслоения практически нет, а в период разгрузки и передвижения секций они существенно отличаются между собой, происходит расслоение кровли. В зависимости от схемы передвижения секций к сближению кровли при выемке угля в лаве следует относить только на участке впереди уступа при выемке угля [4].

На моделях из эквивалентных материалов изучали расслоение кровли при раз-

личных скоростях подвигания очистного забоя (от 22,5 м/месс до 180 м/месс). При скорости 22,5 м/месс нижний слой кровли интенсивно опускался. Увеличение скорости подвигания лавы способствовало уменьшению расслоения пород [5].

Установление положения и прочности слабых межслоевых контактов необходимо для прогнозирования расслоения горных пород над выработками. В связи с тем, что при бурении скважин нормально к наслоению керн разрушается по ослабленным контактам у забоя скважины из-за совпадения максимальных касательных напряжений, возникающих в керне при трении буровой коронки. При расположении скважин под углом к наслоению этого не происходит. При угле 45° касательные напряжения равны нулю.

При испытании косослойных кернов разрушение может произойти в виде отрыва по ослабленному контакту, в виде среза или по сечению, не совпадающему с ослабленным контактом. Предельные состояния для каждого из видов разрушения определяются неравенствами. В первом случае $\sigma_{\parallel p} \geq \sigma_{\perp p}$, во втором — $\tau_{\text{ор}} \geq c$, в третьем $\sigma_p \geq \sigma_{\parallel p}$, в которых $\sigma_{\parallel p}$, $\sigma_{\perp p}$, пределы прочности ослабленных контактов на разрыв параллельно и перпендикулярно слоистости; $\tau_{\text{ор}}$ и c , соответственно, касательное напряжение и коэффициент сцепления.

Прочности слабых контактов изучали при испытаниях косослойных кернов на приборе одноосного растяжения. Установлено, что при наличии углистых прослоев происходит разрушение за счет отрыва при наименьшем пределе прочности на разрыв $2 \cdot 10^{-5}$ МПа при толщине нижнего слоя 0,08–0,1 м, при наибольшем значении предела прочности на разрыв $1,3 \cdot 10^{-3}$ МПа при толщине от 0,5 до 0,65 м. Таким образом, при наличии мощной кровли и прослоев даже тонкие слои могут отрываться друг от друга под действием собственного веса.

Накопление экспериментальных данных и их группирование с учетом петрографического типа ослабленных контактов

позволит существенно углубить представления о процессах разрушения толщи осадочных пород и точнее решать многие горнотехнические задачи [6].

Прочность ослабленных контактов зависит от вида растительных осадков и плотности их расположения. Наименее прочны контакты со сплошным покрытием, а наиболее прочные — с незначительным (до 25%) количеством детрита. Угол трения составляет $18\text{--}23^\circ$ при удлинённых формах обугленных крупных растительных остатках.

Таким образом, прочность ослабленных контактов определяется особенностями растительного материала, размерами, количеством и видом растительных остатков [7].

Слоистость осадочных пород возникает в процессе их образования и разделяется на слоистость в пределах одного литологического образования (макрослоистость) или при наличии различных литологических образований (микрослоистость). Силы взаимодействия на контактах определяют расслаиваемость: чем они слабее, тем легче кровля обрушается при обнажении кровли в лаве, что ухудшает условия работы.

Средняя мощность слоев каменноугольного периода: илистых до 0,207 м; для песчанистых сланцев — 0,287 м; песчаников 0,4 м [8], что практически совпадает с высотой нижнего слоя кровли в классификации ДонУГИ, соответственно, 0,2; 0,3 и 0,5 м.

В ДонГТУ проанализированы данные 25 структурных колонок разрабатываемых в Донбассе угольных пластов практически всех марок угля.

На рисунке 1 показано распределение слоистости непосредственных кровель, сложенных аргиллитами и алевролитами, по классификации проф. А. А. Борисова.

На оси абсцисс цифрами указаны:

- 1 — весьма тонкослоистые, мощность слоя менее 0,2 м;
- 2 — тонкослоистые, мощность слоя 0,2–1 м;
- 3 — среднеслоистые, 1–3 м;
- 4 — крупнослоистые, 3–10 м.

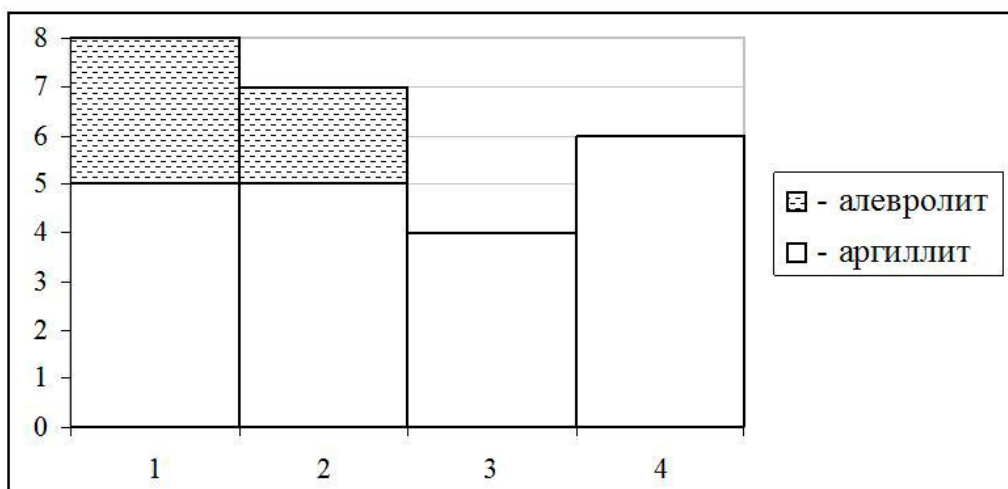


Рисунок 1 — Распределение слоистости непосредственной кровли по классам

На оси ординат — количество лав, в которых кровля представлена аргиллитами и алевролитами.

Отмечены в геологической документации типы контактов: зеркала скольжения; с отпечатками растительного материала. Контакты между слоями характеризуются также как четкие и нечеткие, притертые, постоянные, резко выраженные.

На основании исследования слоистости по геологической документации сделан вывод, что в компьютерных моделях нет необходимости учитывать расслоение весьма тонкослоистых и тонкослоистых кровель с десятками и сотнями слоев.

Выводы и направление дальнейших исследований.

В компьютерных моделях следует учитывать: расслоение в среднеслоистых и крупнослоистых массивах при наличии ослабленных контактов типа зеркала скольжения, при наличии растительного материала, прослоев угля;

— использовать численные значения предела прочности на разрыв: наименьшее $2 \cdot 10^{-5}$ МПа, наибольшее — $1,3 \cdot 10^{-3}$ МПа в зависимости от мощности слоя; угол трения $18-23^\circ$ при наличии растительных остатков.

Библиографический список

1. Клишин Н. К. Бесшпуровой способ упрочнения кровли в лавах / Н. К. Клишин, Г. А. Марченко — Алчевск: ДГМИ, 1999. — 96 с.
2. Клишин Н. К. Упрочнения состоянием кровли в лавах / Н. К. Клишин, О. Л. Кизияров // Сб. научных трудов ДонГТУ. — 2013. — №41. — С. 41–46.
3. Взаимодействие механизированных крепей с кровлей / А. А. Орлов, В. Ю. Сетков, С. Г. Баранов и др. — М.: Надра, 1976. — 336 с.
4. Баранов С. Г. К вопросу определения некоторых параметров влияния производственных процессов в лавах с механизированными крепями / С. Г. Баранов // Сб. ВНИМИ Горное давление и горные удары. — Л., 1973. — №88. — С. 37–40.
5. Суворов И. А. Исследование влияния скорости подвигания очистного забоя на расслоение пород кровли / И. А. Суворов, А. Ф. Лагутцев // Технология добычи угля подземным способом. — ЦНИЭИУголь. — 1967. — №12.
6. Кузнецов С. Т. Выявление и определение прочности слабых межслоевых контактов в толще горных пород путем испытания косослойных кернов / С. Т. Кузнецов, И. Н. Воронин // Технология добычи угля подземным способом. — ЦНИЭИУголь. — 1967. — №1. — С. 46–50.

7. Дунак Ю. Н. Влияние типа растительного материала на расслоение пород кровель угольных пластов / Ю. Н. Дунак, И. Н. Воронин // Технология добычи угля подземным способом — ЦНИИУголь. — 1971. — №2.

8. Шашенко А. Н. Геомеханические процессы в породных массивах: монография / А. Н. Шашенко, Т. Майхерчик, Е. А. Сдвижкова. — Днепропетровск: Национальный горный университет (Днепропетровск, Украина), 2005. — 319 с.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Борзыхом А. Ф.,
к.т.н., проф. СУНИГОТ УИПА Алексеенко С. Ф.*

Статья поступила в редакцию 13.03.14.

д.т.н. Клішин М. К. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

**ВРАХУВАННЯ РОЗШАРУВАННЯ ПОРІД ПРИ КОМП'ЮТЕРНОМУ МОДУЛЮВАННІ
НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО МАСИВУ У ОКОЛИЦІ ВИДОБУВНОГО ВИБОЮ**

Обгрунтовано необхідність врахування розшарування середньошарових і крупношарових масивів по контактах поверхонь типу дзеркала ковзання, з відкладеннями рослинного матеріалу, вугільних прошарків.

Ключові слова: шаруватість, розшарування порід, типи контактів, МСЕ.

Klishyn N. K. Doctor of Engineering Sciences (DonSTU, Alchevsk, Ukraine)

**THE CALCULATION OF ROCK LAMINATION AT THE COMPUTER MODELING BY
STATE OF STRESS-STRAIN ROCK IN THE NEIGHBORHOOD LONGWALL FACE**

The necessity of rock lamination list in medium-bedded and coarse-grained massifs on surface contacts of slickenside with cave deposits of plant material, coal bands is motivated.

Key words: bedding, rock lamination, types of contacts, FEM.

УДК 622. 647. 2

д.т.н. Корнеев С. В.,
Долгих В. П.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

КОЭФФИЦИЕНТЫ МОДЕЛИ МУНИ-РИВЛИНА В ПАКЕТЕ ПРОГРАММ ANSYS, ПОЛУЧЕННЫЕ ДЛЯ ОБКЛАДОЧНОЙ РЕЗИНЫ ШАХТНЫХ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ

В статье определены значения коэффициентов модели Муни-Ривлина в пакете программ ANSYS 14.0 обкладочной резины шахтной конвейерной ленты. Результаты конечно-элементного анализа напряженно-деформированного состояния резины сравниваются с экспериментальными данными.

Ключевые слова: конвейерная лента, обкладочная резина, деформация, модель Муни-Ривлина.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Масштабная модернизация шахтных ленточных конвейеров на угольных предприятиях Донбасса неразрывно связана с совершенствованием методов их расчета.

Типовой метод тягового расчета ленточных конвейеров, основывающийся на экспериментально полученных интегральных коэффициентах сопротивления движению тягового органа, в настоящее время себя, практически, исчерпал, так как указанные коэффициенты сопротивления, по сути, обеспечивают достаточную точность расчета только для тех условий, в которых они получены. Более того, интегральные коэффициенты не позволяют выявить влияние многих факторов на показатели эффективности конвейера, например, на потребление энергии. В связи развитием компьютерной техники и появлением мощных пакетов программ, позволяющих моделировать сложные механические процессы в системе «лента — груз — роlikоопоры», появляются предпосылки для развития дифференциальных методов расчета (ДМР) [1], учитывающих широкую гамму конструктивных и эксплуатационных параметров конвейера, а также физикомеханических свойств элементов системы. Численные ДМР, в основу которых положен метод конечных элементов, позволяют в деталях воспроизводить процесс си-

лового взаимодействия ленты с роликком, определяющий возникновение сил сопротивления движению.

Наиболее широко ДМР, применяются для расчета трубчатых конвейеров [2]. В целом ориентацию на ДМР следует признать перспективной, а ее принципы распространить на серийные шахтные конвейеры. Современным инструментом компьютерного исследования поведения системы «лента — груз — роlikоопоры» является пакет программ ANSYS, позволяющий моделировать как отдельные компоненты системы по методу конечных элементов, так и, что важно, образованную из этих компонентов систему в целом, с учетом их контактов и взаимодействий. Таким образом, применение ANSYS обеспечивает системный подход к исследованию системы. Свойства моделей, имитирующих реальные элементы системы, формируются расчетным путем на основе известных опытных данных, иначе, путем «подгонки» моделей обкладочной резины, сердечника ленты, груза и пр. под эксперимент.

Известна работа С. В. Пешкова [3], в которой приведены значения коэффициентов входящей в ANSYS двухпараметрической модели Муни-Ривлина, предлагаемой для исследования гиперупругих материалов, в данном случае — обкладочной резины шахтных конвейерных лент 2М-1200-4-ТК200-2-5-2 класса А. Автор провел экспериментальные исследования

напряженно-деформированного состояния резины при ее одноосном сжатии и получил зависимости деформаций от нагрузки. Затем, путем компьютерного моделирования, подобрал коэффициенты модели, соответствующие этим экспериментальным зависимостям. Адекватность модели проверялась для более сложных видов деформаций.

Подобным образом решаются задачи для резино-кордовых композиций [4].

Пакет программ ANSYS и его составляющие постоянно развиваются. Естественно, что значения коэффициентов модели Муни-Ривлина, полученные для ANSYS 11.0, оказались непригодными для современной версии ANSYS 14.0, в которой модель Муни-Ривлина, представляется более совершенным алгоритмом. Возникает необходимость в получении коэффициентов модели для версии ANSYS 14.0, например, по методике, предлагаемой в работе [3].

Постановка задачи. Задачей настоящей работы является определение в результате компьютерных исследований материальных констант двухпараметрической модели Муни-Ривлина, входящей в состав версии ANSYS 14.0, адекватной экспериментальным зависимостям деформации обкладочной резины конвейерных лент и пригодной для дальнейшего проведения комплексных исследований процесса взаимодействия ленты с грузом и роликоопорами.

Изложение материала и его результаты. Следует напомнить, что основной характеристикой модели Муни-Ривлина является удельная энергия деформирования W [5]:

$$W = C_{10}(I_1 - 3) + C_{01}(I_2 - 3) + \frac{1}{d}(J - 1)^2, \quad (1)$$

где I_i — i -е инварианты девиатора деформации; C_{10} , C_{01} — коэффициенты модели, материальные константы; J — детерминант матрицы градиента деформации;

d — коэффициент несжимаемости материала;

$$d = \frac{1 - 2\nu}{C_{10} + C_{01}}, \quad (2)$$

где ν — коэффициент Пуассона (для резины $\nu = 0,49$).

Величина W удовлетворяет требованию симметрии относительно главных деформаций λ_1 , λ_2 и λ_3 , что объясняется изотропностью недеформированного материала.

Инварианты тензора деформаций представляются в виде:

$$\begin{aligned} I_1 &= \lambda_1^2 + \lambda_2^2 + \lambda_3^2, \\ I_2 &= \lambda_1^2 \lambda_2^2 + \lambda_2^2 \lambda_3^2 + \lambda_3^2 \lambda_1^2, \\ I_3 &= \lambda_1^2 \lambda_2^2 \lambda_3^2. \end{aligned} \quad (3)$$

Материал резины считается несжимаемым, при этом выполняется равенство $I_3 = 1$.

Напряжения Коши в резине:

$$\sigma_{ij} = -p\delta_{ij} + 2\frac{\partial W}{\partial I_1}C_{ij} - 2\frac{\partial W}{\partial I_2}C_{ij}^{-1}, \quad (4)$$

где p — давление; C_{ij} — главные инварианты; δ_{ij} — дельта-функция Кронекера.

Для определения значений коэффициентов C_{10} и C_{01} в выражении (1) использовались экспериментальные диаграммы деформирования обкладочной резины конвейерной ленты 2М-1200-4-ТК-200-2-5-2, класса А (условная прочность при растяжении не менее 24,5МПа), приведенные в работе [3].

Исследования проведены на лабораторной установке БУ-39. В испытуемый образец резины размером 10×10×5 мм вдавливалась металлическая пластинка размером 82×64×14 мм. При этом фиксировались глубина вдавливания пластинки (деформация резины) и сжимающая нагрузка.

График экспериментальной зависимости деформации образца обкладочной резины от сжимающей нагрузки представлен на рисунке 1.

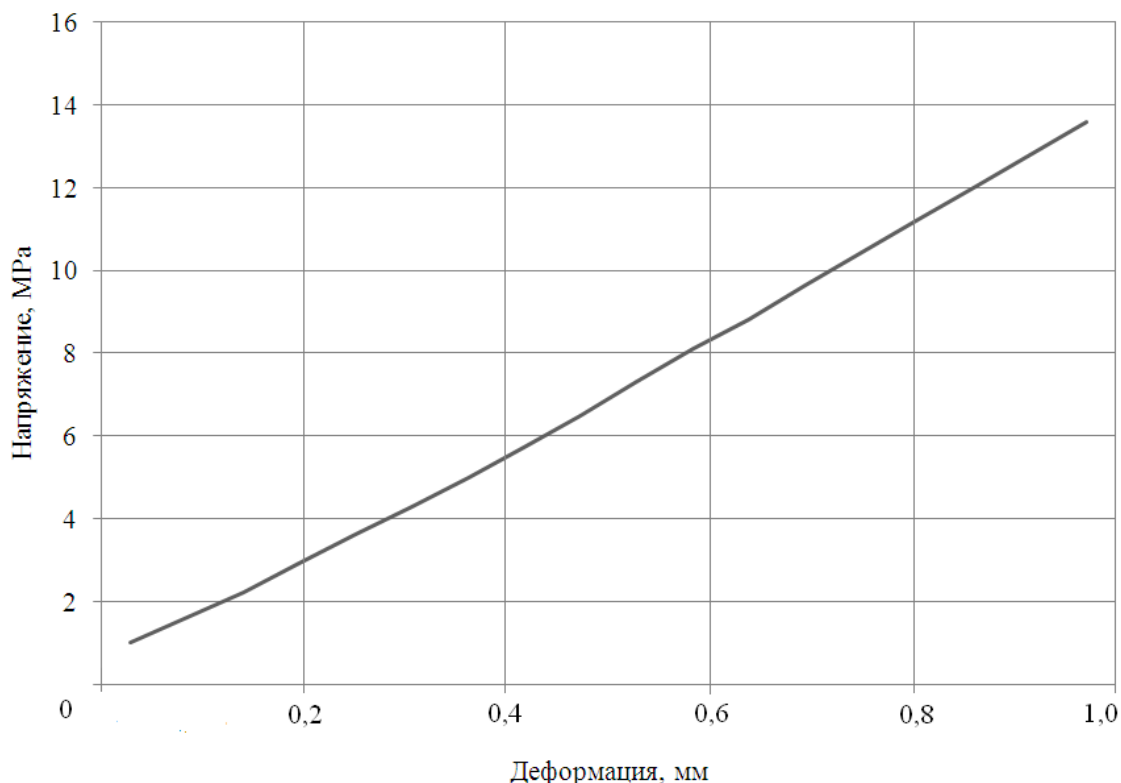


Рисунок 1 — График зависимости «нагрузка-деформация» для обкладочной резины конвейерной ленты [3]

Расчет коэффициентов Муни-Ривлина осуществляется путем аппроксимации экспериментальных данных посредством ANSYS Workbench. Коэффициенты C_{10} и C_{01} двухпараметрической модели Муни-Ривлина приняли, соответственно, значения 659110 и -323930 Па. При этом уравнение (1) для обкладочной резины представляется следующим образом:

$$W = 659110(I_1 - 3) - 323930(I_2 - 3) + \frac{1}{d}(J - 1)^2.$$

Для оценки адекватности полученной модели обкладочной резины и ее пригодности для дальнейших теоретических расчетов, также решена обратная задача: проведено моделирование процесса сжатия образца. Для этого в программном комплексе ANSYS Workbench инициировано

лось создание компьютерной модели обкладочной резины: плотностью 1150 кг/м^3 , коэффициентом Пуассона 0,49 и константами Муни-Ривлина $C_{10} = 659110$ Па, $C_{01} = -323930$ Па. К поверхности пластинки прикладывалось давление равное 13,6 МПа. Модель и результаты компьютерного эксперимента представлены на рисунках 2–4.

На рисунке 3 отражено поле распределения напряжений в резине при сжатии. Как видно, максимальные напряжения достигают величины порядка 1,04 МПа. На рисунке 4 показаны соответствующие изополя деформаций. Максимальное значение перемещения в модели составляет 0,92 мм.

Относительная погрешность моделирования, определяемая путем сопоставления расчетных максимальных значений деформации при сжатии с аналогичными опытными значениями, составила 2,42 %.

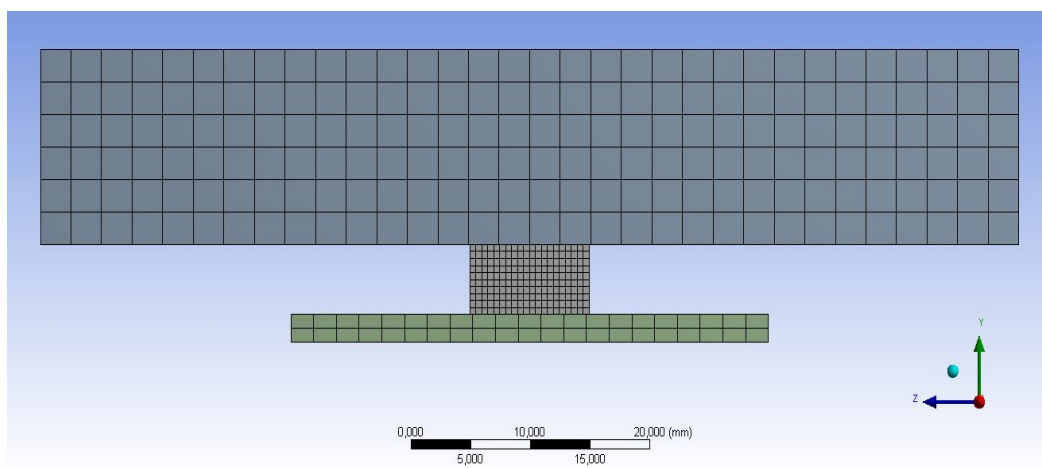
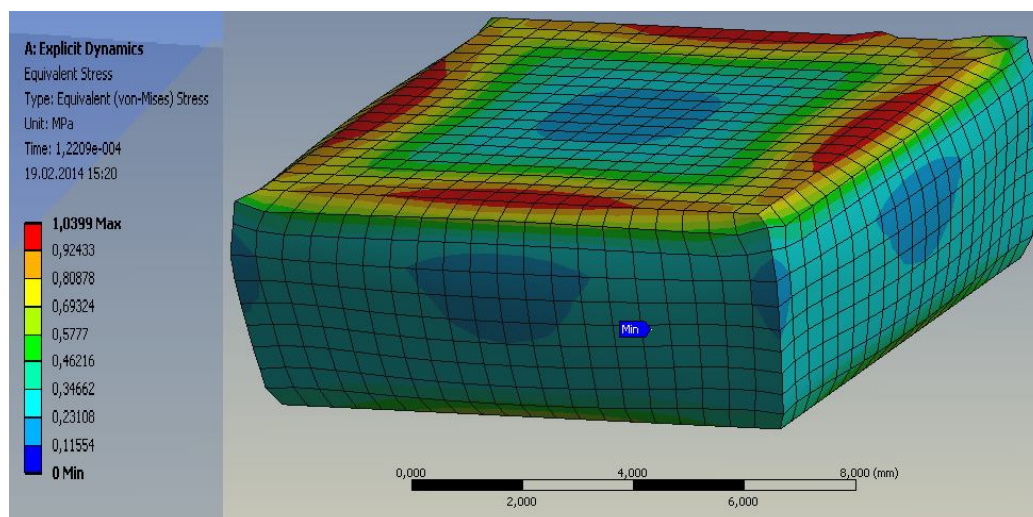
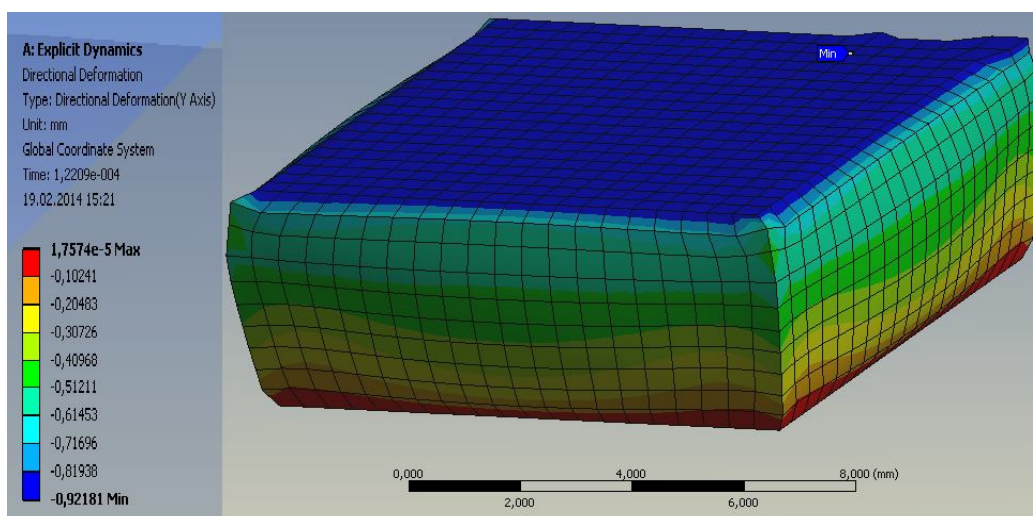


Рисунок 2 — Конечно-элементная модель обкладочной резины конвейерной ленты

Рисунок 3 — Поле нормальных напряжений σ_y Рисунок 4 — Поле деформаций ϵ_y

Выводы и направление дальнейших исследований.

Таким образом, результаты моделирования обкладочной резины конвейерной ленты, достаточно хорошо согласуются с экспериментальными данными, что подтверждает адекватность модели Муни-Ривлина из пакета программ ANSYS 14.0.

Модель Муни-Ривлина с полученными материальными константами C_{10} и C_{01} предназначается для дальнейших исследований напряженно-деформированного состояния конвейерной ленты с грузом, движущейся по роlikоопорам.

Библиографический список

1. Галкин В. И. Современная теория ленточных конвейеров горных предприятий / В. И. Галкин, В. Г. Дмитриев, В. П. Дьяченко и др. — М.: МГТУ, 2005. — 543 с.
2. Дмитриев В.Г. Методика тягового расчета ленточного трубчатого конвейера / В. Г. Дмитриев, Н. В. Сергеева // ГИАБ. — М.: МГТУ, 2011. — № 7. — С. 218–228.
3. Пешков С. В. Обоснование параметров магнитных элементов, встроенных в ленту конвейера : автореф. дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. : 05.05.06 / С. В. Пешков. — Кемерово: КузГТУ, 2009. — 18 с.
4. Левенков Я. Ю. Сглаживающая способность пневматической шины при статическом и динамическом взаимодействии автомобильного колеса с твердой неровной опорной поверхностью : автореф. дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. : 05.05.03 / Я. Ю. Левенков. — М.: МГИУ, 2013 — 18 с.
5. Рубцов Б. Г. Теоретическое руководство ANSYS 5.3 / Б. Г. Рубцов, И. Р. Идрисова. — Снежинск: РФЯЦ-ВНИИТФ, 1998. — 117 с.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Клишиным Н. К.,
к.т.н., проф. СУНИГОТ УИПА Алексеенко С. Ф.*

Статья поступила в редакцию 11.03.14.

д.т.н. Корнєєв С. В., Долгих В. П. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

**КОЕФІЦІЄНТИ МОДЕЛІ МУНІ-РІВЛІНА В ПАКЕТІ ПРОГРАМ ANSYS, ОТРИМАНІ
ДЛЯ ГУМОВОЇ ОБКЛАДКИ ШАХТНИХ КОНВЕЄРНИХ СТРИЧОК**

У статті визначені значення коефіцієнтів моделі Муни-Рівліна в пакеті програм ANSYS 14.0 гумової обкладки шахтної конвеєрної стрічки. Результати скінченно-елементного аналізу напружено-деформованого стану порівнюються з експериментальними даними.

Ключові слова: конвеєрна стрічка, гумова обкладка, деформація, модель Муни-Рівліна.

Korneev S. V. Doctor of Engineering Sciences, Dolgih V. P. (DonSTU, Alchevsk, Ukraine).

**MOONEY RIVLIN COEFFICIENTS IN THE ANSYS PROGRAMME PACKAGE,
OBTAINED FOR TUCK RUBBER MINE CONVEYER BELTS**

Mooney rivlin coefficients in the ansys 14.0 programme package obtained for tuck rubber mine conveyor belts are defined in the article. The results of finite element analysis of rubber stress-strain state are compared with experimental data.

Key words. Conveyor belt, tuck rubber, deformation, Mooney Rivlin model.

УДК 622.411.33

*Крыжановский Ю. Ю.
(ПАО «Краснодонуголь», г. Краснодар, Украина),
д.т.н., проф. Антощенко Н. И.,
к.т.н. Филатьев М. В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

РОЛЬ ПОВЕРХНОСТНЫХ СКВАЖИН В ФОРМИРОВАНИИ ГАЗОВОГО БАЛАНСА ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ

Анализ снижения метановыделения в горные выработки при дегазации подработанных пластов и пород скважинами, пробуренными с земной поверхности. Оценка фактической эффективности способа при отработке газоносных угольных пластов на глубоких горизонтах.

Ключевые слова: дегазация, эффективность, скважины, земная поверхность, горные выработки, газовыделение.

В Донбассе дегазация скважинами, пробуренными с земной поверхности, впервые была осуществлена в начале семидесятых годов прошлого столетия при отработке на глубине 350 м газоносного антрацитового пласта ℓ_2^a шахтой «Хрустальская» [1]. Этот опыт не дал однозначного ответа об эффективности применяемого способа дегазации на снижение метановыделения в горные выработки. При дебите скважин до 60 м³/мин, снижение метановыделения в горные выработки практически не наблюдалось. Последующие исследования [2,3] также не внесли ясности о роли скважин в обеспечении безопасной атмосферы горных выработок. Эффективность дегазации, определенная на основании газовых съемок, находилась в диапазоне 14,3÷77,9% [2]. В большинстве случаев она не превышала 30 %. Стабильно высокий эффект получен в условиях малой глубины ведения очистных работ (200÷300м) и расстоянии между скважинами в диапазоне 75÷140м.

Согласно замерам расхода метана по глубине скважин и сравнение его с расчетными значениями газовыделения из подработываемых пластов, эффективность дегазации была оценена в пределах 55÷74% [3]. Такой подход к оценке эффективности дегазации с использованием прогнозных значений газовыделения из отдельных источников согласно [4] нельзя в полной мере

считать достоверным. Подтверждением этому являются существенные расхождения между экспериментально определенными долями газовыделения из отдельных подработываемых источников [5] и результатами расчета согласно [4].

Из состояния рассматриваемого вопроса следует, что до настоящего времени практически неизученной остается эффективность дегазации скважинами, пробуренными с земной поверхности, при ведении очистных работ как на средних глубинах (500÷800м), так и на горизонтах более 1000м. На актуальность рассматриваемой темы указывают и изменения требований нормативных документов. Ранее при проектировании способа дегазации скважинами, пробуренными с земной поверхности, рекомендовалось принимать его эффективность 50÷70% [4]. Действующим нормативным документом дегазация скважинами, пробуренными с земной поверхности, предусматривается как дополнительная мера к другим способам снижения метановыделения в горные выработки [6].

Бурение скважин с земной поверхности в условиях глубоких шахт превышает, как правило, стоимость других способов дегазации в несколько раз. По этой причине рассматриваемый вопрос имеет также важную экономическую составляющую о целесообразности бурения скважин с зем-

ной поверхности для обеспечения безопасных условий в горных выработках.

Целью исследований является обобщить имеющийся опыт применения дегазации скважинами, пробуренными с земной поверхности, при ведении очистных работ на малых и средних глубинах. Затем, используя результаты этого анализа и экспериментальные данные, полученные в условиях глубоких шахт, оценить фактическую эффективность дегазации при глубине ведения очистных работ более 1000 м.

Методикой выполнения работы предусматривалось:

сравнение метановыделения в выработке при ведении очистных работ на разных выемочных участках по одному пласту, соответственно при наличии дегазации скважинами, пробуренными с земной поверхности, и при её отсутствии;

установление влияния «всплеска» метановыделения в скважины на снижение газовыделения в горные выработки;

влияние отключения скважин в период их активной эксплуатации на изменение метановыделения в выработки;

сравнение газовыделения в выработки одного выемочного участка на протяжении нескольких месяцев соответственно при наличии дегазационных скважин и при их отсутствии;

изучение влияния уровня добычи угля при ведении очистных работ на горизонтах более 1000 м на изменение метановыделения соответственно в горные выработки, подземную дегазационную систему и поверхностные скважины.

К анализу приняты известные [1,2,3] результаты шахтных наблюдений, а также экспериментальные данные, полученные при отработке нескольких выемочных участков на пласте i'_3 шахтой «Суходольская-Восточная» ПАО «Краснодонуголь». Пласт содержал угли марок К и КЖ, его вынимаемая мощность находилась в диапазоне 2,00–2,20 м. Глубина ведения очистных работ составляла более 1000 м. На всех выемочных участках применялась дегазация подрабатываемых источников скважинами, пробуренными из подземных

выработок. В дополнение к ним бурились скважины, пробуренные с земной поверхности. К статистической обработке привлекли среднемесячные показатели добычи угля и метановыделения соответственно в горные выработки, подземную дегазационную систему и поверхностные скважины.

Возможность сравнить уровень метановыделения в горные выработки при наличии скважин, пробуренных с земной поверхности и при их отсутствии, представилась исходя из опыта отработки антрацитового пласта ℓ_2^a шахтами «Хрустальская» и им. газеты «Известия» ГП «Донбассантрацит». Выемочные участки этих шахт находились вблизи границы между шахтными полями и их разделял только целик угля. Горно-геологические и горно-технические условия отработки лав были практически одинаковыми.

В условиях шахты им. газеты «Известия» высокая эффективность дегазации подрабатываемых источников достигалась при бурении скважин только из подземных выработок [7].

Начиная с 1971 года шахтой «Хрустальская» применялась дегазация скважинами, пробуренными как из подземных горных выработок, так и с земной поверхности [1]. Наличие скважин, пробуренных с земной поверхности, существенно повлияло на характер динамики метановыделения. Достижение максимумов газовыделения было связано с подработкой каждой из поверхностных скважин. Вследствии таких «всплесков» дегазационными системами отводилось до $60\div 70$ м³/мин метана. Газовыделение в выработки при этом практически не изменялось (рис. 1).

При отсутствии скважин, пробуренных с земной поверхности, максимумы газовыделения в условиях шахты им. газеты «Известия» достигались при удалении очистных забоев от разрезных печей, что было вызвано развитием очистных работ и процессами сдвижения подработанных пород. Подземными скважинами отводилось в среднем около 30 м³/мин метана, а максимум составлял 40 м³/мин. Такие показате-

10÷15 м³/мин, что свидетельствует о примерно одинаковой эффективности скважин, пробуренных только из подземных выработок и комплексной дегазации, включающей дополнительное бурение скважин с земной поверхности.

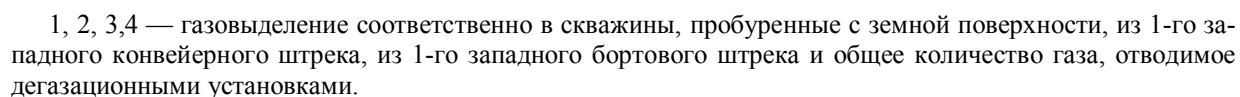


Рисунок 1 — Схема расположения скважин (\bar{a}), зависимость метановыделения в дегазационные скважины (\bar{b}) и содержание метана в исходящей вентиляционной струе воздуха выемочного участка (\bar{b}) 1-й западной панельной лавы пласта ℓ_2 шахты «Хрустальская» при удалении очистного забоя от разрезной печи (L) и времени (t) согласно [1]

Подтверждением возможности обеспечения необходимой эффективности дегазации только подземными скважинами в условиях шахты «Хрустальская» является факт отключения на участке 1-й западной лавы поверхностной скважины №1041 с дебитом 19,6 м³/мин на зимний период, что не повлияло на изменение газовыделения в выработки (рис. 1). Такой вывод подтверждается также опытом отработки 5-й панельной лавы. На выемочном участке этой лавы было пробурено с земной поверхности всего две скважины. Газовыделение за время работы лавы происходило эпизодически, только после подработки скважин. Необходимая эффективность дегазации за весь период отработки выемочного участка стабильно обеспечивалась только скважинами, пробуренными из 5-го западного конвейерного уклона над целиком угля [1].

Высокую метанодобываемость и низкую эффективность скважин, пробуренных с земной поверхности, можно объяснить экспериментальными данными исследований [3,8]. Было установлено (рис. 2), что поступление метана в скважины происходило в интервалах подработанных пород, удаленных от разрабатываемого пласта ℓ_2^6 на расстоянии 100÷300м [3].

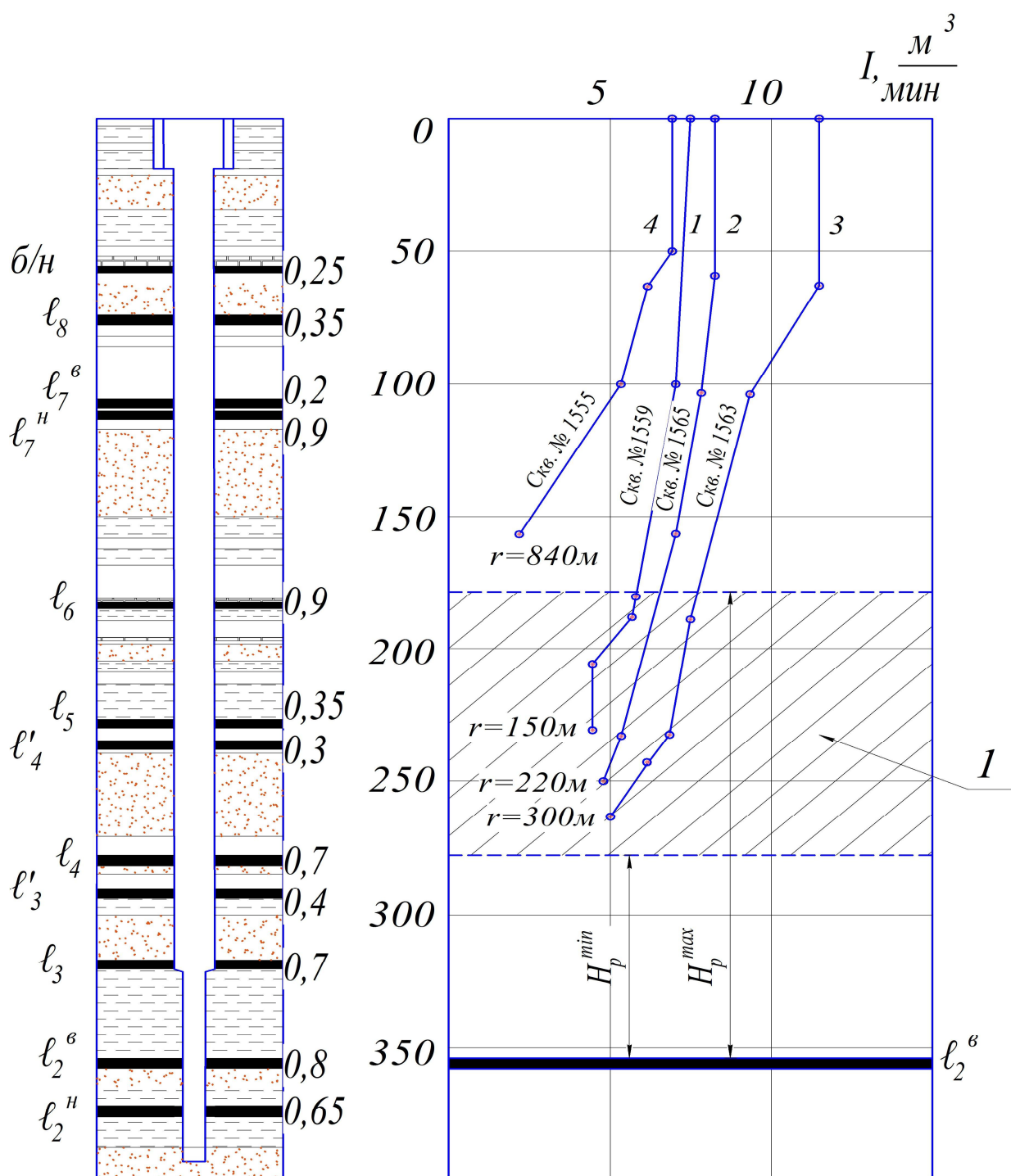
По динамике достижения максимумов газовыделения в скважины, пробуренные из подземных выработок над разрезными печами и степени развития очистных работ, было установлено предельное расстояние H_p . Это расстояние, в зависимости от степени развития очистных работ в пределах выемочных участков и шахтного поля, находилось в диапазоне 76÷168м и оно соответствует верхней границе метановыделения из подрабатываемых источников в горные выработки и дегазационные скважины, пробуренные из подземных выработок [8].

В рассматриваемых горно-геологических условиях значительная часть источников поступления метана в поверхностные скважины находилась на удалении, превышающем H_p . По этой причине дегазации подвергались, в основном, источники, которые не имели хорошей гидравли-

ческой связи с горными выработками. В результате указанных причин расход метана, извлекаемый вертикальными скважинами, превышал в 3÷7 раз величину снижения газовыделения в горные выработки [2].

Аналогичное распределение метана между поверхностными скважинами, подземной дегазационной системой и горными выработками происходит и в условиях глубоких шахт. Отличительной особенностью следует ожидать увеличения соотношения между количеством каптированного газа и его снижением в горные выработки. Косвенным подтверждением такого предположения служат экспериментальные данные, полученные при отработке 25-й западной лавы шахты «Суходольская-Восточная». Для условий этой шахты по кривой динамики газовыделения и степени развития очистных работ было определено значение предельного удаления от разрабатываемого пласта, на котором могло происходить газовыделение в горные выработки ($H_p = 64\div93\text{м.}$). Сопоставляя размеры участков скважин, находящихся в пределах H_p , с общей их длиной, можно судить о возможном соотношении каптируемого газа и его снижением в горные выработки. Такая гипотеза обоснована тем, что при достигнутых глубинах (1500м и более) при выемке пласта в крыле шахтного поля во всех случаях происходит сдвигание земной поверхности.

Следствием такого нарушения является возможность десорбции газа из сближенных угольных пластов и вмещающих пород. Единственными каналами для транспортировки газа из источников, расположенных на расстоянии от разрабатываемого пласта более H_p , являются скважины, пробуренные с земной поверхности. Если исходить из близости к прямопропорциональному нарастанию дебита метана по длине скважин от их забоев к земной поверхности (рис. 2), то для условий шахты «Суходольская-Восточная» примерное отношение количества каптируемого метана к его снижению в горные выработки будет составлять примерно 10:1.



1 — область возможного расположения границ метановыделения в горные выработки и подземные скважины (H_p^{max} , H_p^{min}) под влиянием развития очистных работ согласно [8]; \circ — экспериментальные данные замеров расхода газа по длине скважин[3]; r — расстояние между проекциями устьев скважин и очистным забоем.

Рисунок 2 — Изменение притоков метана (I) по длине вертикальных скважин на участке 5-й восточной лавы шахты "Хрустальская"

За последние пять лет работы шахты максимальное среднеемесячное газовыделение в поверхностные скважины в декабре 2010 года составило на участке 24-й восточной лавы $25,3 \text{ м}^3/\text{мин}$. Среднегодовые показатели в остальных случаях находились в диапазоне $4,0 \div 16,9 \text{ м}^3/\text{мин}$. Это указывает на то, что в рассматриваемый период снижение метановыделения в горные выработки составляло от $0,4$ до $1,7 \text{ м}^3/\text{мин}$. Такие расходы газа находятся в пределах погрешности определения замеров количества воздуха в горных выработках и концентрации метана в вентиляционных струях. На участке 25-й западной лавы после осадки основной кровли и достижения плановой добычи угля среднее газовыделение без применения скважин в течение трех месяцев составило $15,2 \text{ м}^3/\text{мин}$. В последующие двенадцать месяцев поверхностными скважинами отводилось $7,6 \div 12,2 \text{ м}^3/\text{мин}$ метана, а среднее газовыделение в выработки оставалось практически неизменным и составляло $15,3 \text{ м}^3/\text{мин}$. В данном случае положительного эффекта эксплуатации скважин, пробуренных с земной поверхности зафиксировано не было.

Выводы:

– скважины, пробуренные с земной поверхности, определяют общий характер динамики газовыделения. При их наличии

максимальное суммарное газовыделение в скважины и дегазационные системы достигается при подработке скважин. При отсутствии таких скважин максимумы газовыделения определяются степенью развития очистных работ на выемочном участке и в крыле шахтного поля;

– в условиях отработки одного антрацитового пласта на малых глубинах ($300 \div 500 \text{ м}$) обеспечивалась примерно одинаковая эффективность дегазации подрабатываемых источников при комплексном бурении скважин из подземных выработок и с земной поверхности, и осуществлении каптажа метана скважинами, пробуренными только из подземных выработок;

– повышенные «всплески» газовыделения в поверхностные скважины не оказывали влияния на снижение метановыделения в выработки при ведении горных работ на глубине 350 м . Отключение скважин от дегазационной системы в период их активной эксплуатации не вызвало увеличение метановыделения в горные выработки;

– при отработке пласта на глубине более 1000 м метановыделение в выработки практически не отличалось до и после начала газовыделения в поверхностные скважины на протяжении пятнадцати месяцев. Оно соответственно составляло $15,2$ и $15,3 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Библиографический список

1. Белоусов В. Ф. Исследование комплексного управления газовыделением на участках / В. Ф. Белоусов // Уголь Украины. — 1975. — № 4. — С. 42–45.
2. Касимов О. И. Эффективность дегазации шахт Донбасса скважинами, пробуренными с поверхности / О. И. Касимов, Б. А. Инюшин, В. Г. Скворцов // Сб. научных трудов МакННН. Вопросы вентиляции охлаждения воздуха, борьбы с пылью и контроль рудничной атмосферы в шахтах. — Макеевка-Донбасс, 1981. — С. 54–59.
3. Экспериментальное определение эффективности дегазационных скважин, пробуренных с поверхности / О. И. Касимов, М. Д. Кривицкий, А. П. Дегтярев [и др.] // Сб. научных трудов МакННН. Способы безопасного ведения взрывных работ и борьба с выбросами в угольных шахтах. — Макеевка-Донбасс, 1983. — С. 53–56.
4. Руководство по дегазации угольных шахт. — М.: Недра. — 1975. — 187 с.
5. Антощенко Н. И. О прогнозе динамики газовыделения и геомеханических процессов сдвижения пород в угольных шахтах / Н. И. Антощенко, В. Н. Окалелов, Ю. В. Бубунец // Сб. научных трудов МакННН. Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. — Макеевка-МакННН, 2012. — Вып. 2 (28). — С. 48–60.

6. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации. Издание официальное. СОУ 10.1.00174088.001 — 2004. Минтопэнерго Украины. — Киев. — 161 с.

7. Драбик А. С. Опыт эффективной дегазации выемочного участка / А. С. Драбик, О. И. Касимов, Н. И. Антощенко // Уголь Украины. — 1982. — №8. — С. 45–47.

8. Формирование динамики метановыделения из подрабатываемого массива при отработке газоносных угольных пластов: монография / [Н. И. Антощенко, В. Н. Окаленов, В. И. Павлов и др.]. — Алчевск: ДонГТУ, 2013. — 213 с.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Должиковым П. Н.,
д.т.н. МакННІІ Брюхановым А. М.*

Статья поступила в редакцию 13.03.14.

Крижановський Ю. Ю. (ПАТ «Краснодонвугілля», м. Краснодон, Україна)
д.т.н., проф. Антощенко М. І., к.т.н. Філат'єв М. В. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

РОЛЬ ПОВЕРХНЕВИХ СВЕРДЛОВИН У ФОРМУВАННІ ГАЗОВОГО БАЛАНСУ ПРИ ВІДРОБЦІ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ НА ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ

Аналіз зниження метановиділення в гірничі виробки при дегазації підроблених пластів і порід свердловинами, пробуреними із земної поверхні. Оцінка фактичної ефективності способу при відробці газоносних вугільних пластів на глибоких горизонтах.

Ключові слова: дегазація, ефективність, свердловини, земна поверхня, гірничі виробки, газовиділення.

Kryzhanovskiy Yu. Yu. (PC “Krasnodonugol”, Krasnodon, Ukraine)

Antoshchenko N. I. Doctor of Engineering Sciences, Associate Professor. **Filatyev M. V.** Candidate of Engineering Sciences (DonSTU, Alchevsk, Ukraine)

ROLE OF THE SURFACE BOREHOLES IN GAS BALANCE FORMING WHEN MINING THE COAL SEAMS AT THE DEEP LEVELS

Analysis of methane release decreasing into the mine workings during degassing of the undermined rock seams and boreholes drilled from the surface is described. Factual efficiency evaluation of the mode when developing the gas-bearing beds at the deep levels is set.

Key words: degassing, efficiency, boreholes, surface, course, gas release.

УДК 622.281.7

к.т.н. Коробкин С. Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КРЕПЕЙ СОПРЯЖЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ТРЕЩИНОВАТЫХ ПОРОД

Исследованы основные типы крепей сопряжений горных выработок в условиях трещиноватых пород. На основании исследований степени трещиноватости пород определен оптимальный материал крепи и область ее рационального применения в конкретных условиях.

Ключевые слова: типы крепей сопряжений, требования, трещиноватость пород, реометрический метод, коэффициент крепления, область применения.

Введение.

В современном шахтном строительстве на каждый километр проводимых горных выработок в среднем приходится 7–8 сопряжений. Это обусловлено необходимостью эффективного развития горных работ как на рабочих, так и на подготавливаемых горизонтах горных предприятий. Значительная часть сооружаемых сопряжений приходится на капитальные горные выработки, срок службы которых равняется сроку службы горизонта или шахты.

Строительство таких сопряжений является весьма сложным и трудоемким процессом, сопровождающимся низкими темпами сооружения, значительным увеличением расхода материалов и трудозатрат по сравнению с обычной выработкой.

Цель исследований.

Цель исследований состоит в определении рациональной области применения различных типов крепей сопряжений в условиях трещиноватых пород.

Наиболее важными требованиями к крепям сопряжений, сформулированными в нормативных документах [1], являются необходимая прочность и достаточное сопротивление крепи для безремонтного поддержания, а также безопасность при их возведении и эксплуатации. Успешное выполнение этих и других требований предопределило появление целого ряда типовых проектов и технологических схем сооружения сопряжений горных выработок [2, 3 и др.], в которых рекомендуется рас-

полагать сопряжения в достаточно прочных горных породах вне зоны влияния очистных работ, в охранных целиках, за границами зоны технологических нарушений и сдвижения горных пород. Однако, практика показывает, что в перечисленных условиях сооружается только 25–30 % сопряжений от общего объема. Это говорит о том, что при проектировании и строительстве значительной части сопряжений не в полной мере учитываются особенности конкретной горно-геологической и горнотехнической ситуации, что ведет к резкому увеличению числа деформированных сопряжений и снижению безопасности их эксплуатации.

Объектом исследований является вмещающие горные породы с различной степенью трещиноватости, изучаемые с помощью реометрического метода.

Отечественный опыт показывает, что узлы сочленения выработок в большинстве случаев возводятся без учета реального состояния породного массива, т.е. либо с многократным неоправданным запасом прочности (резкое удорожание конструкции), либо с недостатком такового (деформация и разрушение).

Особенности схем сооружения сопряжений, конфигурации применяемых типов и конструкций крепи, а также техники и технологии их возведения достаточно хорошо известны и подробно описаны целым рядом исследователей [4, 5, 6]. Однако, без учета оперативной информации о состоя-

нии породного массива в конкретных горно-геологических условиях весьма трудно рассчитывать на успешное разрешение поставленной задачи. В этом плане основными и самыми весомыми факторами, влияющими на выбор материала и конструкции крепи, являются физико-механические свойства горных пород и степень их нарушенности в окружающем массиве.

Основной вид разрушения пород вокруг выработки - трещинообразование. И, как показывают исследования, проведенные в [4], степень нарушенности пород в районе сопряжения, как правило, на 30–40 % выше, чем вокруг одиночной выработки, а более 50 % радиальных трещин направлены в направлении, близком к продольной оси сопрягающихся выработок.

Задача исследований — оценить степень нарушенности горных пород в области сопряжений выработок с целью определения области рационального применения различных типов крепи сопряжений на основании установленного значения коэффициента трещиноватости горных пород ($k_{тр}$).

В связи с тем, что процесс трещинообразования вокруг сопряжения, равно как и физико-механические свойства пород, постоянно изменяются во времени, остро встает вопрос получения оперативных данных по этим параметрам на момент сооружения сопряжения. Это достигается применением таких способов и средств исследования свойств массива, которые непосредственно на месте производства работ позволяют получить достоверную информацию о трещиноватости и прочностных характеристиках пород.

Поэтому, важной задачей обеспечения устойчивости и повышения безопасности строительства и эксплуатации сопряжений является выбор оптимального и рационального типа крепи и технологии ее ведения.

Из большого многообразия способов измерения трещиноватости горных пород

можно выделить электроемкостный метод интроскопии измерения неоднородности породного массива [7], который заключается в последовательном перемещении датчика-интроскопа по скважине и записи показаний частотомера на каждом интервале измерения. Но наиболее практичным в этом плане является реометрический метод [8], основанный на движении воздуха через раскрытые трещины в массиве на изолированном участке скважины. Оба метода позволяют получить реальное значение коэффициента трещиноватости $k_{тр}$ и его изменение от контура сопряжения вглубь массива.

Непосредственно на месте сооружения сопряжения измерить прочностные характеристики пород можно с использованием портативного прибора для экспресс-испытаний прочностных и деформационных свойств пород (ППЭИ) [9]. В обоих случаях непосредственно на месте отбора проб на образцах произвольной формы можно получить достоверные данные о прочностных свойствах пород.

На основании разработанных и апробированных методик по определению физико-механических свойств горных пород и трещиноватости породного массива, а также с учетом опыта успешной эксплуатации различных видов крепи сопряжений предложена номограмма для определения их рациональной области применения в зависимости от горно-геологических условий (рис. 1). Для пользования номограммой, изображенной на рисунке 1, необходимо из исходной точки, соответствующей прочности породы на одноосное сжатие, провести вверх вертикальную линию до пересечения с кривой определенного ранее коэффициента трещиноватости. Далее, в горизонтальном направлении до заданного пролета сопряжения и от этой точки вниз до соответствующего значения относительного коэффициента крепления $k_{кр}$ (на номограмме пример обозначен стрелкой).

Область рационального применения типа крепи сопряжения определяется по зна-

РОЗРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН

чению $k_{кр}$ в соответствии с приведенной ниже таблицей 1.

При обводненности вмещающих пород значение $k_{кр}$ увеличивается в 1,1–1,2 раза.

После проверки по условию наработки и степени влияния остаточного опорного

давления и с учетом характера совместной работы различных сочетаний крепей можно сделать вывод о правильном выборе рационального и безопасного крепления сопряжений горных выработок.

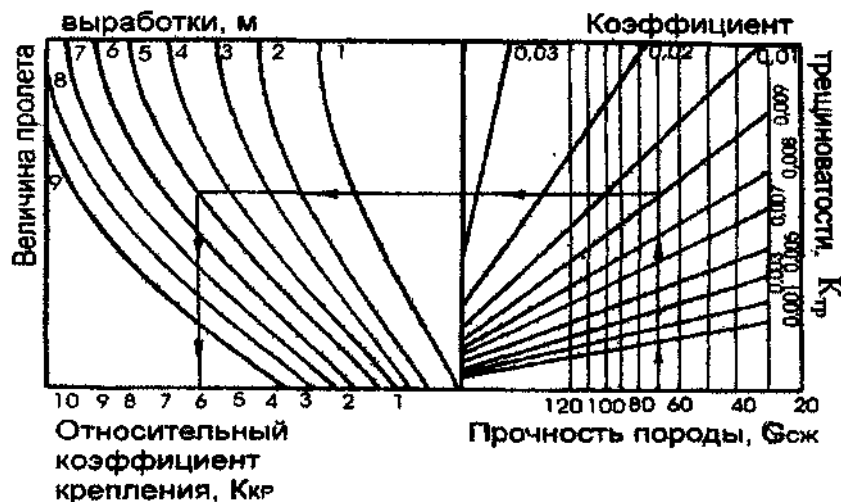


Рисунок 1 — Номограмма для определения относительного коэффициента крепления ($k_{кр}$) сопряжений горных выработок

Таблица 1 — Область рационального применения различных типов крепи сопряжения

Тип крепи сопряжения	Значение коэффициента $k_{кр}$											
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
Рамная	—	—	—									
Рамно-анкерная			—	—	—							
Монолитный бетон				—	—	—						
Монолитный бетон, набрызг (временно)						—	—	—				
Железобетон, сборный железобетон							—	—	—			
Монолит., ж/б, сборн. ж/б + упрочнение пород									—	—	—	

Выводы:

1. Произведена оценка степени трещиноватости горных пород в области сопряжений выработок.

2. Предложена номограмма для определения относительного коэффициента кре-

пления ($k_{кр}$).

3. Определена область рационального применения различных типов сопряжений на основании установленного значения коэффициента трещиноватости горных пород ($k_{тр}$).

Библиографический список:

1. Строительные нормы и правила. Нормы проектирования. — Ч. II: Подземные горные выработки. — [Утв. : 31.12.1980; № 232] — М.: Стройиздат, 1982. — 37 с.
2. Сопряжения горных выработок, закрепленных арочной крепью: Типовые проектные решения № 401-11-075.87. — Харьков: Южгипрошахт, 1987.
3. Технологические схемы проведения выработок околоствольных дворов. РД 12.13.040-85. — Харьков: ВНИИОМШС, 1986.
4. Строительство сопряжений горных выработок / П. С. Сыркин, В. А. Минин, М. С. Данилкин, А. Н. Садохин. — М.: Недра, 1997. — 230 с.
5. Методика проектирования крепи и технология сооружения узлов сопряжений горизонтальных выработок. — Кемерово: КузНИИшахтострой, 1997.
6. Минин В. А. О классификации сопряжений капитальных горных выработок и технология их сооружения В. А. Минин // Шахтное строительство. — 1988. — №10. — С. 23–26.
7. Литвинский Г. Г. Измерение структурных неоднородностей массива при сооружении выработок / Г. Г. Литвинский, В. А. Касьянов // Технология и организация строительства горных выработок, Кузбасс. политех. ин-т. — Кемерово, 1988.. — С. 100–107.
8. Бабиюк Г. В. Определение коэффициента трещиноватости пород при реометрических измерениях / Г. В. Бабиюк, С. Г. Коробкин // Шахтное строительство. — 1986. — №4. — С.14–16.
9. Литвинский Г. Г. Портативный прибор для экспресс-испытаний горных пород / Г. Г. Литвинский, С. А. Курман // Шахтное строительство. — 1982. — №4. — С. 12–14.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Литвинским Г. Г.,
д.т.н., проф. НТУУ «КПІ» Гайко Г. И.*

Статья поступила в редакцию 11.02.14.

к.т.н. Коробкін С. Г. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНОЇ ОБЛАСТІ ЗАСТОСУВАННЯ КРІПЛЕННЯ СПОЛУЧЕНЬ В УМОВАХ ТРІЩИНУВАТИХ ПОРІД

Досліджено основні типи кріплень сполучення гірських виробок в умовах тріщинуватих порід. На підставі досліджень ступені тріщинуватості порід визначено оптимальний матеріал кріплення і область її раціонального використання в конкретних умовах.

Ключові слова: типи кріплень сполучень, вимоги, тріщинуватість порід, реометричний метод, коефіцієнт кріплення, область застосування.

Korobkin S. G. Candidate of Engineering Sciences (DonSTU, Alchevsk, Ukraine)

DEFINITION OF THE OPTIMAL FACE-END SUPPORT SCOPE IN THE CONDITIONS OF FISSURED STRATA

Main types of face-end supports of excavation in the conditions of fissured strata are researched. On the basis of fissured strata degree research the optimal material of face-end support and the scope of its rational application in specific conditions were defined.

Key words: types of face-end supports, requirements, fissured strata, rheometric method, fastening relative ratio, application scope.

УДК 622.817.47

Крыжановский Ю. Ю.
(ПАО «Краснодонуголь»),
д.т.н., проф. Антощенко Н. И.,
к.т.н. Филатьев М. В.,
Гасюк Р. Л.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

СООТНОШЕНИЕ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ В ВЫРАБОТКИ И ДЕГАЗАЦИОННЫЕ СКВАЖИНЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ ГАЗОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Теоретические и экспериментальные исследования соотношения метановыделения в горные выработки и дегазационные скважины. Уточнены научные положения теоретической модели, установлены новые закономерности влияния развития очистных работ и изменения добычи угля.

Ключевые слова: дегазация, метановыделение, выемочный участок, дегазационные скважины, горные выработки, земная поверхность.

Применение дегазации подрабатываемых источников с целью обеспечения безопасных условий отработки угольных пластов и использование газа в энергохозяйстве впервые было осуществлено в Рурском бассейне в сороковых годах прошлого столетия [1]. В Донбассе промышленное внедрение дегазации осуществили в начале пятидесятих годов [2]. С тех пор прошло более пятидесяти лет, но до настоящего времени отсутствует теоретическое обоснование снижения уровня метановыделения в горные выработки от эффективности дегазации подрабатываемого массива скважинами.

На основании непосредственных шахтных наблюдений установлено, что увеличение количества отводимого метана дегазационными скважинами не пропорционально снижению его выделения в горные выработки [3]. Это дало основание при расчёте дегазационных систем ввести поправочный коэффициент на возможное увеличение количества капируемого метана, который не выделяется в горные выработки при отсутствии дегазационных скважин [4]. Изучение соотношения метановыделения в горные выработки и дегазационные скважины имеет актуальное значение для науки и практики, так как от решения рассматриваемых вопросов зависит безопасность ведения горных работ и

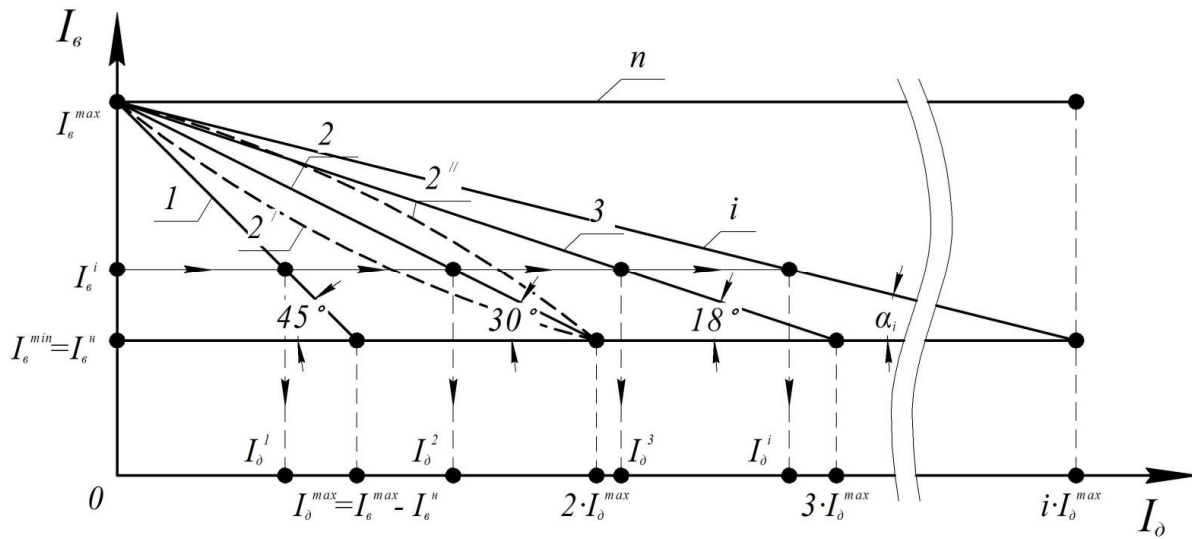
материальные затраты на проведение дегазации.

Целью исследований является разработка общей теоретической модели соотношения между метановыделением в горные выработки и дегазационные скважины, и проверка соответствия её научных положений экспериментальным данным.

Для достижения поставленной цели рассмотрели (рис. 1) возможные варианты соотношения между метановыделением в выработки и скважины согласно представлений [3, 4]. Основным положением этих работ является сокращение выделения метана в горные выработки при увеличении количества газа, отводимого скважинами. Если метановыделение в выработки (I_e) снижается прямопропорционально его увеличению в скважины (I_o), то зависимости $I_e = f(I_o)$ будет соответствовать прямая I , расположенная под углом 45° к горизонтальной линии. Она описывается уравнением:

$$I_e^i = I_e^{\max} - I_o^i + I_e^H. \quad (1)$$

Это уравнение получено на основании равенства значений I_o^1 и $I_e^{\max} - I_e^i$, постоянства суммы I_o^1 и $I_e^i - I_e^H$, а также выполнения условия $I_o^{\max} = I_e^{\max} - I_e^H$.



I_d^{\max} — максимальное количество метана, отводимое скважинами из подрабатываемой толщи пород и сближенных пластов при 100% их эффективности и прямопропорциональном снижении газовыделения в горные выработки; I_g^{\max} — максимальное газовыделение в выработки при отсутствии дегазации подрабатываемых пород и сближенных пластов ($I_d = 0$); I_g^n — газовыделение в выработки выемочного участка из других недегазируемых источников (отбитый уголь, обнаженная плоскость пласта, надрабатываемые пласты и т.д.); I_g^{\min} — минимальное газовыделение в выработки выемочного участка при 100% эффективности дегазационных скважин; 1, 2, 3, i — прямые, характеризующие соотношение между количеством метана, отводимого дегазационными скважинами и его снижением в горные выработки соответственно в пропорциях 1:1, 2:1, 3:1, i :1; n — прямая, соответствующая уровню метановыделения в выработки из подрабатываемых источников, не имеющих гидравлической связи с дегазационными скважинами $I_g^{\max} = I_g^n$; I_g^i — уровень метановыделения в выработки, который обеспечивается с помощью дегазации в разных горно-геологических и горнотехнических условиях при каптаже соответствующего (I_d^1, I_d^2, I_d^3 и I_d^i) количества метана; α_i — угол наклона i -й прямой к горизонтали

Рисунок 1 — Зависимость метановыделения в горные выработки выемочного участка (I_g) от количества газа, отводимого дегазационной системой из подрабатываемого массива (I_d), согласно современным научным представлениям [3, 4]

Зависимость (1) должна быть характерной для дегазации скважинами подработанных пород и сближенных угольных пластов, расположенных в кровле разрабатываемого на расстоянии примерно около десяти его мощностей в зоне высокой эксплуатационной трещиноватости. По аналогичным причинам уравнение (1) будет соответствовать всем способам изолированного отвода метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок или за счёт общешахтной де-

прессии. Это объясняется хорошей гидравлической связью непосредственно источника метановыделения как с дегазационной системой, так и с горными выработками.

При расположении в кровле разрабатываемого пласта источников метановыделения вне зоны беспорядочного обрушения пород эксплуатационные трещины служат основными каналами поступления метана в выработанное пространство выемочных участков. Дегазационные скважины, пробуренные до указанных источников, соз-

дают дополнительные пути для транспортировки десорбируемого метана и обеспечивают более полную дегазацию удалённых угольных пластов. По мере увеличения межпластовой породной толщии роль эксплуатационных трещин в движении метана через вмещающие породы и в степени дегазации подработанных источников уменьшается, а роль дегазационных скважин увеличивается. По этой причине при дегазации удалённых смежных пластов скважины являются практически единственными каналами поступления метана в дегазационную систему, что приводит к дополнительному каптажу газа в подобных условиях и суммарный расход метана на выемочном участке в этих условиях выше, чем могло бы выделиться без бурения дегазационных скважин [5]. Предельным вариантом такой ситуации является прямая n , перпендикулярная оси ординат (рис. 1). В этом случае любое изменение количества капируемого метана не оказывает влияния на уровень газовыделения в выработки.

Зависимость снижения метановыделения в выработки при дегазации удалённых источников в разных горно-геологических и горнотехнических условиях можно представить прямыми 2, 3... i (рис. 1). Эти прямые характеризуют соотношение между количеством метана, отводимого скважинами и его снижением в выработки соответственно в пропорциях 2:1, 3:1, i :1. Целые значения пропорций приняты условно для наглядности иллюстрации графика. В общем случае, исходя из предложенной схемы, зависимость метановыделения в горные выработки (I_g^i) от количества капируемого газа из дегазируемых источников (I_d^i) можно описать прямолинейной зависимостью:

$$I_g^i = (i \cdot I_g^{\max} - I_d^i) \operatorname{tg} \alpha_i + I_g^H, \quad (2)$$

где i — коэффициент, равный отношению количества капируемого газа к его

снижению в горных выработках; $\operatorname{tg} \alpha_i$ — тангенс угла наклона прямой к горизонтальной, соответствующий значению коэффициента i .

Исходя из принятых положений 2-я, 3-я и i -я зависимости (рис. 1) могут быть не только прямолинейными, но и криволинейными. Единственным условием для таких зависимостей должно быть уменьшение газовыделения в выработки при увеличении количества капируемого скважинами метана. В качестве примера приведены кривые 2' и 2'' (рис. 1).

Для проверки соответствия научных положений разработанной модели экспериментальным данным произвели обработку результатов среднемесячных наблюдений в условиях шахт им. газеты «Известия» ГП «Донбассантрацит» и «Суходольская-Восточная» ПАО «Краснодонуголь». Шахтами производилась отработка соответственно антрацитового пласта l_2^g с вынимаемой мощностью 0,90 м и пласта l_3^1 , содержащего угли марок К и Ж с вынимаемой мощностью в разных блоках шахтного поля 1,20 и 2,00÷2,20 м.

Шахтой им. газеты «Известия» было отработано одиннадцать выемочных участков с осуществлением дегазации подработываемых источников скважинами, пробуренными из горных выработок. Горно-геологические и горнотехнические условия выемочных участков существенно отличались между собой. Они заключались в разной газоносности пластов, степени развития очистных работ в крыле шахтного поля, бурении в пределах одного выемочного участка разных групп скважин. Эти группы скважин отличались расположением их по отношению к разрезным печам и очистным забоям, способом охраны от разрушения, видом вентиляционных струй воздуха (свежая, исходящая) и прочими факторами.

Дегазация скважинами, пробуренными из горных выработок, применялись на всех

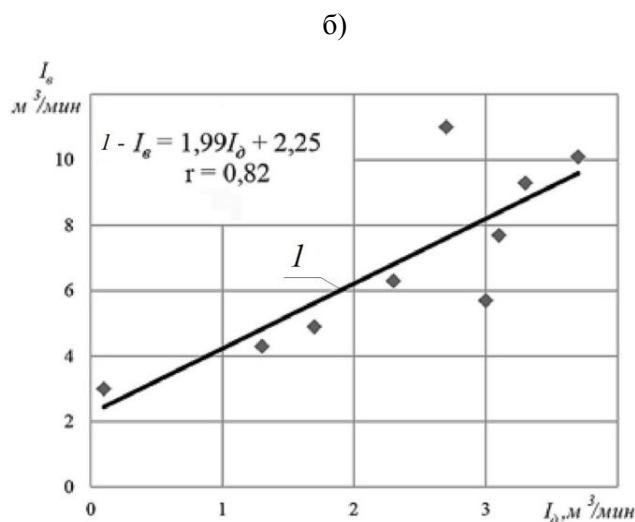
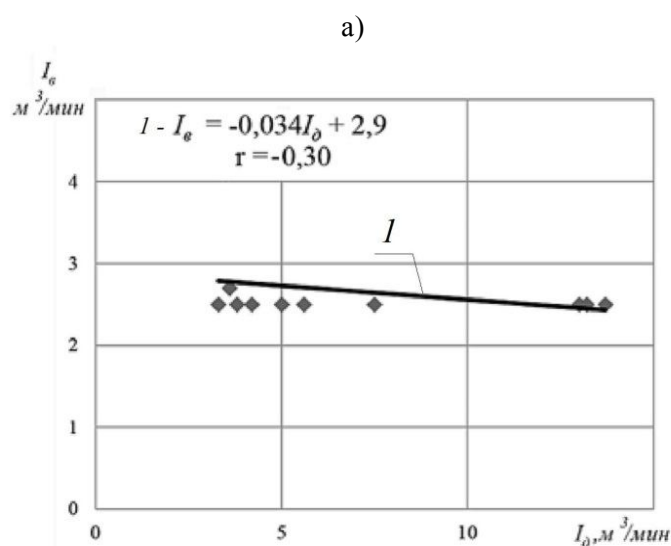
выемочных участка шахты «Суходольская-Восточная». Условия их эксплуатации, исходя из влияющих факторов (расположение, охрана, вид вентиляционной струи), были однотипными. В большинстве случаев дополнительно бурились скважины с земной поверхности.

Статистическая обработка экспериментальных данных показала практическое отсутствие корреляционной связи между газовыделением в горные выработки (I_g) и скважины (I_d) на пяти выемочных участках шахты им. газеты «Известия». Коэффициенты корреляции (r) находились в диапазоне $-0,30 \div 0,26$. В остальных случаях получена тесная прямопропорциональная зависимость между I_g и I_d ($r = 0,55 \div 0,92$). Разница полученных экспериментальных данных (рис. 2) объясняется, очевидно, разными условиями эксплуатации дегазационных скважин. На участке 2-й бис западной лавы дегазация осуществлялась скважинами, пробуренными над разрезной печью (монтажной камерой) и они находились под защитой угольного целика. Такие условия обеспечивали непосредственную гидравлическую связь скважин с источниками газовой выделения и практически исключали выделение метана в горные выработки при развитии очистных работ. Прямая I почти перпендикулярна оси ординат, что указывает на выделение метана в горные выработки из недегазируемых источников (отбитый уголь, обнаженные поверхности разрабатываемого пласта и т.п.) практически в постоянных количествах (около $2,5 \text{ м}^3/\text{мин}$). Метановыделение в скважины достигало $18,4 \text{ м}^3/\text{мин}$. Такое соотношение произошло из-за незначительной длины выемочного столба 2-й бис западной лавы (264 м), что не могло способствовать полному развитию процессов сдвигания подработанных пород. В результате этого эксплуатационные трещины не достигли дегазируемых источников и как следствие это привело к отсутствию их

гидравлической связи с горными выработками.

При отработке 9-й западной лавы скважины были пробурены из участковых выработок, которые охранялись кострами. Учитывая высокую эксплуатационную трещиноватость подрабатываемых пород вблизи разрабатываемого пласта, при увеличении или уменьшении метановыделения из подрабатываемых источников, происходило соответствующее его изменение как в горные выработки, так и в дегазационные скважины. Практически во всех случаях отработки выемочных участков в крыле шахтного поля характер экспериментально установленного изменения метановыделения в горные выработки под влиянием дегазации подрабатываемых источников не соответствовал теоретическим зависимостям (рис. 1).

Однозначно не установлено соответствие теоретической модели экспериментальным данным и в условиях шахты «Суходольская-Восточная». Одновременное увеличение газовой выделения в горные выработки и скважины наблюдалось на четырех выемочных участках. На двух участках происходило сокращение метановыделения в горные выработки при увеличении каптируемого метана скважинами (рис. 3). В одном случае (12-я восточная разгрузочная лава) наблюдалась некоторая зависимость ($r = 0,52$), но снижение метановыделения в выработки нельзя связывать только с увеличением количества каптируемого газа. Лава дорабатывалась и, по этой причине, происходило снижение среднесуточной нагрузки (A) на очистной забой. Это вызвало снижение газовой выделения в большей степени в выработки (I_g) и практически не влияло на метановыделение в скважины (I_d). Исходя из приведенных данных следует, что сокращение метановыделения в выработки в значительной мере было обусловлено снижением добычи угля, а не усилением дегазации.



1 — осредняющие прямые; ◆ — экспериментальные данные

Рисунок 2 — Пример зависимости метановыделения в выработки ($I_{\text{в}}$) от метановыделения в дегазационные скважины (I_{δ}) на выемочных участках 2-й бис (а) и 9-й (б) западных лав шахты им. газеты «Известия»

На участке 12-й бис восточной лавы было зафиксировано снижение $I_{\text{в}}$ при увеличении I_{δ} ($r = 0,47$) и стабильной добыче угля, что в некоторой степени соответствует теоретической модели (рис. 1).

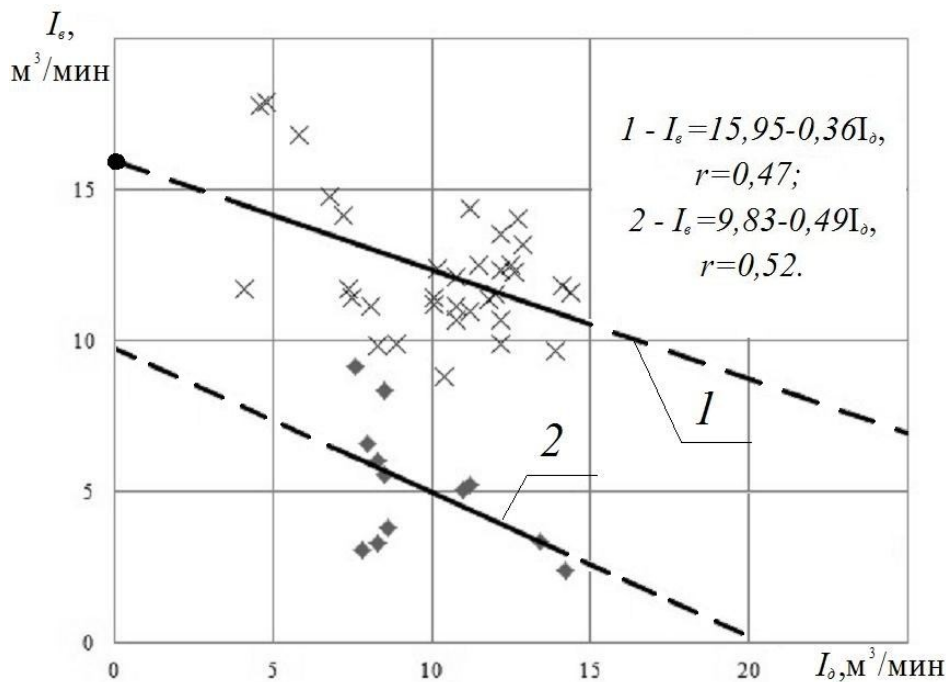
Несоответствие в большинстве случаев фактического изменения метановыделения в горные выработки положениям теоретической модели (рис. 1) свидетельствует о том, что при её разработке учтены не все факторы, определяющие уровень метановыделения в выработки и скважины. Эк-

периментально было установлено, что соотношение темпов роста метановыделения в скважины и выработки связано со степенью развития очистных работ, способом охраны скважин от разрушения и интенсивностью отработки выемочного участка [6]. Влияние этих факторов не учитывается рассматриваемой моделью, что очевидно и привело к существенному несоответствию между теоретическими зависимостями и экспериментальными данными. В начальный период эксплуатации выемочного участка метановыделение в выработки происходит из недегазируемых источников

РОЗРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН

(отбитый уголь, обнажённые поверхности разрабатываемого пласта и т.п.) и значительное его увеличение не происходит. Газовыделение в скважины начинается при некотором удалении очистного забоя от разрезной печи. После этого происходит увеличение газовыделения в скважины и горные выработки. В зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий наблюдалось разное соотношение метано-

выделения в скважины и горные выработки [6]. В некоторых случаях установлены более высокие темпы роста газовыделения в скважины, что свидетельствует о их непосредственной связи с расслоившимися по напластованию подработанными породами, откуда газ в этот период практически не поступает в выработки. В некотором роде для таких условий происходит предварительная дегазация подрабатываемых источников [7].



◆, × — экспериментальные данные; 1, 2 — прямые зависимости I_g от I_o соответственно для 12-й бис восточной и 12-й восточной разгрузочной лав

Рисунок 3 — Зависимость метановыделения в выработки (I_g) от метановыделения в дегазационные скважины (I_o) на выемочных участках шахты «Суходольская-Восточная»

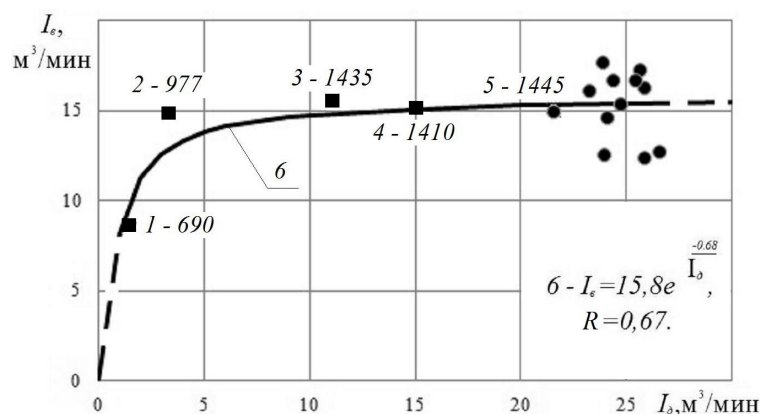
Для разработки теоретической модели зависимости $I_g = f(I_o)$, соответствующей конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям, как показывает производственный опыт, необходимо установить влияющие факторы на изменение уровня метановыделения как в горные выработки (I_g), так и в дегазационные скважины (I_o). Одновременное увеличение или уменьшение I_g и I_o ещё не свидетельст-

вует об их взаимной зависимости. Это указывает только на определённое соотношение уровня I_g и I_o при изменении влияющих факторов. В одних горно-геологических и горнотехнических условиях такими факторами могут быть нагрузка на очистной забой и степень развития очистных работ на выемочном участке и в крыле шахтного поля. Эти два фактора зависимы между собой в начальный период эксплуатации выемочного участка. При удалении очистного забоя от разрезной печи происхо-

РОЗРОБКА КОРИСНИХ КОПАЛИН

дит развитие процессов сдвижения подработанных пород и одновременное увеличение добычи угля до плановых показателей. Влияние этих двух факторов определяет I_e и I_o и на последующих стадиях отработки

выемочного участка. Это подтверждается экспериментальными данными в условиях отработки 25-западной лавы шахты «Суходольская-Восточная» (рис. 4).



1 – 690, 2 – 977, 3 – 1435, 4 – 1410, 5 – 1445 — порядковый номер месяца работы лавы (август, сентябрь, октябрь, ноябрь, декабрь 2012 года) при удалении очистного забоя от разрезной печи и соответствующая ему среднесуточная добыча, т; 6 — осредняющая кривая; R — корреляционное отношение; ■ — экспериментальные данные при эксплуатации только скважин, пробуренных из подземных выработок; ● — экспериментальные данные при совместной эксплуатации скважин, пробуренных из подземных выработок и земной поверхности

Рисунок 4 – Зависимость метановыделения в выработки (I_e) от метановыделения в дегазационные скважины (I_o) на выемочном участке 25-й западной лавы шахты «Суходольская-Восточная»

При удалении очистного забоя от разрезной печи происходило как развитие процессов сдвижения подработанных пород, так и увеличение добычи угля. Это вызвало параллельное увеличение метановыделения в выработки и скважины. Рост газовыделения в выработки практически прекратился при удалении очистного забоя от разрезной печи на 152 м и достижении среднесуточной добычи 1435 т. Среднее метановыделение в выработки составляло $15,1 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Газовыделение в скважины, пробуренные с поверхности, началось после пяти месяцев эксплуатации выемочного участка, но это не повлияло на уровень газовыделения в горные выработки в дальнейшем. В этот период среднесуточная добыча угля находилась в диапазоне $1386 \div 1630 \text{ т}$, а

среднее метановыделение в выработки осталось на прежнем уровне $15,3 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Проведенные теоретические и экспериментальные исследования позволили уточнить научные положения теоретической модели и выявить новые закономерности дегазации подрабатываемых источников. Выводы по результатам проведенной работы сводятся к следующему:

- направленность и теснота корреляционной зависимости между метановыделением в горные выработки и дегазационные скважины определяется степенью развития очистных работ, интенсивностью добычи угля и связанными с ними процессами сдвижения подработанных пород. Необходимым условием снижения метановыделения в выработки под влиянием усиления дегазации является наличие гидравличе-

ской связи источников газовой выделения как с выработками, так и скважинами;

- одновременное увеличение метановыделения в горные выработки и скважины ещё не свидетельствует об неэффективной дегазации, а указывает на одновременный рост газовой выделения при изменении влияющих факторов;

- в отдельные периоды эксплуатации выемочных участков дегазационными скважинами, пробуренными из подземных выработок, отводился метан из источников, гидравлически не связанных с горными выработками;

- примерно постоянный уровень газовой выделения в выработки свидетельствует как о высокой эффективности дегазационных скважин, так и каптирования газа из источников, не имеющих гидравлической связи с выработками;

- экспериментально установлено, что в нескольких случаях скважины, пробуренные с земной поверхности, на протяжении всего срока отработки выемочного участка каптировали газ из источников, гидравлически не связанных с горными выработками.

Библіографічний список

1. Кегель К. Внезапные выбросы и дренирование газа при подземных разработках / К. Кегель; [пер. с нем.] — М.: Углетехиздат, 1956. — 51 с.
2. Печук И. М. Дегазация спутников угольных пластов скважинами / И. М. Печук. — М.: Углетехиздат, 1956. — 210 с.
3. Касимов О. И. Зависимость газовой выделения из подработанных угольных пластов от режима их дегазации / О. И. Касимов, Н. И. Антощенко // ИГД им. А. А. Скочинского. Научные сообщения. — М., 1979. — Вып. 183. — С. 31–35.
4. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации. СОУ 10.1.00174088.001 – 2004. — Минтоплизэнерго Украины. — Киев. — 2005. — 161 с.
5. Исследование закономерностей дегазации разрабатываемых, подработываемых и надработываемых угольных пластов / Г.Д. Лидин, А.Т. Айруни, Ю.Н. Бессонов, Н.С. Смирнов. — Научный доклад. АН СССР, Институт физики Земли им. О. Ю. Шмидта. — М., 1969. — 84 с.
6. Антощенко Н. И. Особенности газовой выделения при удалении очистного забоя от разрезной печи / Н. И. Антощенко, С. Л. Сятковский, В. Д. Шепелевич // Уголь Украины. — 2006. — №10. — С. 28–31.
7. Драбик А. С. Газопроявления при посадках кровли / А. С. Драбик, Н. И. Антощенко // Безопасность труда в промышленности. — 1986. — № 3. — С. 7–9.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Окаленовым В. Н., д.т.н., проф. МакНИИ Коптиковым В. П.

Статья поступила в редакцию 07.03.14.

Крижановський Ю. Ю. (ПАТ «Краснодонвугілля»), д.т.н., проф. **Антощенко М. І.**, к.т.н. **Філатьєв М. В.**, **Гасюк Р. Л.** (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

СПІВВІДНОШЕННЯ МЕТАНОВИДІЛЕННЯ У ВИРОБКИ І ДЕГАЗАЦІЙНІ СВЕРДЛОВИНИ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ ГАЗОНОСНИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

Теоретичні та експериментальні дослідження співвідношення метановиділення в гірничі виробки і дегазаційні свердловини. Уточнено наукові положення теоретичної моделі, встановлені нові закономірності впливу розвитку очисних робіт і зміни видобутку вугілля.

Ключові слова: дегазація, метановиділення, виїмкова ділянка, дегазаційні свердловини, гірничі виробки, земна поверхня.

Kryzhanovskiy Yu. Yu. (*private corporation «Krasnodonygol»*), **Antoschenko N. I.** **Doctor of Engineering Sciences**, **Filatjev M. V.** **Candidate of Engineering Sciences**, **Gasyuk P. L.** (*DonSTU, Alchevsk, Ukraine*)

METHANE DISENGAGEMENT CORRELATION IN WORKING AND DEGASSING WELLS WHEN REFINING BEARING COALS SEAMS

Theoretical and experimental studies methane disengagement correlation in the mine workings and degassing wells. Scientific positions of the theoretical model are adjusted, new patterns of the development influence of clean-up operations and changes in coal mining are set.

Key words: *degassing, methane disengagement, excavation area, degassing wells, mine workings, earth's surface.*

УДК 622.673.1

*к.т.н. Рутковский М. А.
(Государственное ВУЗ «НГУ», г. Днепрпетровск, Украина),
к.т.н. Рутковский А. Ю.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ В БАРАБАНЕ ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ

В работе проведено теоретическое исследование влияния геометрических и жесткостных характеристик барабана шахтной подъемной машины на характер изменения его напряженно-деформированного состояния под действием канатной нагрузки с учетом влияния ослабления натяжения от навитых витков каната.

Ключевые слова: шахтная подъемная машина, барабан, расчетные нагрузки, напряжения.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В настоящее время существуют два основных подхода при проектировании канатных барабанов шахтных подъемных машин (ШПМ). Зарубежные фирмы-производители изготавливают барабаны с толстыми обечайками толщиной до 160 мм и без подкреплений. Отечественные заводы-производители изготавливают барабаны с тонкой обечайкой толщиной до 55 мм с различными видами подкреплений. За счет того, что толщина обечайки барабанов отечественных производителей значительно меньше, чем у западных аналогов, первые имеют конкурентное преимущество - их масса меньше западных аналогов в 2–2,5 раза. Но с другой стороны, большое количество подкреплений в барабане ШПМ ухудшает ее эксплуатационные характеристики. Поэтому корректная установка подкреплений в барабане ШПМ представляет собой актуальную техническую задачу, с которой постоянно сталкиваются проектировщики на этапе проектирования.

Сложность расчета барабанов ШПМ заключается в необходимости учета влияния геометрических и жесткостных характеристик конструкции на расчетные нагрузки и напряженно-деформированное состояние (НДС) барабана. Существующий на сегодняшний день метод расчета конструкций

барабанов ШПМ [1] при использовании метода конечных элементов (МКЭ) отличается большой трудоемкостью и необходимостью при незначительном изменении расчетной модели повторно проводить серию численных экспериментов.

Цель работы. Определение влияния геометрических и жесткостных характеристик подкрепленной конструкции барабана на характер изменения его напряженно-деформированного состояния под действием канатной нагрузки с учетом влияния ослабления натяжения от навитых витков каната.

Изложение материала и его результаты. Для решения поставленной задачи был разработан метод определения канатных нагрузок [2], заключающийся в том, что намотка каната моделируется процессом последовательного надевания - снятия на барабан предварительно растянутых гладких упругих колец с жесткостью, эквивалентной продольной жесткости каната, а цилиндрический барабан представляется в виде подкрепленной осесимметричной конструктивно-ортотропной оболочки, параметры которой определяются на основе полуэмпирического подхода. Расчетный случай для определения напряженно-деформированного состояния барабана выбирается из вариантов нагружения, соответствующих различным положениям подъемных сосудов в стволе.

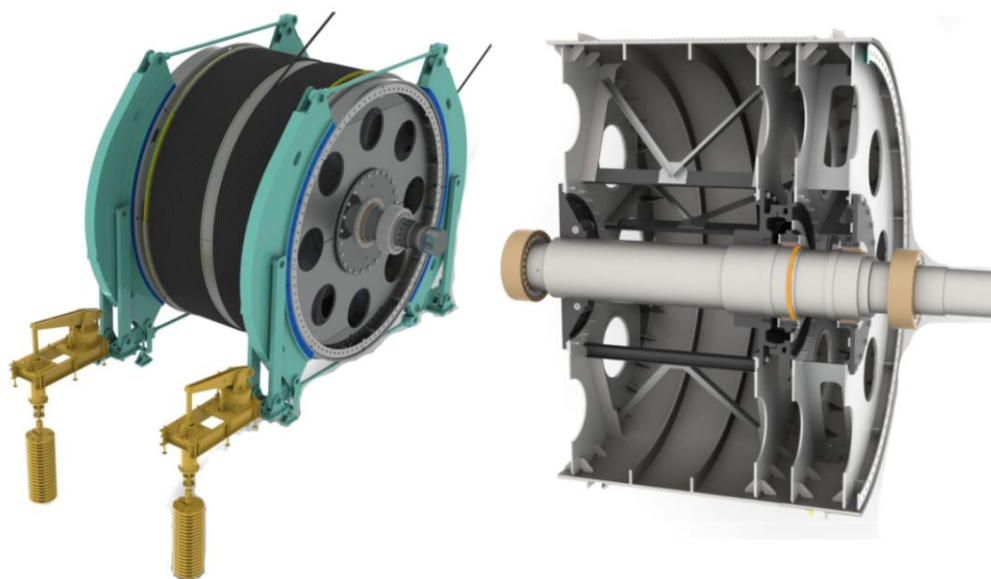
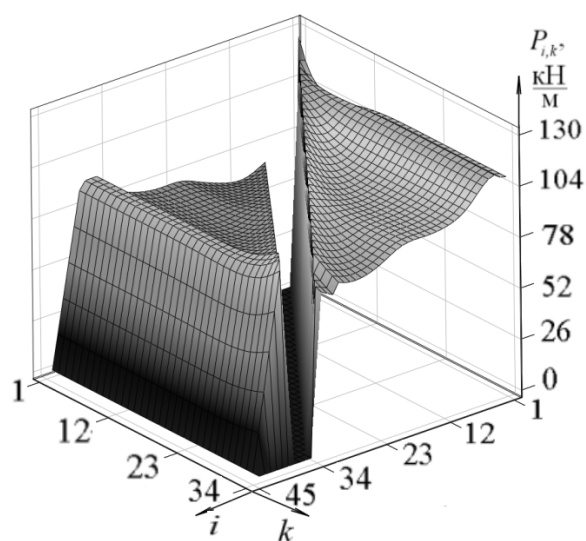


Рисунок 1 — Барабан ШПМ ЦР – 6х3,4/0,6

В качестве примера применения метода определения канатных нагрузок рассмотрим процесс намотки каната на заклиненную часть ШПМ ЦР – 6х3,4/0,6 (рис. 1), как наиболее общий случай, в котором присутствует одновременная смотка и намотка канатов на барабан. Диаграмма распределения усилий взаимодействия между витками каната и барабаном приведена на рисунке 2.

Рисунок 2 — Зависимость усилия взаимодействия P от параметров i и k

При построении диаграммы использовалась математическая модель намотки каната, приведенная в работе [3]. Представлено распределение усилий взаимодействия P как функция двух переменных: k — номер канавки, на которую наматывается виток и j — номер канавки, в которой определяется давление.

Как видно из рисунка 2, канатная нагрузка в области с 4–6 витки (зона лобовины) максимальна. Это связано с повышенной радиальной жесткостью лобовины и величиной натяжения в верхнем сечении головного каната. Характер изменения радиального давления навиваемого k -го витка в промежуточных положениях скипа в стволе соответствует характеру напряжений, приведенных на рисунке 3. Определение радиального давления для всего диапазона изменения номера навиваемого k -го витка необходимо для установления наиболее опасного расчетного случая, при котором в обечайке барабана возникают максимальные напряжения. Например, при анализе влияния шпангоута на работу конструкции необходимо найти такой вариант нагружения, при котором нагрузки на шпангоут будут максимальны.

Найдем зависимость максимальных осредненных напряжений в конструктивно-ортотропной оболочке от номера i -го навиваемого витка. Выражения для прогиба и кривизны k -го участка составной конструктивно-ортотропной оболочки имеют вид:

$$w_k(x) = e^{\beta_k \cdot x} \cdot (C_{4k-3} \cdot \sin(\beta_k \cdot x) + C_{4k-2} \cdot \cos(\beta_k \cdot x)) + e^{-\beta_k \cdot x} (C_{4k-1} \cdot \sin(\beta_k \cdot x) + C_{4k} \cdot \cos(\beta_k \cdot x)),$$

$$\kappa_k(x) = -2 \cdot \beta_k^2 \cdot \left[(C_{4k-1} \cdot e^{-\beta_k \cdot x_k} + C_{4k-3} \cdot e^{\beta_k \cdot x_k}) \cdot \cos(\beta_k \cdot x_k) + (C_{4k-2} \cdot e^{\beta_k \cdot x_k} + C_{4k} \cdot e^{-\beta_k \cdot x_k}) \cdot \sin(\beta_k \cdot x_k) \right],$$

где $\beta_k = \sqrt{\frac{B_k}{4 \cdot R^2 \cdot D_k}}$ — коэффициент затухания

перемещений; R — радиус срединной поверхности оболочки; x_k — длина k -го участка оболочки.

Исходя из того, что между двумя канавками профилированной обечайки размещены два участка составной конструктивно-ортотропной оболочки, существует связь между номером i -ой канавки и номером k -го участка, на левом конце которого расположена эта канавка, $k = 2i - 1$.

Значения осевых напряжений в верхних и нижних слоях конструктивно-ортотропной оболочки определим из выражений:

$$\sigma_{x\theta_i} = -\frac{E_{1k} \kappa_i h}{2(1-\mu^2)}; \quad \sigma_{x\eta_i} = \frac{E_{2k} \kappa_i h}{2(1-\mu^2)}$$

для соответствующих окружных напряжений:

$$\sigma_{\varphi\theta_i} = -\frac{E_{2k} w_i}{R} - \frac{E_{1k} \mu \kappa_i h}{2(1-\mu^2)}; \quad \sigma_{\varphi\eta_i} = \frac{E_{2k} w_i}{R} + \frac{E_{1k} \mu \kappa_i h}{2(1-\mu^2)}.$$

Интенсивность напряжений по критерию Мизеса:

- в верхних слоях конструктивно-ортотропной оболочки:

$$\sigma_{\theta_i} = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_{x\theta_i} - \sigma_{\varphi\theta_i})^2 + \sigma_{\varphi\theta_i}^2 + \sigma_{x\theta_i}^2};$$

- в нижних слоях:

$$\sigma_{\eta_i} = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_{x\eta_i} - \sigma_{\varphi\eta_i})^2 + \sigma_{\varphi\eta_i}^2 + \sigma_{x\eta_i}^2}.$$

На рисунке 3 приведены графики зависимостей напряжений в верхнем σ_{θ} и нижнем σ_{η} слоях конструктивно-ортотропной оболочки от номера навиваемого i -го витка и номера j -й канавки.

Как видно из приведенных графиков, максимальные напряжения в верхнем (рис. 3, а) и нижнем (рис. 3, б) слоях конструктивно-ортотропной оболочки максимальны в зоне лобовины.

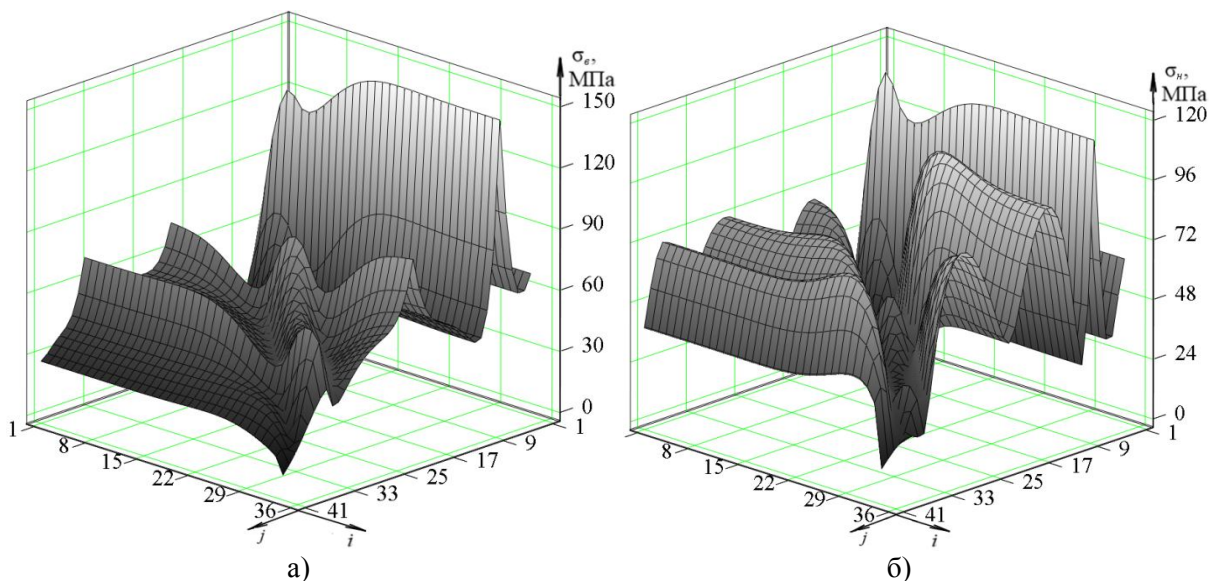


Рисунок 3 — Зависимость напряжений σ от номера навиваемого i -го витка и номера j -й канавки

Исходя из полученных результатов видно, что наиболее опасными расчетными случаями являются положения головного каната с 18-й по 34-ю канавки.

На рисунке 4 представлены напряжения в конечно-элементной модели заклиненной части барабана ЦР – 6х3,4/0,6 для наиболее опасного расчетного случая.

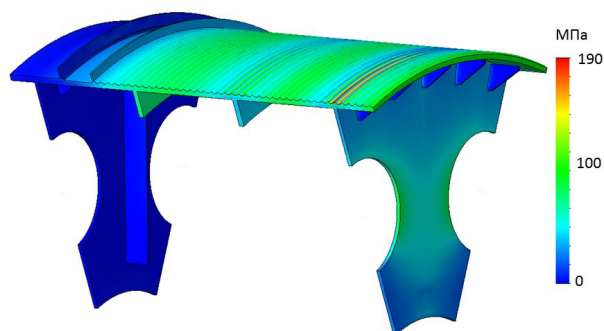


Рисунок 4 — Расчет напряженно-деформированного состояния барабана машины типа ЦР

Так как задача приведена к осесимметричной постановке, для сокращения количества конечных элементов и времени расчета исследовалась 1/8 часть барабана. В качестве граничных условий применены: жесткая заделка центральных отверстий лобовин в местах соединения со сту-

пицами, условие симметрии на боковых гранях барабана, исключающее любые перемещения в окружном направлении. В качестве внешних нагрузок применены радиально направленные силы на внутренних кромках канавок, равные по величине погонным силам P .

Из анализа напряжений в конечно-элементной модели барабана ЦР – 6х3,4/0,6 (рис. 5) видно, что максимальные напряжения распределены по доньшкам канавок вблизи правой лобовины и достигают максимального значения 190 МПа, которое значительно выше предельно допустимого.

Для проверки адекватности метода определения расчетных нагрузок сравним напряжения в верхнем (рис. 6, а) и нижнем (рис. 6, б) слоях конструктивно-ортотропной оболочки и твердотельной модели заклиненной части барабана, рассчитанной при помощи МКЭ средствами SolidWorks Simulation. Из сопоставления графиков напряжений профилированного барабана и конструктивно-ортотропной оболочки (рис. 6, а, б), нагруженных одними и теми же усилиями, следует, что характер кривых взаимно подобен, но напряжения в осредненной оболочке ниже, чем в конечно-элементной модели.

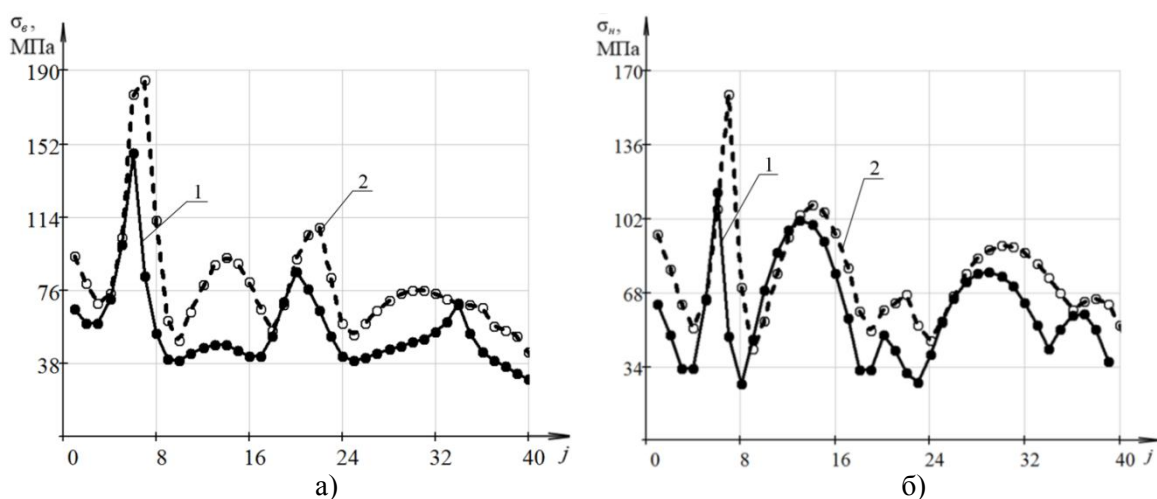


Рисунок 5 — Напряжения в верхнем (а) и нижнем (б) слоях оболочки, полученные с помощью: 1 — математической модели конструктивно-ортотропной оболочки; 2 — конечно-элементного анализа твердотельной модели барабана.

Это объясняется тем, что в профилированной обечайке в основании гребешка возникают касательные напряжения, которые не учитываются в конструктивно-ортотропной оболочке, а продольные усилия действуют только по донышкам канавок. Суммарные продольные усилия в верхней части оболочки и в обечайке при нагружении одинаковым моментом должны быть равными. Но так как в профилированной обечайке это усилие действует только по донышкам канавок, а в оболочке по всей дуге, соответственно в оболочке напряжения должны быть меньшими по величине, чем в профилированной обечайке. Таким образом, математическая модель конструктивно-ортотропной оболочки позволяет получить осредненные напряжения, которые будут немного ниже реальных, но дают возможность качественно оценить характер распределения напряжений.

Математическая модель была реализована в виде вычислительного алгоритма с использованием математических моделей деформирования подкрепленного барабана и намотки каната. Кроме того, были разработаны алгоритмы построения матрицы податливости и определения расчетных нагрузок при намотке – размотке каната, а также алгоритм определения напряжений в барабане. Реализация всех этих алгоритмов на языке MathCAD и использование их при расчете и конструировании барабанов ШПМ позволяет с минимальными трудозатратами выбирать расчетный случай для проведения уточненного расчета методом конечных элементов.

Над параметрической моделью барабана ШПМ ЦР – 6х3,4/0,6 в среде SolidWorks Simulation был проведен вычислительный эксперимент, в ходе которого изменялась приведенная радиальная жесткость лобовины Z и измерялись приведенные к асимптотическим максимальные напряжения в обечайке барабана Γ . Из анализа зависимости (рис.6) следует, что в базовой конструкции ($Z = 0,2$) заклиненной части барабана ШПМ ЦР – 6х3,4/0,6 напряжения выше предельно допустимых. Снижение

значения приведенной радиальной жесткости лобовины Z до значения 0,13 позволяет снизить максимальные напряжения на 20%, обеспечив достаточный запас прочности конструкции барабана.

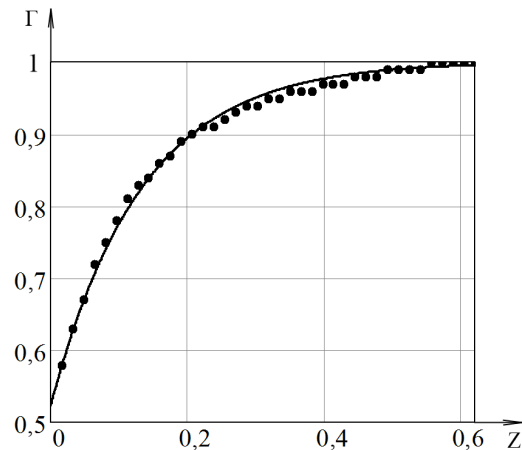


Рисунок 6 — Зависимость максимальных напряжений от радиальной жесткости лобовины

Выводы.

1. Графики напряжений в профилированном барабане, определенных методом конечных элементов и по предложенному авторами методу, качественно подобны, количественное отличие объясняется тем, что в профилированной обечайке в основании гребешка возникают касательные напряжения.

2. В предложенном методе математическая модель конструктивно-ортотропной оболочки позволяет получить осредненные напряжения, которые дают возможность выбрать расчетный случай для последующего расчета НДС барабана при помощи МКЭ.

3. Разработанный метод определения расчетных нагрузок при намотке-размотке каната на цилиндрический барабан реализован в виде вычислительного алгоритма, позволяющего рассчитывать и проектировать рациональные конструкции цилиндрических барабанов ШПМ на основе анализа зависимостей между обобщенными параметрами барабанов и напряжениями в конструктивно-ортотропной оболочке.

Библиографический список

1. Заболотный К. С. Обоснование компьютерной модели барабана и расчетных нагрузок шахтной подъемной машины / К. С. Заболотный, А. Л. Жупиев, Е. Н. Соснина // Геотехническая механика: Межведомственный сб. науч. трудов / Ин-т геотехнической механики им. Н. С. Полякова НАН Украины. — Днепропетровск, 2011. — Вып. 92. — С. 275–278.
2. Заболотный К. С. Разработка полумпирического метода построения обобщенной параметрической модели барабана подъемной машины / К. С. Заболотный, А. Л. Жупиев, М. А. Рутковский // Вестник Харьковского национального автомобильно-дорожного университета. — Х. : ХНАДУ, 2012. — № 57. — С. 239–243.
3. Рутковский М. А. Математическая модель деформирования обечайки барабана под действием канатной нагрузки / М. А. Рутковский, К. С. Заболотный // Математичне моделювання. — 2012. — №2 (27). — С.71–73.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Корнеевым С. В.,
д.т.н., проф. НГУ Франчуком В. П.*

Статья поступила в редакцию 13.03.14.

к.т.н. Рутковский М. О. (Державний ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ, Україна)

к.т.н. Рутковский О. Ю. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

ВИЗНАЧЕННЯ НАПРУЖЕНЬ У БАРАБАНІ ШАХТНОЇ ПІДНІМАЛЬНОЇ МАШИНИ

У роботі проведено теоретичне дослідження впливу геометричних і жорсткісних характеристик барабана шахтної піднімальної машини на характер зміни його напружено-деформованого стану під дією канатного навантаження з урахуванням впливу ослаблення натягу від навитих витків каната.

Ключові слова: шахтна піднімальна машина, барабан, розрахункові навантаження, напруги.

Rutkovsky M. O. Candidate of engineering sciences (State HIGH SCHOOL "NSU", Dnepropetrovsk, Ukraine)

Rutkovsky O. Yu. Candidate of engineering sciences (DonSTU, Alchevsk, Ukraine)

WORKLOAD ESTIMATION IN MINE WINDER HOISTING DRUM

The work is devoted to the theoretical research of geometric and rigidity characteristics of the supported design of a mine winder hoisting drum impact on the type of its stressed-deformed condition change under the influence of the rope load with the account of tension easing from the rope winding.

Key words: a mine winder, hoisting drum, design loads, workload.

УДК 622.831.3

к.т.н. Касьян С. И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

ВЛИЯНИЕ ФАКТОРОВ НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ВОКРУГ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ЛАВЫ

Изучены влияния факторов на напряженно-деформированное состояние вокруг выработки в зоне влияния лавы при компьютерном моделировании для условий Донецкого бассейна.

Ключевые слова: напряженно-деформированное состояние, компьютерное моделирование, подготовительная выработка.

Проблема и связь ее с научными и практическими задачами.

Устойчивость кровли на сопряжениях лав с выработками зависит от горногеологических и горно-технических факторов, основные из которых: прочность пород основной и непосредственной кровель, глубина разработки, угол падения и мощность пласта. Самыми «проблемными местами» можно назвать концевые участки лав и сопряжения лав с выработками, где возникают концентрации напряжений и, как следствие, образование трещин от взаимного влияния опорного давления лавы и давления вокруг выработки.

С увеличением глубины разработки растет гидростатическое давление, происходит выдавливания почвы выработок, сжатие со стороны боков, наблюдается рост деформаций в выработках находящихся в массиве, вне зоны влияния лав, при отсутствии опорного давления от очистных работ [1]. Начало формирования опорного давления связано с отходом очистных работ от монтажной камеры и первыми обрушениями кровли. Обрушение непосредственной кровли, оседание основной и каждого вышележащего слоя происходит при потере устойчивости, а на длину устойчивого пролета оказывают влияние мощность слоев пород и физикомеханические свойства, но количественная оценка влияния прочности основной и непосредственной кровли не производилась. По мере подвигания лавы увеличивается

площадь обнаженной поверхности кровли пласта, соответственно изменяются величина горного давления и положение воспринимающих его опор [2]. В результате чего от технической обоснованности решений вопросов горного давления зависят рациональные параметры горных выработок, параметры систем разработки, технология горных разработок, и много другое [3].

Так при изучении проявлений горного давления в подготовительных выработках возможна качественная и количественная оценка. Качественная оценка заключается в описании наблюдаемых проявлений, определении их типа и систематизация. Для количественной оценки измеряют характерные показатели проявлений, а получаемые результаты сопоставляют с другими измеряемыми величинами. В результате анализа литературных источников установлено, что качественные показатели факторов влияющие на опорное давление изучены, но количественные значения этих факторов изучены недостаточно для условий Донбасса, поэтому исследования в этом направлении актуальны.

Постановка задачи. Целью настоящей работы является изучение влияния факторов на напряженно-деформированное состояние вокруг выработки в зоне влияния лавы.

Задачи:

а) проанализировать диапазоны условий отработки лав Донбасса;

б) изучить влияние глубины разработки и мощности пласта на напряженно-деформированное состояние вокруг выработки в зоне влияния лавы;

в) определить параметры опорного давления.

Изложение материала и его результаты. Изучение влияния мощности пласта и глубины разработки в натурных условиях влекут за собой большие капиталовложения и трудности измерения напряженно-деформированного состояния массива. Поэтому для исследования было принято компьютерное моделирование с помощью ПК «Лира».

Изучение напряжённо-деформированного состояния массива горных пород вокруг примыкающей к лаве выработки проводилось с помощью составленных объёмных моделей методом конечных элементов, каждая из которых представляет собой горный массив, представленный 180000 объёмными элементами, в которых проектировалась примыкающая к лаве выработка, шириной 4 м и высотой 3 м; с одной стороны моделировался массив горных пород, а с другой стороны — очистная выработка; охрана примыкающей к лаве выработки осуществляется двумя рядами БЖБТ. Размеры модели составляют: вдоль выработки 650 м, вдоль лав 480 м. Для выявления влияния геологических факторов на вертикальные напряжения в кровле исследования проведены в широком диапазоне изменения глубины, мощности пласта, предела прочности пород на сжатие при отработке пологих пластов в Донбассе. Для исследования принимались минимальные, максимальные и средние значения глубины разработки, мощности пласта, а также литотип и пределы прочности непосредственной и основной кровель для условий Донецкого бассейна [4, 5], а именно: минимальная глубина разработки — 339 м; средняя глубина разработки — 680 м; максимальная глубина разработки — 1250 м; минимальная мощность пласта — 0,6 м; средняя мощность пласта — 1,23 м; максимальная мощность пласта — 2,15 м; непо-

средственная и основная кровли — аргиллит, алевролит и песчаник.

Для всех условий были составлены 13 задач МКЭ, решенные в упругой постановке, причем для сравнения влияющих факторов при изменении глубины разработки и прочности пород принималась средняя мощность пласта и наоборот. При анализе результатов моделирования исследовались вертикальные напряжения для определения параметров опорного давления. Параметры определяем на расстоянии до 5 м от выработки в зоне влияния лавы. Исследования проводились в элементах со стороны лавы, на расстояниях от 0,15 м до 5 м.

Изменение вертикальных напряжений впереди лавы и напряжений за очистным забоем на расстоянии 2,25 м от выработки при разных значениях глубины разработки и мощности пласта носят одинаковый характер, но максимумы напряжений увеличиваются с глубиной разработки. Так при минимальной глубине разработки напряжения приняты за 100%, при средней глубине разработки максимум напряжений составляет 193%, а при максимальной глубине разработке — 372 %. Изменение максимума не зависит от расстояния от выработки в глубь массива со стороны лавы.

При изменении мощности пласта наблюдается аналогичная зависимость, но расхождение результатов не превышает 10 %.

На рисунке 1 изображены изополя вертикальных напряжений в плане в зоне влияния лавы, где наблюдается распределение напряжений вблизи примыкающей к лаве выработки. Со стороны лавы наблюдается распределение опорного давления от лавы и от выработки, а со стороны массива только от выработки, при ширине до 25 м.

Вокруг выработки наблюдаются концентрации напряжений, которые могут быть причиной вывалообразования. В связи с этим дальнейшие исследования направлены на определение влияющих факторов на сопряжении лавы с примыкающей к ней выработке при изменении глубины разработки, прочности основной и непосредственной кровли и мощности пласта.

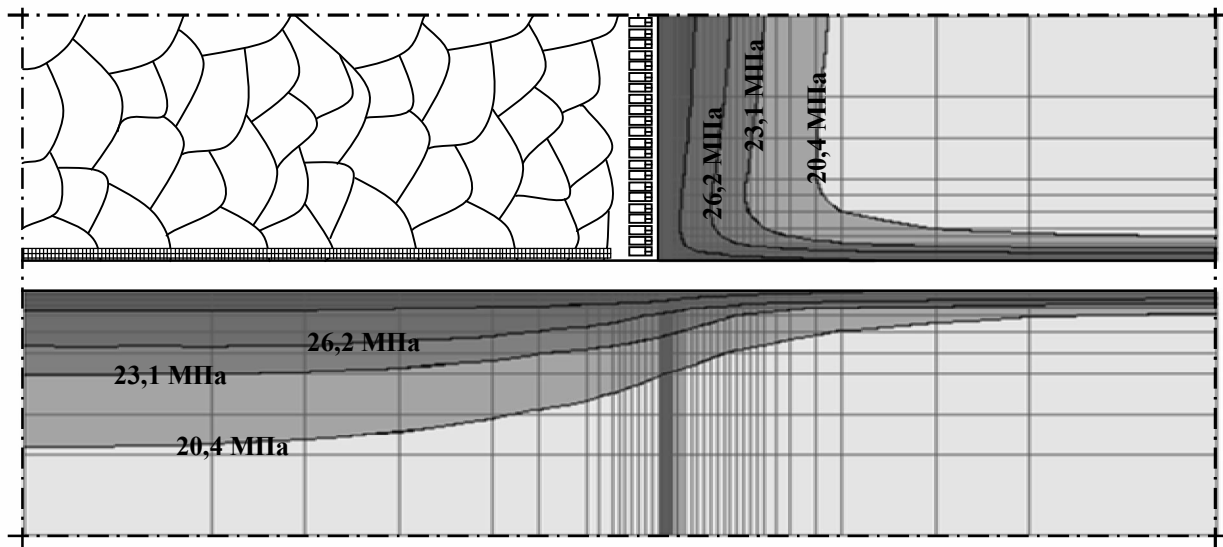


Рисунок 1 — Изополя вертикальных напряжений в плане

Для определения корреляционных зависимостей максимальных напряжений и факторов, результаты решения задач обработаны и получены уравнения множественных регрессий вертикальных напряжений. Первоначально анализировался массив данных для протяженности от 40 м до лавы и до 60 м за лавой, но из-за сложности описания вертикальных напряжений до и после прохода лавы рассмотрены только напряжения в массиве вблизи лавы, а напряжения за лавой отдельно в массиве с другой стороны от выработки. Получена зависимость для определения вертикальных напряжений впереди лавы

$$N_z = 52,6 - 0,22 + 1,77 / L_{\text{в}} + 9 \cdot 10^{-8} \cdot H^3 \cdot m / (L_{\text{л}} + 4) - 732,83 / \sqrt{H}, \text{ МПа}; \quad (1)$$

$$R^2 = 0,94; \quad \alpha = 1,17 \cdot 10^{-4}.$$

где $L_{\text{в}}$ — расстояние от примыкающей к лаве выработки в сторону лавы, м (область применения от 0,1 м до 5,0 м); m — мощность пласта, м (область применения от 0,6 м до 2,15 м); $L_{\text{л}}$ — расстояние от лавы по длине выработки, м (область применения от линии очистного забоя до 60 м впереди лавы); H — глубина разработки, м (область применения от 339 м до 1250 м); R^2 — коэффициент детерминации.

После чего получено уравнение частных регрессий изменения вертикальных напряжений от глубины разработки вдоль лавы

$$N_z = 52,9 + 1,1 \cdot 10^{-7} \cdot H^3 / (L_{\text{л}} + 4) - 732,83 / \sqrt{H}, \text{ МПа}. \quad (2)$$

Далее проанализировано влияние мощности пласта и глубины разработки на длину зоны опорного давления, по результатам чего построен график изменения длины зоны опорного давления от глубины разработки и мощности пласта (рис. 2)

$$L_{\text{он}} = 24,57 + 87,6m - 896m / \sqrt[2.5]{H}, \text{ м}; \quad (3)$$

$$R^2 = 0,80; \quad \alpha = 5,38 \cdot 10^{-4}.$$

Сравнивая полученные результаты, согласно рисунку 2, с аналогичными исследованиями в условиях Кизеловского бассейна [6] можно сделать вывод о схожем характере распространения длины зоны опорного давления в зависимости от глубины разработки и мощности пласта. Несмотря на это, при детальном сравнении результатов наблюдаются изменения значений длины зоны опорного давления на 10 %, при средних глубинах разработки, и на 30 % при глубине разработки более 1000 м, что связано с особенностями свойств массива Донецкого бассейна.

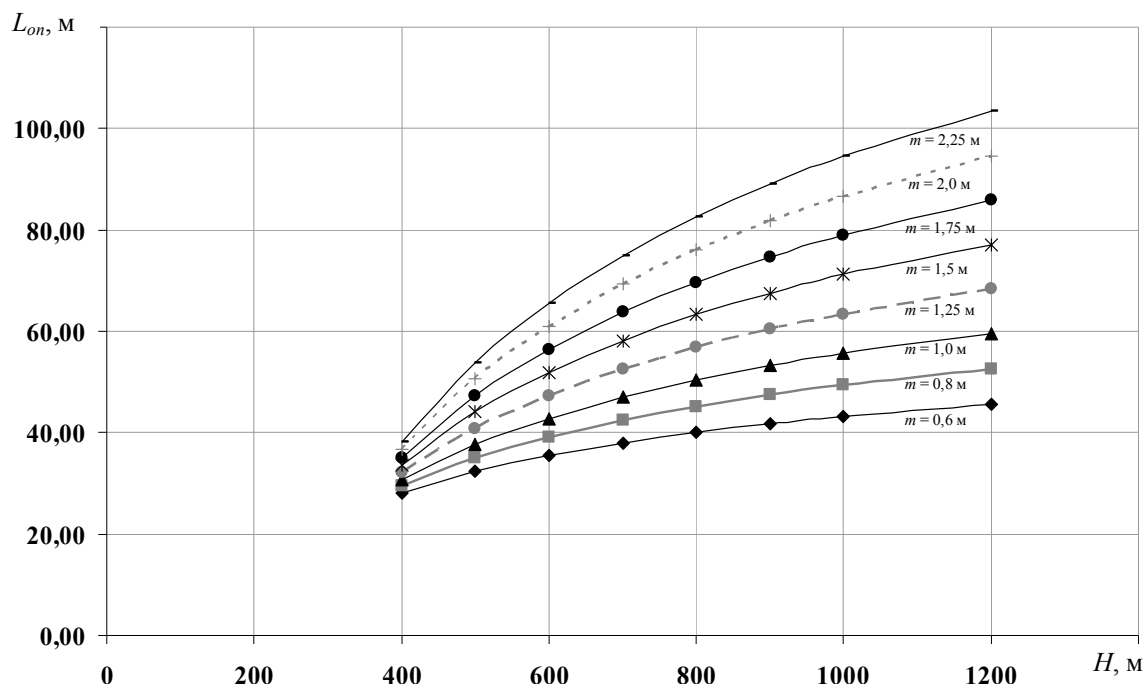


Рисунок 2 — График изменения длины зоны опорного давления от глубины разработки и мощности пласта

Далее исследован параметр максимума опорного давления ($Nz(max)$) и расстояние от забоя до максимума зоны опорного давления (a). В результате чего получены уравнения множественных регрессий:

$$Nz(max) = 0,61m - 2,61Lv + 0,07H - 0,12R_n - 0,12, \text{ МПа}; \quad (4)$$

$$R^2 = 0,98; \quad \alpha = 1,05 \cdot 10^{-4};$$

$$a = \frac{0,88m - 2,55Lv + 0,07H}{1,65} + \frac{0,12R_n - Nz(max) - 0,09}{1,65}, \text{ м}; \quad (5)$$

$$R^2 = 0,98; \quad \alpha = 1,37 \cdot 10^{-4}.$$

Преобразовывая формулы 4 и 5 получаем уравнение для определения расстояние от забоя до максимума зоны опорного давления, где влияющими факторами являются мощность пласта и расстояние от выработки в сторону лавы по ее длине

$$a = \frac{0,03 + 0,27m + 0,06Lv}{1,65}, \text{ м}. \quad (6)$$

Из уравнения 6 получаем уравнение чистых регрессий

- от мощности пласта

$$a = \frac{0,21 + 0,27m}{1,65}, \text{ м}; \quad (7)$$

- от расстояния от выработки вдоль лавы

$$a = \frac{0,37 + 0,06Lv}{1,65}, \text{ м}. \quad (8)$$

По результатам уравнения чистых регрессий строим график изменения расстояние от забоя до максимума зоны опорного давления, мощности пласта и расстояния от выработки вдоль лавы (рис. 3), где с увеличением расстояния от выработки (при области применения от 0,15 м до 5 м) и мощности пласта — увеличивается расстояние от забоя до максимума зоны опорного давления.

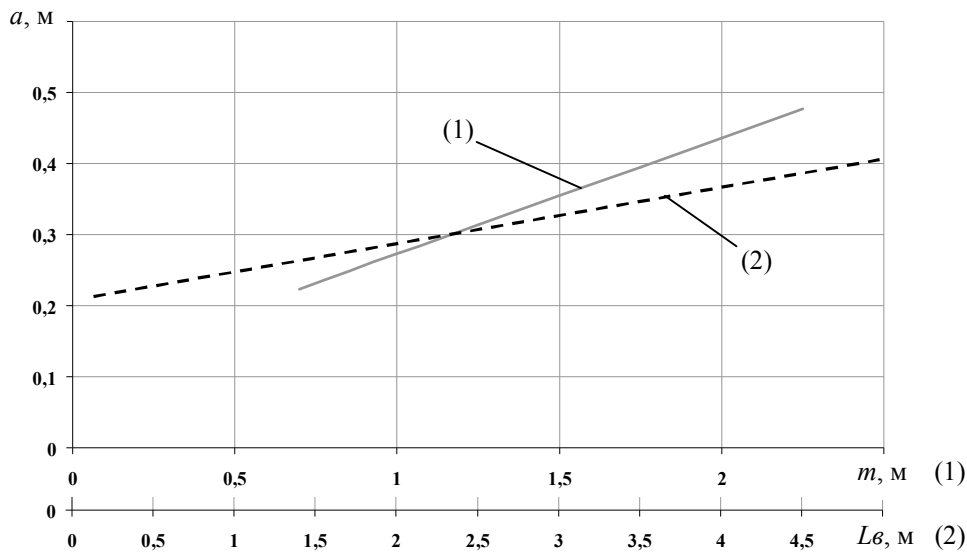


Рисунок 3 — График изменения расстояние от забоя до максимума зоны опорного давления, мощности пласта и расстояния от выработки вдоль лавы

Выводы и направление дальнейших исследований.

В результате проделанной работы установлены корреляционные зависимости для определения длины зоны опорного давления и расстояния от забоя до максимума зоны опорного давления от горно-

геологических и технологических факторов.

Так как задача решена в упругой постановке дальнейшие исследования будут направлены на решение нелинейных задач теории упругости, определение параметров разрушения пород и расстояния до максимума опорного давления.

Библиографический список

1. Авдеев Г. Ф. О формировании опорного давления / Г. Ф. Авдеев, Л. А. Штанько, А. И. Лагеръ и др. // Известия вузов «Горный журнал». — 1973. — № 7. — С. 9–13.
2. Дядюра О. И. Исследование взаимного влияния горного давления спаренных лав // О. И. Дядюра / Уголь Украины. — № 2 — 3. — 2002. — С. 17–18.
3. Черняк И. Л. Управление состоянием массива горных пород: учебное пособие. Раздел горное давление в подготовительных выработках / И. Л. Черняк. — М.: Изд. МГИ. — 1981. — 59 с.
4. Каталог шахтопластов Донецкого угольного бассейна с характеристикой горно-геологических факторов и явлений: каталог / [сост. М. И. Устинов и др.; ред. С. А. Сжиренская]. — М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1982. — 368 с.
5. Кадастр угольных шахтопластов, предусмотренных к отработке шахтами и разрезами Госуглепрома Украины с характеристикой горно-геологических, горнотехнических условий и показателей качества углей: каталог / [авт. В. Я. Долгий и др.; ред. П. Я. Большаков]. — Донецк: Донуги, 2001. — 126 с.
6. Винокур Б. Ш. О характере деформирования вокруг очистного забоя / Б. Ш. Винокур, Г. С. Назаров // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 1968. — № 5. — С. 1–4.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Клишиным Н. К.,
к.т.н., проф. СУНИГОТ УИПА Алексеенко С. Ф.

Стаття поступила в редакцію 12.03.14.

к.т.н. Касьян С. І. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

**ВПЛИВ ФАКТОРІВ НА НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНИЙ СТАН НАВКОЛО
ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ В ЗОНІ ВПЛИВУ ЛАВИ**

Вивчено впливи факторів на напружено-деформований стан навколо виробки в зоні впливу лави при комп'ютерному моделюванні для умов Донецького басейну.

Ключові слова: напружено-деформований стан, комп'ютерне моделювання, підготовча виробка.

Kasian S. I. Candidate of Engineering Sciences (DonSTU, Alchevsk, Ukraine)

**FACTORS INFLUENCE ON THE DEFLECTED MODE AROUND THE PREPARATORY
DEVELOPMENT WITHIN THE LAVA'S AFFECTED ZONE**

Factors influences on the deflected mode around the preparatory development within the lava's affected zone are examined for the conditions of Donetsk basin with the help of computer simulation.

Key words: deflected mode, computer simulation, preparatory development.

УДК 621.867

Третьяк А. В.
(ДонНАСА, г. Макеевка, Украина)

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ВОЗНИКНОВЕНИЯ СТАТИЧЕСКОГО СКАЧКА НАТЯЖЕНИЯ В ЛЕНТЕ ОСТАНОВЛЕННОГО КОНВЕЙЕРА ВО ВРЕМЯ ИЗМЕНЕНИЯ ЕГО ДЛИНЫ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ

В статье рассмотрен процесс распространения квазистатической волны упругой деформации в ленте остановленного конвейера, во время изменения его длины транспортирования. Приведена зависимость для определения возникающего при этом статического скачка натяжения ленты. По результатам исследований построен график изменения численного значения скачка статического натяжения ленты для конвейера 1ЛТП 80, в зависимости от скорости передвижной станции и предварительного натяжения ленты.

Ключевые слова: ленточный конвейер, статический скачок натяжения, изменение длины транспортирования, натяжное устройство, квазистатическая волна упругой деформации.

Постановка задачи. В последнее время в скоростных проходческих забоях стали применять ленточные конвейеры с изменяющейся длиной транспортирования. Замечено, что во время удлинения остановленного конвейера имеют место порывы ленты. Также замечено, что, если удлинять работающий конвейер, порывов ленты нет.

В работе [1] указывается, что во время удлинения работающего конвейера, возникает статический скачок натяжения. Очевидно, что во время удлинения остановленного конвейера также возникает статический скачок натяжения ленты. Определение аналитических зависимостей для расчета статического скачка натяжения ленты, возникающего во время удлинения остановленного конвейера, позволит выполнить сравнительный анализ режимов работы, дать рекомендации по правильной эксплуатации конвейера.

Цель работы — установить теоретические зависимости для определения стати-

ческого скачка натяжения в ленте, возникающего во время изменения длины транспортирования остановленного конвейера.

Изложение материала и его результаты. Экспериментальные исследования, выполненные на кафедре ПТМ Донбасской национальной академии строительства и архитектуры показали, что во время изменения длины транспортирования конвейера скачок натяжения в ленте при остановленном конвейере больше, чем при работающем [2].

В работе [3] указывается, что процесс пуска ленточного конвейера состоит из двух фаз: фазы трогания и фазы разгона ленты. Подобная картина происходит при удлинении остановленного конвейера.

На рисунке 1 приведена схема изменения статических натяжений в ленте, во время удлинения остановленного конвейера, в конце фазы трогания.

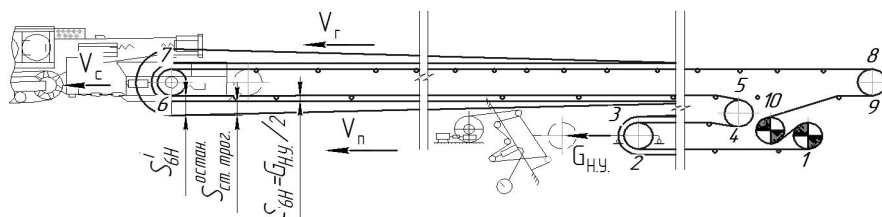


Рисунок 1 — Схема изменения статических натяжений в ленте во время изменения длины транспортирования остановленного конвейера в конце фазы трогания

Градиент статического натяжения ленты до начала движения передвижной станции:

$$c = (S_{6H} - S_{3H}) / l_{3-6} \quad (H / м), \quad (1)$$

где $S_{3H} = S_{6H} = G_{H.Y} / 2$ начальное статическое натяжения ленты в точках 6 и 3; $G_{H.Y}$ — усилие натяжного устройства. Соответственно, до начала движения передвижной станции $c = 0$.

Градиент статического натяжения ленты при движении передвижной станции:

$$z = (S'_6 - S'_3) / l_{3-6} \quad (H / м). \quad (2)$$

Статическое натяжение ленты в точке 6 при движении передвижной станции:

$$S'_6 = g[(\rho_l + q_p) \omega' \cdot \cos \beta \pm \rho_l \sin \beta] \cdot l_{3-6} + G_{H.Y} / 2 \quad (H),$$

где ρ_l — погонная масса ленты, q_p — погонная масса роликов.

Статическое натяжение ленты в точке 3 при движении передвижной станции:

$$S'_3 = G_{H.Y} / 2 \quad (H).$$

Выполнив подстановку, определим градиент статического натяжения ленты при движении передвижной станции:

$$z = g(\rho_l + q_p) \omega' \cdot \cos \beta \pm \rho_l \sin \beta \quad (H / м). \quad (3)$$

Разность градиентов статического натяжения ленты неработающего конвейера

до начала движения передвижной станции и после:

$$(z - c) = g[(\rho_l + q_p) \omega' \cdot \cos \beta \pm \rho_l \sin \beta] (H / м) \\ (z - c) = \Omega_{II} \quad (H / м). \quad (4)$$

Увеличение статического натяжения ленты, возникающее во время изменения длины транспортирования остановленного конвейера в период фазы трогания:

$$S_{СТ.ТРОГ}^{ОСТАН} = \Omega_{II} \cdot l_{3-6} \quad (H).$$

Фаза трогания существует до момента прихода волны упругой деформации растяжения от барабана передвижной станции к натяжному устройству. После этого возникает фаза разгона, мы как бы рассматриваем изменение длины транспортирования уже в работающем конвейере.

Воспользовавшись методикой, приведенной в работе [1], определим возникающий скачок статического натяжения ленты в период фазы разгона остановленного конвейера.

На рисунке 2 приведена схема изменения статических натяжений в ленте остановленного конвейера в период фазы разгона. За начало отсчета координаты фронта волны на порожней ветви примем точку 6, а на грузовой — точку 7 (рис. 2). Обозначим координату фронта волны величиной x .

Рассмотрим распространение упругой квазистатической волны деформации вдоль тягового органа для порожней ветви (рис. 3).

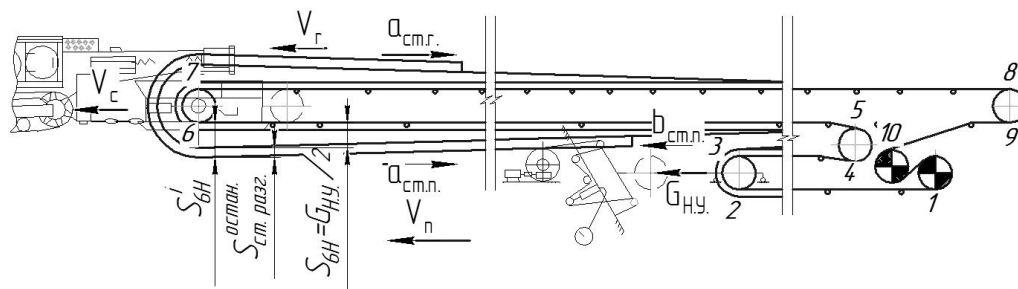


Рисунок 2 — Схема изменения статических натяжений в ленте во время изменения длины транспортирования остановленного конвейера в период фазы разгона

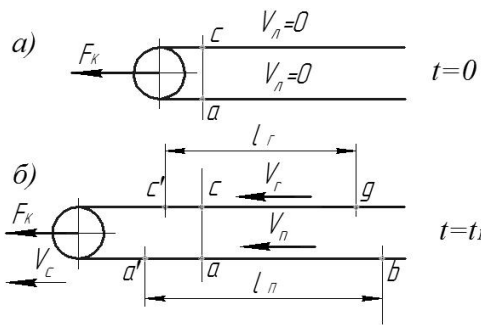


Рисунок 3 — Схема перемещения квазистатической волны упругой деформации вдоль тягового органа при остановленном конвейере

Пусть время $t = 0$ соответствует началу приложения перемещающей силы (рис. 3а). С этого момента от точки «а» вдоль тягового органа начинает перемещаться квазистатическая волна деформации.

К моменту времени $t = t_1$ (рис. 3б) точка «а» прошла путь «аа'», а фронт волны достиг точки «б».

Натяжение в любой точке этого участка

$$S = \Omega_{\Pi} \cdot x + G_{H.Y} / 2 + S_{CT.PAZ}^{OCTAH} \quad (H). \quad (5)$$

Обозначим:

$$G_{H.Y} / 2 + S_{CT.PAZ}^{OCTAH} = M \quad (H),$$

где $S_{CT.PAZ}^{OCTAH}$ — увеличение статического натяжения ленты, возникающее во время изменения длины транспортирования остановленного конвейера, в период фазы разгона. Определим величину деформации Δl участка «ab». Поскольку натяжение, действующее на рассматриваемый элемент dx на порожней ветви, равно $\Omega_{\Pi} \cdot x + M$ (рис. 4а).

Деформация элемента равна:

$$d\Delta l = (\Omega_{\Pi} \cdot x + M) dx / E_{0CT}.$$

Удлинение всего участка:

$$\begin{aligned} \Delta l &= \int_0^l (\Omega_{\Pi} \cdot x + M) dx / E_{0CT} = \\ &= (\Omega_{\Pi} \cdot l^2 + 2Ml) / 2E_{0CT}. \end{aligned}$$

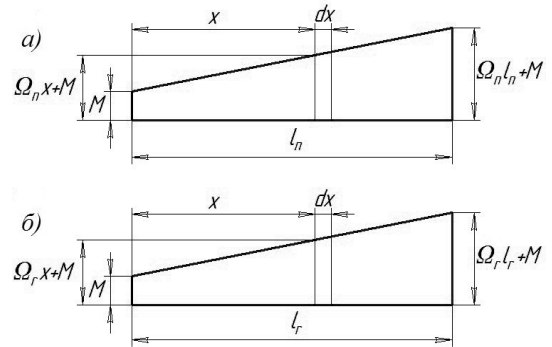


Рисунок 4 — Графики изменения натяжений ленты при остановленном конвейере, в порожней (а) и грузовой (б) ветвях

Продифференцировав по t и отметив, что $d\Delta l/dt$ есть скорость тягового органа порожней ветви в точке «а», dl/dt — искомая скорость распространения упругой квазистатической волны деформации растяжения на порожней ветви, получим:

$$a_{CT.\Pi} = \frac{V_{\Pi} \cdot E_{0CT}}{\Omega_{\Pi} \cdot l + M} \quad (м/с). \quad (6)$$

Скорость распространения упругой квазистатической волны деформации сжатия порожней ветви будет иметь вид:

$$b_{CT.\Pi} = \frac{V_{\Pi} \cdot E_{0CT}}{\Omega_{\Pi} \cdot l + G_{H.Y} / 2} \quad (м/с). \quad (7)$$

Рассмотрим распространение упругой квазистатической волны деформации вдоль тягового органа грузовой ветви, в данном случае волны растяжения.

Пусть момент времени $t = 0$ соответствует началу приложения перемещающей силы (рис. 3а). Начиная с этого момента от точки «с» вдоль тягового органа начинает перемещаться квазистатическая волна деформации.

В момент времени $t = t_1$ точка «с» прошла путь «сс'», а фронт волны достиг точки «g» (рис. 3б).

Натяжение тягового органа на этом участке:

$$S = \Omega_{\Gamma} \cdot x + G_{H.Y} / 2 + S_{CT.PAZ}^{OCTAH} \quad (H). \quad (8)$$

Определим величину деформации Δl

участка «сг». Выделим элемент dx на расстоянии x от точки «г» (рис. 4б).

Поскольку натяжение, действующее на рассматриваемый элемент dx равно $\Omega_{\Gamma} \cdot x + M$ (рис. 4б), то деформация элемента грузовой ветви:

$$d\Delta l = (\Omega_{\Gamma} \cdot x + M)dx / E_{0CT}.$$

Удлинение всего участка «сг»:

$$\begin{aligned} \Delta l &= \int_0^l (\Omega_{\Gamma} \cdot x + M)dx / E_{0CT} = \\ &= (\Omega_{\Gamma} \cdot l^2 + 2Ml) / 2E_{0CT}. \end{aligned}$$

Дифференцируя это выражение по t , получим:

$$\frac{d\Delta l}{dt} = \frac{\Omega_{\Gamma} \cdot l}{E_{0CT}} \cdot \frac{dl}{dt} + \frac{M}{E_{0CT}} \cdot \frac{dl}{dt}.$$

Здесь $d\Delta l/dt$ — скорость перемещения тягового органа грузовой ветви в точке «с», а dl/dt — искомая скорость распространения упругой квазистатической волны деформации растяжения на грузовой ветви. Отсюда, скорость распространения упругой квазистатической волны деформации растяжения на грузовой ветви:

$$a_{CT.\Gamma} = \frac{V_{\Gamma} \cdot E_{0CT}}{\Omega_{\Gamma} \cdot l + M} \quad (м/с). \quad (9)$$

Так как скорость движения ленты на порожней ветви может иметь значения $V_{\Pi} \leq 2V_C$ то скорость движения точки «с» на грузовой ветви $V_{\Gamma} = 2V_C - V_{\Pi}$ (м/с). Вследствие различия скоростей упругих квазистатических волн деформаций на грузовой и порожней ветвях конвейера после приложения перемещающей силы, время начала движения сжатия на грузовой ветви $t_{\Gamma.P.CT}$ наступает после окончания движения волны растяжения $t_{\Pi.P.CT}$ и сжатия $t_{\Pi.C.CT}$ на порожней ветви и срабатывания натяжного устройства $t_{H.Y}$.

$$t_{\Gamma.P.CT} = t_{\Pi.P.CT} + t_{\Pi.C.CT} + t_{H.Y} \quad (с). \quad (10)$$

Время движения квазистатической волны растяжения на порожней ветви от точки 6 к точке 3:

$$\begin{aligned} t_{\Pi.P.CT} &= \int_0^{l_{(3-6)}} \frac{\Omega_{\Pi} x + M}{V_{\Pi} E_{0CT}} dx = \\ &= \frac{\Omega_{\Pi} l_{(3-6)}^2 + 2Ml_{(3-6)}}{2V_{\Pi} E_{0CT}} \quad (с). \end{aligned} \quad (11)$$

Время движения квазистатической волны сжатия на порожней ветви от точки 3 к точке 6:

$$\begin{aligned} t_{\Pi.C.CT} &= \int_0^{l_{(3-6)}} \frac{\Omega_{\Pi} x + G_{H.Y} / 2}{V_{\Pi} E_{0CT}} dx = \\ &= \frac{\Omega_{\Pi} l_{(3-6)}^2 + G_{H.Y} l_{(3-6)}}{2V_{\Pi} E_{0CT}} \quad (с). \end{aligned} \quad (12)$$

Подставив полученные выражения в формулу (10), приняв допущение что $t_{H.Y} = 0$ и выполнив преобразования, получим:

$$\begin{aligned} &\Omega_{\Gamma} l^2 + 2Ml - \frac{V_{\Gamma}}{V_{\Pi}} 2l_{(3-6)} \times \\ &\times (\Omega_{\Pi} l_{(3-6)} + M + \frac{G_{H.Y}}{2}) = 0 \quad (H/м). \end{aligned} \quad (13)$$

Из уравнения (13) определим величину длины распространения упругой квазистатической волны деформации растяжения на грузовой ветви.

$$l = \frac{\sqrt{M^2 + K\Omega_{\Gamma}} - M}{\Omega_{\Gamma}} \quad (м), \quad (14)$$

где

$$\begin{aligned} K &= \frac{V_{\Gamma}}{V_{\Pi}} 2l_{(3-6)} (\Omega_{\Pi} l_{(3-6)} + M + \\ &+ \frac{G_{H.Y}}{2}) \quad (H/м). \end{aligned} \quad (15)$$

В конвейере, имеющем бесконечно большую длину, грузую ветвь можно рассматривать как закрепленный одним концом изотропно-упругий стержень.

Согласно закону Гука, возникающее приращение натяжения, при удлинении тягового органа (стержня):

$$S_{CT.PAZ}^{OCTAH} = \varepsilon_{\Gamma} E_{0CT} (H). \quad (16)$$

Относительное удлинение грузовой ветви тягового органа:

$$\varepsilon_{\Gamma} = \Delta x_{\Gamma} / l. \quad (17)$$

Абсолютное удлинение грузовой ветви конвейера во время перемещения станции:

$$\Delta x_{\Gamma} = V_C \cdot t_{\Gamma.P.СТ.} \text{ (м)}. \quad (18)$$

Подставив уравнения (11), (12) в уравнение (10) и упростив его через K (15) при $t_{H.Y} = 0$, получим:

$$t_{\Gamma.P.СТ.} = \frac{K}{2V_{\Gamma} E_{0.СТ.}} (с). \quad (19)$$

Подставив уравнения (19), (18), (17), (14) в уравнение (16), получим:

$$S_{СТ.ПАЗ}^{ОСТАН} = \frac{V_C}{2V_{\Gamma}} \cdot \frac{K\Omega_{\Gamma}}{\sqrt{M^2 + K\Omega_{\Gamma}} - M} (H). \quad (20)$$

Выделив из величин K и M величину $S_{СТ.ПАЗ}^{ОСТАН}$ и сделав преобразования, получим:

$$\begin{aligned} & (S_{СТ.ПАЗ}^{ОСТАН})^2 2V_{\Pi} (V_{\Gamma} - V_C) - S_{СТ.ПАЗ}^{ОСТАН} \times \\ & \times V_C \left(V_C \Omega_{\Gamma} l_{(3-6)} + V_{\Pi} \frac{G_{H.Y}}{2} \right) - \\ & - V_C^2 \Omega_{\Gamma} l_{(3-6)} (\Omega_{\Pi} l_{(3-6)} + G_{H.Y}) = \\ & = 0 (H^2 \cdot м^2 / с^2). \end{aligned} \quad (21)$$

Решая и преобразовывая уравнение (21) получим:

$$S_{СТ.ПАЗ}^{ОСТАН} = \frac{N + \sqrt{N^2 + Z}}{4V_{\Pi} (V_{\Gamma} - V_C)} (H). \quad (22)$$

Учитывая векторный характер скорости ленты на порожней и груженой ветвях, величину $(V_{\Gamma} - V_C)$ в зависимости (22), необходимо брать по абсолютной величине. Подставив значение $V_{\Gamma} = 2V_C - V_{\Pi}$ и выполнив преобразования, получим:

$$S_{СТ.ПАЗ}^{ОСТАН} = \frac{N + \sqrt{N^2 + Z}}{4V_{\Pi} (V_C - V_{\Pi})} (H), \quad (23)$$

где

$$N = V_C \left(V_C \Omega_{\Gamma} l_{(3-6)} + V_{\Pi} \frac{G_{H.Y}}{2} \right) (H \cdot м^2 / с^2)$$

$$\begin{aligned} Z = & 8V_{\Pi} V_C^2 \Omega_{\Gamma} |V_C - V_{\Pi}| \times \\ & \times (\Omega_{\Pi} l_{(3-6)}^2 + G_{H.Y} l_{(3-6)}) (H^2 \cdot м^4 / с^4). \end{aligned}$$

Величина скачка статического натяжения ленты во время удлинения остановленного конвейера равна:

$$S_{СТ}^{ОСТАН} = S_{СТ.ПРОГ}^{ОСТАН} + S_{СТ.ПАЗ}^{ОСТАН}.$$

Применительно к конвейеру 1ЛТП 80 с длиной транспортирования 150 (м), углом установки $\beta = 0^\circ$ был получен график изменения скачка статического натяжения ленты, в зависимости от скорости перемещения передвижной станции и усилия натяжного устройства (рис. 5).

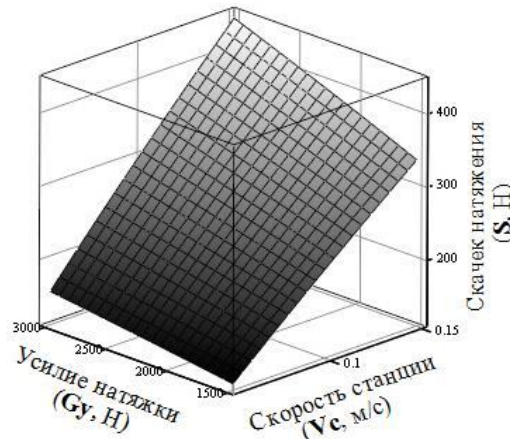


Рисунок 5 — График теоретической зависимости статического скачка натяжения в ленте конвейера от скорости передвижной станции и усилия натяжного устройства

Выводы: Полученные теоретические зависимости показывают, что скорость изменения длины транспортирования и усилие натяжного устройства существенно влияют на величину статического скачка натяжения в ленте остановленного конвейера во время его удлинения.

Также эти зависимости позволяют дать правильные рекомендации при выборе режима изменения длины транспортирования конвейера.

Библиографический список

1. Гаврюков А. В. Теория и практика использования ленточных конвейеров, работающих при изменяющейся длине: [монография] / А. В. Гаврюков. — Макеевка: ДонНАСА, 2007. — 119 с.
2. Третяк А. В. Исследование динамической нагруженности ленты конвейера с изменяющейся длиной транспортирования в процессе его удлинения / А. В. Третяк // Наукові праці ДонНТУ. Серія: «Гірничо-електромеханічна». — 2013. — Вип. 1(25). — С. 191–200.
3. Кузнецов Б. А. Динамика пуска длинных ленточных конвейеров / Б. А. Кузнецов // Кн.: Транспорт шахт и карьеров. — М.: Недра, 1971. — С. 27–41.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Корнеевым С. В.,
д.т.н., проф. ДонНАСА Кондрахиным В. П.**

Статья поступила в редакцию 27.02.14.

Трет'як А. В. (ДонНАБА, м. Макіївка, Україна, E-mail: andriuhamaster@ya.ru)

ТЕОРЕТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ВИНИКНЕННЯ СТАТИЧНОГО СТИБКА НАТЯГУ В СТРІЧЦІ ЗУПИНЕНОГО КОНВЕЄРА ПІД ЧАС ЗМІНИ ЙОГО ДОВЖИНИ ТРАНСПОРТУВАННЯ

У статті розглянуто процес поширення квазістатичної хвилі пружної деформації в стрічці зупиненого конвеєра, під час зміни його довжини транспортування. Наведена залежність для визначення виникаючого при цьому статичного стрибка натягу стрічки. За результатами досліджень побудований графік зміни чисельного значення стрибка статичного натягу стрічки для конвеєра 1ЛТП 80, в залежності від швидкості пересувної станції і попереднього натягу стрічки.

Ключові слова: стрічковий конвеєр, статичний стрибок натягу, зміна довжини транспортування, натяжний пристрій, квазістатична хвиля пружної деформації.

Tretiak A. V. (DonNACEA Makeyevka, Ukraine, andriuhamaster@ya.ru)

THEORETICAL STUDY OF THE ORIGINATION PROCESS OF TENSION STATIC JUMP IN THE STOPPED CONVEYER BELT WHILE CHANGING ITS CONVEYANCE LENGTH

The propagation process of quasi-static wave of elastic strain in the stopped conveyer belt while changing its conveyance length is examined in the article. Dependence to determine a static jump belt tension which occurs in this case is presented. According to the studies, the diagram of changing of numeral value of static jump belt tension for the conveyer 1LTP 80 is graphed depending on the speed of the mobile station and belt pretensioning.

Key words: belt conveyor, static jump tension, changing of the conveyance length, tensioner, quasi-static wave of elastic strain.

МЕТАЛУРГІЯ

МЕТАЛЛУРГИЯ

METALLURGY

*Candidate of engineering sciences Karpov A.,
Candidate of engineering sciences Semiriahin S.,
Doctor of Engineering Sciences Novokhatskiy A.
(DonSTU, Alchevsk, Ukraine)*

ANALYSIS OF COAL CONCENTRATE QUALITY INDEX EFFECT ON STRENGTH POWER OF COAL COKE

Qualitative effect of coal charge indicators on the properties of final coke is analyzed. In order to determine quantitative regularities the statistical analysis of the coking process by using a passive experiment is conducted. Magnitude of the effect (in percentage) of changes in the number of components of coal charge on the quality of coal coke at various technologies of its densification is obtained.

Key words: coal coke, charge coal, reactive capacity, coke strength reactivity after reaction with CO_2 , statistical analysis.

Operational experience of modern blast furnaces shows that in terms of frequent use of pulverized coal fuel (PCF) a coke must have high values of M_{10} and M_{25} (M_{40}), have a low coke reactivity index (CRI) and high coke strength reactivity (CSR) after reaction with CO_2 , and also contain a small amount of sulfur.

Most scholars among properties of coals and charge coals, which greatly affect quality of the resulting coke, define volatile content, densification of charge coal, petrographic characteristics, ash content, sulfur content, as well as technological regime of coal preparation [1, 2].

To compare the quality of source material Table 1 shows the indicators of coal washing products of coal K and coal charge from leading foreign manufacturers (according to UKHINa) [3].

As it has been stated above, the quality of coke mainly depends on the properties of coals and charge coals in terms of average vitrinite reflectance. Currently it is known that the hardest coke is obtained usually from coals of Donbass and charge coals based on those coals, which have the value of reflectance approximately 1-1.2%. According to this indicator domestic coals are not inferior to imported ones (Table 1).

A significant effect on coal densification has a plastometric analysis and foremost on

the thickness of the plastic layer y in mm. It is known [4] that the individual coals G and K, and the charge coal on their basis, having the thickest plastic layer, give hard coke. The value of this indicator of coals "K" on average corresponds to the same value of charge coals from the leading foreign manufacturers (Table 1).

Indicator of volatiles on dry ash free fuel basis (V^{daf}) is one of the main characteristics when the coals are shipped for coking and when developing coal charge composition. Numerous studies have demonstrated the interaction of this parameter with an output of coke and chemical products [5]. However volatile content can be close or even the same in coals and their mixtures, having quite different technological properties. According to Table 1 considerable differences in V^{daf} of imported and domestic charge coals are not observed.

Thus, a preliminary analysis has shown that the main indicators, characterizing the properties of charge coal to densification are the thickness of the plastic layer, the average vitrinite reflectance and volatile content.

Also of special importance is the influence of coal concentrates humidity on the strength of coke produced, since this indicator, as well as densification, is one of the important technological and economic indicators of their quality and value.

МЕТАЛУРГІЯ

Table 1 — Average indices of coal K beneficiation products and coal charge from the leading foreign manufacturers

Index	Parameters of coals «K» *	Leading Foreign Manufacturers	
		coal charge	coke
Ash-content A^d , %	6.6-9.8	<8.5	<11
Sulphur S_t^d , %	0.5-2.8	<1.0	<0.8
Volatile content V^{dat} , %	22-28.7	23-27	<1.0
Index of vitrinite reflectance R_0 , %	1.05-1.43	>1.1	-
Basicity index of coal charge ash $i_{b.ch}$	8-16	<2.5	-
Thickness of plastic layer y , mm	10-23	>16	-
Physical strength of coke, %:	-	-	
M_{25}			88-89
M_{10}			6.5-7.0
Reactivity index CRI, %	-	-	20-30
Strength reactivity CSR, %	-	-	55-65

* According to the indicators from: Washhouse (WH) Branch of JSC “Donetskstal” MP SWH “Samsonovskaya”, OJSC “KDU”, PJSC CWH “Kalinin” PJSC CWH “Uzlovskaya” SE “Artyomugol”, PJSC “Mine management “Donbass”, mine “Shcheglovskaya-Hlubokaia”

Due to increased humidity of coal charge its pour density decreases and, consequently, the value of a single load of coke ovens, which is accompanied by deterioration of its density uniformity in the coke drum. Heat rate on coking because of additional moisture evaporation also increases [6].

This implies that the moisture of the coal charge is also a very important indicator affecting the coking process and thus the quality of the product.

Along with all the above mentioned for the production of coke coal charge is generated, which in its turn, according to technological functions, is conditionally divided into three groups: sintering charge coal basis, less metamorphized filler components and high-grade components. They make a mixture of specific technical strength, which depends on the correlative amounts of each component.

For example, to form a charge coal there is a method [7], which allows to find the optimal ratio of incoming coal concentrates (using any set) to obtain the highest possible quality of coke for blast furnace production, while taking into account the characteristics and needs of coke production technology. This method, according to the claims of the

authors, enables to precisely calculate the qualitative characteristics of coke on the basis of chemical and petrographic parameters of the coal charge.

Thus, from the given analysis it is evident that there are quite many methods to optimize the composition of the coal charge and obtain the coke of the highest quality. Along with it may be noted, that currently only qualitative parameters of coal charge dependences on the strength properties of coke are described. It does not allow to assess to the full extent the impact of quantitative changes in the contents of a particular starting material component on physical and chemical properties of the final product.

Technologists and coke chemists, making the mixture of coal charge, tend to stick to specific components of its composition, based on existing methods or manufacturing experience. At the same time it is important to know how much indicators of coke strength will change in case if optimal composition of the initial charge coal deviates.

To identify the quantitative impact of coal concentrate indicators on the quality of the coke a passive experiment has been carried out. The used coke production technology has

a significant impact on its physical and chemical characteristics, so the analyzed data are divided into three nominal groups by types of coke produced: dry-quenched, wet - quenched and compressed coal charge coke.

This paper investigates performance indicators of the local coke-chemical plant according to the following parameters: moisture content, ash, sulfur, volatile substances, volume weight of the coal charge, plastometric analysis (x , y). 60 days of coke-oven batteries work have been analyzed.

The analysis has been conducted by means of mathematical statistics. To use pair correlation is not appropriate here, because it does not take into account the influence of other variables on the investigated value. In this regard, the module of multiple regression is chosen for research.

Reliability of achieved results has been evaluated by the coefficient of determination, which takes into account the influence of other variables (Adjusted R^2), the values of significance point (p -value) and Student t -test. Parameter Adjusted R^2 shows correlation ratio, and the closer it to 1, the more considerable ratio is between the values researched. The statistical unreliability between investigated parameters is determined by the values of p -value and Student t -test coefficients.

At the first stage of the analysis as the affecting variables are taken all indicators of coal charge on which the corresponding correlation is based.

During the second stage of the research coal charge parameters, with p -value exceeding Student t -test (evidence of poor correlation) have been eliminated, and that enabled to improve the value of Adjusted R^2 .

Analysis has been stopped at the maximum coefficient of determination, which takes into account the influence of other variables.

As a result the character of influence of coal charge components on the quality of coke has been determined (Table 2).

Average coefficient of determination, which takes into account the influence of other variables for all results, amounted

0.611, the value, which suggests a high correlation ratio.

In general, it is clear, that the nature of influence of coal charge components on the quality of coke, revealed in the course of study, corresponds to the existing concepts, which proves sufficient reliability of the analysis. Despite this there are some insignificant contradictions in the work, which are mostly manifested in the impact of plastometric x and y indicators on various coke production technologies. The increase of x in wet-quenched coke production reduces the CSR value, while production of dry-quenched coke increases the CSR value, and in charge coal compressing has no impact at all.

The second serious contradiction is manifested in correlation of volatile content and qualitative characteristics of coke produced by different methods. As it is seen from Table 2, physico-chemical properties of the coke made of compressed charge coal, are not influenced by volatiles.

According to regression equations made up by the analysis results, the effect of changes in the number of coal charge components on the quality of coke conventional unit (average for all indicators) at various technologies of its sintering is assessed (Figure 1).

Figure 1 shows that the greatest influence on the quality of the coke produced has charge coal volume weight. At wet and dry quenching those values have been 45 and 42% respectively and for compressed charge coal it is 25%. This variation may be explained by increased packaging density of the source material in the coke oven battery at compressing, which results in altering the degree of charge coal volume weight influence on the quality of coke obtained.

Dry and wet quenching coke manufacturing requires greater attention to the content of ash, volatiles and plastometric shrinkage. Sintering of compressed charge coal is focused on the control over plastometric analysis indicators and the amount of ash.

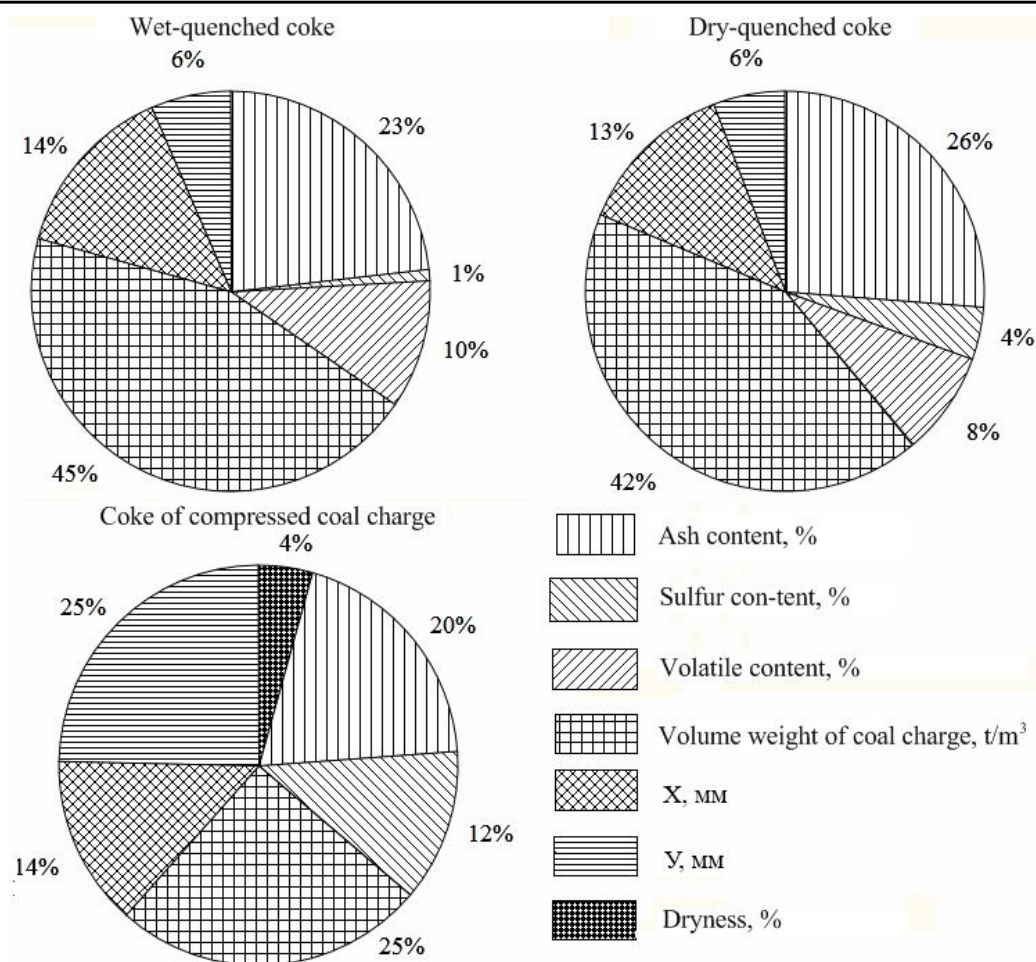


Figure1 — Magnitude of the effect (in percentage) of changes in the number of components of coal charge on the quality of coal coke at various technologies of its densification

Table 2 — The nature of the effect of coal charge components on the quality of coke at various technologies of its densification

Coke-quality index	Indices of coal charge						
	Dryness, %	Ash content, %	Sulfur content, %	Volatile content, %	Volume weight of coal charge, t/m ³	X, mm	Y, mm
Wet-quenched coke							
CSR	x	—	x	+	+	—	—
CRI	x	+	x	—	x	+	+
M ₁₀	x	+	—	—	—	+	x
M ₂₅	x	—	+	+	+	—	x
Dry-quenched coke							
CSR	x	—	x	+	+	+	—
CRI	x	+	+	—	x	+	x
M ₁₀	x	+	+	—	—	+	—
M ₂₅	x	—	+	+	+	—	x
Coke of compressed coal charge							
CSR	—	x	—	x	+	x	+
CRI	x	—	+	x	x	—	+
M ₁₀	+	+	—	x	x	+	+

x — means non-adhesion; + — positive effect; — — negative effect.

Table 3 — Variability of CSR and CRI in terms of coal charge indices decline

Coke-quality index	Indices of coal charge						
	Dryness (alteration 1 %), %	Ash content (alteration 1 %), %	Sulfur content (alteration 0.1 %), %	Volatile content (alteration 1 %), %	Volume weight (alteration 0.01 t/m ³), %	X (alteration 1 mm), %	Y (alteration 1 mm), %
Wet-quenched coke							
CSR, %	0	5.11	0	-0.57	-1.54	0.89	1.26
CRI, %	0	-2.61	0	0.62	0	-0.70	-1.10
Dry-quenched coke							
CSR, %	0	6.10	0	-0.40	-1.10	0.85	0.00
CRI, %	0	-2.64	-0.37	0.34	0	-0.53	0
Coke of compressed coal charge							
CSR, %	1,30	0	1.06	0	-1.88	0	-1.37
CRI, %	0	1.75	-1.06	0	0	-0.27	1.09

Conducted researches have allowed to determine the quantitative change in the quality of coke under varying conditions. Magnitude of deviation of CSR and CRI values at alteration of charge coal indicators is displayed in Table 3. Represented numbers correspond to reducing of moisture, ash, an volatiles content by 1%, and sulfur and bulk weight to 0.1%, 0.01 t/m³.

Table 3 shows that the value of the post-reaction strength index, when pressed charge coal in coke production is used, varies within the range from 1.06 to 1.88. The decrease in volume weight by 0.01 t/m³ reduces the value of CSR to 1.88%. For the coke, produced without pressed charge coal, this value is 1.54%. The greatest difference in quality of the final product between various technologies of its production can be observed under ash content rejecting. So, under 1% reduction of its amount for coke made by dry and wet-quenching technologies, a post-reaction strength increases by 5.11% and 6.1%, respectively.

Reference List

1. Meniovich B. I. Increased efficiency of layer coking / B. I. Meniovich, S. I. Pinchuk, A. G. Diukanov. — K.: Technology, 1985. — 229 p.
2. Gagarin S. G. Simulation of complex properties of coal blends for coking / S. G. Gagarin // *Coke and Chemistry*. — 2000. — № 10. — P. 4–10.
3. Rudyka V. I. Problems and solutions of metallurgical coke of required quality production / V. I. Rudyka // *Iron and steel*. — 2011. — № 2. — P. 19–27.

- 4 . Nesterenko L. L. *Fundamentals of Physics and Chemistry of Fossil Fuels* / L. L. Nesterenko, Y. Biryukov, V. A. Lebedev. — K. Vishcha schola. - 1986. — 282 p.
- 5 . Teleshev Y. V. *Material balancing of coking process* / Y. Teleshev, S. I. Kaufman, M. S. Sheptovitsky [etc.] // *Coke and Chemistry*. — 1997. — № 1. — P. 19–25.
6. Virozub A. I. *Calculations of coke ovens and coking processes* / A. I. Virozub, R. E. Leibovich. — Vishcha schola. — 1970. — 270 p.
7. Karunova Y. B. *Metallurgical coke quality prediction based on its physico-chemical parameters* / Y. B. Karunova, A. V. Konovalov, M. A. Gurkin, A. I. Gabov // *Iron and steel*. — 2011. — № 1. — P. 25–30.

**Recommended to printing by Doctor of Engineering Science, Prof. Petrushov S.,
Doctor of Engineering Science, Prof. Maslov V.**

Received on 26.02.14.

к.т.н. Карпов А. В., к.т.н. Семирягин С. В., д.т.н. Новохатский А. М. (ДонДТУ, г. Алчевск, Украина)

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА УГОЛЬНОГО КОНЦЕНТРА НА ПРОЧНОСТЬ ПОЛУЧАЕМОГО КОКСА

Проанализировано качественное влияние показателей угольной шихты на свойства получаемого кокса. С целью определения количественных закономерностей проведен статистический анализ процесса коксования при помощи пассивного эксперимента. Получена величина влияния (в процентах) изменения количества компонентов угольной шихты на качество получаемого кокса при различных технологиях ее спекания.

Ключевые слова: кокс, угольная шихта, реакционная способность, прочность после реакции с CO_2 , статистический анализ.

к.т.н. Карпов А. В., к.т.н. Семирягин С. В., д.т.н. Новохатський О. М. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

АНАЛІЗ ВПЛИВУ ПОКАЗНИКІВ ЯКОСТІ ВУГІЛЬНОГО КОНЦЕНТРАТУ НА МІЦНІСТЬ ВИГОТОВЛЕНОГО КОКСУ

Проаналізовано якісний вплив показників вугільної шихти на властивості виготовленого коксу. З метою визначення кількісних закономірностей проведено статистичний аналіз процесу коксування за допомогою пасивного експерименту. Отримано величину впливу (у відсотках) зміни вмісту компонентів вугільної шихти на якість одержуваного коксу при різних технологіях її спікання.

Ключові слова: кокс, вугільна шихта, реакційна здатність, міцність після реакції з CO_2 , статистичний аналіз.

к.т.н. Семирягин С. В.,
Дорогой Е. В.,
к.т.н. Кузнецов Д. Ю.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина,
evgeniy.dorogoy@gmail.com)

ОЦЕНКА ПЕРСПЕКТИВ РАСШИРЕНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ ЗА СЧЕТ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ПРОИЗВОДСТВО ОТХОДОВ УГЛЕДОБЫЧИ

В статье рассмотрена возможность расширения сырьевой базы предприятий черной металлургии за счет вовлечения в металлургический передел отходов угледобычи. На примере проведенного гранулометрического и химического анализа пустой породы ОФ «Володарская» принята попытка оценить возможные объемы вовлечения этого сырья в металлургический передел. Приведена методика расчета содержания полезных элементов в пустой породе в зависимости от ее гранулометрического состава.

Ключевые слова: пустая порода, отходы угледобычи, сырьевая база, металлургическое производство.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В горной промышленности, энергетике, химическом производстве, металлургии, в процессе производства продукции образуются отходы, масса которых в мире постоянно возрастает. Эти отходы получили название техногенных. Основная проблема их утилизации заключается в том, что большая часть техногенных отходов не перерабатывается и не может быть переработана на тех предприятиях, где образуется. Это в полной мере относится и к отходам угледобычи. Так, из недр Украины ежегодно извлекается свыше 1,5 млрд. т горной массы [1], из которой, после извлечения полезных компонентов, 60–70 % переводится в породные отвалы. Для размещения отвалов ежегодно отводится до 1,5–2,0 тыс. га сельскохозяйственных земель. В Украине в отвалах находится более 20 млрд. т горнопромышленных отходов, занимающих более 500 тыс. га земли [2]. Особенно остро стоит проблема утилизации техногенного сырья в индустриально развитом Донбассе, в структуре хозяйственного комплекса которого угольная промышленность является одной из ведущих отраслей. Специфика подземной добычи угля в

Донбассе состоит в том, что на каждые 1000 т добытого угля приходится до 800 т пустой породы. На территории Донбасса расположено свыше 1200 отвалов шахт (терриконов), площадь которых составляет 5 тыс. га, а с учетом санитарно-защитной зоны около 30 тыс. га. При этом ежегодный объем горной массы, выдаваемой в отвалы, составляет около 30 млн. м³, а их общий объем в регионе превышает 2 млрд. м³, что, безусловно, создает существенную экологическую напряженность [3]. В то же время, современная металлургия испытывает дефицит качественного и недорогого железорудного сырья и сырья для производства огнеупоров, что подтверждается рядом опубликованных в последние годы работ. В этой связи актуальной задачей, имеющей межотраслевое значение, является вовлечение неиспользуемых отходов угледобычи, образовавшихся в процессе прохождения подготовительных выработок в шахтах и обогащения угля, как альтернативного источника железа, топлива и сырья для производства огнеупоров в металлургическом производстве.

В мировой и отечественной практике в больших масштабах утилизируют отходы как угледобычи, так и углеобогащения [4].

В Украине в настоящее время использование этих отходов, как правило, не связано с разработкой специальных технологических процессов. Они используются для закладки выработанных пространств в шахтах, выравнивания рельефа местности, рекультивация и т.д. В то же время многочисленными исследованиями, проведенными зарубежными и отечественными учеными, установлено, что содержание углерода в отходах менее 15% определяет их, как исходный материал для производства различного вида огнеупорного и шамотного изделия, различного вида керамических труб, плит, огнеупорных бетонов и т.д. Однако при переработке горных масс с содержанием углерода более 15 % возникает проблема утилизации углеродистого материала. Кроме того, и в той и в другой группе отходов может содержаться до 15 % железа. В то же время, отходы угледобычи имеют довольно широкий гранулометрический состав, который оказывает существенное влияние на содержание в них полезных элементов, что, в свою очередь, вызывает необходимость оценки этого показателя. Не все фракции отходов угледобычи могут быть переработаны по одной и той же схеме, поэтому разработка технологии их утилизации в зависимости от фракционного (химического) состава является важной и актуальной задачей в условиях горно-металлургического комплекса Украины.

Постановка задачи. Задачей данной работы является, на примере проведенного анализа гранулометрического и химического состава отвальной пустой породы ОФ «Володарская» провести оценку содержания в ней полезных вторичных элементов, пригодных для вовлечения в металлургический передел, а также дать рекомендации по разработке технологии их утилизации в металлургическом переделе.

Изложение материала и его результаты. Согласно данным, полученным в результате проведения работ [5; 6], основным направлением переработки отходов угледобычи в интересах металлургического комплекса является их высокотемпера-

турное спекание (агломерация) с получением на выходе железорудного концентрата и сырья для производства огнеупоров. Агломерация является основным, и, по сути, единственным перспективным способом крупнотоннажной переработки отходов угледобычи. Для наиболее полного использования потенциала процесса высокотемпературного спекания, ввиду различного гранулометрического (химического) состава, коим представлена отвальная пустая порода, является целесообразной разработка технологии ее утилизации, учитывающей этот фактор.

Общий вид исследуемой пустой породы приведен на рисунке 1.



Рисунок 1 — Общий вид исследуемой пустой породы

Как видно из приведенного рисунка, исследуемая пустая порода представлена смесью кусков различной крупности. Ситовый состав данной пустой породы приведен в таблице 1. Как видно из таблицы 1, пустая порода представлена, в основном, фракцией + 10 мм, содержание которой составляет 62,3 %. Меньше всего содержится фракции 3-1 мм — 3,02 %. Из теории агломерации известно, что куски крупностью больше 10 мм плохо спекаются. Это связано с недостаточным временем пребывания в высокотемпературной зоне, и решается либо уменьшением размеров куска, либо повышением времени пребывания в высокотемпературной зоне, либо увеличением максимальной температуры.

МЕТАЛУРГІЯ

Таблица 1 — Гранулометрический состав исследуемой пустой породы

Фракция, мм	+10	10-7	7-5	5-3	3-1	-1
Содержание, %	62,30	9,46	8,20	8,05	3,02	8,96

Таблица 2 — Химический состав пустой породы в зависимости от ее фракционного состава, %

№	Элементы Фракция, мм	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Fe ₂ O ₃	FeO	Fe _{общ}	C	MgO	P	п.п.п.	Основ- ность, В
1	-1	38,3	12,5	1,32	11,6	6,29	13	19,4	0,97	0,084	24	0,05
2	3-1	46,6	16,8	0,55	5,02	4,16	6,74	15,3	1,1	0,091	21,6	0,03
3	5-3	52,1	18,8	0,38	3,42	3,42	5,05	11,1	1,17	0,091	16,7	0,02
4	7-5	54,3	19,1	0,38	4,61	3,33	5,81	7,22	1,27	0,098	12,9	0,02
5	10-7	55,2	18,4	0,38	6,03	4,07	7,38	4,71	1,94	0,12	9,8	0,03
6	+10	42,9	15,7	3,21	13,1	6,48	14,2	4,10	1,59	0,26	9,7	0,08

Из теории подготовки сырья к обогащению известно, что фракции различной крупности могут обладать различным химическим составом. С целью описания зависимости химического состава пустой породы от ее гранулометрического состава был выполнен пофракционный химический анализ, результаты которого приведены в таблице 2

Анализ химического состава пустой породы свидетельствует о наличии большой неоднородности содержания в различных фракциях таких важных для металлургического производства веществ, как железо, углерод, а также о некотором колебании основности.

Для удобства восприятия данных, приведенных в таблице 2, ниже они представлены в графическом виде. На рисунке 2 показана зависимость изменения содержания углерода в пустой породе от ее гранулометрического состава. Обозначения по оси у (фракция) соответствуют столбцу «№» таблицы 2.

Содержание углерода в пустой породе увеличивается по мере уменьшения размера фракции с 4,10 % для фракции +10 мм до 19,4 % для фракции - 1 мм. Это явление объясняется тем, что углерод, входящий в состав угля, в образующих породу минералах содержится в незначительных количествах.

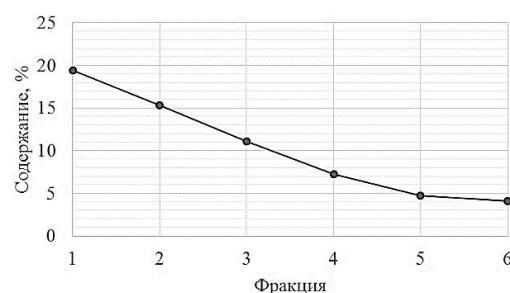
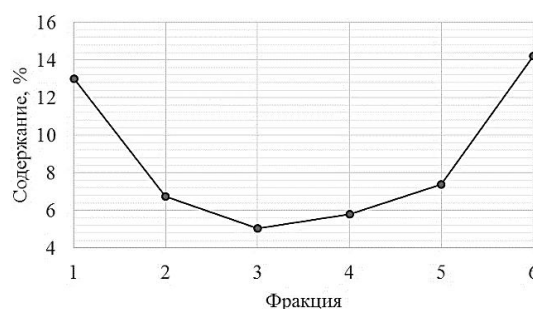


Рисунок 2 — Зависимость изменения содержания углерода в пустой породе от ее гранулометрического состава

Мелкие фракции, таким образом, становятся наиболее выгодными поставщиками тепла и восстановителя в процессе спекания. На рисунке 3 показана зависимость изменения содержания Fe_{общ} в пустой породе от ее гранулометрического состава.

Рисунок 3 — Зависимость изменения содержания Fe_{общ} в пустой породе от ее гранулометрического состава

Анализ представленной зависимости говорит о том, что железо находится либо в виде частично свободных от минералов пустой породы оксидов, что справедливо для фракций меньше 3 мм, либо заключено в минеральную оболочку, что справедливо для фракций больше 7 мм.

Наименьшее содержание железа наблюдается в фракции 5-3 мм.

На рисунке 4 показана зависимость изменения содержания FeO, а на рисунке 5 — Fe₂O₃ в пустой породе от ее гранулометрического состава.

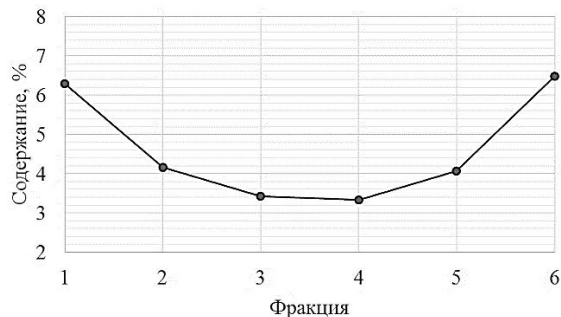


Рисунок 4 — Зависимость изменения содержания FeO в пустой породе от ее гранулометрического состава

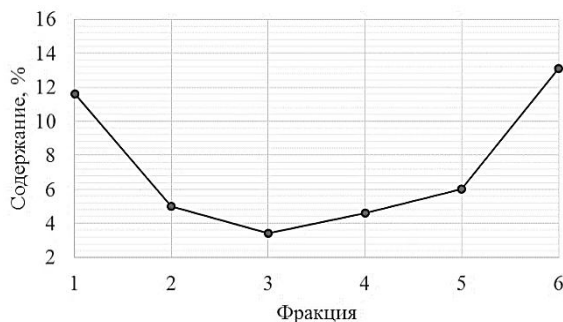


Рисунок 5 — Зависимость изменения содержания Fe₂O₃ в пустой породе от ее гранулометрического состава

Данная зависимость по своему характеру полностью соответствует зависимости, справедливой для Fe_{общ}. То же можно сказать и для кривой, представленной на рисунке 5, которая описывает зависимость изменения содержания Fe₂O₃ в пустой породе от ее гранулометрического состава.

Совместный анализ зависимостей, представленных на рисунках 3–5 может говорить о том, что железо в пустой породе представлено в основном в виде оксидов FeO и Fe₂O₃.

На рисунке 6 показана зависимость изменения основности пустой породы от ее гранулометрического состава.

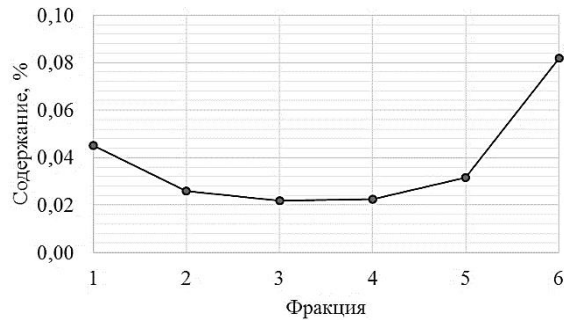


Рисунок 6 — Зависимость изменения основности пустой породы от ее гранулометрического состава

Основность пустой породы находится на уровне 0,02–0,08 в связи с присутствием в ее составе большого количества оксида кремния. Гранулометрический состав практически не влияет на основность, изменяя ее в незначительных пределах и не оказывая влияния на металлургическую ценность пустой породы. Также результаты анализа говорят о необходимости дополнительного введения в шихту при спекании пустой породы некоторого количества флюсующих материалов. Это вызвано необходимостью доведения основности до значений, требуемых для получения высококачественных огнеупоров.

Расчет содержания полезных элементов пустой породы в каждой из исследованных фракций проводился по формуле (1)

$$Cod_{III}^x = \%_{III}^x \cdot 10, \quad (1)$$

где x — полезный элемент пустой породы.

Расчет производится в килограммах полезного элемента на тонну пустой породы. Результаты проведенных расчетов приведены в таблице 3.

Таблица 3 — Содержание полезного элемента в пустой породе в зависимости от ее гранулометрического состава, кг/т

№	Содержание, кг/т Фракция, мм	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Fe ₂ O ₃	FeO	Fe _{общ}	C	MgO
1	–1	383	125	13,2	116	62,9	130	194	9,7
2	3-1	466	168	5,5	50,2	41,6	67,4	153	11
3	5-3	521	188	3,8	34,2	34,2	50,5	111	11,7
4	7-5	543	191	3,8	46,1	33,3	58,1	72,2	12,7
5	10-7	552	184	3,8	60,3	40,7	73,8	47,1	19,4
6	+10	429	157	32,1	131	64,8	142	41	15,9

Таким образом, наибольшую металлургическую ценность представляют фракции – 1 мм и + 10 мм, обладающие максимальным содержанием углерода и железа. Стоит отметить, что из практики агломерационного производства известно, что успешное спекание шихты возможно при содержании углерода в ней на уровне 5-9 %. Таким образом, с топливной точки зрения фракции от – 1 до 7-5 мм могут быть поставщиками углерода для агломерации. И если фракция – 1 мм, содержащая углерод в количестве около 15 %, может обеспечить совместную с ней переработку других фракций, в которых углерод содержится в меньшем количестве, то более крупные фракции такой возможностью обладают в ограниченном объеме, вплоть до ее отсутствия у фракции 7-5 мм, где содержание углерода находится на нижнем пределе требуемого для стабильного спекания.

С точки зрения получения железа наименее привлекательными являются «средние» фракции (5-3 и 7-5 мм), в которых его содержание минимально.

Оценить объем вовлечения различных по содержанию полезных элементов фракций пустой породы в процесс совместного спекания для двухкомпонентной смеси можно по следующей методике. Из курса общей химии известно, что массовая доля

вещества в смеси — это отношение массы вещества к массе смеси (2)

$$\omega = \frac{m(v - va)}{m(c - cu)}, \quad (2)$$

где ω — массовая доля вещества в смеси; $m(v - va)$ — масса вещества в смеси; $m(c - cu)$ — масса смеси.

При выполнении расчетов с помощью графического метода отрезок прямой (основание графика) представляет собой массу смеси, а на осях ординат откладывают точки, соответствующие массовым долям вещества в исходных смесях.

Соединив прямой точки на осях ординат, получают прямую, которая отображает функциональную зависимость массовой доли вещества в конечной смеси от массы исходных смесей в обратной пропорциональной зависимости (3)

$$\omega = \frac{\omega_1 m_1 + \omega_2 m_2}{m_1 + m_2}, \quad y = \frac{k}{x}, \quad (3)$$

где ω_1 — массовая доля вещества в первой смеси; ω_2 — массовая доля вещества во второй смеси; ω — массовая доля вещества в новой смеси, полученной при смешивании первой и второй смеси; $m_1(v - va)$, $m_2(v - va)$, $m(v - va)$ — массы веществ в соответствующих смесях;

МЕТАЛУРГІЯ

$m_1(c - cu)$, $m_2(c - cu)$, $m(c - cu)$ — массы соответствующих смесей.

График зависимости массовой доли вещества от массы исходных смесей приведен на рисунке 7.

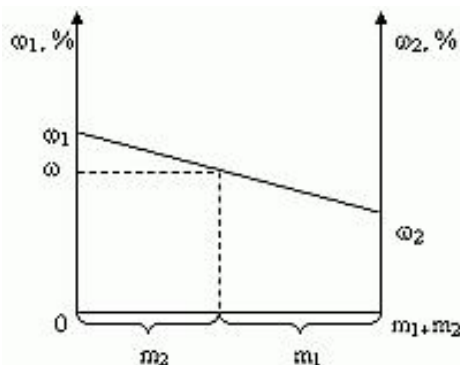


Рисунок 7 — Зависимости массовой доли вещества от массы исходных смесей

Для оценки общих запасов материалов, которые могут быть вовлечены в металлургический передел на основании данных по формуле (4) может быть выполнен расчет суммарных запасов полезных элементов

$$Cod_{III}^x = \frac{\%^x_{III}}{100} \cdot \Sigma_{III}, \quad (4)$$

где x — полезный элемент пустой породы; Σ_{III} — суммарные запасы пустой породы.

Если принять допущение, что вся пустая порода, находящаяся сейчас в породных отвалах на территории Украины имеет фракционный и химический состав, близки к рассматриваемой в данной статье, то суммарные запасы полезных элементов, содержащихся в ней, будут соответствовать данным, приведенным в таблице 4. Исходя из этих данных, несложно по известным зависимостям посчитать количество наиболее интересных для металлургического производства элементов (железа и углерода), которое находится в пустой породе. Даже такой упрощенный подсчет

говорит о больших запасах металлургического сырья, скрытого в отвальных пустых породах.

Различия в фракционном и химическом составе пустой породы ведет к необходимости разработки дифференцированной технологии ее переработки. Так, спекание мелких фракций (-1 мм) пустой породы невозможно реализовать без предварительного их окомкования, а переработка фракций крупнее 10 мм, являющихся хорошим поставщиком железа, невозможна без их предварительного измельчения. Фракции, занимающие промежуточное место ($3-1$, $5-3$, $7-5$, $5-10$ мм), и зачастую не обладающие необходимым количеством топлива в своем составе должны подвергаться агломерации только в смеси с богатыми углеродом фракциями в пропорциях, обеспечивающих хорошие условия спекания. Соблюдение этих условий должно обеспечивать необходимый для протекания восстановительных реакций температурный уровень процесса и наличие достаточного для максимально полного восстановления железа уровня восстановителя. И если из теории и практики агломерационного производства известно, что необходимое для спекания шихты количество топлива (коксы) должно находиться на уровне $5-9\%$, то при спекании отвальной пустой породы нужно рассчитывать количество топлива исходя не только из тепловых затрат на процесс агломерации, но, прежде всего, исходя из количества углерода, необходимого для перевода (восстановления) оксидов железа из немагнитных в магнитные, что обеспечит, при дальнейшей переработке спека, легкое их отделение известными методами магнитной сепарации. Использование данного метода отделения железосодержащих материалов от остального спека способно обеспечить низкие производственные затраты на процесс, мобильность и компактность обогатительной установки.

Таблица 4 — Суммарные запасы полезных элементов, содержащихся в пустой породе, заскладированной на территории Украины

Содержание, т Фракция, мм	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Fe ₂ O ₃	FeO	Fe _{общ}	C	MgO
– 1	$7,66 \cdot 10^9$	$2,50 \cdot 10^9$	$2,64 \cdot 10^8$	$2,32 \cdot 10^8$	$1,26 \cdot 10^9$	$2,60 \cdot 10^9$	$3,88 \cdot 10^9$	$1,68 \cdot 10^7$
3-1	$7,32 \cdot 10^9$	$3,36 \cdot 10^9$	$1,10 \cdot 10^8$	$1,00 \cdot 10^9$	$8,32 \cdot 10^8$	$1,35 \cdot 10^9$	$3,06 \cdot 10^9$	$1,82 \cdot 10^7$
5-3	$1,04 \cdot 10^{10}$	$3,76 \cdot 10^9$	$7,60 \cdot 10^7$	$6,84 \cdot 10^8$	$6,84 \cdot 10^8$	$1,01 \cdot 10^9$	$2,22 \cdot 10^9$	$1,82 \cdot 10^7$
7-5	$1,09 \cdot 10^{10}$	$3,82 \cdot 10^9$	$7,60 \cdot 10^7$	$9,22 \cdot 10^8$	$6,66 \cdot 10^8$	$1,16 \cdot 10^9$	$1,44 \cdot 10^9$	$1,96 \cdot 10^7$
10-7	$1,10 \cdot 10^{10}$	$3,68 \cdot 10^9$	$7,60 \cdot 10^7$	$1,21 \cdot 10^9$	$8,14 \cdot 10^8$	$1,48 \cdot 10^9$	$9,42 \cdot 10^8$	$2,40 \cdot 10^7$
+ 10	$8,58 \cdot 10^9$	$3,14 \cdot 10^9$	$6,42 \cdot 10^8$	$2,62 \cdot 10^9$	$1,30 \cdot 10^9$	$2,84 \cdot 10^9$	$8,20 \cdot 10^8$	$5,20 \cdot 10^7$

Выводы. На основании исследований, проведенных в данной работе можно сделать следующие выводы:

отходы, образующиеся в результате угледобычи не могут быть рационально переработаны в условиях угледобывающих предприятий;

– пустая отвальная порода, заскладированная во множестве терриконов, расположенных на территории Украины, является ценным источником сырья для металлургической промышленности;

– гранулометрическая и химическая неоднородность пустой отвальной породы

не позволяет вести ее рациональную переработку для извлечения ценных металлургических элементов по одной технологической схеме;

– наиболее привлекательными, на основе анализа пустой породы ОФ «Володарская», в металлургическом плане являются фракции – 1 и + 10 мм, содержащие максимальное количество железа и углерода;

– дальнейшие исследования должны быть направлены на исследования закономерностей спекания пустой породы и отработку технологии ее утилизации.

Библіографічний список

1. Полулях А. Д. Развитие углеобогащения в Украине: анализ и перспективы / А. Д. Полулях // Обогащение полезных ископаемых. — 2013. — № 54. — С. 19-24.
2. Зубов А. А. Терриконы — объекты техногенной опасности / А. А. Зубов // Экологическая безопасность. — 2009. — № 4. — С. 89–92.
3. Смирнов В. О. Проективання збагачувальних фабрик / В. О. Смирнов, В. С. Білецький. — [2-ге вид.] — Донецьк : Східний видавничий дім, 2008. — 269 с.
4. Филиппенко Ю. Н. Промышленные отходы угольных предприятий, пути их использования и улучшение экологической обстановки / Ю. Н. Филиппенко, П. Т. Скляр, Е. В. Харлова // Обогащение полезных ископаемых. — 2012. — № 50. — С. 57-62.
5. Семирягин С. В. Использование отходов угледобычи в качестве сырья для получения железорудного концентрата / С. В. Семирягин, Е. В. Дорогой, О. В. Майорова // Наукові праці ДонДТУ. — 2013. — № 16–17. — С. 13–21.

6. Семирягин С. В. Использование отходов угледобычи при производстве огнеупоров / С. В. Семирягин, Е. В. Дорогой, Б. Н. Пилипенко // Современные огнеупоры: ресурсосбережение и применение в металлургических технологиях. — 2013. — № 1. — С. 60–67.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Новохатским А. М.,
д.т.н., проф. ПГТУ Масловым В. А.*

Статья поступила в редакцию 06.03.14.

**к.т.н. Семірягін С. В., Дорогий Є. В., к.т.н. Кузнецов Д. Ю. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)
ОЦІНКА ПЕРСПЕКТИВ РОЗШИРЕННЯ СИРОВИННОЇ БАЗИ ЧОРНОЇ МЕТАЛУРГІЇ
ЗА РАХУНОК ЗАЛУЧЕННЯ У ВИРОБНИЦТВО ВІДХОДІВ ВУГЛЕВИДОБУТКУ**

У статті розглянута можливість розширення сировинної бази підприємств чорної металургії за рахунок залучення в металургійний переділ відходів вуглевидобутку. На прикладі проведення гранулометричного та хімічного аналізу порожньої породи ЗФ «Володарська» зроблена спроба оцінити можливі обсяги залучення цієї сировини до металургійного переділу. Наведено методику розрахунку вмісту корисних елементів в порожній породі в залежності від її гранулометричного складу.

Ключові слова: порожня порода, відходи вуглевидобутку, сировинна база, металургійне виробництво.

Semiriagin S. V. Candidate of engineering sciences, Dorogyi Ye. V., Kuznetsov D. Y. Candidate of engineering sciences (DonSTU, Alchevsk, Ukraine)

THE ESTIMATION OF THE PROSPECTS EXTENSION OF RAW MATERIAL SOURCE FOR THE FERROUS METALLURGY BY INVOLVEMENT COAL MINING WASTE IN THE PRODUCTION

The possibility of raw materials sources extending for the ferrous metallurgy by involvement coal mining waste in the production is considered in the article. On the basis of carried out granulometric and chemical analysis of barren rock CP "Volodarskaya" the attempt to estimate possible volume of engagement this raw material in metallurgical redistribution was taken. The calculation method of the content of useful elements in barren rock according to its granulometric structure is presented.

Key words: barren rock, coal mining waste, raw material source, iron industry.

к.т.н. Боровик П. В.

(ДГМА, г. Краматорск, Украина, borovikpv@mail.ru)

ТРЕХМЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗДЕЛЕНИЯ КРУГЛОГО ПРОФИЛЯ НА НОЖНИЦАХ

Разработаны трехмерные математические модели процесса разделения на ножницах круглого профиля ножами трех различных конфигураций и позволяют анализировать напряженно-деформированное состояние металла и энергосиловые параметры. Результаты моделирования, хорошо согласуются с экспериментальными данными. Модели позволяют расширить представление о процессе разделения на ножницах и повысить точность расчета силы резки.

Ключевые слова: математическая модель, ножницы, круглый профиль, нож, резка.

В современных условиях развития металлургического машиностроения решение задач расширения технологических возможностей уже эксплуатируемого и вновь проектируемого оборудования представляется возможным за счет повышения точности производимых конструкторских расчетов и увеличения степени научной обоснованности при принятии проектных и технологических решений.

В существующие технологические схемы производства сортового металлопроката входят операции поперечного разделения на ножницах [1-2], при этом постоянно растут требования к качеству готового металлопроката и требуется расширение технологических возможностей ножниц, а это способствует повышению интереса в данной области [3].

Главным технологическим параметром, определяющим конструкцию ножниц, производительность и надежность их эксплуатации, а также сортамент разрезаемых профилей является сила резки.

Известные методы расчета максимальной силы резки представляются наименее трудоемкими и базируются на экспериментальных данных резки параллельными ножами [1-2]. Для более сложных профилей максимальную силу резки предлагают определять, как и для условий резки параллельными ножами заготовок с эквивалентной площадью сечения. В то же время экспериментальные исследования [1,4] в этой области показывают, что даже при разделении заготовок равного квадратного сечения в условиях резки параллельными и фасонными (по диагонали) ножами на-

блюдается различие в максимальной величине силы резки. В работе [1] представлена методика расчета для условий горячей резки квадрата по диагонали, но вопрос разделения на ножницах профилей более сложного сечения остается открытым.

Кроме того, классические методы расчета силы резки [1, 2] параллельными ножами используют эмпирические коэффициенты, учитывающие затупление ножей и влияние бокового зазора, при учете которых величина силы изменяется в широком диапазоне.

Очевидно, что столь существенное увеличение силы должно иметь и другие причины, прежде всего связанные с механическими свойствами разрезаемых сталей и условиями реализации процесса. Таким образом, существует необходимость проведения более широкого спектра научных исследований направленных на развитие и уточнение методов расчета энергосиловых параметров процесса резки сортовых профилей на ножницах, в том числе с использованием современных теоретических подходов и методов, среди которых особое место занимает метод конечных элементов (МКЭ) [5].

Целью данной работы является разработка трехмерных математических моделей процесса разделения круглых профилей, которые будут способствовать расширению представления о процессах, происходящих в металле.

Для достижения указанной цели использовали конечно-элементный программный комплекс ABAQUS.

В результате были разработаны трехмерные математические модели (рис. 1), описывающие процесс разделения круглого профиля параллельными, а также фасонными дуговыми и угловыми ножами. Каждая состоит из двух абсолютно жестких недеформируемых тел — верхний и нижний ножи, а также деформируемого бруса, который моделирует разделяемый профиль круглого сечения. Кроме того, для учета упругой деформации станины в модель введен упругий элемент, а для исключения значительных динамических колебаний — вязкий демпфер.

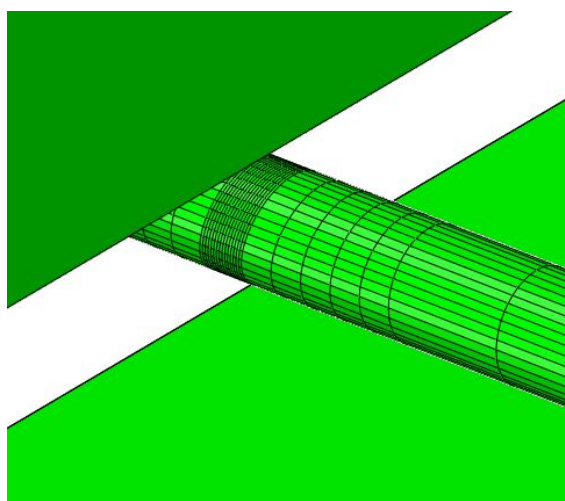


Рисунок 1 — Общий вид модели разделения круглого профиля параллельными ножами

При этом, по аналогии с реальной конструкцией ножниц, движение сообщается нижнему ножу, тогда как верхний нож остается неподвижным.

Инструменты моделировались как дискретные недеформируемые поверхности и представляют собой сетку, состоящую из трехмерных четырехузловых элементов (R3D4). Сетка деформируемого бруса состоит из изопараметрических шестигранных восьмиузловых линейных элементов с редуцированной схемой интегрирования (C3D8R), имеющих свойства сплошной деформируемой среды. При этом сетка имеет сгущение в очаге резки.

Учитывая, что процесс разделения металла сопровождается большими пластическими деформациями, в ходе математического моделирования использовалась про-

цедура адаптации сетки в формулировке Лагранжа-Эйлера [6].

В основу модели контактного взаимодействия между заготовкой и инструментами был положен закон трения Амонтона-Кулона, как отношение напряжения трения (касательного) к внешнему контактному давлению между контактирующими телами.

Разрушение материала моделировалось методом исключения элементов из расчета, после исчерпания ресурса пластичности в соответствии с диаграммой пластичности [6].

Сопротивление металла деформированию, с учетом скорости деформации, определяли по известной зависимости [7]:

$$\sigma_u = \sigma_{cm} K_v, \quad (1)$$

где σ_{cm} — сопротивление деформации при статических испытаниях; K_v — скоростной коэффициент.

При определении сопротивления деформации при статических испытаниях использовали аппроксимацию, предложенную в работе [8]:

$$\sigma_{cm} = \sigma_{0,2} (\bar{\varepsilon}_p / 0,002)^{m_0}, \quad (2)$$

где $\bar{\varepsilon}_p$ — степень истинной пластической деформации; m_0 — показатель упрочнения, который зависит от соотношения предела прочности к пределу текучести $\sigma_b / \sigma_{0,2}$ и определяется:

— при $\sigma_b / \sigma_{0,2} \leq 1,32$

$$m_0 = \frac{\ln(\sigma_b / \sigma_{0,2}) + 0,058}{3,44} \quad (3)$$

— при $\sigma_b / \sigma_{0,2} > 1,32$

$$m_0 = \frac{\ln(\sigma_b / \sigma_{0,2}) + 0,216}{4,78}. \quad (4)$$

Скоростной коэффициент, определяли из выражения [7]:

$$K_v = \left(\frac{\dot{\varepsilon}}{\dot{\varepsilon}_{cm}} \right)^{m_1}, \quad (5)$$

где $\dot{\varepsilon}$ — текущая скорость деформации; $\dot{\varepsilon}_{cm}$ — скорость деформации при статических испытаниях; m_1 — степенной показате-

МЕТАЛУРГІЯ

тель, определяемый механическими свойствами материала.

Для оценки адекватности разработанных моделей производилось сравнение результатов моделирования с результатами лабораторных экспериментальных исследований, которые проводились в условиях кафедры «Машины металлургического комплекса и прикладная механика» Донбасского государственного технического университета (г. Алчевск) на лабораторной установке кривошипно-шатунных ножниц с параллельным расположением суппортов (рис. 2), в которые устанавливали ножи соответствующие условиям реализации процесса разделения. В качестве исследуемых образцов использовали круглый профиль $\varnothing 12$ мм, изготовленный из алюминиевого сплава АА6066 со следующими механическими свойствами: $m_1 = 0,02$, $\sigma_{0,2} = 360$ МПа, $\sigma_b = 395$ МПа. При моделировании кривые текучести материала строили, используя алгоритм (1)-(5).

Скорость резки (движения нижнего ножа) в условиях моделирования полностью совпадала с условиями лабораторной реализации процесса, и составила 30 мм/с.

На рисунке 3 можно видеть общий вид круглого профиля полученного в результате резки на ножницах (рис. 3,а) и по результатам моделирования (рис. 3,б), при использовании фасонного углового, параллельного и фасонного дугowego ножей. Представленные изображения, геометрия профиля, а также формирование поверхности среза, по результатам моделирования достаточно хорошо соответствуют образцам, которые были получены экспериментально.

Также производилось сравнение энергосиловых параметров рассматриваемых условий реализации процесса. На рисунке 4 представлены расчетные (по результатам моделирования) и экспериментальные зависимости силы в динамике процесса и для условий использования различных конфигураций ножей.

Статистическая обработка показала достаточно высокие значения коэффициента корреляции между расчетными и экспериментальными данными на уровне

0,9265...0,9619 при резке фасонными угловыми, 0,9324...0,9726 параллельными и 0,8559...0,9660 фасонными дугowymi ножами.



Рисунок 2 — Общий вид лабораторной установки кривошипно-шатунных ножниц с параллельным расположением суппортов

В целом можно констатировать адекватность разработанных математических моделей. Кроме того, информативность данных моделей существенно выше, чем экспериментальных данных.

В качестве главных преимуществ разработанных математических моделей следует выделить следующие возможности:

- проследить картину напряженно-деформированного состояния в динамике процесса;

- оценить степень влияния механических свойств разрезаемых металлов, в частности, предела прочности и предела текучести материала;

- установить влияние скорости резки на энергосиловые параметры процесса,

поскольку разработанные модели учитывают скорость деформации;

позволяет максимально полно учесть факторы на них влияющие.



а



б

Рисунок 3 — Общий вид круглого профиля полученного в результате резки на ножницах (а) и по результатам моделирования (б), соответственно (слева на право) при использовании фасонного углового, параллельного и фасонного дугового ножей

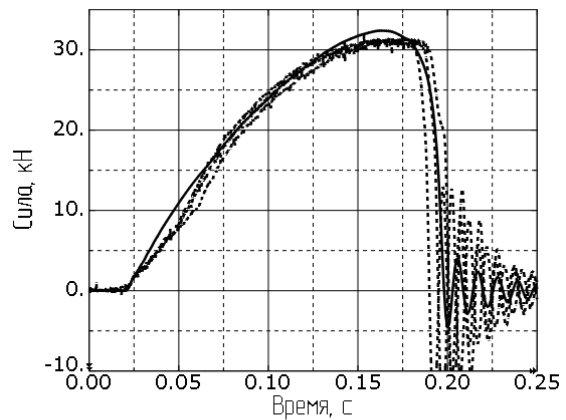
— расширить представление о процессах, протекающих в металле при разделении на ножницах с различной конфигурацией ножей, что будет способствовать развитию методов расчета силы резки, а также основных показателей качества металлопроката после резки.

По результатам работы можно сделать следующие выводы:

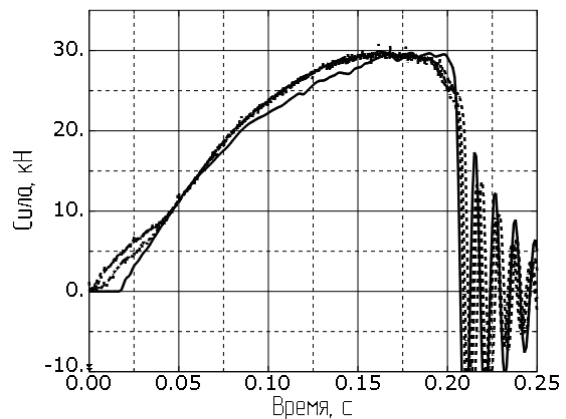
— впервые разработаны трехмерные математические модели процесса разделения круглого профиля на ножницах, позволяющая исследовать процессы, происходящие в металле;

— результаты, полученные в ходе моделирования, по отношению к экспериментальным данным имеют достаточно высокие значения коэффициента корреляции;

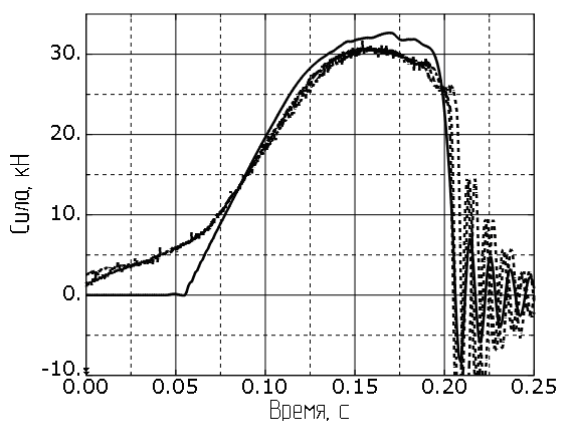
— данные модели позволяют повысить точность теоретических решений и будет способствовать расширению представления о процессе резки, а также повышению степени достоверности рассчитываемых энергосиловых параметров процесса и основных показателей качества, поскольку



а



б



в

Рисунок 4 — Расчетные (—) и экспериментальные (---) зависимости силы в ходе резки при использовании фасонного углового (а), параллельного (б) и фасонного дугового (в) ножей

МЕТАЛУРГІЯ

Результаты работы могут быть использованы при дальнейших исследованиях разделительных операций фасонных профилей на ножницах. В перспективе это позволит по результатам моделирования раз-

рабатывать рекомендации направленные на совершенствование существующих и разработку новых проектно-конструкторских и технологических решений.

Бібліографічний список

1. Иванченко Ф. К. *Розрахунок машин і механізмів прокатних цехів: навч. посіб.* / Ф. К. Иванченко, В. М. Гребеник, В. І. Ширяев. — К.: Вища шк., 1995. — 455с.
2. Лукашин Н. Д. *Конструкция и расчет машин и агрегатов металлургических заводов: учебник для вузов* / Н. Д. Лукашин, Л. С. Кохан, А. М. Якушев. — М.: ИКЦ «Академкнига», 2003. — 456 с.
3. Трусковский В. И. *Ножницы для резки сортового проката и толстостенных труб* / В. И. Трусковский, В. Г. Шеркунов // *Металлург.* — 2012. — № 11. — С. 63–66.
4. *Исследование энергосиловых параметров процесса поперечного разделения на ножницах непрерывнолитых сортовых заготовок* / А. В. Сатонин, П. В. Боровик, П. А. Петров, С. М. Стриченко // *Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета.* — Алчевск: ДонГТУ, 2011. — Вып. 35. — С. 131–137.
5. Liu G. R. *The Finite Element Method: A Practical Course* / G. R. Liu, S. S. Quek. — 2003. — 348 с.
6. Боровик П. В. *Новые подходы к математическому моделированию технологических процессов обработки давлением: монография* / П. В. Боровик, Д. А. Усатюк. — Алчевск : ДонГТУ, 2011. — 299 с.
7. Ушаков М. В. *Учет влияния скорости деформации и температуры на процессы, происходящие в зоне первичной деформации при резании металлов* / М. В. Ушаков, С. Ю. Ильяхин, И. А. Воробев // *Известия ТулГУ. Технические науки.* — Тула : ТулГУ, 2010. — Вып. 4. Ч. 2 — С. 89–93.
8. *Механические свойства сталей и сплавов при нестационарном нагружении: справочник* / Д. А. Гохфельд, Л. Б. Гецов, К. М. Кононов и др. — Екатеринбург : УрО РАН, 1996. — 408 с.

**Рекомендована к печати к.т.н., проф. ДонГТУ Ульяницким В. Н.,
д.т.н., проф. ВНУ им. В. Даля Харламовым Ю. А.**

Статья поступила в редакцию 28.02.14.

к.т.н. Боровік П. В. (ДДМА, м. Краматорськ, Україна, borovikpv@mail.ru)

ТРИВИМІРНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ РОЗДІЛЕННЯ КРУГЛОГО ПРОФІЛЮ НА НОЖИЦЯХ

Розроблено тривимірні математичні моделі процесу розділення на ножницях круглого профілю ножами трьох різних конфігурацій, що дозволяють аналізувати напружено-деформований стан металу і енергосилові параметри. Результати моделювання, добре узгоджуються з експериментальними даними. Моделі дозволяють розширити уявлення про процес розділення на ножницях і підвищити точність розрахунку сили різання.

Ключові слова: математична модель, ножниці, круглий профіль, ніж, різка.

Borovyk P.V. Candidate of engineering sciences (DSMA, Kramatorsk, Ukraine, borovikpv@mail.ru)
THREE-DIMENSIONAL SIMULATION OF ROUND PROFILE SEPARATION PROCESS WITH SHEARS

Three-dimensional simulation of round profile separation process with shears of three various configurations of blades are worked out. This allows to analyze stress-strain state of metal and energy-power parameters. The results of the simulation match with experiment data. The models help to enlarge the knowledge about the separation process with shears and to increase accuracy of a separation force calculation.

Key words: mathematical model, shears, round profile, blade, separation.

к.г.н. Шубин Ю. П.,
к.и.н. Бровендер Ю. М.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина, quazz@kntl.lg.ua)

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ-ПРИМЕСЕЙ В ПРОЦЕССЕ ВЫПЛАВКИ МЕДИ

Рассмотрены особенности дифференциации примесных химических элементов внутри слитков меди экспериментальных плавок, а также обобщены данные по характеру перераспределения примесных химических элементов по продуктам металлургического производства (металл, штейн, шлак) на базе экспериментальных и археологических данных. Предложено учитывать процессы стратификации примесных элементов в металле при выделении химико-металлургических групп древнего металла с целью решения вопроса о его увязки с конкретной минерально-сырьевой базой.

Ключевые слова: элементы-примеси, медь, выплавка, руда, стратификация, эксперимент, металлургический цикл.

Роль металла в развитии цивилизации уникальна по своему всеохватывающему влиянию на все сферы жизни общества. Освоение практически неизвестного в природе материала — металла, со временем кардинальным образом изменило материально-техническую базу производственной деятельности людей, как, впрочем, и всю материальную среду обитания человека. В этом смысле актуальность проблематики древнего металлопроизводства, особенно ранних этапов развития эпохи металла, очевидна.

Центральное место в изучении древней металлургии, как одной из важнейших технологических (производственных) операций (циклов) в системе металлопроизводственной деятельности [1, 2] занимают вопросы, связанные с возможностью привязки продукции древней металлообработки к минерально-сырьевой базе [3–15]. Иными словами, до сих пор актуальным продолжает оставаться вопрос, насколько различия химизма руд из разных рудопроявлений или месторождений находят свое отражение в древних металлических изделиях.

Одним из ведущих исследователей древнего металла евразийских пространств, предпринявшим попытку такой увязки на основе результатов химического состава металла восточноевропейских древностей методом спектрального анализа явился Е. Н. Черных. Выделенные им

химические группы металла дали возможность исследователю связывать его с минерально-сырьевой базой. В дальнейшем, разработки Е. Н. Черных, легли в основу исследовательских построений большинства археологов. Своеобразной аксиомой явилось представление о кавказских источниках мышьяковой бронзы эпохи позднего энеолита — средней бронзы. Проблематичнее оказалась привязка металла группы медистых песчаников (МП), представленная южноуральскими и донбасскими месторождениями и рудопроявлениями.

В последнее время появляются исследования, подвергающие сомнению возможности метода спектрального анализа в решении проблемы минерально-сырьевой базы [7, 8, 11, 14], что в значительной степени, особенно в последнее время, обусловлено активно ведущимся экспериментальным моделированием металлургического цикла производственной деятельности и изучения перераспределения при этом примесных элементов [1, 2, 16–18].

Так, на базе руд Картамышского рудопроявления Донбасса, установлены элементы-примеси, которые закономерным образом перераспределяются в металлургическом процессе [18, 19], что дает возможность в определенной степени пролить свет на интересующую нас проблему [17]. При этом параллельно осуществляются исследования свидетельств древнего ме-

таллургического производства, а также материалов экспериментальных медеплавильных плавок, выполненных в широком диапазоне вариаций вещественного состава исходного сырья (окисные, сульфидные руды, без флюсов и с флюсами разного состава, разного диапазона температур, скорости нагревания и т.д.) [1, 18–21].

Микронзондовые исследования археологических и экспериментальных шлаков, штейнов, медных слитков позволили установить присутствие многочисленных включений иных фаз, в т.ч. металлических и интерметаллических внутри них, что дает возможность по-новому рассматривать металл и изделия из него. Даже общее макроскопическое рассмотрение слитков экспериментальных плавок позволило установить элементы зональности [18].

Стратификация вещества в полученном слитке экспериментальной плавки наблюдается даже невооруженным глазом — над слитком установлена рубашка из не восстановленной меди, представленной халькозином, а в нижней части слитка — свинцовой пленкой. Дифференциация элементов-примесей по вертикали внутри слитка оказалась контрастной. Используемые сульфидные руды, представленные халькозином, образуют иногда бобовины, содержащие до 10% железа. Плавка таких руд требует более высоких температур, вызывая вязкую консистенцию слитка с плохой дифференциацией вещества.

Стратификация вещества в расплаве ранее была прослежена Д. В. Наумовым и С. С. Миняевым при определении химического состава металлических предметов Самарского клада [22]. Аналогичные наблюдения были получены коллективом украинских коллег, изучивших характер распределения примесей в разных слоях экспериментального слитка [13]. Выявленный фактор неоднородности вещества даже в рамках одного расплава, к сожалению, в дальнейшем не был в достаточной степени осмыслен, что в итоге, зачастую приводило к искаженной картине праисторических реалий [18].

Как известно, ранее, Е. Н. Черных выделил шесть типов бронз по спектру и уровню содержания элементов-примесей [5, 23, 24]. По мнению исследователя, повышенные содержание примесных элементов начинаются в среднем от сотых долей процента и выше. Такие особенности, как считает Е. Н. Черных, могут быть объяснимы разной сырьевой базой медных руд.

Известный российский специалист в области металлообработки эпохи энеолита-бронзы восточноевропейской степи и лесостепи Н. В. Рындина совместно с А. Д. Дегтяревой выделили семь химико-металлургических групп металла, причем, как считают исследователи, значимые, бронзообразующие содержания примесных элементов (мышьяк, сурьма, олово) начинаются от десятых долей процента и выше [25].

На базе руд Картамышского рудопроявления Донбасса, авторами проведена серия экспериментальных плавок [2], результатом чего явилось получение монолитных слитков меди весом до 96 г. Нами были изучены содержания элементов-примесей в двух слитках черновой меди — продукта выплавки медной руды и в одном слитке от плавки черновой меди (таблица). Для этого напильником были сточены верхняя и нижняя половины слитков, а полученный порошок был подвергнут рентгено-спектральному анализу (спектрометр ARL 9900) в Центральной лаборатории Алчевского металлургического комбината корпорации ИСД (аналитик Н. В. Тарасов). Анализ перераспределения примесных элементов в слитке-продукте плавки черновой меди (эксперимент 2 2008г), а также в слитке черновой меди (эксперимент 3 2008г и 5 2007г) позволил установить следующее. Максимально выраженная стратификация элементов отмечена в слитке «чистой» плавки — в донной части слитка в три раза увеличивается содержание Sb, в тысячу раз Pb, в семьдесят раз As, в четыре раза Cl, в двести раз Ba, в триста раз уменьшается содержание фосфора и в восемьдесят пять раз уменьшается содержание никеля.

МЕТАЛУРГІЯ

Таблица — Содержания некоторых примесных элементов в верхних и нижних частях экспериментальных слитков меди

Проба	Содержание элемента, вес. %								
	Sb	Pb	As	Sn	Cl	Ba	P	Ni	V
Эксперимент 2 2008г верх	0,07	<0,0001	<0,0001	<0,0001	0,025	<0,0001	0,03	0,0085	-
Эксперимент 2 2008г низ	0,200	0,11	0,0067	<0,0001	0,098	0,019	<0,0001	<0,0001	-
Эксперимент 3 2008г верх	0,088	<0,0001	<0,0001	0,035	0,046	-	<0,0001	-	-
Эксперимент 3 2008г низ	<0,0001	<0,0001	0,0086	<0,0001	<0,0001	-	0,043	-	-
Эксперимент 5 2007г верх	0,073	0,15	0,013	0,014	0,0076	-	-	-	0,007
Эксперимент 5 2007г низ	<0,0001	0,16	<0,0001	0,024	0,0300	-	-	-	-

В слитках черновой меди отмечено увеличение содержания As в донной части слитка (эксперимент 3 2008г) в восемьдесят шесть раз, и в верхней части слитка (эксперимент 5 2007г) в сто тридцать раз; увеличение Sb в верхней части слитков в семьсот раз; увеличение содержания Sn в донной части в два раза (эксперимент 5 2007г) и в верхней части слитка в триста восемьдесят раз (эксперимент 3 2008г), в семьдесят раз V (эксперимент 5 2007г), в четыреста шестьдесят раз больше Cl (эксперимент 3 2008г), в четыре раза меньше Cl (эксперимент 5 2007г), в четыреста тридцать раз меньше фосфора (эксперимент 3 2008г).

Важнейшим условием для получения достоверной информации при определении содержаний примесных элементов является выбор достаточно чувствительного лабораторного метода исследования [14]. Проведенные нами исследования, в т.ч. и сопоставление результатов анализов, полученных разными методами, показали, что наиболее достоверная информация для объективных научных построений может быть получена при помощи рентгеноспектрального анализа.

При изучении вещественного состава исходных руд и продуктов их переработки исследователями традиционно продолжает применяться спектральный анализ с использованием стандартных образцов, а также построением графиков зависимости интенсивности пиков на спектрограмме от содержания примесного элемента. Этот вид анализа требует предварительной тщательной подготовки для определения содержаний примесей в каждом виде анализируемого вещества. Даже при проведении подобных предварительных работ спектральный анализ позволяет определить лишь порядок содержания примесного элемента. Дублирование спектрального анализа рентгеноспектральным анализом одних и тех же проб показало плохую сходимость результатов, что вынудило нас отказаться от использования результатов спектрального анализа для дальнейшего рассмотрения.

При изучении стратификации примесей в расплаве меди и полученном из него металле необходимо учитывать, что примесные элементы могут находиться в тонкорассеянном виде в матрице меди, а также в виде включений инородных фаз сульфидов.

дов, силикатов, окислов и (особенно в черновой меди). Вероятно, именно с этим фактом связано отсутствие закономерности концентрации некоторых примесных элементов в верхней и нижней части слитка. Так, в эксперименте 3 2008 г мышьяк концентрируется в нижней части слитка меди (содержание увеличивается в 86 раз), а в эксперименте 5 2007 г мышьяк концентрируется уже в верхней части слитка меди (концентрация увеличивается в 130 раз). Подобное разнообразие также отмечено для Sb, Sn, Cl, P.

Этап выплавки металла из руды или плавки самого металла, а также технология металлургического процесса существенно влияют на характер перераспределения примесей. Последняя включает в себя, прежде всего режим нагревания и охлаждения, объём выплавленного металла, а также форму слитка (прежде всего его мощность) [1].

Полученные нами результаты исследований показали, что в процессе металлургического передела происходит дифференциация химических элементов внутри

расплава с существенными изменениями содержаний (до сотен, тысяч раз). Это приводит к формированию слитков и металлических изделий с разной картиной примесных элементов. Как становится понятным, полученные наблюдения следует учитывать при решении вопросов о меднорудной базе исследуемого металла. Методика исследования вещественных свидетельств металлургического производства должна базироваться на применении достоверных лабораторных методов изучения вещества, а интерпретация полученных данных — на выявленных закономерностях перераспределения примесных элементов в процессе металлургического передела. Перспективным в исследовательском поиске является изучение содержания примесных элементов в металле экспериментальной плавки, полученном из разных порций единого расплава. Предполагается, что в этом случае процессы гравитационной дифференциации примесных элементов будут менее выразительны, чем в застывшем слитке меди.

Библіографічний список

1. Бровендер Ю. М. Экспериментальное моделирование производственной деятельности на базе руд Картамышского рудопоявления (предварительные результаты исследований) / Ю. М. Бровендер // *Проблеми гірничої археології (матеріали VI-го Міжнародного Картамышського польового археологічного семінару)*. — Алчевськ, 2007. — С. 77–89.
2. Бровендер Ю. М. Опыт экспериментальных исследований при выплавке меди из руд Картамышского рудопоявления Донбасса / Ю. М. Бровендер // *Экспериментальная археология. Взгляд в XXI век.* / Ульяновск: Обл. типография «Печатный двор», 2013. — С. 127–152.
3. Черных Е. Н. История древнейшей металлургии Восточной Европы / Е. Н. Черных. — М.: Наука, 1966. — 142 с.
4. Черных Е. Н. Древнейшая металлургия Урала и Поволжья / Е. Н. Черных. — М.: Наука, 1970. — 177 с.
5. Черных Е. Н. Древняя металлообработка на Юго-Западе СССР / Е. Н. Черных. — М.: Наука, 1976. — 302 с.
6. Черных Е. Н. Каргалы. Т. V: Каргалы: феномен и парадоксы развития. Каргалы в системе металлургических провинций / Е. Н. Черных. — М.: Языки славянской культуры, 2007. — 200 с.
7. Галибин В. А. Древние сплавы на медной основе / В. А. Галибин // *Древние памятники Кубани*. — Краснодар, 1990. — С. 175–182.
8. Галибин В. А. Особенности состава находок из цветного и благородного металла из памятников Северного Кавказа эпохи ранней и средней бронзы / В. А. Галибин // *Древние культуры Прикубанья*. — Ленинград, 1991. — С. 59–62.
9. Селимханов И. Р. К истории освоения человеком металлов и сплавов на Кавказе / И. Р. Селимханов // *Археология и естественные науки*. — М.: Наука, 1965. — С. 138–145.

МЕТАЛУРГІЯ

10. Татаринов С. И. Древние горняки-металлурги / С. И. Татаринов. — Славянск: Печатный двор, 2003. — 131 с.
11. Chernyh L. Spektralanalyse und Metallverarbeitung in den früh- und metallbronzezeitlichen Kulturen der ukrainischen Steppe als Forschungsproblem / L. Chernyh // *Eurasia Antiqua*. — Band 9, 2003. — p. 27–62.
12. Клочко В. И. Metallургическое производство в энеолите-бронзовом веке В. И. Клочко, С. С. Березанская, Е. В. Цвек, С. Н. Ляшко // *Ремесло эпохи энеолита — бронзы на Украине*. — К.: Наук. думка, 1994. — С. 96–132.
13. Клочко В. И. Древний цветной металл Донбасса как показатель геохимических особенностей медных руд региона / В. И. Клочко, В. И. Маничев, И. Н. Бондаренко // *Проблемы эпохи бронзы Великой Степи*. — Луганск: Глобус, 2005. — С. 111–123.
14. Бровендер Ю. М. К вопросу о методологии исследования металлургии эпохи палеометалла / Ю. М. Бровендер, Ю. П. Шубин // *МДАСУ*. — Луганськ: Вид-во СНУ, 2008. — №8. — С. 83–87.
15. Основы геоархеологии / В. В. Зайков, А. М. Юминов, Е. В. Зайкова, А. Д. Таиров. — Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2011. — 263 с.
16. Шубин Ю. П. Факторы, влияющие на эффективность металлургического передела медных руд / Ю. П. Шубин // *Проблемы гірничої археології: Матеріали VI-го Міжнародного Картамиського польового археологічного семінару*. — Алчевськ, 2007. — С. 89–91.
17. Бровендер Ю. М. Опыт комплексного изучения памятников производственной деятельности Донецкого горно-металлургического центра эпохи бронзы / Ю. М. Бровендер, Ю. П. Шубин // *Донецька археологічна збірка*. — Донецьк: Вид-во Донецьк. нац. ун-ту, 2012. — № 16. — С. 108–113.
18. Шубин Ю. П. Некоторые аспекты изучения вещественного состава продуктов металлургического производства эпохи поздней бронзы / Ю. П. Шубин, Ю. М. Бровендер // *Проблемы гірничої археології: Матеріали IX-го Міжнародного Картамиського польового археологічного семінару*. — Алчевськ, 2013. — С. 114–120.
19. Бровендер Ю. М. К вопросу о закономерностях перераспределения химических элементов в процессе металлургического передела медных руд в эпоху бронзы (по результатам экспериментальных плавов и археологическим данным Картамиського археологического микрорайона Бахмутской котловины Донбасса) / Ю. М. Бровендер, Ю. П. Шубин // *Проблемы гірничої археології: Матеріали VII-го Міжнародного Картамиського польового археологічного семінару*. — Алчевськ, 2009. — С. 90–96.
20. Саврасов А. С. Эксперименты по выплавке меди 2001–2002гг. (по археологическим свидетельствам Картамыша) / А. С. Саврасов // *Исторические и футурологические аспекты развития горного дела*. — Алчевск, 2005. — С. 163–175.
21. Саврасов А. С. Исследование химического и фазового состава медной руды и медесодержащих шлаков эпохи бронзы из района Восточной Украины / А. С. Саврасов // *Проблемы гірничої археології: матеріали II-го Міжнародного Картамиського польового археологічного семінару*. — Алчевск, 2005. — С. 268–271.
22. Наумов Д. В. Химический состав металлических предметов Самарского клада / Д. В. Наумов, С. С. Миняев // *Новый клад прикубанских бронз из Ростовской области* // *КСИА*. — №132. — М.: Наука, 1972. — С. 89–91.
23. Черных Е. Н. Металл Мосоловского поселения / Е. Н. Черных, С. В. Кузьминых // *Поселения срубной общности*. — Воронеж: ВГУ, 1989. — С. 5–14.
24. Черных Е. Н. Медь из Хвалынских могильников и ее параллели (по данным спектроаналитических исследований) / Е. Н. Черных // *Хвалынские энеолитические могильники и хвалынская энеолитическая культура. Исследования материалов*. — Самара: Поволжье, 2010. — С. 219–233.
25. Рындина Н. В. Поселения срубной общности / Н. В. Рындина, А. Д. Дегтярева // — Воронеж: ВГУ, 1989. — С. 14–39.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Новохатским А. М.,
д.и.н., проф. ДУКМА Клочко В. И.**

Стаття поступила в редакцію 11.03.14.

к.г.н. Шубін Ю. П., к.і.н. Бровендер Ю. М. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна, quazz@kdl.lg.ua)

РОЗПОДІЛ ЕЛЕМЕНТІВ-ДОМІШОК У ПРОЦЕСІ ВИПЛАВКИ МІДІ

Розглянуті особливості диференціації домішкових хімічних елементів всередині злитків міді експериментальних плавок, а також узагальнені дані щодо характеру перерозподілу домішкових хімічних елементів по продуктах металургійного виробництва (метал, штейн, шлак) експериментальних плавок і археологічних матеріалів. Запропоновано враховувати процеси стратифікації домішкових елементів у металі при виділенні хіміко-металургійних груп палеометалу, а також при вирішенні питань прив'язки його до мінерально-сировинної бази.

Ключові слова: елементи-домішки, мідь, виплавка, руда, стратифікація, експеримент, металургійний цикл.

Shubin Yu. P. Candidate of Geological Sciences, Brovender Yu. M. Candidate of Historical Sciences (DonSTU, Alchevsk, Ukraine, quazz@kdl.lg.ua)

DISTRIBUTION OF ADDITION ELEMENTS IN COPPER MELTING PROCESS

The features of chemical differentiation of impurity elements within the experimental heats of copper ingots are considered and the nature of the impurity redistribution of chemical elements in metallurgical products (metal, matte, slag) on the basis of experimental and archaeological data are summarized. It is proposed to take into consideration the stratification processes of impurity elements in the metal in the selection of chemical and metallurgical groups of ancient metal in order to solve the problem of its linking to a specific resource base.

Key words: trace elements, copper smelting, ore, stratification experiment, metallurgical cycle.

БУДІВНИЦТВО

СТРОИТЕЛЬСТВО

CONSTRUCTION

д.т.н. Должиков П. Н.,
Збицкая В. В.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)

АНАЛИТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ БУРОИНЪЕКЦИОННОЙ СВАИ

В данной работе проведено аналитическое исследование несущей способности буроинъекционной сваи, обоснована новая формула для расчета несущей способности этих свай, определена погрешность вычисления.

Ключевые слова: аналитическое исследование, буроинъекционная свая, несущая способность, силы сопротивления, погрешность.

Введение. Практика показывает, что потеря несущей способности основания фундаментов — это одна из основных причин аварий зданий и сооружений. Поэтому, сегодня вопрос восстановления несущей способности оснований фундаментов является актуальным.

В настоящее время одним из наиболее распространенных способов усиления основания фундаментов реконструируемых и восстанавливаемых зданий являются способы, которые базируются на использовании инъекционных свай (буроинъекционных, корневидных, анкерных и др.). В мировой и отечественной практике накоплен большой практический опыт использования буроинъекционных свай, разработаны многочисленные рекомендации. Технология сооружения буроинъекционных свай при реконструкции фундаментов известна и хорошо обработана. Однако, постоянно растущие нагрузки, увеличение темпов строительства, снижение стоимости СМР вызывают необходимость совершенствования и дальнейшего развития технологии сооружения, методики проектирования параметров и нормативных документов для расчета несущей способности буроинъекционных свай.

Как известно, в инженерной практике расчет несущей способности свай по табличным данным используется, по большей части, для ее предварительной оценки, поскольку имеет объективные причины не-

соответствия фактической (реальной) величине. Однако, при отсутствии результатов статических испытаний, этот расчет остается определяющим для выбора параметров свай и расчета свайных фундаментов, и потому повышение его точности является актуальной задачей [1].

Свайные фундаменты рассчитываются на основании результатов инженерно-геологических изысканий, а также исходя из конструктивных и технологических особенностей проектируемых или эксплуатируемых зданий.

Расчет свайных фундаментов осуществляется по предельным состояниям: первой группы, т.е. по прочности материала свай и по несущей способности грунта оснований; второй группы, т.е. по осадкам и перемещениям свай [2].

В общем случае несущую способность свай, работающей на сжимаемую нагрузку, определяют как сумму расчетных сил сопротивлений грунтов основания под нижним концом сваи и на ее боковой поверхности по формуле:

$$F_d = \gamma_c \cdot (\gamma_{cR} \cdot R \cdot A + u \sum \gamma_{cf} \cdot f_i \cdot h_i), (1)$$

где γ_c — коэффициент условий работы свай; R — расчетное сопротивление грунта под нижним концом сваи, кПа; A — площадь опирания сваи на грунт, см²; u — наружный периметр поперечного сечения сваи, м; f_i — расчетное сопротивление i -ого слоя грунта на боковой поверхности,

кПа; h_i — толщина i -ого слоя грунта, соприкасающегося с боковой поверхностью свай, м; γ_{cR} , γ_{cf} — коэффициенты условий работы грунта, соответственно под нижним концом и на боковой поверхности свай.

Однако, при устройстве буроинъекционных свай данная формула не может быть применена, так как не учитывает конструктивные особенности свай.

Цель работы — аналитическое обоснование формулы для расчета несущей способности буроинъекционных свай.

Изложение материала и его результаты. Буроинъекционная свая представляет собой устроенную в грунт инъекционную трубу, через которую под давлением нагнетался цементный раствор. Напорная инъекция цементного раствора способствует формированию в грунте разнонаправленных каналов гидроразрыва. В результате чего в грунте образуется система из инъекционной трубы и цементных уширений. Эта система работает как единая.

Основными параметрами буроинъекционной свай являются:

- диаметр d_c и длина рабочей поверхности l_c инъекционной трубы;
- радиус распространения r и раскрытие δ трещин гидроразрыва;

Модель буроинъекционной свай приведена на рисунке 1.

Поскольку система полостей гидрорасчленения имеет хаотический характер, то целесообразно в расчетах заменить раскрытие трещины δ на эквивалентное раскрытие полости разрыва h_z , а радиус r распространения трещин гидроразрыва на эффективный радиус R_z (рис. 2). Эти параметры можно вычислить по формулам (2) и (3) [3]:

$$h_z = h \cdot \left(\frac{e_1 - e_2}{1 + e_1} \right), \quad (2)$$

где e_1 и e_2 — коэффициенты пористости грунта, рассчитываемые по формулам:

$$e_1 = \frac{\gamma_s}{\gamma_1} - 1,$$

$$e_2 = \frac{\gamma_s}{\gamma_2} - 1,$$

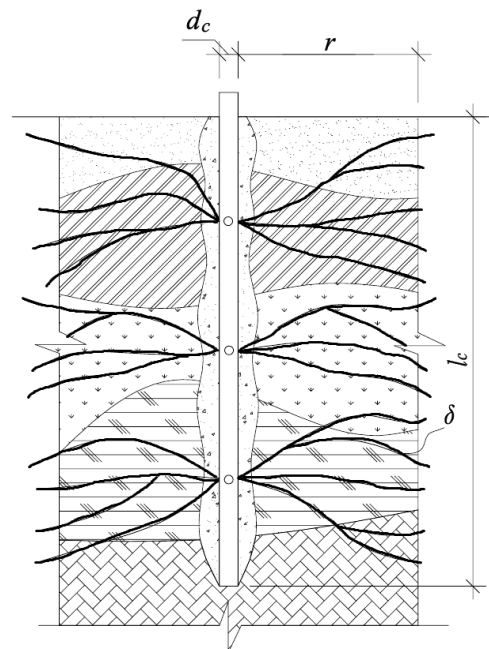
где γ_s — удельный вес частиц грунта, кН/см³, γ_1 , γ_2 — объемный вес скелета грунта до и после консолидации.

$$R_z = r_k - \frac{(P_z - P_k) \cdot (r_k - r_c)}{P_c - P_k}, \quad (3)$$

где r_k — максимальный радиус распространения раствора при перепаде давления в канале гидроразрыва $\Delta P = P_c - P_k$, Па; P_z — эффективное давление раствора на стенки канала разрыва, соответствующее эффективному радиусу R_z , рассчитываемое по формуле, Па:

$$P_z = \frac{h_z \cdot (1 + e_1)}{h \cdot m_0}; \quad (4)$$

P_k — давление раствора на стенки канала разрыва, соответствующее максимальному радиусу r , Па; P_c — давление раствора на стенки канала разрыва у ствола скважины, Па; r_c — радиус инъекционной трубы, м.

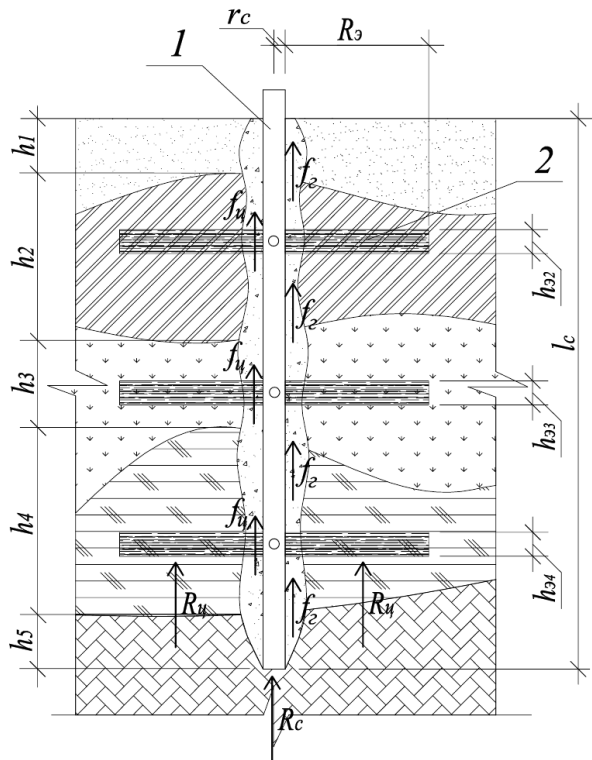


d_c — диаметр инъекционной трубы; l_c — длина рабочей поверхности инъекционной трубы; r — радиус распространения трещин гидроразрыва; δ — раскрытие трещин гидроразрыва

Рисунок 1 — Модель буроинъекционной свай

Эффективный радиус на практике в суглинках и песках составляет 0,5–1,2 м.

Учитывая, что свая представляет собой систему из инъекционной трубы и цементных уширений, силы сопротивления под нижним концом — это сумма сил сопротивления под нижним концом сваи R_c и под цементными уширениями R_u (рис. 2).



1 — инъекционная труба; 2 — цементное уширение

Рисунок 2 — Расчетная схема буроинъекционной сваи

Расчетные силы сопротивления под нижним концом сваи:

$$R_c = \gamma_{cR} \cdot R \cdot A = \gamma_{cR} \cdot R \cdot \pi \cdot r_c^2.$$

При расчете сил сопротивления под цементными уширениями необходимо учесть, что не по всей длине сваи есть уширения (поэтому вводим коэффициент постели):

$$\begin{aligned} R_u &= \gamma_{cR} \cdot R \cdot A \cdot k_n = \\ &= \gamma_{cR} \cdot R \cdot \pi \cdot (R_3 - r_c)^2 \cdot k_n, \end{aligned}$$

где k_n — коэффициент постели для инъекционного раствора:

$$k_n = \frac{\sum h_{\varepsilon i}}{l_c}.$$

Силы сопротивления на боковой поверхности сваи так же состоят из двух частей: сопротивление грунта и сопротивление цементного раствора

В результате напорной цементации обводненный грунт консолидируется и упрочняется на 10–20%. Поэтому силы сопротивления грунта на боковой поверхности сваи равны:

$$\begin{aligned} f_2 &= u \cdot \sum \gamma_{cf} \cdot f_{2i} \cdot (h_i - h_{\varepsilon i}) \cdot k_{k_i} = \\ &= u \cdot \sum \gamma_{cf} \cdot f_{2i} \cdot h_{2i} \cdot k_{k_i}, \end{aligned}$$

где k_{k_i} — коэффициент консолидации в i -том слое грунта:

$$k_{k_i} = \frac{\gamma_{2i}}{\gamma_{1i}}.$$

Силы сопротивления цемента на боковой поверхности сваи:

$$f_u = u \cdot \sum \gamma_{cf} \cdot f_{ui} \cdot h_{\varepsilon i}.$$

На основании выше сказанного можем сделать вывод, что несущая способность буроинъекционной сваи состоит из четырех слагаемых и рассчитывается по формуле:

$$\begin{aligned} F_d &= \gamma_c \cdot (R_c + R_u + f_2 + f_u), \\ F_d &= \gamma_c \cdot \gamma_{cR} \cdot R \cdot \pi \times \\ &\times (r_c^2 + k_n \cdot (R_3 - r_c)^2) + \\ &+ \gamma_c \cdot u \cdot (\sum \gamma_{cf} \cdot f_{2i} \cdot h_{2i} \cdot k_{k_i} + \\ &+ \sum \gamma_{cf} \cdot f_{ui} \cdot h_{\varepsilon i}). \end{aligned} \quad (5)$$

где γ_c — коэффициент условий работы сваи; γ_{cR} , γ_{cf} — коэффициенты условий работы грунта, соответственно под нижним концом и на боковой поверхности сваи; R — расчетное сопротивление грунта под нижним концом сваи, кПа; r_c — радиус

БУДІВНИЦТВО

инъекционной трубы, м; R_s — эффективный радиус, м; k_n — коэффициент постели для инъекционного раствора; u — наружный периметр поперечного сечения сваи, м; f_{2i} — расчетное сопротивление i -ого слоя грунта на боковой поверхности, кПа; h_{2i} — толщина i -ого слоя грунта, соприкасающегося с боковой поверхностью сваи, м; k_{ki} — коэффициент консолидации i -го слоя грунта; f_{4i} — расчетное сопротивление i -ого слоя цементного раствора на боковой поверхности, кПа; h_{3i} — эквивалентная полость раскрытия трещин гидроразрыва в i -том слое грунта, м.

Рассмотрим расчет несущей способности буроинъекционной сваи на примере реконструкции фундамента Луганской городской больницы №7, где были выполнены работы по сооружению дополнительных буроинъекционных свай с целью усиления строительных конструкций фундамента и выполнения надстройки дополнительных этажей.

При проектировании инъекционных работ был произведен расчет несущей способности буроинъекционной сваи по несущей способности грунта по формуле (1).

Результаты расчета показали, что несущая способность таких свай будет равна 310 кН.

После окончания работ были выполнены испытания свай статической нагрузкой, соблюдая требования ГОСТ 5686-78, а испытания грунтов статическим зондированием.

Для определения несущей способности свай по результатам исследований было проведено:

- статическое испытание свай..... 2
- испытание грунтов..... 6
- испытание статическим зондированием..... 6

Несущую способность свай по результатам их испытаний выдерживающей статической нагрузкой определяли по формуле:

$$F_d = \gamma_c \frac{F_{u,p}}{\gamma_g}, \quad (6)$$

где γ_c — коэффициент условий работы; $F_{u,p}$ — нормативное значение предельного сопротивления сваи, тс; γ_g — коэффициент надежности по грунту.

Натурные неоднократные испытания показали, что средняя несущая способность свай укрепленной цементным раствором составляет 820 кН.

Рассчитаем несущую способность этих же свай по предложенной формуле (5). Данные для расчета приведены в таблице 1.

Расчет показывает, что несущая способность этих свай равна 910 кН. Средняя погрешность результата составляет около 10%, что допустимо в данном виде расчета.

Сравнив результаты расчетов несущей способности буроинъекционной сваи по формуле из нормативов и по предложенной формуле, можем сделать вывод, что старая формула дает заниженный результат в 3–4 раза.

Таблица 1 — Данные для расчета несущей способности буроинъекционной сваи

№ слоя	γ_c	γ_{cR}	R , кПа	r_c , м	R_s , м	k_n	f_{2i} , кПа	h_{2i} , м	k_{ki}	f_{4i} , кПа	h_{3i}
1	1	0,8	2900	0,075	0,5	0,25	38	2,95	1,15	160	0,7
2							34	0,70	1,10		0,2
3							34	1,90	1,50		0,5
4							65	2,20	1,50		0,4
5							31	4,30	1,25		1,1

Будівництво

Выводы:

1. Обоснована новая формула для расчета несущей способности буронабивных свай, погрешность результатов по предложенной формуле не превышает 10%.

2. Результаты расчетов несущей способности буронабивной сваи по нормативной формуле ниже в 3–4 раза по сравнению с результатами натурных испытаний.

Бібліографічний список

1. Лебеда О. Ф. Оцінка результатів розрахунку несучої здатності та статичних випробувань буронабивних паль великого діаметру / О. Ф. Лебеда, В. О. Мовчан // Основи і фундаменти. — 2006. — №30. — С. 59–67.
2. СНиП 2.02.03-85. Свайные фундаменты. — М.: ФГУП ЦПП, 2006. — 46 с.
3. Новые технические решения при строительстве выработок, тампонаже и закреплении горных пород : [монография / под общей ред. Должикова П. Н., Рябичева В. Д.]. — Донецк: Норд-Пресс, 2006. — 265 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Антощенко Н. И., д.т.н., проф. ВНУ им. В. Даля Кипко А. Э.

Статья поступила в редакцию 04.03.14.

д.т.н. Должиков П. М., Збицька В. В. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

АНАЛІТИЧНЕ ДОСЛІДЖЕННЯ НЕСУЧОЇ ЗДАТНОСТІ БУРОІН'ЄКЦІЙНОЇ ПАЛІ

У даній роботі виконано аналітичне дослідження несучої здатності буронабивної палі, обґрунтована нова формула для розрахунку несучої здатності цих паль, визначена похибка обчислення.

Ключові слова: аналітичне дослідження, буронабивна палля, несуча здатність, сили опору, похибка.

Dolzhykov P. M. Doctor of Engineering Sciences, Zbytska V. V. (DonSTU, Alchevsk, Ukraine)
ANALYTICAL RESEARCH OF THE BEARING CAPACITY OF CONTINUOUS FLIGHT AUGER (CFA) PILES

Analytical research of the bearing capacity of continuous flight auger (CFA) pile is given in the article. A new formula for calculation of the bearing capacity of continuous flight auger piles is grounded. An error of calculation is defined.

Key words: analytical research, continuous flight auger (CFA) pile, bearing capacity, force resistance, error.

д.т.н., доц. Поздєєв С. В.,
к.т.н., доц. Отрош Ю. А.,
Омельченко А. М.,
Щіпець С. Д.

(Академія пожежної безпеки імені Героїв Чорнобиля, м. Черкаси, Україна)

МЕТОДИКА ОЦІНКИ МЕЖІ ВОГНЕСТІЙКОСТІ ЗАЛІЗОБЕТОННИХ БАЛОК ШЛЯХОМ ІНТЕРПРЕТАЦІЇ РЕЗУЛЬТАТІВ ЇХ ВОГНЕВИХ ВИПРОБУВАНЬ

Розроблено методику, яка дозволяє на основі даних, одержуваних в ході вогневих випробувань при трьохсторонньому нагріванні залізобетонної балки за стандартною температурною кривою пожежі у вогневій печі без механічного навантаження згідно з вимогами стандартів, оцінити межу вогнестійкості залізобетонних балок прямокутного перерізу за несучою здатністю при застосуванні міцнісного розрахунку. Наведені результати, отримані за цією методикою, щодо оцінки межі вогнестійкості залізобетонної балки за результатами вогневих випробувань.

Ключові слова: вогневі випробування, вогнестійкість, стандартний температурний режим, залізобетонна балка, несуча здатність, інтерполяція, Єврокод, термопара.

Постановка проблеми. Мінімальні вимоги до вогнестійкості визначені в національних нормативах, заснованих на міркуваннях безпеки для життя людей, що знаходяться в будівлі або поблизу від неї, а також персоналу пожежної охорони.

Визначення вогнестійкості будівельних конструкцій будівель і споруд може ґрунтуватися на результатах випробувань на вогнестійкість, що є альтернативою до проектування на основі обчислень. Сьогодні в Україні значення межі вогнестійкості визначають шляхом випробувань за національним стандартом України [1], або за стандартами на методи випробувань на вогнестійкість будівельних конструкцій конкретних видів (колон, балок, перекриттів, покриттів, дверей та воріт, підвісних стель, кабельних проходок тощо). Але експериментальний метод має ряд недоліків.

Визначення вогнестійкості конструкцій може також ґрунтуватися на поєднанні результатів випробувань і чисельних розрахунків. Система Єврокодів допускає систему, основу на комбінації результатів випробувань і чисельного моделювання для будівель і споруд. В зв'язку з цим в роботі і постає завдання розробити розрахунково-експериментальний метод розрахунку. Ці методи поєднують в різному по-

рядку експериментальні та розрахункові процедури. Більшість таких методів засновано на попередньому експериментальному визначенні параметрів властивостей матеріалів досліджуваних конструкцій або розподілу температур по поперечному перерізу і наступним визначенням межі вогнестійкості при використанні одного з розрахункових методів.

Залізобетонні балки є складовими частинами перекриттів будівель, і зв'язку з цим є актуальним визначення вогнестійкості залізобетонних балок для забезпечення пожежної безпеки при експлуатації, оскільки виключення їх з роботи призводить до руйнування будівлі цілому.

Розроблений в роботі розрахунково-експериментальний метод, на наш погляд, позбавлений характерних недоліків методів, заснованих на вогневих випробуваннях, і розрахункових методів, оскільки він дозволяє вилучити з експериментальних установок навантажувальне обладнання та контрольно-вимірювальні прилади, пов'язані з вимірюванням зусиль та деформацій. Це в свою чергу дозволяє значно зменшити трудовитрати та вартість на підготовку та проведення експериментів. Крім цього виключається ризик обвалення випробовуваного зразку разом з вантажами у простір

БУДІВНИЦТВО

камери печі і як наслідок ушкодження її огорожувальних конструкцій та футеровки, що мають найбільшу вартість. Застосування розрахункової інтерпретації також дозволяє підвищити точність, оскільки виключається вплив невідповідності габаритних розмірів та граничних умов випробуваного елементу, як складової відповідної структури.

Постановка завдання. Завдання роботи полягає в розробці та апробації методики, яка дозволяє на основі даних, одержуваних в ході вогневих випробувань при трьохсторонньому нагріванні залізобетонної балки за стандартною температурною кривою пожежі у вогневій печі без механічного навантаження згідно з вимогами стандартів [3] та [1], оцінити межу вогнестійкості залізобетонної балки прямокутного перерізу за несучою здатністю при застосуванні міцнісного розрахунку.

Викладення матеріалу та його результати. Запропонована методика дозволяє проводити випробування балкових елементів будівельних конструкцій (балок, ригелів, перемичок, елементів ферм, рам, арок тощо) на вогнестійкість за температурним режимом згідно з [1] без прикладання механічного навантаження. Методика використовується для визначення межі вогнестійкості балкових елементів будівельних конструкцій (далі - балок), які піддаються впливу вогню з трьох боків.

Метод враховує зміни механічних властивостей кожного шару бетону і арматурної сталі залежно від їх температури нагріву. Вказана зміна враховується при розгляді параметрів напружено-деформованого стану в перерізі балки відповідно до шарнірної схеми її закріплення, геометричними параметрами, класу міцності бетону і арматурної сталі. Рівняння, що описують напружено-деформований стан, взяті відповідно до рекомендацій [2].

Для врахування зміни механічних властивостей у залежності від температури була використана інтерполяція температур у вузлових точках перерізу при застосуванні значень температур, які виміряні у конт-

рольних точках перерізу у ході проведення випробувань. На рисунку 1 подана схема розбиття перерізу на прямокутні зони з вузловими точками, де будуть визначатися температури шляхом інтерполяції. Також на цьому рисунку подана схема розташування контрольних точок, де визначатиметься температура відповідно до рекомендацій стандарту [3, п. 8.1.2].

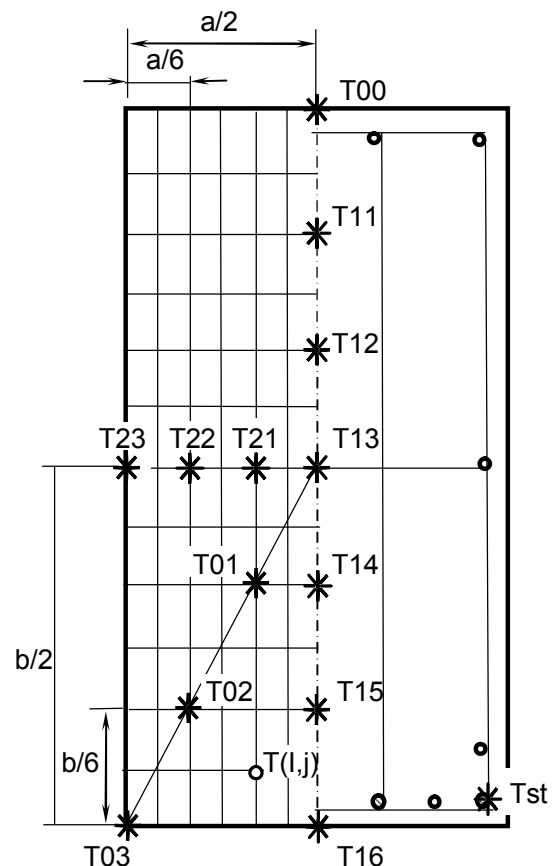


Рисунок 1 – Схема розташування термопар та розбиття перерізу балки на зони

Експеримент проводиться у відповідності до стандартів щодо вогневих випробувань балок ДСТУ Б В.1.1-4 «Будівельні конструкції. Методи випробувань на вогнестійкість. Загальні вимоги» та ДСТУ Б В.1.1-13 «Захист від Пожежі. Балки. Метод випробування на вогнестійкість».

Результати використання запропонованого методу. Для проведення розрахунку щодо оцінки межі вогнестійкості залізобетонних балок за результатами вогне-

БУДІВНИЦТВО

вих випробувань необхідні наступні початкові дані.

Показники термопар в кожну хвилину випробувань згідно зі схемою на рисунку 1.

Умовні позначення: T00, T01, T02, T03, T10, T11, T12, T13, T14, T15, T16, T21, T22, T23, Tst.

Клас міцності бетону.

Тип крупного заповнювача бетону (силікатний — 1, карбонатний — 0).

Клас міцності робочої арматури.

Діаметри арматури (рис. 2). Умовне позначення: d , d_1 , d_n .

Кількість арматурних стержнів: n , n_1 , n_n відповідно до рисунку 2.

Геометричні розміри перерізу балки і захисний шар бетону (рис. 2). Умовні позначення: a , b , w .

Розрахункова довжина балки. Умовне позначення: L .

Розрахункове розподілене навантаження. Умовне позначення: Q_{0d} .

Розглянемо конкретний приклад залізобетонної балки.

На рисунку 2 подана розрахункова схема перерізу балки та її армування. На рисунку 3 наведено лістинг сторінки введення

початкових даних, а на рисунку 7 показаний лістинг сторінки результатів. Після інтерполяції були отримані розподіли температур, показані на рисунку 4.

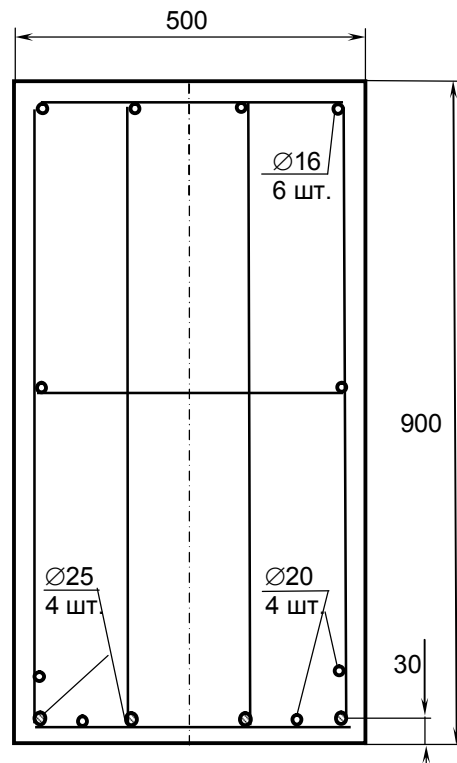
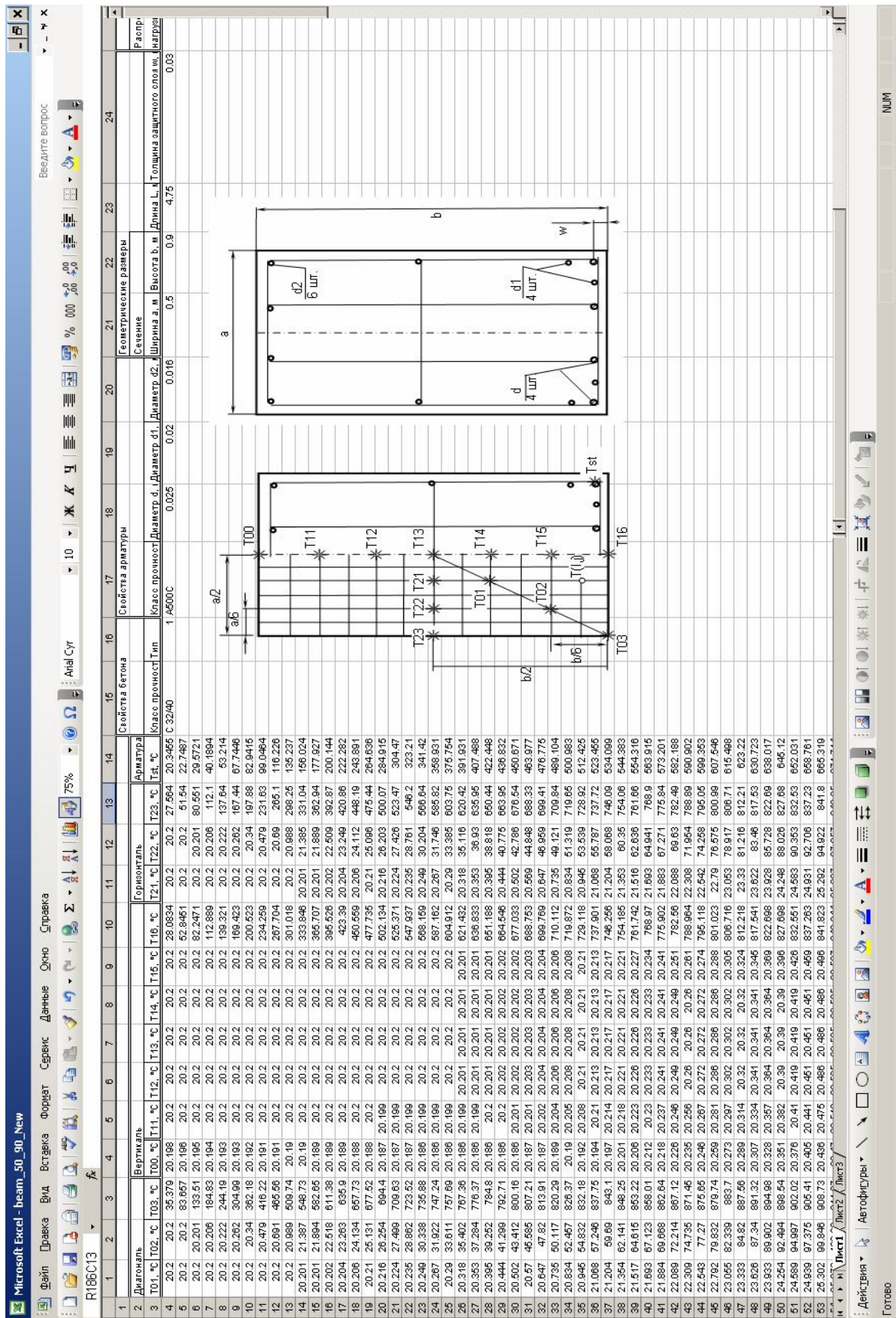


Рисунок 2 — Параметри перерізу балки

Таблиця 1 — Основні параметри залізобетонної балки, яка розраховується за запропонованим методом

Параметр	Позначення	Значення	Одиниця виміру
Геометричні розміри			
• ширина	a	0,5	м
• висота	b	0,9	
• ширина захисного шару	w	0,03	
• довжина балки	L	4	
Тип бетону	Важкий на гранітному зповнювачі	Клас C30/42 (B30)	
Густина бетону	ρ_B	2230	кг/м ³
Робоча арматура:		Клас A500C	
• діаметр більший	d_1	0,025	м
• діаметр менший	d_2	0,02	
Додаткова арматура:		Клас A500C	
• діаметр	d_3	0,016	м

БУДІВНИЦТВО



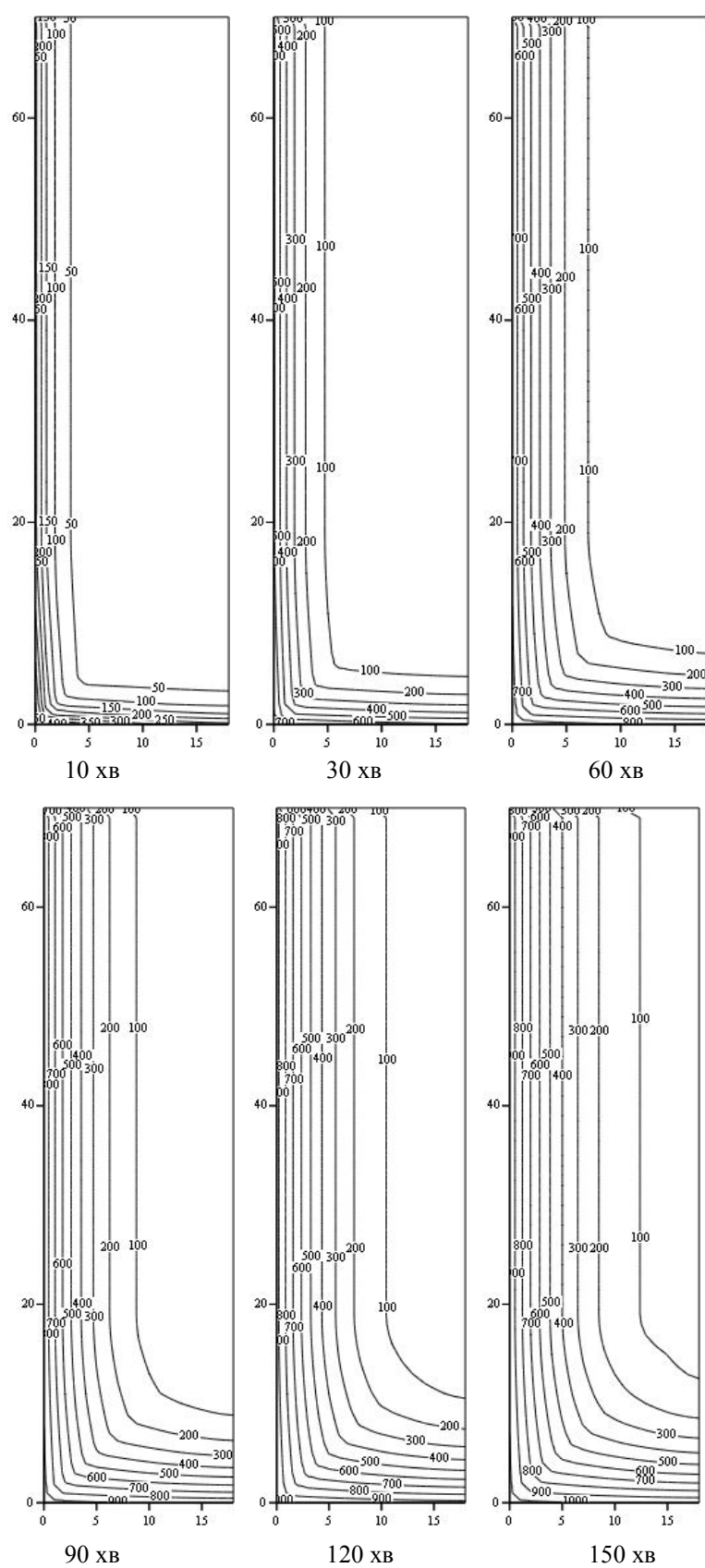


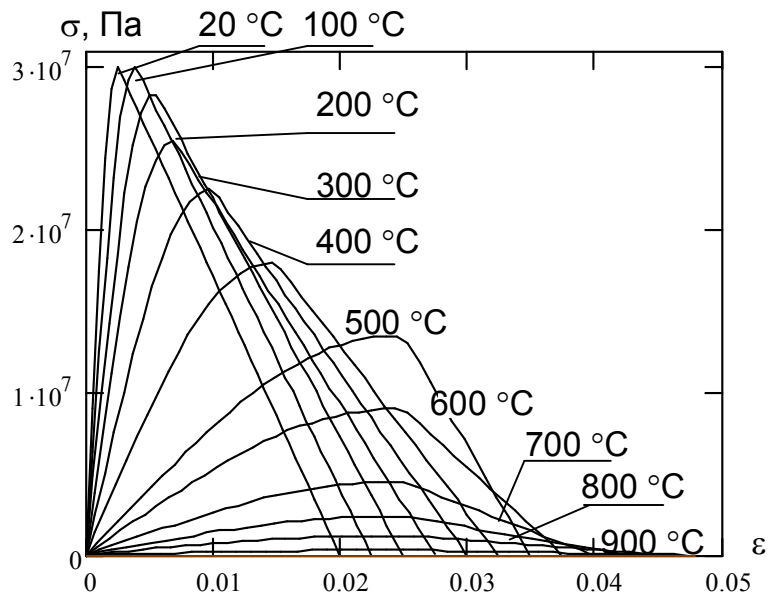
Рисунок 4 — Результати проведення інтерполяції температур по значенням контрольних точок перетину

БУДІВНИЦТВО

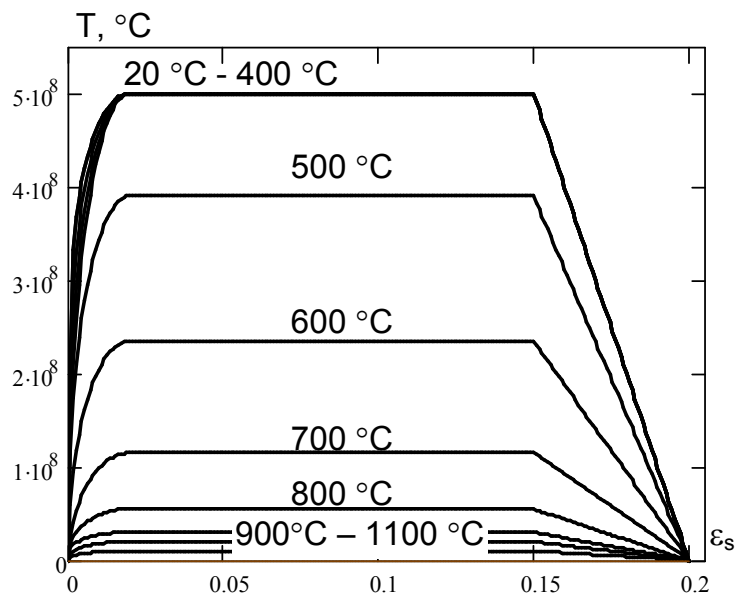
Для здійснення інтерполяції взяті результати розрахунку теплової задачі для перерізу залізобетонної балки згідно з рекомендаціями EN 1992-1-2:2005. Згідно з рекомендаціями Eurocode 2, а також дани-

ми таблиці 1 були побудовані міцнісні характеристики бетону і арматурної сталі, які подані на рисунку 5.

Переріз балки був розбитий на прямокутні зони розміром 5×4,5 мм.



a)



б)

Рисунок 5 — Діаграми деформування бетону (а) та арматурної сталі (б)

Міцнісна задача визначається виходячи із значення максимального прогину балки, що визначається за формулою:

$$D = \frac{L^2}{400 \cdot b} \quad (1)$$

За даним значенням максимального прогину визначається максимальна кривизна за формулою:

$$\chi = \frac{48D}{5L^2} = 24 \cdot 10^{-3} b^{-1} \quad (2)$$

Граничний максимальний прогин розглядуємої балки складе:

$$D = \frac{L^2}{400 \cdot b} = \frac{4^2}{400 \cdot 0,9} = 0,044 \text{ м.}$$

Гранична кривизна балки складе:

$$\chi = 24 \cdot 10^{-3} 0,9^{-1} = 0,0027 \text{ м}^{-1}.$$

За відомими напруженнями кожної з зон перерізу балки та арматурних стержнів визначається момент, при якому досягається критична кривизна балки з використанням формули:

$$M_{\text{lim},fi} = \sum_{i=1}^z \sigma_{si}(\theta, \varepsilon_{si}) A_{si} \times \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n \sigma_{bi,j}(\theta, \varepsilon_{bi,j}) A_{bi,j} d_{bi,j} + \sum_{i=1}^l \sigma_{sdi}(\theta, \varepsilon_{sdi}) A_{sdi} d_{sdi}}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n \sigma_{bi,j}(\theta, \varepsilon_{bi,j}) A_{bi,j} + \sum_{i=1}^l \sigma_{sdi}(\theta, \varepsilon_{sdi}) A_{sdi}} \quad (3)$$

де $\sigma_{bi,j}(\theta, \varepsilon_{bi,j})$ — напруження у бетоні, які визначаються за діаграмами на рисунку 5 або згідно формул EN 1992-1-2:2005 Eurocode 2, для середнього значення температури поточної зони бетону у перерізі; $\sigma_{si}(\theta, \varepsilon_{si})$, $\sigma_{sdi}(\theta, \varepsilon_{sdi})$ — напруження у робочій та додатковій арматурі, які визначаються за діаграмами на рисунку 5 або згідно формул EN 1992-1-2:2005 Eurocode 2; $d_{bi,j}$, d_{sdi} — відстані відповідно від центрів зон бетону перерізу, осей додаткових арматурних стержнів до осі, що проходить через центри робочої арматури,

причому для стержнів нижче горизонтальної центральної вісі відстань має від'ємне значення.

Деформації: $\varepsilon_{bi,j} = x_{bi,j} \chi$, де $x_{bi,j}$ — відстань центру зони до горизонтальної центральної вісі перерізу; $\varepsilon_{sdi} = x_{sdi} \chi$, де x_{sdi} — відстань осі додаткового арматурного стержня до горизонтальної центральної вісі перерізу; $\varepsilon_{si} = x_{si} \chi$, де x_{si} — відстань осі робочого арматурного стержня до горизонтальної центральної вісі перерізу; $A_{bi,j}$ — площа зон, на які розбитий переріз балки, A_{sdi} , A_{si} — площі поперечних перерізів стержнів робочої та додаткової арматури.

За формулою (3) у кожний контрольний момент часу були побудовані графіки залежності внутрішнього моменту від кривизни балки і визначені максимальні їх значення. При побудові графіку фіксується момент з найбільшим значенням, який розглядається як максимальний момент, що здатна витримувати балка у даний контрольний момент часу випробування.

На рисунку 6 побудовані вказані графіки для деяких моментів часу випробування.

Порівнюючи поточне значення максимального моменту випробуваної балки із діючим моментом, що визначається за формулою:

$$M_{0d} = Q_{0d} L^2 / 8, \quad (4)$$

визначається настання граничного стану втрати несучої здатності.

За отриманими значеннями максимальних моментів був побудований графік зниження несучої спроможності, який поданий на рисунку 7.

У результаті проведеного розрахунку була визначена межа вогнестійкості яка склала 81 хв.

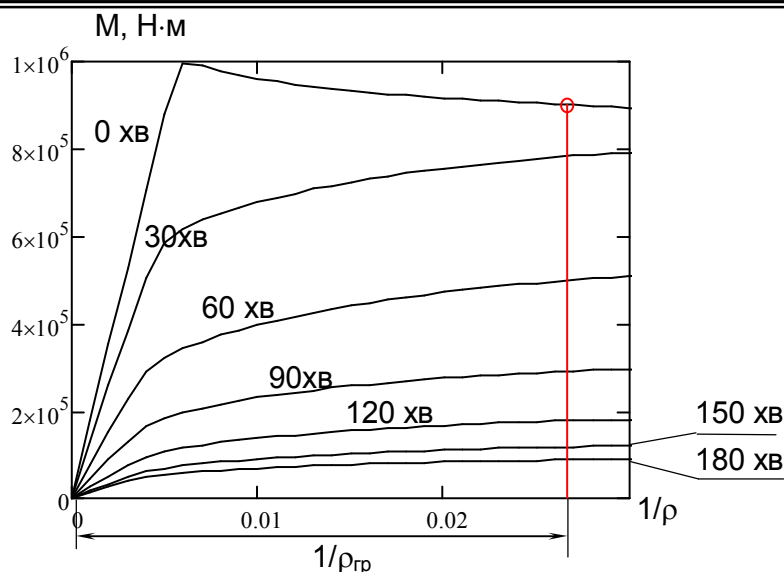


Рисунок 6 — Графіки максимального моменту у балки при граничному значенні кривизни для заданих моментів часу випробування

Межа вогнестійкості балки ФМВ=81, Ресурс несучої здатності балки RSB=0%,
Графік зниження несучої здатності балки.

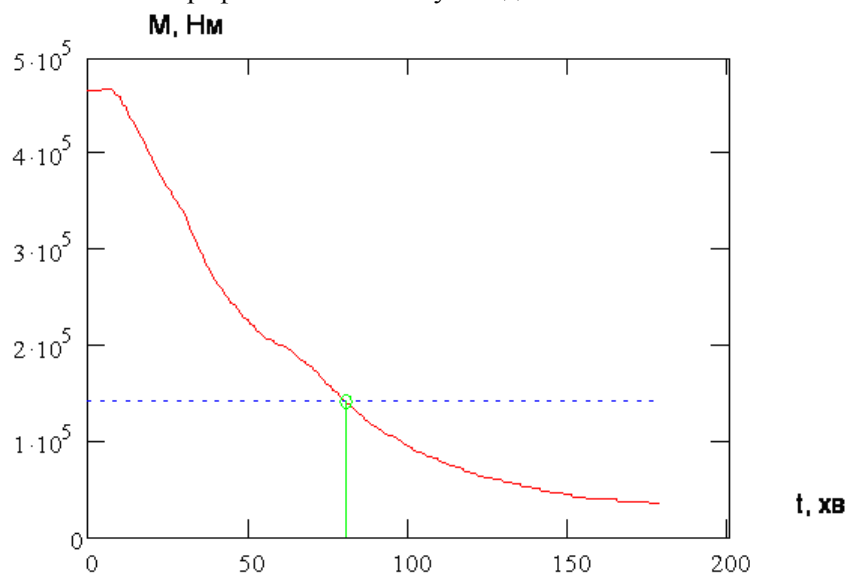


Рисунок 7 — Графік зниження несучої здатності залізобетонної балки

Висновки і напрямки подальших досліджень.

1. В результаті проведених досліджень була розроблена методика, яка дозволяє проводити випробування балкових елементів будівельних конструкцій (балок, ригелів, перемичок, елементів ферм, рам, арок тощо) на вогнестійкість за температурним режимом згідно з ДСТУ Б В.1.1-4-98 без прикладання механічного навантаження.

Методика може бути використана для визначення межі вогнестійкості балкових елементів будівельних конструкцій (далі - балок), які піддаються впливу вогню з трьох боків.

2. Проведена оцінка вогнестійкості залізобетонної балки за розробленою методикою, в результаті чого показана її ефективність.

Бібліографічний список

1. *Захист від пожежі. Будівельні конструкції. Методи випробувань на вогнестійкість. Загальні вимоги : ДСТУ Б В.1.1-4-98**. — [Чинний від 1999-03-01]. — К.: Держбуд України, 2005. — 18 с.
2. *ДСТУ-Н Б EN 1992-1-2:2012 Єврокод 2. Проектування залізобетонних конструкцій. Частина 1-2. Загальні положення. Розрахунок конструкцій на вогнестійкість (EN 1992-1-2:2004, IDT)*. [Чинний від 2013-07-01]. — К.: Мінрегіонбуд України, 2012. — 131 с.
3. *ДСТУ Б В.1.1-13:2007 «Захист від пожежі. Балки. Метод випробування на вогнестійкість»*. [Чинний від 2008-01-01]. — К.: Мінрегіонбуд України, 2007. — 7 с.
4. *ДСТУ-Н Б EN 1993-1-2:2010 Єврокод 3. Проектування сталевих конструкцій. Частина 1-2. Загальні положення. Розрахунок конструкцій на вогнестійкість (EN 1993-1-2:2005, IDT)*. [Чинний від 2013-07-01]. — К.: Мінрегіонбуд України, 2012. — 98 с.
5. *ДСТУ-Н Б EN 1994-1-2:2012 Єврокод 4. Проектування сталезалізобетонних конструкцій. Частина 1-2. Загальні положення. Розрахунок конструкцій на вогнестійкість (EN 1994-1-2:2005, IDT)*. [Чинний від 2013-07-01]. — К.: Мінрегіонбуд України, 2012. — 154 с.

*Рекомендована до друку д.т.н., проф. ДонДТУ Голодновим О. І.,
д.т.н., проф. АПБ ім. Героїв Чорнобиля Осипенко В. І.*

Стаття надійшла в редакцію 24.03.14.

д.т.н., доц. Поздеев С. В., к.т.н., доц. Отрош Ю. А., Омельченко А. Н., Щипец С. Д.
(Академия пожарной безопасности имени Героев Чернобыля, г.Черкассы, Украина)

МЕТОДИКА ОЦЕНКИ ПРЕДЕЛА ОГНЕСТОЙКОСТИ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ БАЛОК ПУТЕМ ИНТЕРПРЕТАЦИИ РЕЗУЛЬТАТОВ ИХ ОГНЕВЫХ ИСПЫТАНИЙ

Разработана методика, которая позволяет на основе данных, получаемых в ходе огневых испытаний при трехстороннем нагреве железобетонной балки по стандартной температурной кривой пожара в огневой печи без механической нагрузки согласно требованиям стандартов, оценить предел огнестойкости железобетонных балок прямоугольного сечения по несущей способности при применении прочностного расчета. Приведены результаты, которые получены по этой методике, для оценки предела огнестойкости железобетонной балки по результатам огневых испытаний.

Ключевые слова: огневые испытания, огнестойкость, стандартный температурный режим, железобетонная балка, несущая способность, интерполяция, Еврокод, термопара.

Pozdeev S. V. Doctor of Engineering Sciences, Otrosh Yu. A. Candidate of Engineering Sciences, Omelchenco A. N., Shchipets S. D. (Heroes of Chernobyl Fire Safety Academy, Cherkassy, Ukraine)
TECHNIQUE OF LIMIT ESTIMATION OF THE FIRE-RESISTANT FERROCONCRETE BEAMS BY THE INTERPRETATION OF THE FIRE TESTS RESULTS

The technique that allows on the basis of the data obtained during the fire test in three way heating of ferroconcrete beam at the standard temperature of fire curve in the furnace without mechanical treatment according to standard requirements is developed, to estimate the fire-resistance limit of ferroconcrete rectangular beams on the bearing capacity in strength calculation application. The results obtained due to the technique for estimation of limit of ferroconcrete beam fire-resistance according to the results of fire tests are given.

Key words: fire tests, ferroconcrete, fire-resistance, standard temperature mode, ferroconcrete beam, bearing capacity, interpolation, Eurocode, thermopair.

*к.т.н. Палейчук Н. Н.,
Рыжикова О. А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГИДРОНАКОПИТЕЛЯ ПРИ ОБРАЗОВАНИИ ЗОНЫ ДЕКОНСОЛИДАЦИИ ГРУНТА

Приведены результаты численных исследований напряженно-деформированного состояния тела дамбы и основания гидронакопителя в условиях образования локального участка деконсолидированного грунта и канала гидроразрыва. При помощи метода конечных элементов обосновано применение глиноцементного раствора в соответствующих инженерно-геологических условиях для тампонажа разуплотненной зоны грунта.

Ключевые слова: гидронакопитель, дамба, зона деконсолидации, напряженно-деформированное состояние, глиноцементный раствор, тампонаж.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Гидротехнические сооружения (ГТС) являются объектами, непосредственно обеспечивающими технологические процессы предприятий горнодобывающей и смежных отраслей промышленности. В Украине эксплуатируются более 500 таких сооружений, как накопители, отстойники, шламохранилища, гидроотвалы, различающиеся по классу ответственности, емкости, высоте, протяженности, рельефу основания, способу возведения и другим признакам. Нарушение устойчивости дамб ГТС может привести к значительному экономическому и экологическому ущербу, связанному с утечками загрязненных вод, которые, как правило, обнаруживаются уже в период эксплуатации гидротехнического сооружения.

Анализ статистических данных показывает, что более 75% аварий на грунтовых гидронакопителях связаны с возникновением локальных, активно развивающихся фильтрационных потоков через тело и основание дамбы, в связи с чем изменяется гидрогеологический режим накопителя [1, 2].

В качестве способа повышения устойчивости и ликвидации аварийных ситуаций на объектах ГТС применяется глиноцементный тампонаж [3-5]. Преимущество

данного способа заключается в сравнительно невысокой стоимости, долговечности и возможности использования глинистого материала непосредственно или в близости объекта тампонирувания. Однако практические рекомендации по выполнению тампонажа в конкретных условиях связаны с изменчивостью инженерно-геологической информации, состоянием тела дамбы и основания накопителя, а также варьированием в рецептуре тампонажного раствора его компонентов. Поэтому использование глиноцементного тампонажного раствора на конкретном объекте требует соответствующего обоснования.

Постановка задачи. Задачей данной работы является исследование напряженно-деформированного состояния тела дамбы и основания гидронакопителя, а также обоснование применения глиноцементного тампонажного раствора с соответствующими деформационно-прочностными характеристиками при закреплении деконсолидированной зоны.

Основной материал исследования. Для обоснованного выбора того или иного варианта физико-механических свойств тампонажного раствора в данной работе используется метод конечных элементов (МКЭ), который позволяет оценить напряженно-деформированное состояние

БУДІВНИЦТВО

(НДС) грунтов, горних порід и тампонажного раствора, что необходимо для прогнозирования сценариев развития аварийных ситуаций на ГТС.

Для выполнения численного моделирования использовался программный комплекс «Лира» версии 9.6 с 64-х разрядной архитектурой. При проведении численного эксперимента применялись конечные элементы деформации грунтов — КЭ 281, 282, 284. Модель характеризуется следующими параметрами: длина по горизонтальной оси (x) — 95.70 м, высота (z) — 22.70 м; ширина дамбы в основании $L=15.50$ м; ширина дамбы в верхней части $L_1=5.65$ м; высота дамбы $h=11.95$ м; углы наклона образующей поверхности тела дамбы α и β — соответственно 68° и 67° ; угол наклона основания гидронакопителя

δ относительно горизонтальной оси x составляет 10° . Ширина зеркала воды по оси x — 63.55 м. Признак схемы — шесть степеней свободы.

Расчетная схема модели представлена на рисунке 1.

Деформационно-прочностные и физико-механические свойства материалов модели приведены в таблице 1.

В модели приняты следующие материалы: известняк (ИГЭ1), суглинок (ИГЭ2), разуплотненный суглинок (ИГЭ3) и глиноцементный тампонажный раствор (ИГЭ4).

Для моделирования применялось нелинейное нагружение грунтового массива с использованием шагово-итерационного метода.

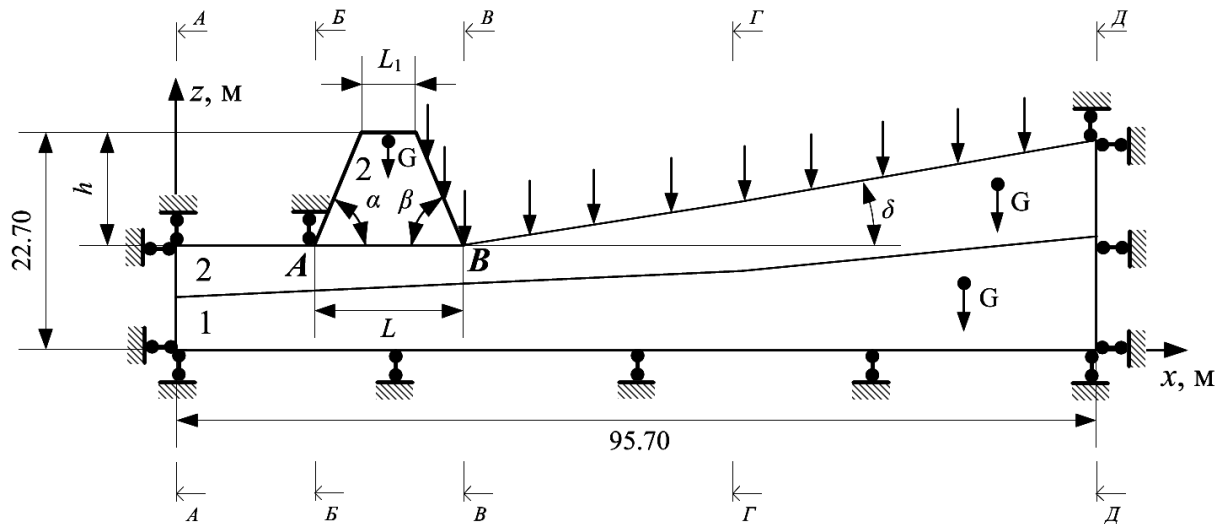


Рисунок 1 — Схема к исследованию НДС тела дамбы и основания гидронакопителя:
1 — ИГЭ-1 (известняк), 2 — ИГЭ-2 (суглинок)

Таблица 1 — Физико-механические свойства материалов модели

№ ИГЭ	E , МПа	ν	H , м	γ , МН/м ³	C , МПа	R_t , МПа	φ , град	k_e
1 (ИГЭ1)	$17,4 \times 10^3$	0,17	0,10	$2,66 \times 10^{-3}$	23,5800	12,6000	33	3
2 (ИГЭ2)	14,71	0,35	0,10	$1,96 \times 10^{-3}$	0,0049	0,0005	16	3
3 (ИГЭ3)	12,85	0,40	0,10	$1,50 \times 10^{-3}$	0,0035	0,0002	16	3
4 (ИГЭ4)	24,51	0,27	0,10	$2,10 \times 10^{-3}$	0,0340	0,0035	25	3

Шаг триангуляции сетки КЭ — 10.00×10.00 м для ИГЭ1, 1.00×1.00 м для ИГЭ2, 0.25×0.25 м для дамбы и 0.10×0.10 м для зоны разуплотнения, что обусловлено интересом к исследованию НДС основания и дамбы, в то время как распределение напряжений вглубь породного массива для данной задачи менее значимо. Нагрузка от веса воды задавалась равной 0.01 МН/м^2 . Граничные условия — связи по всем направлениям.

Здесь обозначены: E — модуль деформации грунта по ветви первичного нагружения; ν — коэффициент Пуассона; H — расчетная толщина элемента; γ — удельный вес грунта; k_e — коэффициент перехода к модулю деформации грунта по ветви вторичного нагружения $E_e = k_e E$; C — структурное сцепление; R_t — предельное напряжение при растяжении; φ — угол внутреннего трения.

Поскольку процесс разуплотнения грунта методом конечных элементов смоделировать не представляется возможным, были выбраны наиболее характерные геомеханические ситуации, которые необходимо исследовать, а именно — исходное состояние грунтовой дамбы (рис. 2, а), начальный этап фильтрации с образованием зоны разуплотнения (рис. 2, б), обнажение

деконсолидированной зоны на одном из бортов дамбы (рис. 2, в), образование в зоне деконсолидации грунта полости гидрорасчленения (рис. 2, г) и закрепление ослабленной зоны глиноцементным тампонажным раствором (рис. 2, д).

Геометрические параметры и формы зоны разуплотнения и канала гидроразрыва приняты в соответствии с рекомендациями по созданию модели процесса тампонажа деконсолидированного грунта вязкопластичными растворами [4, 5], а также исходя из фактических данных о мощности деконсолидированной зоны в различных грунтах [1-5]. На завершающей стадии численного эксперимента наличие в канале гидроразрыва (рис. 2, г) тампонажного раствора моделировалось заданием данной области модели сниженных деформационно-прочностных характеристик. Так, в частности, модуль деформации принимался равным $19,6 \text{ МПа}$, что соответствует коэффициенту снижения модуля $k=0,8$, а коэффициент Пуассона брался со значением $0,32$. Данный прием позволяет смоделировать обстоятельство, когда полость заполняется материалом, что является необходимым условием для адекватного описания контактных условий в механике сплошной среды [6, 7].

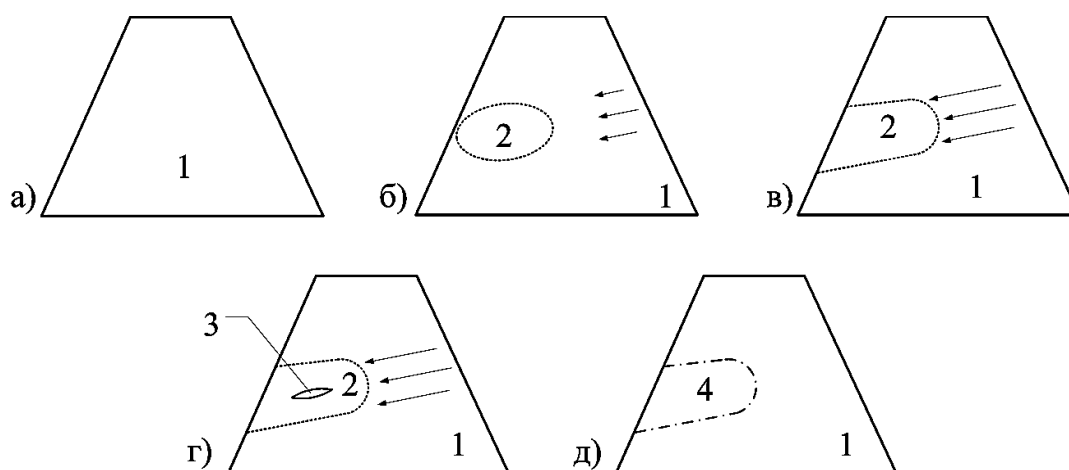


Рисунок 2 — Этапы моделирования: а — начальный этап эксплуатации дамбы, б — начальный этап фильтрации (образование зоны деконсолидации грунта), в — развитие разуплотненной зоны, г — образование канала гидроразрыва, д — закрепление грунта, 1 — исходное состояние грунта, 2 — деконсолидированный грунт, 3 — полость гидрорасчленения, 4 — закрепленный грунт, \leftarrow — направление фильтрации.

БУДІВНИЦТВО

Для определения главных и эквивалентных напряжений использовался расчетный процессор «Литера», в котором была выбрана теория прочности Кулона-Мора для грунтов.

Анализ характера изополей напряжений

выполним на примере эквивалентных напряжений σ_E , распределение которых представлено на рисунке 3.

Значения максимальных сжимающих и растягивающих напряжений всех видов приведена в таблице 2.

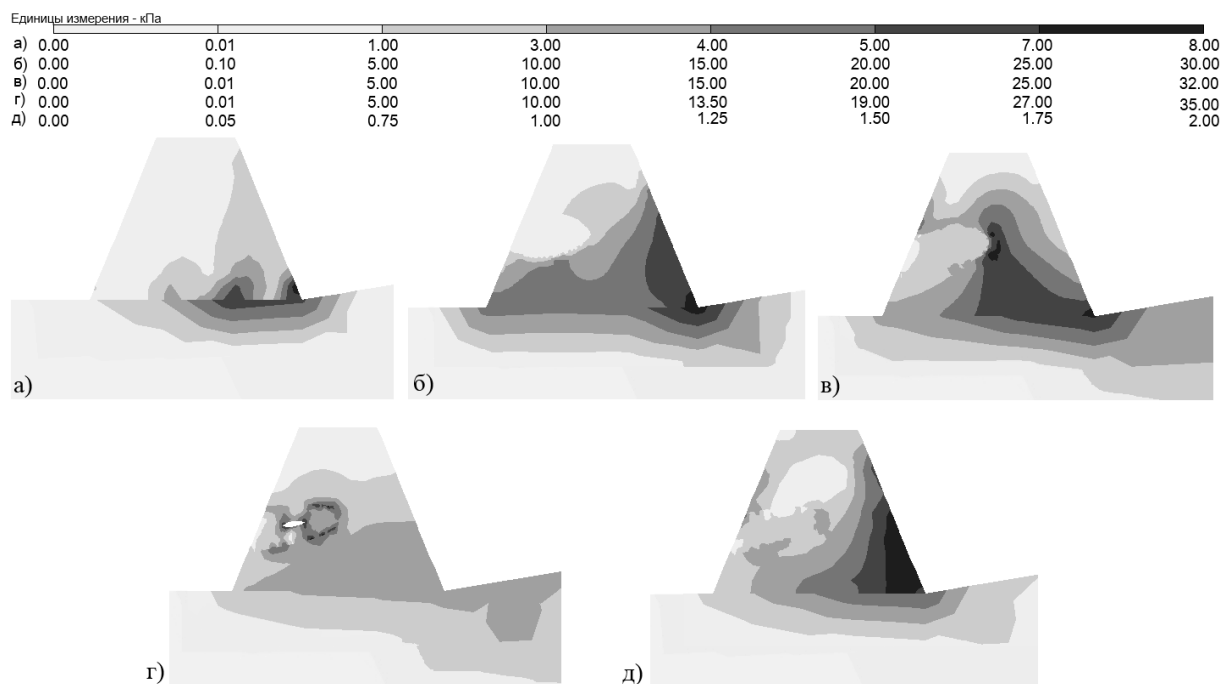


Рисунок 3 — Распределение изополей эквивалентных напряжений σ_E в теле и основании дамбы гидронакопителя: а — начальный этап эксплуатации, б — начальный этап фильтрации, в — развитие зоны деконсолидации, г — образование канала гидроразрыва, д — закрепление грунта

Таблица 2 — Распределение максимальных величин напряжений в конфигурациях модели

Этапы моделирования (конфигурация)	Наибольшие значения напряжений, кПа										
	сжимающих					растягивающих					
	σ_x	σ_z	τ_{xz}	σ_1	σ_3	σ_x	σ_z	τ_{xz}	σ_1	σ_3	σ_E
Исходное состояние	6,0	9,0	4,0	4,0	12,0	4,0	0,1	6,0	6,0	0,0	8,0
Начальная стадия разуплотнения	6,0	9,0	4,0	4,1	64,0	5,0	0,0	6,0	4,5	1,0	30,0
Развитие зоны деконсолидации	9,0	10,0	7,0	15,0	65,0	5,0	7,0	7,0	5,0	5,0	32,0
Образование канала гидроразрыва	36,0	38,0	7,0	15,0	67,5	24,0	18,0	7,0	5,0	5,0	35,0
После закрепления глиноцементным раствором	5,0	20,0	10,0	2,0	5,0	1,0	0,0	13,0	2,0	5,0	2,0

Анализ распределения изополей эквивалентных напряжений в исходном состоянии (рис. 3, а) показал следующее: в правой части основания дамбы действуют максимальные эквивалентные усилия численно равные 8 кПа в точке *B*, уменьшаясь до значения 1 кПа в точке *A*. По мере изменения расстояния от характерных точек до исследуемой области тела дамбы имеются возмущения напряжений σ_E . Возмущения достигают величин 4,45-6,75 кПа на расстоянии соответственно 0,6*L* и 0,3*L* от точки *B*, что обусловлено влиянием горизонтальной составляющей нагрузки, задаваемой весом воды.

Весьма характерно наличие краевого эффекта в точке *B*. Это объясняется тем, что внешняя нагрузка на тело дамбы и основание отстойника была приложена только со стороны точки *B*. Характер распределения эквивалентных напряжений аналогичен конфигурации горизонтальных σ_x и вертикальных σ_z усилий, что является следствием отсутствия внешней нагрузки, прежде всего — горизонтальной, на боковых границах модели.

Конфигурация эквивалентных напряжений в начальной стадии разуплотнения грунта (рис. 3, б), как и в исходном состоянии, обусловлена влиянием вертикальных напряжений и в соответствии с принятой теорией прочности Кулона-Мора — главных усилий σ_3 . Максимальные значения σ_E увеличились до 30 кПа (в исходном состоянии $\sigma_{E\max} = 8$ кПа) и сосредоточились вокруг точки *B*. Как и в случае с главными усилиями σ_3 , распространение эквивалентных напряжений в тело дамбы обусловлено наличием ослабленной зоны.

При анализе распределения изополей эквивалентных напряжений в стадии развития зоны деконсолидации грунта в теле дамбы гидронакопителя (рис. 3, в) четко выделяются две зоны максимумов. Первая, как и в предыдущих конфигурациях модели, сосредоточена в окрестности точки *B*, а вторая располагается в центральной части тела дамбы и обусловлена влиянием локально ослабленного участка грунтового

массива. Наибольшие значения эквивалентных напряжений σ_E составляют 32 кПа. Эта величина на 2 кПа выше, чем при образовании разуплотненной зоны и в 4 раза больше, чем в исходном состоянии.

Максимальные значения эквивалентных напряжений при образовании канала гидроразрыва составляют 35 кПа, что более чем в 4 раза превышает наибольшие значения σ_E в исходном состоянии, на 5 кПа больше, чем в начальной стадии разуплотнения и на 3 кПа больше, чем при развитии зоны разуплотнения. Конфигурация изополей эквивалентных напряжений аналогична форме усилий σ_3 и σ_z , но с распространением значений до 10 кПа в основание отстойника на расстояние 1,9*L* от точки *B* (рис. 3, г).

Наибольшие эквивалентные напряжения после закрепления глиноцементным раствором деконсолидированной зоны составляют 2 кПа, что в 4 раза меньше усилий σ_E в исходном состоянии, на 28 кПа меньше напряжений в начальной стадии разуплотнения, на 30 кПа меньше, чем σ_E при развитии зоны разуплотнения грунта и на 33 кПа меньше эквивалентных усилий при образовании канала гидроразрыва. Конфигурация изополей σ_E эквивалентна распределению главных напряжений σ_3 , а максимальные усилия σ_E наблюдаются в окрестности точки *B* на боковой поверхности тела дамбы (рис. 3, д).

Как следует из таблицы 2 и рисунка 3, наличие в теле дамбы канала гидроразрыва приводит к значительному возмущению напряжений и их увеличению. Применение глиноцементного раствора в качестве материала для заполнения пустот и связывания деконсолидированного дисперсного грунта способствует стабилизации напряженного состояния при увеличении вертикальных и касательных напряжений.

Исходя из результатов, представленных в таблице 2, наибольшая зона влияния дамбы наблюдается у модели при образовании канала гидроразрыва (рис. 3, г). При этом напряжения, по которым влияние

дамбы на массив оказалось максимальным, являются вертикальными σ_z .

Таким образом, использование тампонажного глиноцементного раствора с приведенными в таблице 1 деформационно-прочностными характеристиками позволит повысить надежность грунтовой дамбы и снизить горизонтальные, главные и эквивалентные напряжения на 30-50% по сравнению с исходным состоянием.

Выводы и направление дальнейших исследований.

Анализ распределения напряжений в теле дамбы и основании гидронакопителя показал следующее:

1. Наличие в теле дамбы зоны деконсолидации грунта вызывает перераспределение напряжений в грунтовом массиве и их увеличение. Максимальные значения горизонтальных, касательных сжимающих и эквивалентных напряжений концентрируются вокруг разуплотненной области, что

обусловлено различием деформационно-прочностных свойств. По сравнению с исходным состоянием наибольшие значения напряжений увеличились: σ_x на 30%, σ_z на 12%, τ_{xz} на 75%, σ_1 — более чем в 3,5 раза, σ_3 — в 5 раз, σ_E — в 4 раза.

2. С образованием канала гидроразрыва в разуплотненной зоне напряжения σ_E , σ_1 и σ_z возрастают более чем в 4 раза, σ_x и σ_3 — более чем в 5,5 раз, а τ_{xz} — на 75%.

3. Нагнетание глиноцементного раствора способствует стабилизации напряженного состояния. После тампонажа разуплотненной зоны напряжения σ_x , σ_1 , σ_3 и σ_E стали меньше, чем в исходном состоянии на 30-50%.

4. Использование глиноцементного раствора с приведенными характеристиками позволит повысить надежность грунтовой дамбы и обеспечить безопасность эксплуатации гидронакопителя.

Библиографический список

1. Костюков Е. В. Исследование физического состояния и оценка устойчивости грунтовых дамб гидротехнических сооружений горных предприятий геоэлектрическим методом: дис. канд. техн. наук : 25.00.16 / Е. В. Костюков. — Кемерово, 2005. — 147с.
2. Бахаева С. П. Оценка состояния и прогноз устойчивости техногенных грунтовых массивов угольных разрезов на основе комплексного мониторинга: автореф. дис. на соискание научной степени канд. техн. наук : спец. 25.00.16 «Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр» / С. П. Бахаева. — Кемерово, 2008. — 17с.
3. Кирияк К. К. Моделирование оползневого склона методом конечных элементов / К. К. Кирияк // сб. науч. тр. Донбасского государственного технического университета. — Алчевск: ДонГТУ, 2011. — Вып. 35. — С. 257–266.
4. Новые технические решения при строительстве выработок, тампонаже и закреплении горных пород : монография / [под общ. ред. Должикова П. Н., Рябичева В. Д.]. — Донецк: Норд-Пресс, 2006. — 256с.
5. Должиков П. Н. Аналитические исследования параметров зон разуплотнения и процессов их заполнения / П. Н. Должиков, А. А. Шубин // Гірничодобувна промисловість України і Польщі: Актуальні проблеми і перспективи: Матеріали Українсько-Польського форуму гірників — 2004 (Ялта, Крим, 13–19 вересня 2004). — Дніпропетровськ: НГУ, 2004. — С. 195–201.
6. Александров А. М. Задачи механики сплошных сред со смешанными граничными условиями / А. М. Александров, Е. В. Коваленко. — М.: Наука, 1986. — 336с.
7. Должиков П. Н. Устойчивость выработок в интенсивно трещиноватых породах глубоких шахт: монография / П. Н. Должиков, А. Э. Кипко, Н. Н. Палейчук. — Донецк: Світ книги, 2012. — 220с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Борзыхом А. Ф.,
д.т.н., проф. ВНУ им. В. Даля Кипко А. Э.

Стаття поступила в редакцію 11.03.14.

к.т.н. Палейчук М. М., Рижикова О. О. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ГІДРОНАКОПИЧУВАЧА ПРИ УТВОРЕННІ ЗОНИ ДЕКОНСОЛІДАЦІЇ ҐРУНТУ

Приведені результати чисельних досліджень напружено-деформованого стану тіла греблі і основи гідронакопичувача в умовах утворення локальної ділянки деконсолідованого ґрунту і каналу гідророзриву. За допомогою методу скінчених елементів обґрунтовано застосування глиноцементного розчину у відповідних інженерно-геологічних умовах для тампонажу зони розуцілення ґрунту.

Ключові слова: гідронакопичувач, гребля, зона деконсолідації, напружено-деформований стан, глиноцементний розчин, тампонаж.

Paleichuk M. M. Candidate of Engineering Sciences, Ryzhikova O. O.

(DonSTU, Alchevsk, Ukraine)

STRESS-STRAIN STATE OF THE HYDRO-STORAGE DEVICE IN THE FORMATION OF SOIL DECONSOLIDATION ZONE INVESTIGATION

The results of numerous investigations of stress-strain state of the body of the dam and the foundation of the hydro-storage device in the conditions of the formation of deconsolidation soil local area and hydraulic fracturing were done. By the usage of finite element method, application of the clay-cement mortar in the corresponding engineering-geological conditions for softening soil grouting is motivated.

Key words: hydro-storage device, the dam, the area of deconsolidation, the stress-strain state, clay-cement mortar, grouting.

**ЕЛЕКТРОТЕХНІКА.
РАДІОТЕХНІКА**

**ЭЛЕКТРОТЕХНИКА.
РАДИОТЕХНИКА**

**ELECTRICAL ENGINEERING.
RADIOTECHNICS**

*Zablodskiy N. N., doctor of Sciences, prof.
 Pliugin V. E., Ph.D., doc,
 Gritsyuk V. Yu., Ph.D., head teacher,
 Fetisov I. V.,
 Rovenskaya A. K.
 (DonSTU, Alchevsk, Ukraine)*

MULTIGRADIENT OF FIELDS IN THE ARRAY OF ROTOR SCREWING ELECTROMECHANICAL CONVERTER

Made by numerical modelling analysis of quantities characterizing multiphysics processes in the active parts of polifunctional screwing electromechanical converters.

Key words: *polifunctional electromechanical converter, array of rotor, electromagnetic field, temperature gradient.*

The problem and its relation to scientific and practical tasks. Windings, magnetic circuits of electrical machines represent a multi-layer system of active and dielectric bodies thermally interconnected. Thermal elements in a non-uniformly distributed over the coordinates [1]. It is therefore of interest to find practical solutions to the generalized coordinates for variable internal thermal sources to justify the selection of the geometric dimensions of the thermal elements, their thermal properties, the cooling conditions, the permissible thermal loads. For a new class of polifunctional electromechanical converters (PEMC) in which the active moving parts at the same time experiencing the combined impact of several types of loading, there is an urgent need to address the problems of forecasting and monitoring the change of parameters and characteristics [2]. Preliminary evaluation process indicates that the hollow ferromagnetic rotor screwing PEMC located in electromagnetic and thermal fields can arise significant internal stresses and manifestation of the effects of Matisse, Wiedemann, Villari. Accurate modeling of PEMC requires joint decision electromagnetic, thermal and mechanical problems. To date, there is a small amount of finite element software packages that contain the physical modules, and even fewer that address the interrelated challenges [3-6].

Development of analytical methods and mathematical models for numerical experiments requires careful assessment of the potential gradient fields acting in the array PEMC rotor.

Statement of the problem. Determination of the distribution of scalar and vector quantities characterizing the magnetic, electrical and thermal field and stress field, score interconnectedness gradients of these quantities in the marginal and active zones of massive rotor PEMC.

Presentation of the material and its results. In the array of hollow ferromagnetic rotor screwing PEMC act four types of interrelated potential fields: magnetic, electrical, thermal and mechanical stress field. However, conventionally the rotor entire array consists of individual thermal elements are unevenly distributed in the coordinates in the general case — a distribution function $q_v(R, \varphi, Z)$.

Even within the thermal element heat dissipation constant (mean integral) value requires its own justification. Analytical solution of unsteady heat conduction problem is a problem even with zero initial conditions. Figure 1 shows the scheme screwing PEMC with its working structure in which there are three types of characteristic regions.

Regions I and II are bounded at the ends of the Z-axis of the rotor and the stator yoke, for R - the outer surface of the rotor and the inner surface of the stationary shaft. Areas III, IV

limited ends of magnetic stator motor and brake respectively modules coordinate Z . Region V — intermodular space bounded by the Z -axis ends of magnetic motor and brake modules.

All in the coordinate R area bounded rotor outer surface and the inner surface of the stationary shaft.

Electromagnetic problem is solved with respect to the magnetic vector potential, and the calculation of the deformation of the rotor associated with magnetoelastic, conducted by the method [7].

Temperature field and thermal conductivity of the stationary problem we consider a composite wall of an arbitrary number of thermal elements and cooling material:

$$\begin{aligned} & \lambda_{Rj} \left(\frac{\partial^2 \theta_j}{\partial R^2} + \frac{1}{R} \frac{\partial \theta_j}{\partial R} \right) + \lambda_{\varphi j} \frac{1}{R^2} \frac{\partial^2 \theta_j}{\partial \varphi^2} + \\ & + \lambda_{Zj} \frac{\partial^2 \theta_j}{\partial Z^2} + q_{vj}(R, \varphi, Z) = 0, \quad (1) \\ & R_j < R < R_{j+1}, j = 1, 2, 3, \dots, m, \\ & -\lambda_1 \frac{d\theta_1}{dR} \Big|_{R=R_1} = \alpha_1 (\theta_1 \Big|_{R=R_1} - \theta_{c1}), \\ & \lambda_1 \frac{d\theta_1}{dR} \Big|_{R=R_2} = \lambda_2 \frac{d\theta_2}{dR} \Big|_{R=R_2}, \\ & \theta_1 \Big|_{R=R_2} = \theta_2 \Big|_{R=R_2}, \\ & -\lambda_i \frac{d\theta_i}{dR} \Big|_{R=R_{i+1}} = \lambda_{i+1} \frac{d\theta_{i+1}}{dR} \Big|_{R=R_{i+1}}, \end{aligned}$$

$$\theta_i \Big|_{R=R_{i+1}} = \theta_{i+1} \Big|_{R=R_{i+1}}$$

$$-\lambda_m \frac{d\theta_m}{dR} \Big|_{R=R_{m+1}} = -\alpha_2 (\theta_m \Big|_{R=R_{m+1}} - \theta_{c2})$$

There R, R_i — coordinate respectively of the composite hollow cylinder and the coordinate at the interface between the layers; $\theta_j(R), \theta_j(Z), \theta_j(\varphi)$ — temperature in the j -th layer of the coordinates R, φ, Z ; $q_{vj}(R, \varphi, Z)$ — heat of the thermal element in the j -th layer; α, α_2 — heat transfer coefficients; λ_j, λ_i — coefficients of thermal conductivity; θ_{c1}, θ_{c2} — temperature cooling materials; m — total number of layers of the composite cylinder. Taking the assumption of isothermal temperature field in the j -th layer in the coordinate φ , calculation is carried out in an asymmetrical setting. Modelling plane — plane ZR .

Figure 2 shows the distribution function of the normal component of the electric intensity \vec{E} , tangential component of the magnetic vector potential \vec{A} , stress σ , temperature θ , conductance γ along the hollow ferromagnetic rotor (Z -coordinate). In the problem considered rotor with a relatively small thickness of 12 mm, so all of this information, except for the electric intensity, registered in the midline and the thickness of the rotor, as we shall see, significant fluctuations of the thickness do not. E values were taken for the rotor from the stator bore and tested five-fold change in thickness of the rotor.

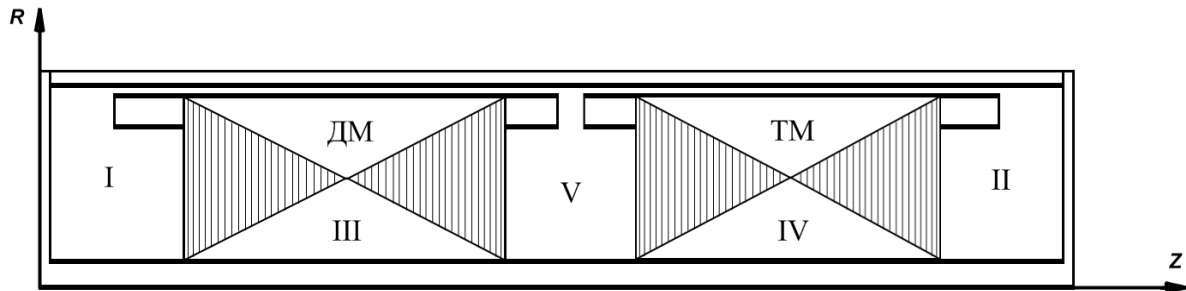


Figure 1 — Scheme screwing PEMC

The majority of functions for individual modules can be attributed to the harmonic analysis of which is possible, and analytical methods. In the theory of the electromagnetic field vector magnetic potential \vec{A} entered using the following relationship:

$$\text{rot } \vec{A} = \vec{B}. \quad (2)$$

Differentiating (2) with respect to time and taking into account the known ratio $\text{rot } \vec{E} = -\partial \vec{B} / \partial t$ we obtain:

$$\text{rot } \frac{\partial \vec{A}}{\partial t} = -\text{rot } \vec{E}. \quad (3)$$

Thus, the values of two functions $\partial \vec{A} / \partial t$ and \vec{E} may differ from one another only by a constant independent of the coordinate value. However, the coincidence of the distribution along the Z coordinate extrema shown in figure 2 function allows you to search the gradients of generalized functions (vector and scalar) for solving the structural and functional integration and thermal PEMC.

The distribution function of the mechanical compressive stresses along the ferromagnetic rotor formed as a result of two factors: the temperature axial strain and magnetostriction.

Quantitatively, the effect of the first factor of three orders of magnitude higher than the mechanical stress arising from the effects of magnetostriction, but efforts arising from the extremely noticeable magnetostriction (0,4 MPa) in combination with the frequency of the ultrasonic oscillations is formed substantial impact on the work environment PEMC. At this stage of the research is not yet accounted for torsional strain. It should be noted substantial temperatures (up to 320 °C) in an array of rotor in areas I, II, V, corresponding to the marginal zones of magnetic stator motor and brake modules.

Figure 3 and 4 respectively show the distribution of the vector magnetic potential, electric field, conductance, mechanical stresses, temperature and gradients of these quantities. Calculation of the temperature gradient in the depth of the rotor, as well as for other variables being deflated by the Z -component of the gradient layers:

$$\text{grad} \theta = \sqrt{\left(\frac{\partial \theta_R}{\partial R}\right)^2 + \left(\frac{\partial \theta_Z}{\partial Z}\right)^2}. \quad (4)$$

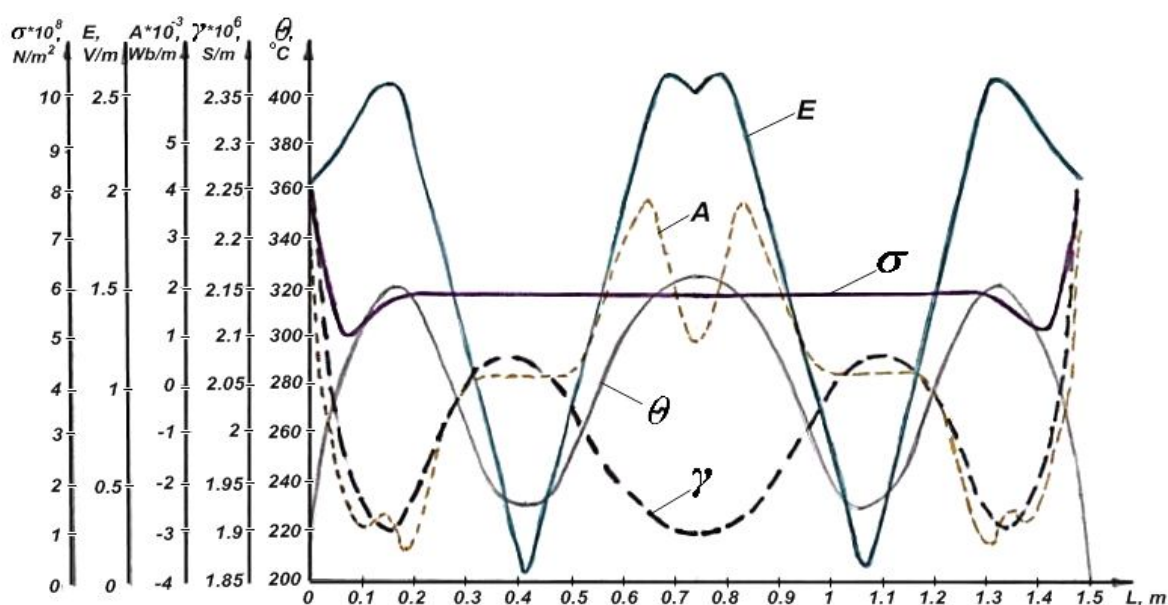


Figure 2 — Distribution function of electromagnetic, thermal and mechanical values along the rotor PEMC

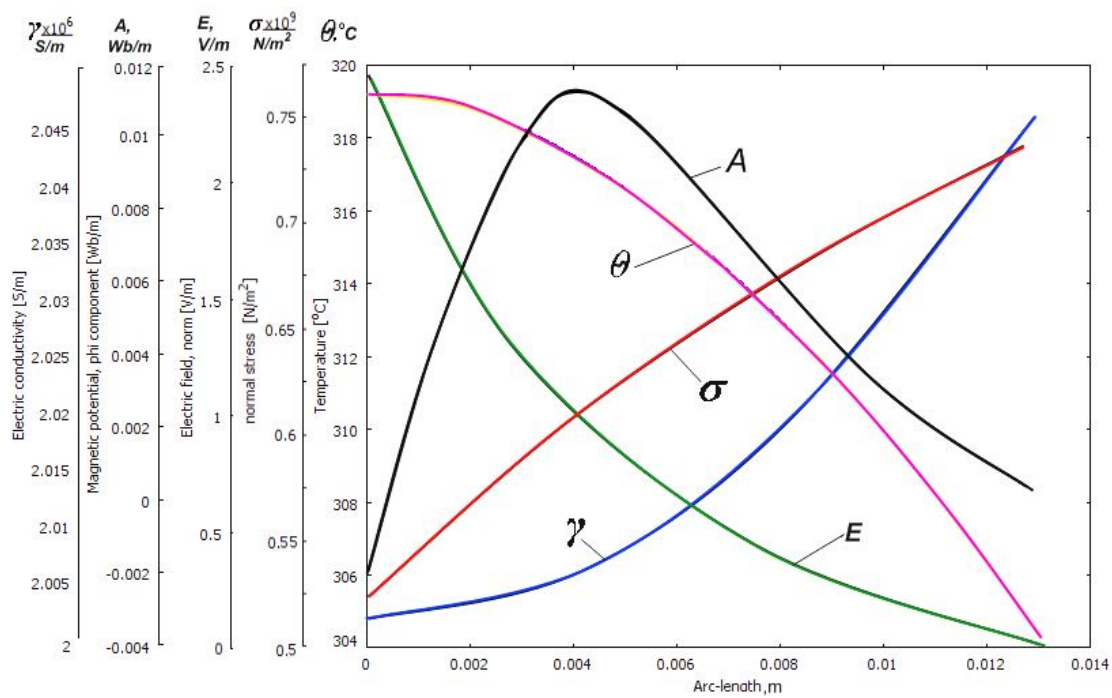


Figure 3 — Distribution of vector magnetic potential of the electric field, conductance, temperature and mechanical stress on the rotor depth

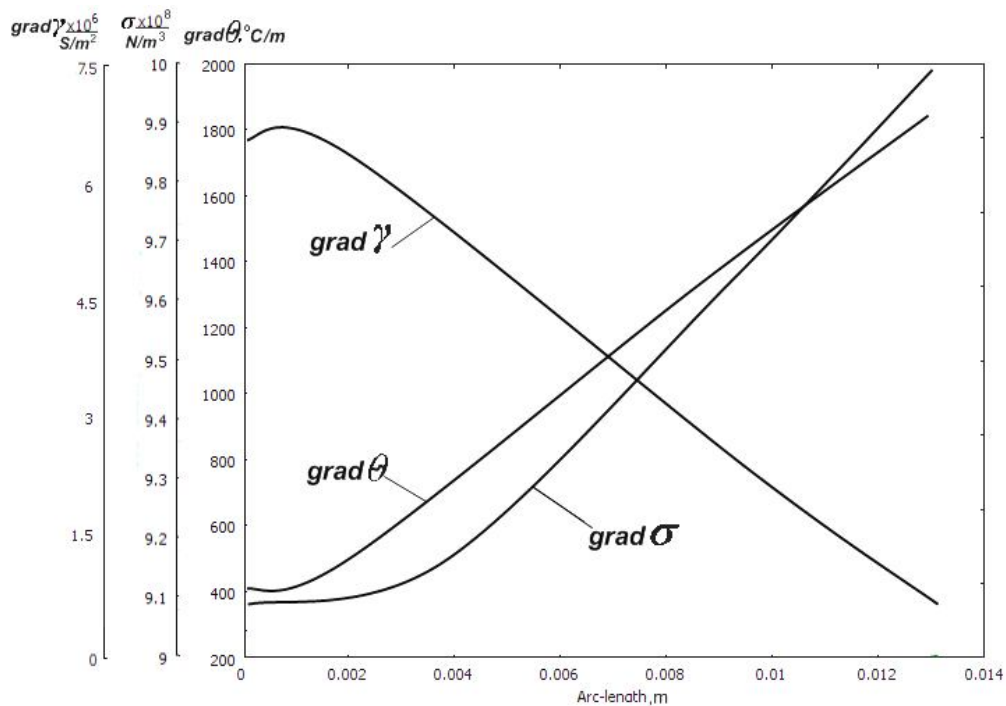


Figure 4 — Temperature gradient, mechanical stress and conductance over the depth of the rotor

Maximum multigradient of fields have I, II, and V region PEMC, the latter may be adjusted to major components of the electromagnetic field and heat during operation by switching PEMC brake and motor modules for different directions of rotation of the main magnetic field, changing its frequency and voltage level. Target changes multigradient distribution are also possible at the design stage and the subsequent production PEMC nudge by one of the stator coordinate φ . Figure 5 shows one of the fragments of the distribution of the temperature gradient in the V, confirming the possibility of concentrating the heat generation in the intermodule area where no magnetic flux passes basic.

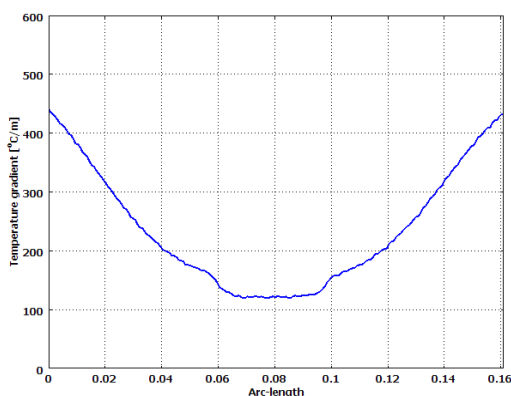


Figure 5 — Distribution of the temperature gradient in the intermodule region

Actually ferromagnetic rotor is the main element of the system, adjust the direction of thermal gradient. Along with the above values

of the electromagnetic and thermal fields investigated one of the basic integral quantities — the magnetic energy density. Gradient vector of energy is nothing but the force vector acting on a certain amount of the active part PEMC: $F = -\text{grad}W$. It is an expression of the general covariance, does not depend on the reference system.

PEMC belong to the class of electromechanical converters technological applications, and work environment acts as a rule, in the role of load-cooling medium, having direct contact with live parts PEMC.

Of course, evaluation of the entire system must be carried out as early as three-dimensional formulation of the problem involving more than one type of gradient — gradient of concentration of the substance, which characterizes the magnitude and direction of the concentration of a substance in the environment.

Conclusions and directions for further research. Conducted by numerical simulation analysis of quantities characterizing multiphysics processes in the active parts of polyfunctional screwing electromechanical converters, showed the possibility of establishing the gradients of (vector and scalar) to solve problems of estimating the intensity and localization of the areas of energy conversion.

Further research should be aimed at finding methods to identify the gradients of generalized functions, including integral to solving the structural-functional and thermal integration of electromechanical converters.

Reference List

1. Loginov V. S. *Approximate methods of thermal calculation of active elements electrophysical installations* / V. S. Loginov. — M.: FizMatLit, 2009. — 272 p.
2. Zablodskiy N. N. *Polyfunctional electromechanical transducers technological purposes: Monograph* / N. N. Zablodskiy. — Alchevsk: DonSTU, 2008. — 340 p.
3. *Mathematical modeling of nonlinear mechanics (survey software systems for solving complex systems modeling)* [electronic resource] / E. N. Chumachenko and others // Article site IKI.RSSI.RU — Mode of access to the source: <http://www.iki.rssi.ru/books/2009chumachenko.pdf>
4. *Analysis and selection of software to solve engineering problems instruments* [electronic resource] / V. A. Vasiliev, M. A. Kalmikova // *Modern equipment and technology*. — March, 2013. — Mode of access to the source: <http://technology.snauka.ru/2013/03/17024>
5. *Mathematical modelling and simulation of magnetostrictive materials by Comsol Multiphysics* [electronic resource] / M. Bailoni, Y. Wei, L. Norum // Article site comsol.com — Mode

of access to the source: comsol.com/papers/5304/download/Norum.pdf

6. Coupled structural and magnetic models: linear magnetostriction in Comsol [electronic resource] / Julie C. Slaughter // Article site comsol.com – Mode of access to the source: comsol.com/papers/6357

7. Zablodskiy N. N. Modeling interconnected electromagnetic and mechanical processes in the array rotor screw polifunctional electromechanical converter / N. N. Zablodskiy, V. E. Pliugin, V. Yu. Grytsyuk, I. N. Kuldyrkaev // Collection of scientific works DonSTU. – Alchevsk: DonSTU. – 2013. – № 40. – P. 202 – 206.

*Recommended for printing by the prof. Lushchik V. D.,
prof. Griebchenko M. V.*

Paper received 11.03.14.

д.т.н. Заблодський М. М., к.т.н. Плюгін В. Є., к.т.н. Грицюк В. Ю., Фетісов І. В.,
Ровенська А. К. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)

МУЛЬТИГРАДІЄНТНІСТЬ ПОЛІВ У МАСИВІ РОТОРА ШНЕКОВОГО ЕЛЕКТРОМЕХАНІЧНОГО ПЕРЕТВОРЮВАЧА

Проведено методами чисельного моделювання аналіз величин, що характеризують мультифізичні процеси в активних частинах шнекових поліфункціональних електромеханічних перетворювачів.

Ключові слова: поліфункціональний електромеханічний перетворювач, масив ротора, електромагнітне поле, градієнт температури.

д.т.н. Заблодский Н. Н., к.т.н. Плюгин В. Е., к.т.н. Грицюк В. Ю., Фетисов И. В.,
Ровенская А. К. (ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

МУЛЬТИГРАДИЕНТНОСТЬ ПОЛЕЙ В МАССИВЕ РОТОРА ШНЕКОВОГО ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОГО ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЯ

Проведен методами численного моделирования анализ величин, характеризующих мультифизические процессы в активных частях шнековых полифункциональных электромеханических преобразователей.

Ключевые слова: полифункциональный электромеханический преобразователь, массив ротора, электромагнитное поле, градиент температуры.

*Zablodskiy N. N., doctor of Sciences, prof.
Gritsyuk V. Yu., Ph.D., head teacher,
Zablodskaya T. P. head teacher
(DonSTU, Alchevsk, Ukraine)*

MODELLING OF THREE DIMENSIONAL ELECTROMAGNETIC FIELD DISTRIBUTION IN THE ACTIVE PART ELECTROMECHANICAL DISINTEGRATOR

Developed three-dimensional finite element mathematical model of electromechanical disintegrator. Obtained the results of the spatial distribution of electromagnetic field in its active portion. Identified the features distribution of eddy currents and electromagnetic forces in the working conductive camera of disintegrator.

Key words: *electromechanical disintegrator, three-dimensional finite element model, eddy currents, electromagnetic forces.*

The problem and its relation to scientific and practical tasks. One of the ways to implement the various processes fine and super-fine grinding, homogeneous mixing of liquid and solid powder materials (preparation of emulsions, suspensions, etc.), acceleration of chemical reactions is the use of a fundamentally new class of electromechanical energy converters — electromechanical disintegrator (EMD) multifactor impact [1, 2, 3]. Work area EMD is an area in which are counter running electromagnetic fields affecting workers ferromagnetic body (WFB), which in turn become magnetic dipoles and interact with the resultant field — the original source of energy. This results in a number of effects which, in addition to mechanical and thermal effects of the WFB, acting directly on the material, changing its physic and chemical properties.

With using the two-dimensional mathematical modelling, given in [4, 5], determine the complexity of the electromagnetic field distribution in the active part of EMD taking into account all the spatial components of the eddy current in the conductive working camera, is almost impossible. This problem makes it necessary to develop a three-dimensional mathematical model of EMD.

Statement of the problem. The objective of this work is to create a three-dimensional finite element model of EMD and determination based its features of electromagnetic field distribution in the active part.

Presentation of the material and its results. The general form of the nonlinear differential equation of the electromagnetic field in the partial derivatives to the vector magnetic potential A can be represented as

$$\operatorname{rot}\left(\frac{1}{\mu} \operatorname{rot} \vec{A}\right) - \gamma \frac{\partial \vec{A}}{\partial t} - \gamma(\vec{v} \times \operatorname{rot} \vec{A}) = -\vec{J}_{\text{ext}},$$

where $\mu = \mu_0 \cdot \mu_r$ — absolute permeability; γ — specific conductivity; \vec{v} — vector velocity of the electroconductive medium relative to the magnetic field source; \vec{J}_{ext} — density extraneous current.

Algorithm for the numerical calculation of electromagnetic fields EMD, the physical properties of computational domains, as well as boundary conditions similar to those considered in [4]. Material working camera — nonmagnetic stainless steel with the conductivity — $1,1 \cdot 10^7$ S/m.

To reduce the design time calculations and size of the needed amount of hardware resources, three-dimensional electromagnetic field calculation is made for a bipolar version of EMD. To create a three-dimensional finite element model was used software package Comsol Multiphysics 3.5a. On figures 1 and 2 presents the three-dimensional geometry and finite-element mesh of model, respectively.

It should be noted that the use of a PC based 4-core processor, AMD Phenom II X4 955 yielded good results for the three-

dimensional model with a high degree of sampling grid elements. Thus, for comparison on figures 3 and 4 show the distribution curves of the normal component of the magnetic induction in the middle of the air gap in the yoke and along one pole EMD, respectively, for the three- and two-dimensional electromagnetic calculation options.

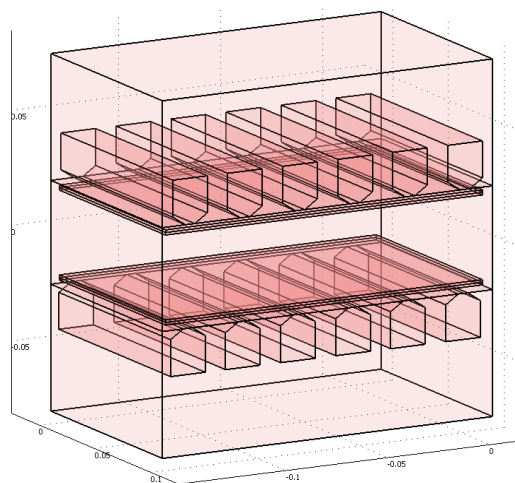


Figure 1 — Three-dimensional geometry

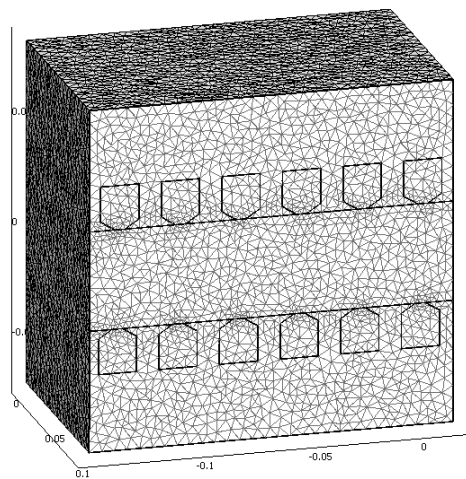


Figure 2 — Finite-element mesh of model

Figure 5 shows the distribution of the normal component of the magnetic induction in the active part of the EMD in several cross sections. The highest value of magnetic induction is observed in narrow areas of magnetic teeth — 2 T, value insignificantly decreases as we move towards the middle of the active part.

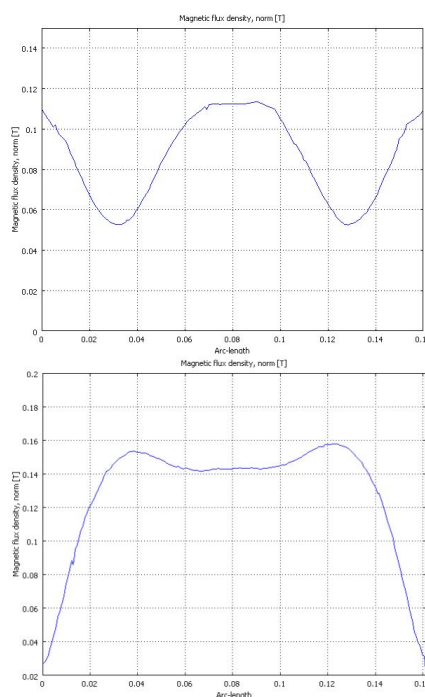


Figure 3 — Distribution of the normal component of the magnetic induction in the middle of the air gap (top) and in the yoke for three-dimensional calculation of EMD

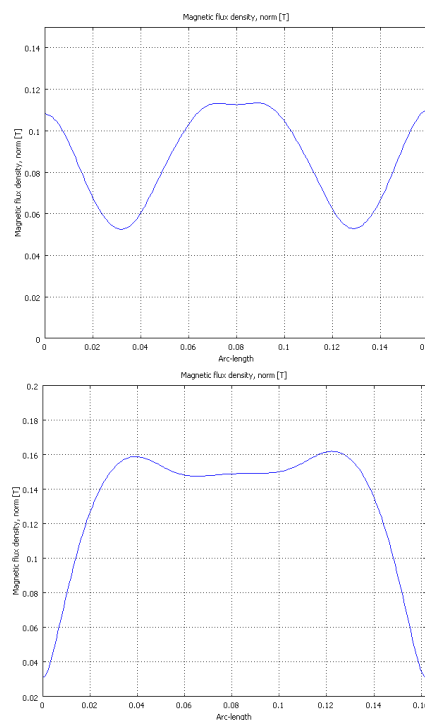


Figure 4 — Distribution of the normal component of the magnetic induction in the middle of the air gap (top) and in the yoke for two-dimensional calculation of EMD

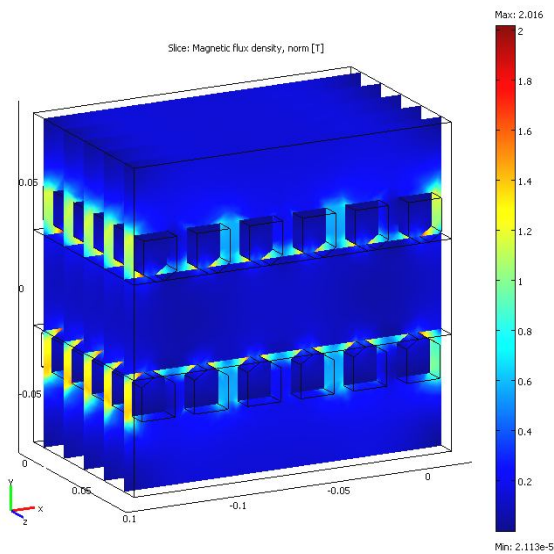


Figure 5 — Distribution of the normal component of the magnetic induction in the active part of the EMD in several cross sections

Three-dimensional graph of the distribution of the magnetic induction in the air gap EMD is shown on figure 6. Distribution of the vector magnetic potential in the active part of EMD in a three-dimensional graph shown on figure 7.

Calculation of the eddy currents in the conductive camera EMD work is shown on figure 8, distribution of instantaneous z -component of the current density (left), as well as a line current (right) corresponding to the classic "contours" of eddy currents.

A consequence of the interaction between the running magnetic fields of inductor and eddy currents flowing in the conductive camera walls (adjacent to the inductor), is the occurrence of the characteristic deflection of the camera walls within each pole pitch under the action of electromagnetic forces.

Distribution curve deflection depth along the length of the wall of the working camera EMD, built on the results of experimental measurements [5] and the nature of the distribution of electromagnetic forces obtained by solving the three-dimensional field problem by finite element method (figure 9), shown qualitative agreement and confirmed the presence of localization of existing efforts within the pole dividing inductors.

Comsol Multiphysics allows defining the resultant force which acts on a conductive working camera by integrating elementary forces by volume, as well as efforts to separate spatial components, we are interested most. To deformation of the working camera EMD causes efforts normal to the surface of the camera wall. Numerical calculations showed on the pole pitch in a conductive camera distributed force action that reaches 25 newtons.

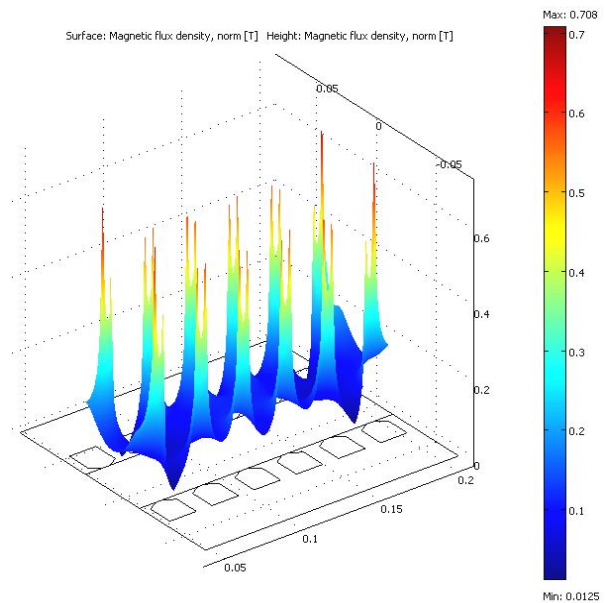


Figure 6 — Three-dimensional graph of the distribution of the magnetic induction in the air gap EMD

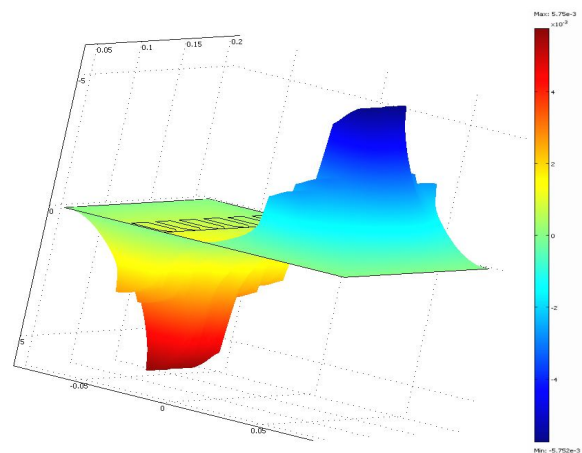


Figure 7 — Distribution of the vector magnetic potential in the active part of EMD in a three-dimensional graph

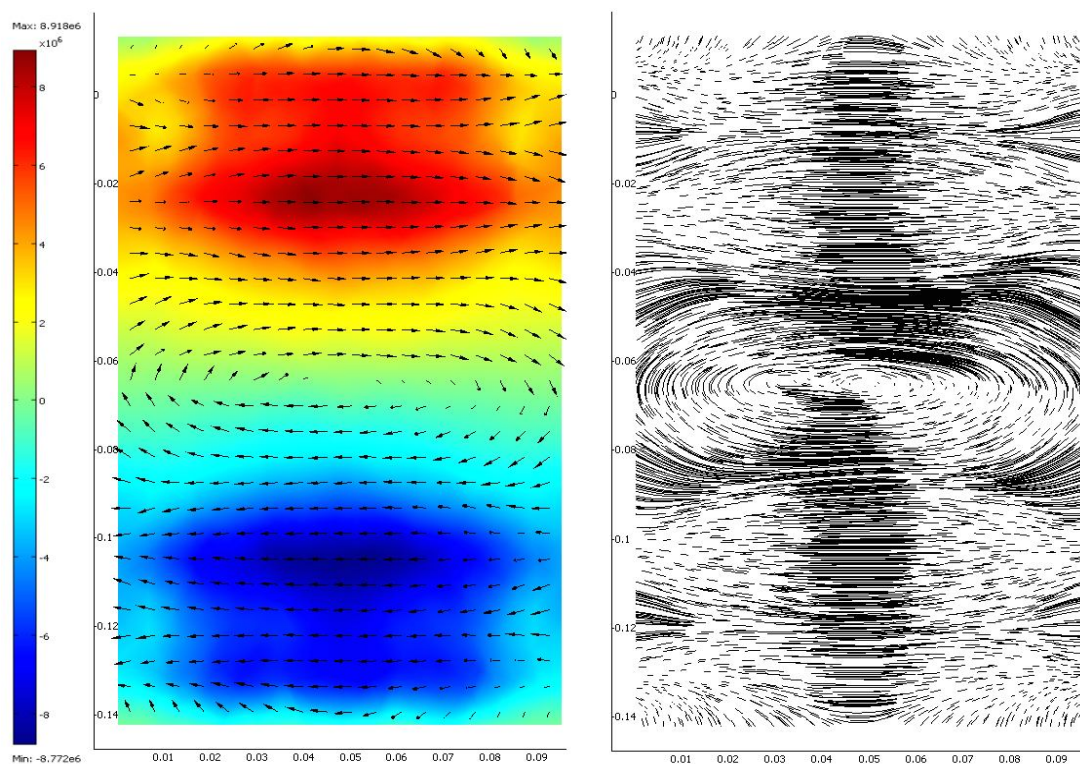


Figure 8 — Distribution of eddy current in the working conductive camera EMD

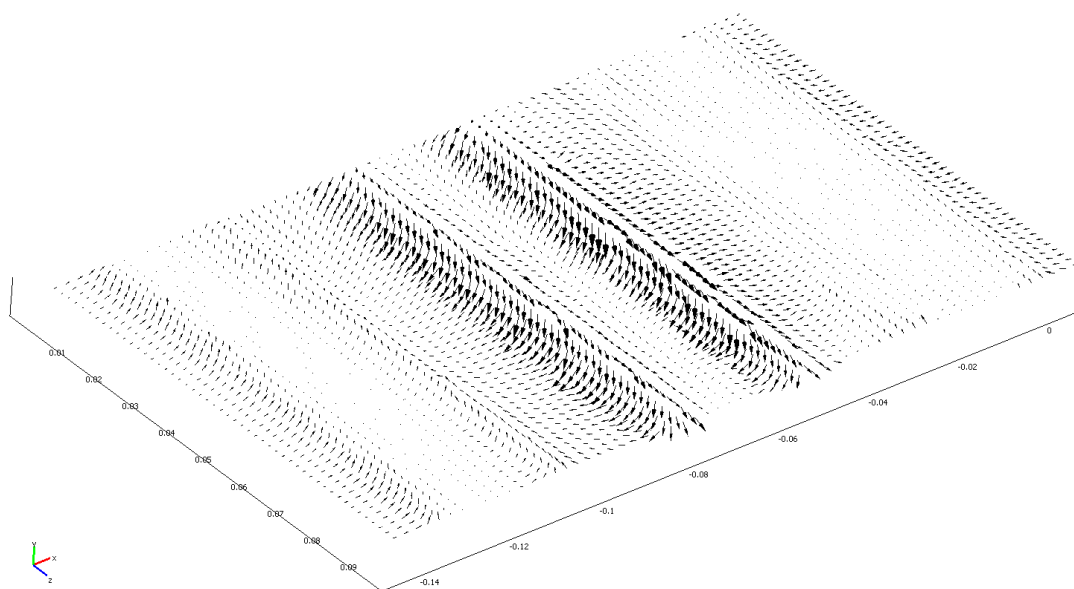


Figure 9 — Three-dimensional distribution of electromagnetic forces in the working conductive camera EMD

Given the pulsatory character of the action forces and impact load, to ensure the mechanical strength of the working camera, one can recommend its manufacturing of non-magnetic material (stainless steel, titanium) with a minimum thickness of 4-5 mm.

Conclusions and directions for further research. Developed three-dimensional finite element mathematical model of electromechanical disintegrator. Obtained results of the

spatial distribution of electromagnetic field in its active portion. The features of the distribution of eddy currents and electromagnetic forces in the working conductive camera disintegrator.

Further research should be aimed at a detailed study of the influence of the geometric dimensions of the active part of EMD on the power characteristics of the electromagnetic field in order to obtain needed operating properties.

Reference List

1. Shinkarenko V. F. Evolutionary synthesis of new types of electromechanical energy converters technological purposes using models macroevolution / V. F. Shinkarenko, S. A. Bezsonov // *Proceedings of the National technical university "KPI"* – Kharkiv: NTU «KPI», 2001. – № 16. – P. 171–173.
2. Pat. 43635 Ukraine, MPK B01F 13/00. Electromechanical disintegrator / Shinkarenko V. F., Augustinovich A. A., Lisak V. V., Vahnovetska M. O.; patent from the National technical university of Ukraine "KPI". – № u200902781, decl. 25.03.2009; publ. 25.08.2009, bull. № 16.
3. Filatov M. A. Assessing the possibility of using electromechanical disintegrator in coal-water fuel preparation technology / M. A. Filatov, V. Yu. Grytsyuk, V. V. Lisak // *Collection of scientific works DonSTU*. – Alchevsk: DonSTU. – 2012. – № 37. – P. 325–329.
4. Zablodskiy N. N. Modelling of electromagnetic field electromechanical disintegrator / N. N. Zablodskiy, M. A. Filatov, V. Yu. Grytsyuk // *Collection of scientific works DonSTU*. – Alchevsk: DonSTU. – 2013. – № 39. – P. 221–226.
5. Zablodskiy N. N. Evaluation of electromagnetic forces in the working area of electromechanical disintegrator / N. N. Zablodskiy, V. Yu. Grytsyuk, S. V. Sheka // *Collection of scientific works DonSTU*. – Alchevsk: DonSTU. – 2013. – № 39. – P. 212–216.

*Recommended for printing by the prof. Lushchik V. D.,
prof. Sivokobilenko V. F.*

Paper received 27.02.14.

д.т.н. Заблодський М. М., к.т.н. Грицюк В. Ю., Заблодська Т. П. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна) МОДЕЛЮВАННЯ ТРИВИМІРНОГО РОЗПОДІЛУ ЕЛЕКТРОМАГНІТНОГО ПОЛЯ В АКТИВНІЙ ЧАСТИНІ ЕЛЕКТРОМЕХАНІЧНОГО ДЕЗІНТЕГРАТОРА

Розроблено тривимірну кінцево-елементну математичну модель електромеханічного дезінтегратора. Отримано результати просторового розподілу електромагнітного поля в його активній частині. Визначено особливості розподілу вихрових струмів й електромагнітних зусиль в робочій електропровідній камері дезінтегратора.

Ключові слова: електромеханічний дезінтегратор, тривимірна кінцево-елементна модель, вихрові струми, електромагнітні зусилля.

д.т.н. Заблодский Н. Н., к.т.н. Грицюк В. Ю., Заблодская Т. П. (ДонДТУ, г. Алчевск, Украина) МОДЕЛИРОВАНИЕ ТРЕХМЕРНОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО ПОЛЯ В АКТИВНОЙ ЧАСТИ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОГО ДЕЗИНТЕГРАТОРА

Разработана трехмерная конечно-элементная математическая модель электромеханического дезинтегратора. Получены результаты пространственного распределения электромагнитного поля в его активной части. Определены особенности распределения вихревых токов и электромагнитных усилий в рабочей электропроводящей камере дезинтегратора.

Ключевые слова: электромеханический дезинтегратор, трехмерная конечно-элементная модель, вихревые токи, электромагнитные усилия.

доц. Шеремет О. І.
(ДДМА, м. Краматорськ, Україна),
д.т.н. Садовой О. В., доц. Сохіна Ю. В.
(ДДТУ, м. Дніпродзержинськ, Україна)

ПОНЯТТЯ ДИСКРЕТНОГО ЧАСОВОГО ЕКВАЛАЙЗЕРА

Сформульовано основні принципи, якими слід користуватися для виконання синтезу автоматизованих електромеханічних систем при відмові від використання теорії стандартних поліномів. Запропоновано дискретні регулятори, які налаштовуються на бажані квантовані перехідні функції називати терміном "дискретний часовий еквалайзер", виходячи з подібної функціональності програмних еквалайзерів, але в частотній області.

Ключові слова: регулятор, перехідна функція, еквалайзер, синтез, квантування, електромеханічна система.

Вступ. Відмова від використання стандартних поліномів під час синтезу автоматизованих електромеханічних систем потребує встановлення інших засадничих принципів, що дозволяють враховувати динамічні особливості реальних електроприводів у відповідності до наявних технологічних норм експлуатації [1–3].

Сформулюємо основні засадничі принципи, що дозволяють виконувати синтез автоматизованих електромеханічних систем без використання теорії стандартних поліномів [4, 5]:

1 Об'єкт керування слід привести до однієї передатної функції або, якщо це можливо, структурно представити у вигляді однієї зі стандартних форм (якнайкраще для цього підходить перша канонічна форма керованості).

2 Потрібно виконати зворотне перетворення від об'єкту керування. Результатом перетворення може бути передатна функція або структурна схема оберненої еталонної (дзеркальної) моделі. Якщо об'єкт має у своєму складі інтегратори, то виконувати їх компенсацію недоцільно, оскільки їх наявність підвищує порядок астатизму системи.

3 Для практичної реалізації принципу симетрії структурних схем до прямої гілки замкненої системи слід ввести блок модифікації зворотного перетворення, який являє собою інтегруючу ланку. При цьому

замкнена система, що складається із об'єкта керування, дзеркальної моделі та блока модифікації буде мати певну реальну та передбачувану динаміку.

4 Виходячи із переваг дискретних регуляторів, бажану динаміку автоматизованої електромеханічної системи потрібно задати у вигляді квантованої перехідної функції.

5 Необхідно синтезувати дискретний регулятор, що забезпечить технічну реалізацію бажаної квантованої перехідної функції.

Зупинимось докладніше на виборі квантованої перехідної функції, що повинна забезпечувати бажану динаміку автоматизованої електромеханічної системи.

Постановка задачі. Під час синтезу за допомогою традиційних підходів (з використанням стандартних характеристичних поліномів) проєктант не має можливості формувати потрібну перехідну функцію на всьому часовому діапазоні її існування або на деякій ділянці. Він може обирати лише стандартні форми перехідних функцій. Поставимо задачу уніфікації вибору бажаних перехідних функцій, що можуть реалізовуватись за допомогою дискретних регуляторів певної структури.

Результати роботи. Розглянемо приклад, що ілюструє традиційний підхід щодо вибору бажаних перехідних функцій. Поліноми Баттерворта характеризуються

наступними передатними функціями (так званих фільтрів Баттерворта):

– першого порядку

$$W_{\delta 1}(p) = \frac{1}{T_{\delta} p + 1},$$

де T_{δ} — стала часу фільтра Баттерворта;

– другого порядку

$$W_{\delta 2}(p) = \frac{1}{T_{\delta}^2 p^2 + 1,414 T_{\delta} p + 1};$$

– третього порядку

$$W_{\delta 3}(p) = \frac{1}{T_{\delta}^3 p^3 + 2T_{\delta}^2 p^2 + 2T_{\delta} p + 1};$$

– четвертого порядку

$$W_{\delta 4}(p) = \frac{1}{T_{\delta}^4 p^4 + 2,613 T_{\delta}^3 p^3 + 3,414 T_{\delta}^2 p^2 + 2,613 T_{\delta} p + 1}.$$

Перехідні функції $h_{\delta}(t)$ при реакції фільтрів Баттерворта на одиничну ступінчасту дію за умови $T_{\delta} = 1$ с наведено на рисунку 1.

Таким чином, регулятор, що синтезується за допомогою стандартних поліномів Баттерворта першого, другого, третього чи четвертого порядків, може забезпечити лише одну з можливих бажаних перехідних функцій, зображених на рисунку 1. Проектант обирає потрібну перехідну функцію такою, як вона є, та не може жодним чином змінити її повністю або на деякому діапазоні значень.

Подібний підхід щодо синтезу значно обмежує можливості для завдання бажаної динаміки автоматизованих електромеханічних систем. При незмінності форми кривої, на якій розташовані всі полюси стандартного полінома, можна одержати зовсім різні перехідні процеси (рис. 1), проте при різних способах розташування полюсів можна одержати майже ідентичні перехідні процеси [1–3].

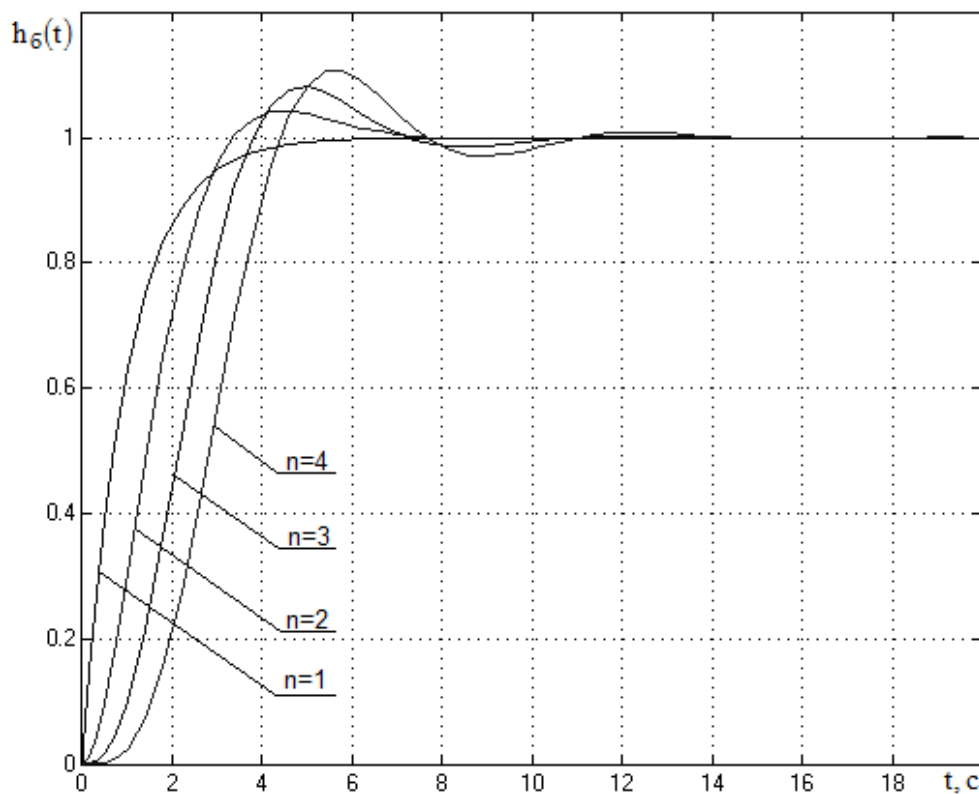


Рисунок 1 — Перехідні функції фільтрів Баттерворта різного порядку n при $T_{\delta} = 1$ с

Коли перехідна функція розглядається у квантованому вигляді, то окремо задаються значення кожного її рівня з певним періодом квантування T_0 , зменшення якого призводить до підвищення точності відтворення бажаної динаміки системи [4, 5]. Таким чином, проєктант має можливість сформувати перехідну функцію з окремих частин, розбиваючи часовий діапазон її існування на окремі відрізки. По-суті, виконується вибіркова корекція амплітуди сигналу в залежності від того, до якого з відрізків часу він відноситься.

Складність перехідної функції та можливість її представлення за допомогою елементарних функцій при такому підході значення не має. На рисунку 2 наведено деяку бажану перехідну функцію $y(t)$, котра розбивається на всьому часовому відрізку на 18 частин, тривалість кожної з них складає значення T_0 . У моменти квантування амплітуда сигналу фіксується на

відповідних рівнях $h_0, h_1, h_2, \dots, h_{17}$, формуючи решітчасту функцію $h(kT_0)$, де k — номер такту.

Схожою на розглянуту вище функціональністю, але у частотній області, володіють еквалайзери. Еквалайзер (від англійського терміну *equalize* — “вирівнювати”) — це пристрій або комп’ютерна програма, що дозволяє коригувати амплітуду сигналу в залежності від частоти [6]. Еквалайзери широко використовуються у побутовій та професійній аудіотехніці, у електронних музичних інструментах, у звукових підсилювачах тощо. Майже всі сучасні комп’ютерні програми, призначені для обробки та відтворення звуку, мають вбудований еквалайзер. На рисунку 3 наведено приклад апаратної реалізації еквалайзера — Behringer FBQ800 для студій звукозапису, а на рисунку 4 показано одну з програмних реалізацій еквалайзера.

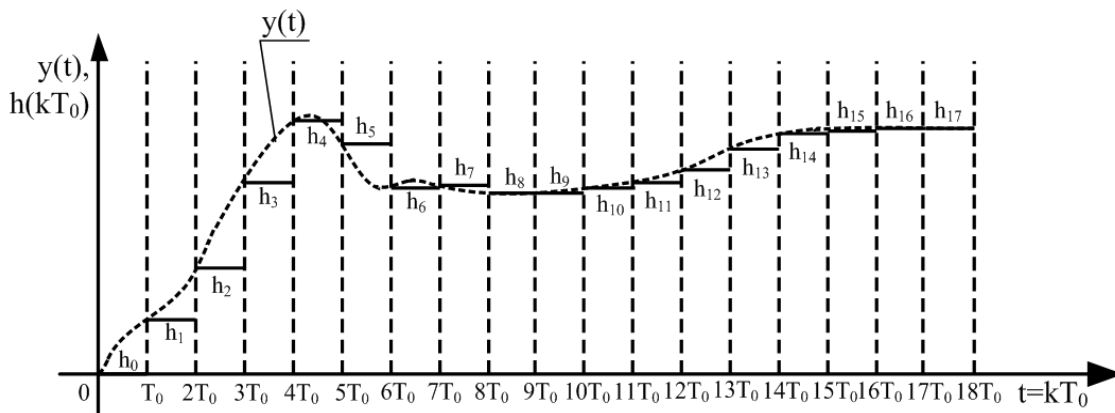


Рисунок 2 — Квантована перехідна функція



Рисунок 3 — Апаратна реалізація студійного еквалайзера Behringer FBQ800

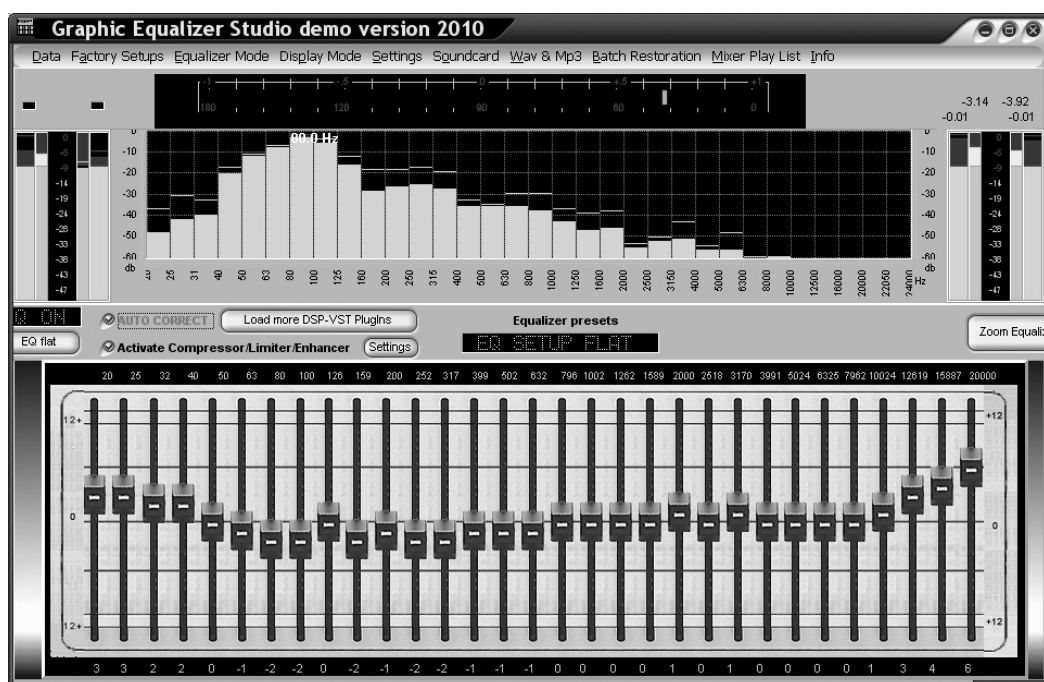


Рисунок 4 — Програмна реалізація еквалайзера Graphic Equalizer Studio

При програмній або апаратній реалізації еквалайзера весь діапазон частот розбивається на так звані полоси і кожен з повзунків еквалайзера підсилює або послаблює частоти своєї полоси. Чим більше таких полос має еквалайзер, тим складніші маніпуляції можна виконувати зі звуком.

Висновок. Якщо порівняти роботу проєктанта по формуванню бажаної квантованої перехідної функції (рис. 2) з роботою звукорежисера, котрий користується апаратним (рис. 3) або програмним (рис. 4) еквалайзером для обробки звукозапису, то можна зазначити, що вона є аналогічною. В обох випадках встановлюється рівень підсилення сигналу на деякому локальному діапазоні, от тільки звукорежисер працює в частотній області, а інженер — у часовій. Рівні бажаної перехідної функції у

моменти квантування — це аналоги полос частот еквалайзера.

Оскільки під терміном “еквалайзер” прийнято розуміти саме частотний еквалайзер, то назвемо регулятор, котрий забезпечує можливість налаштування на бажані квантовані перехідні функції, дискретним часовим еквалайзером. Термін “дискретний часовий еквалайзер” якнайкраще характеризує особливості синтезованих таким чином регуляторів: по-перше він підкреслює тип сигналу, а по-друге — говорить про еквалайзерне налаштування системи у часовому діапазоні. Звісно, що в даному разі мається на увазі часовий еквалайзер не як деякий пристрій, а як певна програма для мікропроцесорної або мікроконтролерної системи керування.

Бібліографічний список

1. Шеремет О. І. Вдосконалення метода синтезу систем автоматичного керування за розташуванням полюсів / О. І. Шеремет // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: «Електротехніка і енергетика» — Донецьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2007. — № 7 (128). — С. 35–38.

2. Шеремет О. І. Використання розкладання Хевісайда для синтезу регуляторів систем автоматичного керування / О. І. Шеремет // Вісник Донбаської державної машинобудівної академії: Збірник наукових праць. — Краматорськ: ДДМА, 2009. — № 1 (4Е). — С. 189–193.
3. Садовой О. В. Синтез систем автоматичного керування зі змінним характеристичним поліномом / О. В. Садовой, О. І. Шеремет // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету імені Михайла Остроградського. — КДПУ, 2009. — №. 4/2009 (57)., ч. 1. — С. 32–35.
4. Садовой О. В. Аналітичний синтез регуляторів за квантованою формою бажаної перехідної функції / О. В. Садовой, О. І. Шеремет // Збірник наукових праць Дніпродзержинського державного технічного університету: (технічні науки) — Дніпродзержинськ: ДДТУ, 2010. — Випуск 1(14). — С. 258–264.
5. Шеремет О. І. Синтез автоматизованих електромеханічних систем посредством дискретного часового еквалайзера / О. І. Шеремет // Вісник національного технічного університету “ХПІ”. Збірник наукових праць. Серія: Проблеми автоматизованого електроприводу. Теорія і практика. — Х.: НТУ “ХПІ”. — 2013. — №36 (1009). — С. 110–111.
6. Википедия. Свободная энциклопедия // Эквалайзер. — Режим доступа: <http://ru.wikipedia.org/wiki/Эквалайзер>. — 27.10.2013.

Рекомендовано до друку д.т.н., проф. ДонДТУ Заблудським М. М.

Стаття надійшла до редакції 01.04.14.

доц. Шеремет А. И. (ДГМА, г. Краматорск, Украина), **д.т.н. Садовой А. В., доц. Сохина Ю. В.** (ДГТУ, г. Днепродзержинск, Украина)

ПОНЯТИЕ ДИСКРЕТНОГО ВРЕМЕННОГО ЭКВАЛАЙЗЕРА

Сформулированы основные принципы, которыми следует пользоваться для выполнения синтеза автоматизированных электромеханических систем при отказе от использования теории стандартных полиномов. Предложено дискретные регуляторы, которые настраиваются на желаемые квантованные переходные функции называют термином "дискретный временной эквалайзер", исходя из подобной функциональности программных эквалайзеров, но в частотной области.

Ключевые слова: регулятор, переходная функция, эквалайзер, синтез, квантование, электромеханическая система.

Sheremet A. I., Candidate of Engineering Sciences (DSMA, Kramatorsk, Ukraine), **Sadovoy A. V.** Doctor of Engineering Science, **Sokhina Yu. V.** Candidate of Engineering Sciences (DonSTU, Dneprodzerzhinsk, Ukraine)

THE CONCEPT OF DISCRETE TIME EQUALIZER

Main principles which one should use to perform synthesis of electro-mechanical systems after having refused from using ordinary polynomial theory have been determined. Discrete regulators, which are adjusted for desired quantized transition functions, have been proposed to be called as discrete time equalizer based on similar functionality of programmed equalizers, but in frequency mode.

Key words: regulator, the transition function, equalizer, synthesis, quantization, electromechanical system.

к.т.н. Мурга В. В.,
к.т.н. Антропов И. И.,
Гамазин Д. К.,
Алкиб А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

ИЗМЕНЕНИЯ МИКРОСТРУКТУРЫ СТАЛИ ПРИ ОБРАБОТКЕ В ПЛАЗМОТРОНЕ С ЖИДКИМ КАТОДОМ

В работе представлены результаты исследований по изменению микроструктуры стали при поверхностной обработке деталей в плазмотроне с жидким катодом. Проведен анализ изменения твердости поверхности образцов стали 45. Полученные данные превосходят показатели твердости при использовании метода термической закалки на 10 %. Показаны перспективы использования предложенного метода.

Ключевые слова: плазмотрон с жидким катодом, обработка неравновесной плазмой, режим обработки, закалка, твердость, фазовый состав.

Введение. Изменение различных свойств стали, в частности механических, достигается не изменением химического состава стали, а её последующей обработкой. Наиболее простым случаем такой обработки является термическая. Закалка, отжиг и отпуск позволяют изменить твёрдость стали, снизить внутренние напряжения, исправить пороки микроструктуры стали, в зависимости от выбранного режима. Кроме того, зачастую, нет необходимости модифицировать свойства стали по всей толще изделия, достаточно упрочнить поверхностный слой. Это также позволяет не охрупчивая сердцевину изделия повысить твёрдость поверхности изделия и, как следствие, повысить износостойкость. Кроме того такие методы позволяют экономить энергоресурсы и снизить время обработки.

Одним из методов поверхностного упрочнения стали является плазменная обработка, позволяющая организовать значительную плотность теплового потока, что обеспечивает возможность закалить тонкий поверхностный слой изделия за короткое время. Однако у такой обработки есть ряд недостатков. При использовании плазмотрона прямого действия трудно организовать равномерный нагрев, а высокая разница в значениях теплового потока соз-

даёт дополнительные напряжения в материале, которые могут привести к появлению дефектов. Применение плазмотронов косвенного действия позволяет избежать этой проблемы, однако энергетическая эффективность такой обработки невелика. Применение тлеющего разряда позволяет и обеспечить интенсивный равномерный нагрев, и эффективно передавать энергию в материал, однако требует сложных технических решений, и является дорогостоящим.

Альтернативным методом поверхностной обработки, сочетающим в себе высокую плотность теплового потока, равномерность нагрева без использования сложных технологических решений является применение плазмотрона с жидким катодом. Возможность применения такого метода для повышения твердости поверхности изделий из стали продемонстрирована в [1].

Данная работа посвящена изучению микроструктуры сталей, обработанных таким способом.

Постановка задачи. Хотя ранее и была продемонстрирована возможность значительно повысить твёрдость поверхностного слоя стали путём термообработки с использованием плазмотрона с жидким катодом, для реального применения такой

обработки важно не только повысить твёрдость материала, но и избежать образования пороков микроструктуры, которые могут приводить к охрупчиванию стали или возникновению внутренних напряжений. Для более глубокого изучения свойств упрочнённой стали необходимо проанализировать микроструктуру.

Анализ исследований и публикаций.

Источником неравновесной плазмы являются плазмотроны с жидким катодом. Исследованию свойств материалов, прошедших обработку в неравновесной плазме, посвящены работы [2, 3]. Было достаточно подробно описано изменение механических свойств изделий из стали, которые подвергались обработке в низкотемпературной неравновесной плазме. Известны работы других авторов России и США, которые основное внимание уделяют изменению физических и механических свойств поверхности. Однако исследованию микроструктуры поверхности материалов после обработки в неравновесной плазме уделяется недостаточное внимание. Данная работа показывает непосредственную связь режимов обработки в неравновесной плазме с изменением свойств поверхности и ее микроструктурой. Данные о фазовых изменениях в поверхностном слое позволяют выбрать режим обработки для получения заданных свойств поверхности стальных изделий.

Результаты эксперимента.

Обработка образцов проводилась в растворе поваренной соли с концентрацией 0,1 г/л. Образцы из стали 45 находились

под положительным потенциалом 950 В относительно жидкого катода. Рабочий ток составлял 2,25 А. Каждый образец представлял собой квадратный брусок сечением 15х15 мм. Такой режим был выбран из соображений соблюдения равенства плотности теплового потока в этом и предыдущих экспериментах, также описанных в [2]. Время обработки изменялось от 30 до 240 секунд.

После обработки в плазмотроне с жидким катодом производилась оценка изменения твердости поверхности, микроструктуры закаленного слоя, глубины закаленного слоя и исследовалась зависимость глубины модифицированного слоя от времени обработки.

Кроме того, производились измерения твердости закалённого и незакаленного слоя на приборе Роквелла.

Анализируя полученные изображения, образец можно условно разделить на 4 области: необработанная часть, область, не подвергшаяся закалке, но непосредственно прилегающая к закалённому слою, зона перехода и непосредственно закалённый слой.

Незакалённый слой (рис. 2) имеет в своём составе 2 фазы — перлит, расположенный зёрнами игольчатой формы, и избыточный феррит, в виде матрицы. Такое расположение зёрен перлита соответствует видмандштеттовой структуре [3], относящейся к порокам микроструктуры стали. Такая структура возникает послековки или литья [4, 5].

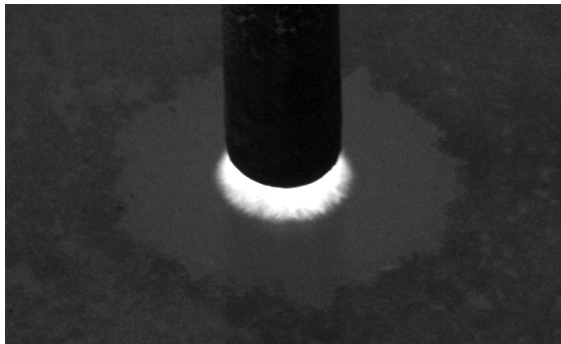


Рисунок 1 — Общий вид обрабатываемой детали

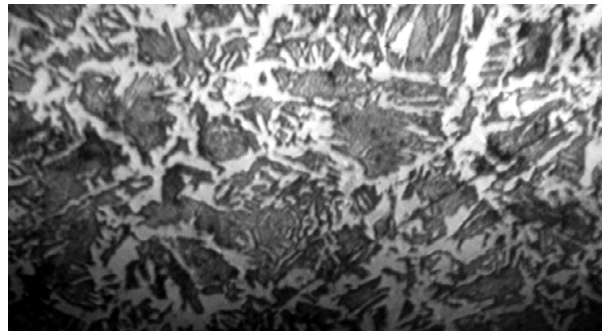


Рисунок 2 — Микроструктура необработанной стали

Очевидно, в нашем случае такая структура образовалась до обработки. Твёрдость этого слоя составляет 24–27 HRC.

При дальнейшем продвижении к закалённому слою, микроструктура стали меняется (рис. 3).

Зёрна перлита в этой области стали крупнее, однако уменьшается присутствие видмандштеттовой структуры. Такая картина свидетельствует о том, что произошла частичная рекристаллизация. Твёрдость, характерная для этой зоны — 45–50 HRC.

Граница закаленной и незакаленной области показана на рисунке 4.

На рисунке слева находится закалённый слой, а справа — слой, не подвергшийся закалке. Явно наблюдается измельчение структуры, что является благоприятным признаком, так как мелкозернистая структура позволяет избежать повышения хрупкости. Кроме того, граница раздела не является резкой, что также снижает напряжения и позволяет снизить вероятность откалывания закалённого материала от незакалённой основы.

Микроструктура закалённого слоя представлена на рисунке 5.

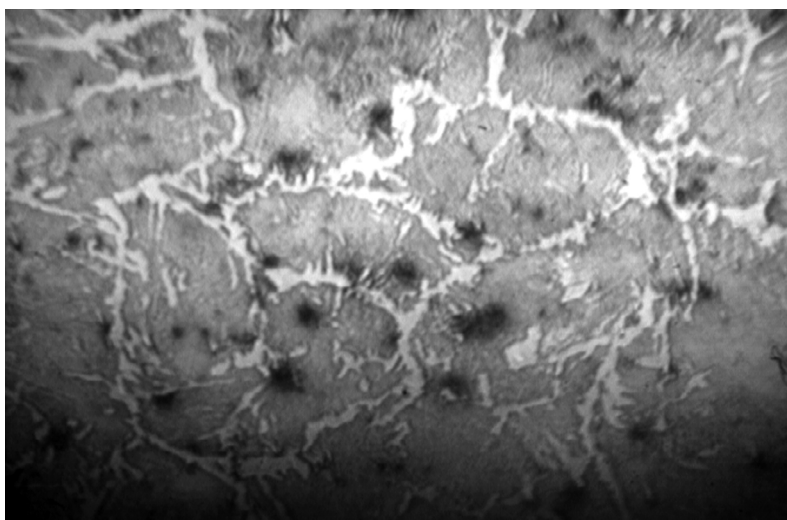


Рисунок 3 — Микроструктура слоя, прилегающего к закалённому участку

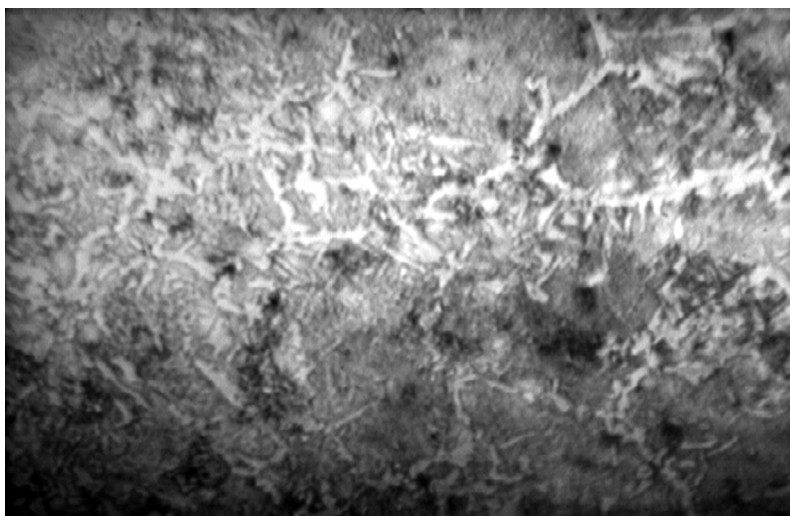


Рисунок 4 — Пограничный слой, разделяющий закаленную и незакаленную области

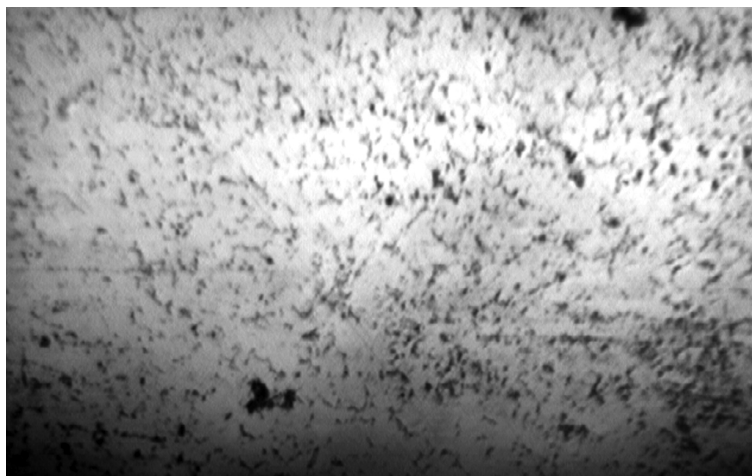


Рисунок 5 — Микроструктура закалённого слоя

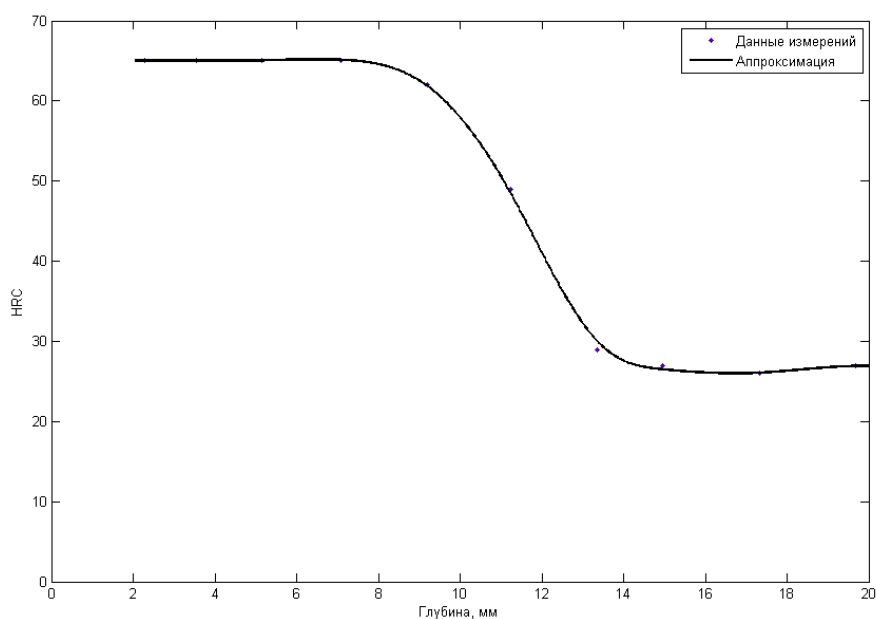


Рисунок 6 — Изменение твердости образца при обработке в плазматроне с жидким катодом

Для закалённого слоя характерна мелкозернистая структура. Травлению подвергаются только границы зёрен. Сами зерна травлению практически не подвержены, визуально имеют рейчатую структуру. По границам зёрен встречаются тёмные включения. Более всего такая картина напоминает смесь фаз троостита и мартенсита [3]. Для этой области характерна твердость 65–67 HRC.

Выводы. Используемый способ обработки в неравновесной плазме позволяет достичь высокой твёрдости поверхностного слоя, при этом избежав формирования резкой границы, отрицательно сказывающейся на свойствах изделия. Кроме того, упрочнённый слой имеет мелкозернистую структуру, что также снижает хрупкость и повышает прочность.

Произведен анализ микроструктуры стали, обработанной при помощи плазмотрона с жидким катодом. Выявлены особенности микроструктуры, и описана их взаимосвязь с механическими свойствами закалённого слоя.

В целом метод поверхностного упрочнения с использованием плазмотрона с жидким катодом может стать наиболее эффективным методом поверхностной обработки при промышленном применении.

Бібліографічний список

1. Ясногородский И. З. Нагрев материалов и сплавов в электролите / М.: Государственное научно-техническое издательство машиностроительной литературы. — 1949. — 128 с.
2. Гайсин Аз. Ф. Струйный многоканальный разряд с электролитическими электродами в процессах обработки твердых тел: монография / Аз. Ф. Гайсин, И. Ш. Абдуллин, Ф. М. Гайсин. — Казань: Изд-во Каз. гос. техн. ун-та, 2006. — 446 с.
3. Влияние среды на особенности формирования структур поверхностного слоя в процессе упрочняющих технологий / Ф. А. Парикян, С. Ш. Христафорян, Б. С. Баласанян, А. С. Бабаян, Г. Р. Григорян // Сборник трудов международной научно-технической конференции «Машиностроение и техносфера XXI века». — Донецк, 2006. — С. 139–144.
4. Атлас макро- и микроструктур металлов и сплавов / Н. Ф. Болховитинов, Е. Н. Болховитинова. — М.: МАШГИЗ, 1959. — 87 с.
5. Гуляев А. П. Металловедение / А. П. Гуляев. — М.: Металлургия, 1977. — 647 с.
6. Новиков И. И. Теория термической обработки металлов / И. И. Новиков. — М.: Металлургия, 1974. — 400 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Мочалиным Е. В., д.т.н., доц. ВНУ им. В. Даля Корсуновым К. А.

Статья поступила в редакцию 11.03.14.

к.т.н. Мурга В. В., к.т.н. Антропов І. І., Гамазін Д. К., Алкіб А. (ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)
ЗМІНА МІКРОСТРУКТУРИ СТАЛІ ПРИ ОБРОБЦІ У ПЛАЗМОТРОНІ З РІДКИМ КАТОДОМ

У роботі представлено результати досліджень по зміні микроструктури сталі при поверхневій обробці деталей в плазмотроні з рідким катодом. Проведено аналіз змін твердості поверхні зразків сталі 45. Отримані дані перевищують показники твердості при використанні методу термічного загартування на 10%. Показано перспективи використання запропонованого методу.

Ключові слова: плазмотрон з рідким катодом, обробка нерівноважною плазмою, режим обробки, загартування, твердість, фазовий склад.

Murga V. V. Candidate of Engineering Science, Antropov I. I. Candidate of Engineering Science, Gamazin D. K., Aklib A. (Donbass State Technical University, Alchevsk, Ukraine)
CHANGES IN THE MICROSTRUCTURE OF STEEL DURING PROCESSING IN A PLASMATRON WITH A LIQUID CATHODE

The paper presents the results of studies on changes in the microstructure of steel parts with surface treatment plasmatron with liquid nitrogen. The analysis of changes of surface hardness of steel 45 samples is carried out. The data obtained are 10 per cent superior hardness values using the method of thermal quenching.

Key words: plasmatron with a liquid cathode, surface treatment by nonequilibrium plasma, treatment regime, quenching, hardness, phase composition.

к.т.н. Кухарев А. Л.
(СУНИГОТ УИПА г. Стаханов, Украина,
alex.kuharev@mail.ru)

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМОВ РАБОТЫ БАТАРЕЙ КОНДЕНСАТОРОВ В СИСТЕМЕ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ФЕРРОСПЛАВНОГО ЗАВОДА

Представлены результаты экспериментальных исследований режимов работы конденсаторных батарей в системе электроснабжения мощного ферросплавного завода. Проведен анализ причин появления высших гармоник в спектрах тока и напряжения конденсаторных батарей.

Ключевые слова: Система электроснабжения, ферросплавная печь, батарея конденсаторов, высшие гармоники.

Постановка проблемы. В настоящее время ферросплавные печи являются одними из наиболее мощных электротермических установок, при этом максимальная единичная установленная мощность ферросплавных печей в СНГ достигает 81 МВА. Как правило, для ферросплавных цехов характерна непрерывная групповая работа ферросплавных печей, поэтому в системах электроснабжения ферросплавных заводов применяются крупные главные понизительные подстанции (ГПП), оборудованные двумя-тремя и более силовыми трансформаторами, мощным коммутационным электрооборудованием, а также устройствами компенсации реактивной мощности. Колебания активной и реактивной нагрузки, несимметрия, а также высшие гармоники токов и напряжений вызывают необходимость решения ряда технических задач, направленных на повышение эффективности работы электрооборудования в системах электроснабжения ферросплавных заводов.

Анализ последних исследований и публикаций. По способу преобразования электрической энергии в тепловую ферросплавные печи относятся к дуговым печам смешанного нагрева, в которых часть мощности, подводимой к печи, выделяется в электрических дугах, а другая ее часть расходуется при прохождении тока по шихте и расплаву [1]. Некоторые из последних исследований систем электроснабжения дуговых и ферросплавных печей приведены в публикациях [2–4]. В

данных работах особое внимание уделяется вопросам электромагнитной совместимости систем электроснабжения и печей, однако детально не рассматриваются режимы работы конденсаторных установок.

Целью данной статьи является экспериментальное исследование и анализ режимов работы батарей конденсаторов поперечной компенсации реактивной мощности в системе электроснабжения ПАО «Стахановский завод ферросплавов».

Материалы и результаты исследования. Схема электроснабжения Стахановского завода ферросплавов приведена на рисунке 1. ГПП завода получает питание по двум воздушным линиям 220 кВ от подстанции «Михайловка» Донбасской электроэнергетической системы. По стороне 220 кВ ГПП выполнена по схеме блок «линия-трансформатор» с установкой отделителей и короткозамыкателей РЛНД-220-1000. На ГПП установлены три понижающих трансформатора ТРДЦН-160000/220, ТДЦ-125000/220, ТДЦГ125000/220. Распределительное устройство 10 кВ ГПП выполнено по схеме с двойной системой сборных шин, каждая из которых разделена на две рабочие секции. В качестве вводных и секционных выключателей используются выключатели генераторного класса МГ-10-5000. Каждая ферросплавная печь (№№1-8) присоединена к секциям шин через шинные разъединители РВР-10-4000, выключатель МГ-10-3000 и токоограничивающий реактор РБА-10-2000-8.

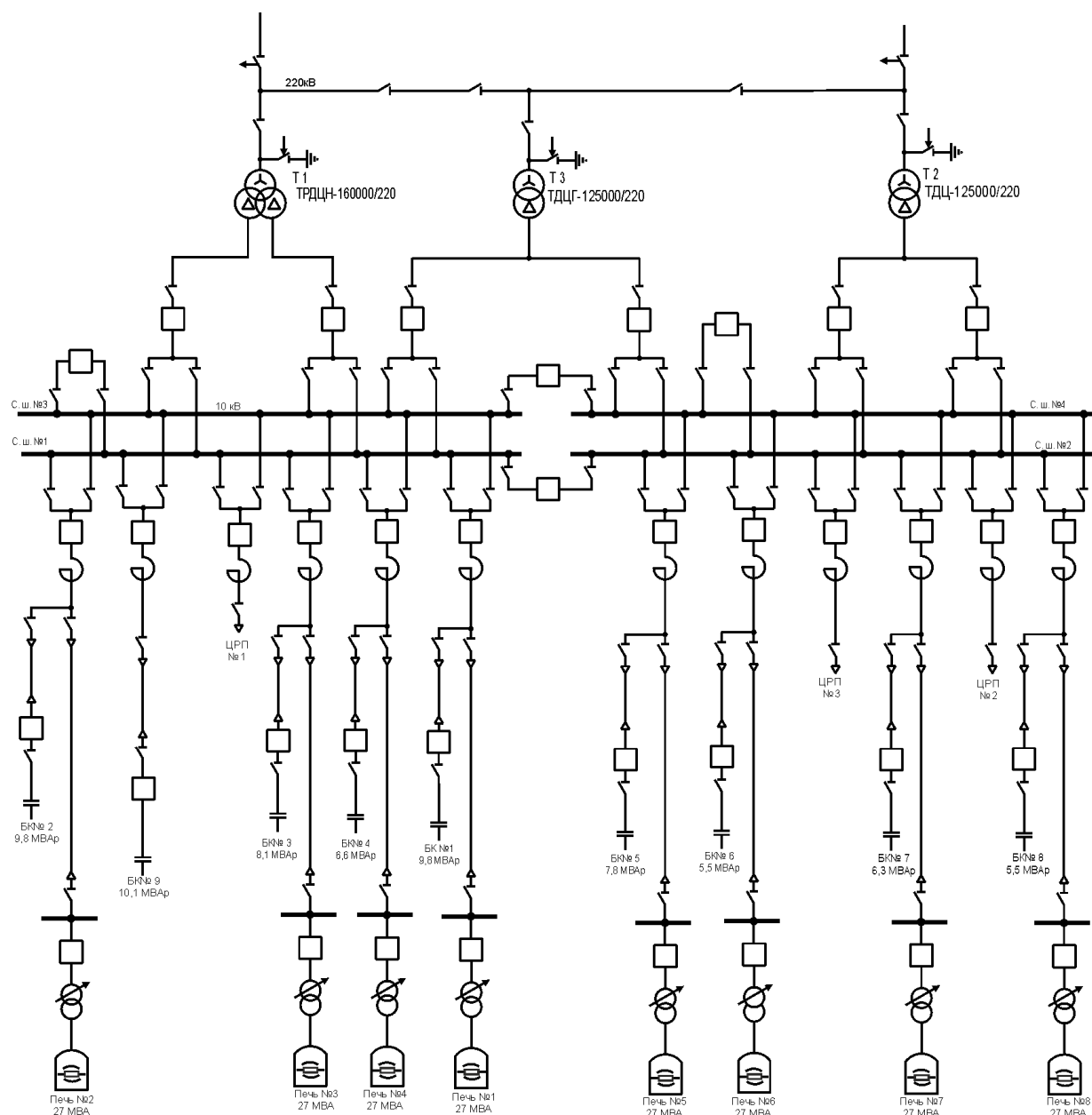


Рисунок 1 — Схема электроснабжения Стахановского завода ферросплавов

Благодаря наличию двух шинных разъединителей печь может подключаться к одной из двух систем шин.

Нормальной схемой электроснабжения завода предусмотрена одновременная работа трех силовых трансформаторов с раздельной работой секций шин, от каждой из которых питаются две электропечные установки. Кроме того, на заводе имеется центральная распределительная подстанция (ЦРП), состоящая из трех рабочих секций шин 10 кВ, которая служит для пи-

тания других потребителей завода (дымососов, вспомогательных механизмов плавильного цеха, электродного цеха, котельной, насосных установок и других участков завода).

Основные технические характеристики ферросплавных печей приведены в таблице 1. Питание каждой печи осуществляется от трех однофазных электропечных трансформаторов, расположенных в непосредственной близости от печи. Следует отметить, что коэффициент мощности рас-

ЕЛЕКТРОТЕХНІКА. РАДІОТЕХНІКА

смагиваемых ферросплавных печей лежит в пределах 0,7–0,82 и существенно зависит от их режима работы, который в большей степени определяется типом выплавляемого сплава. Поэтому на ГПП завода установлены устройства компенсации реактивной мощности в виде батарей конденсаторов (БК), включаемых по схеме индивидуальной поперечной компенсации на каждом печном присоединении. Кроме БК №№1-8 также имеется дополнительная БК №9.

Исследования проводилось на ГПП завода в режиме, когда сетевой трансформатор Т1 ТРДЦН-160000/220 мощностью 160 МВА был выведен в ремонт и секции шин № 3 и 4 получали питание от трансформатора Т2 ТДЦ-125000/220 мощностью 125 МВА. От секции шин №3 ГПП получала питание печь № 4 с БК №4. Схемными мероприятиями предусматривалось исключение взаимовлияния соседних нагрузок на режим работы БК№4.

Основные измерения проводились на присоединении БК № 4. Батарея выполнена в виде последовательно-параллельного соединения низковольтных конденсаторов КСП-0,66-40. Структурно каждая фаза конденсаторной батареи оснащена 11-ю последовательно и 5-ю параллельно соединёнными конденсаторами, фазы батареи соединены в «звезду».

Основные параметры БК №4:

- номинальное напряжение батареи $U_{ном}=12,56$ кВ;
- установленная реактивная мощность $Q_{ном}=6,6$ МВАр;
- количество конденсаторов — 165 шт.

Для исследования режимов работы использовался анализатор качества электроэнергии TOPAS-1000, который подключался к соответствующим вторичным цепям трансформаторов тока и напряжения расщеплительного устройства 10 кВ ГПП. Методикой исследования предусматривалось измерение токов и напряжений, генерируемой реактивной мощности, а также спектра гармоник токов и напряжений и коэффициентов искажения синусоидальности.

По результатам замеров действующих значений электрических величин при рабочем напряжении $U_p=10,3-10,4$ кВ величина тока БК № 4 составляла 254-260 А, а генерируемая батареей (рабочая) реактивная мощность $Q_p=4,5-4,6$ МВАр. Следует отметить, что рабочая мощность БК в 1,4-1,5 раза меньше номинальной и зависит от величины рабочего напряжения, что поясняется выражением:

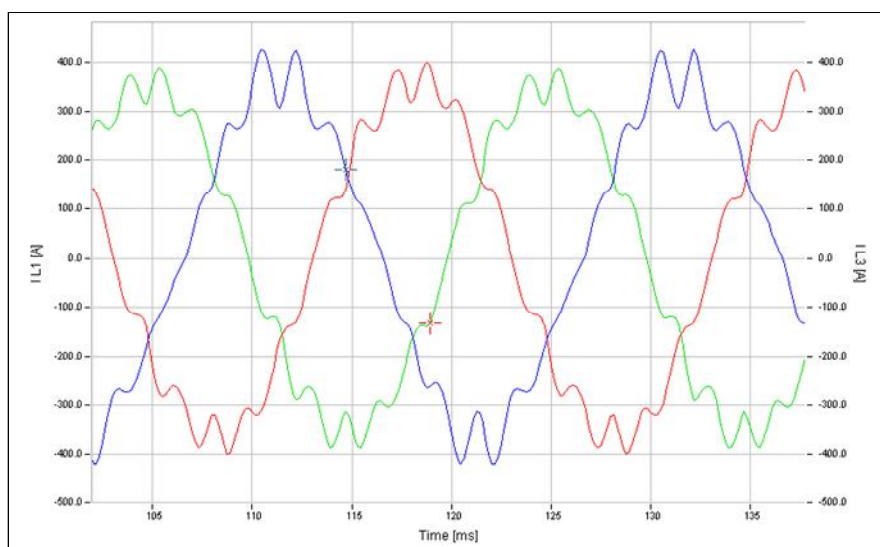
$$Q_p = Q_{ном} \frac{U_p^2}{U_{ном}^2}. \quad (1)$$

Показатели искажения синусоидальности кривых токов и напряжений исследовались на нескольких присоединениях ГПП. Вначале проводилось измерение на присоединении БК№ 4. Форма кривой и спектр гармоник тока БК№4 приведены соответственно рисунку 2.

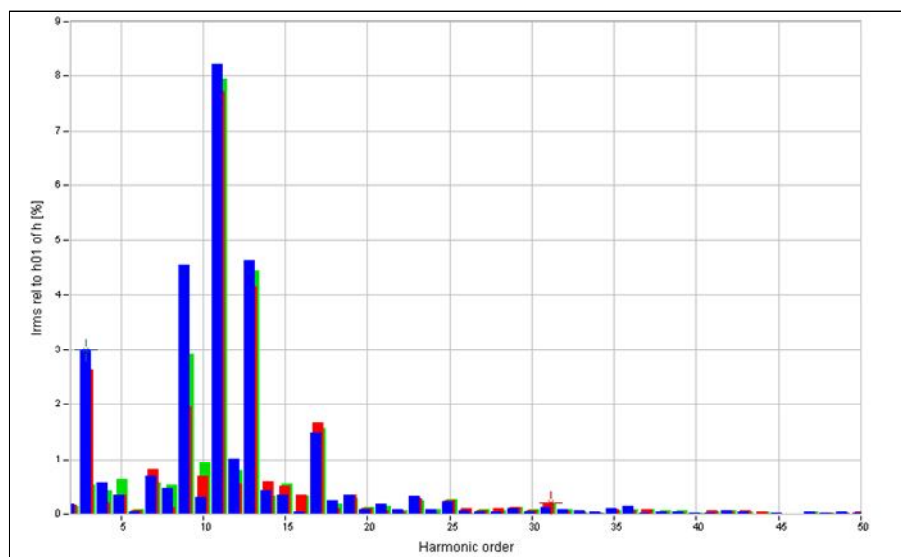
Как следует из рисунков, ток конденсаторной батареи имеет несинусоидальную форму, при этом измеренный коэффициент искажения синусоидальности тока (THD) составил 9,6-11,5%.

Таблица 1 — Основные электротехнические характеристики ферросплавных печей

Тип печи	Установленная мощность электропечных трансформаторов, кВА	Схема соединения обмоток электропечных трансформаторов	Линейный первичный ток группы электропечных трансформаторов, А	Напряжение на электродах печи, В	Ток в электроде печи, А	Естественный коэффициент мощности
ОКБ-613	3×9000=27000	Δ/ Δ -на электродах	1561	140-80	80000	0,7-0,82



а)



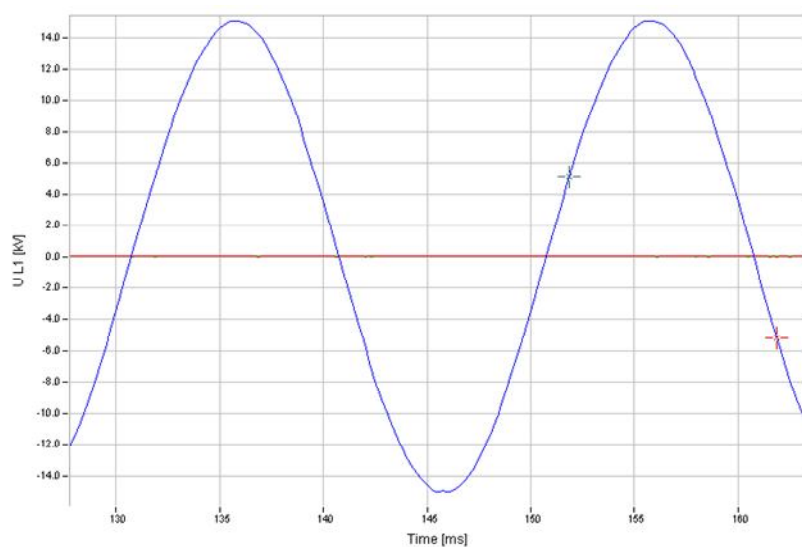
б)

Рисунок 2 — Осциллограмма тока конденсаторной батареи:
а) — форма тока; б) — спектр гармоник

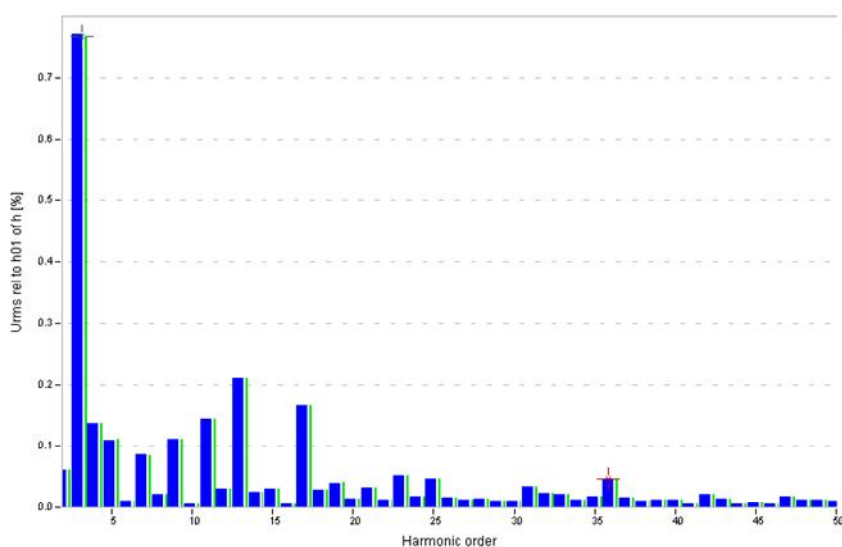
В спектре тока доминируют 3-я гармоника (2,3–3%), 9-я гармоника (2–4,6%), 11-я гармоника (7,8–8,2%), 13-я гармоника (4,2–4,6%) и 17-я гармоника (1,5–1,6%). Значения остальных гармоник не превышает 1%.

На рисунке 3 приведены форма кривой и спектр гармоник напряжения на секции шин № 3 ГПП. Данное напряжение имеет незначительные отличия от синусоидальной формы, при этом коэффициент иска-

жения синусоидальности составлял 0,8–1,05 %, что не превышает допустимых норм, устанавливаемым стандартом [5]. Максимальные значения в спектре напряжения имеет 3-я гармоника (0,77%). Значения остальных гармоник не превышают 0,3%. Для анализа полученных экспериментальных данных на присоединении БК№4 целесообразно использовать схему замещения, приведенную на рисунке 3.



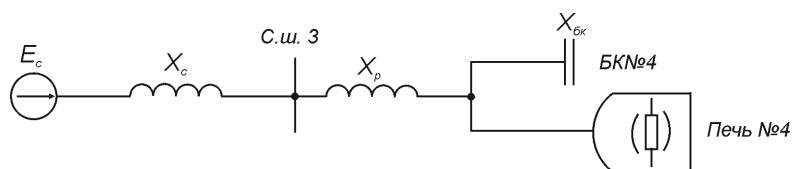
а)



б)

Рисунок 3 — Осциллограмма напряжения на секции шин №3 ГПП:

а) — форма напряжения; б) — спектр гармоник



$E_c=10,5$ кВ, $X_c=0,117$ Ом соответственно ЕДС и эквивалентное индуктивное сопротивление системы внешнего электроснабжения; $X_{ок}=23,9$ Ом — эквивалентное емкостное сопротивление конденсаторной батареи; $X_p=0,23$ Ом — индуктивное сопротивление токоограничивающего реактора РБА-10-2000-8

Рисунок 4 — Схема замещения системы электроснабжения печи № 4

Следует отметить, что доминирование третьей гармоники в спектрах тока и напряжения характерно для систем электропитания ферросплавных печей [1]. Это обстоятельство обусловлено особенностями нелинейностей вольт-амперных характеристик дуг в ферросплавных печах [6]. Присутствие достаточно больших значений 9-й, 11-й, 13-й и 17-й гармоник в спектре тока БК обусловлено, во-первых, наличием их в спектре напряжения системы внешнего электропитания (ГПП) (рис. 3), а во-вторых — настройкой БК совместно с реактором на фильтр 10-й гармоники по отношению к напряжению секции шин № 3, при этом номер резонансной гармоники определялся из выражения [7]:

$$n_p = \sqrt{\frac{X_{\text{БК}}}{X_p}}. \quad (2)$$

Таким образом, данное соотношение сопротивлений конденсаторной батареи и реактора способствует усилению гармоник, близких к резонансной (9-й, 11-й) и некоторому уменьшению гармоник боковых частот (3-й, 5-й, 13-й и 17-й и т.д.).

Следует также отметить, что одновременно сама конденсаторная батарея резонирует с сетью в области 8-й гармоники, что также способствует усилению гармоник, близких к 8-й. В этом случае номер резонансной гармоники можно определить по формуле:

$$n_{p1} = \sqrt{\frac{X_{\text{БК}}}{X_c + X_p}}. \quad (3)$$

Таким образом, при выборе мощности конденсаторных батарей в системах электропитания ферросплавных печей необходимо руководствоваться не только обес-

печением необходимого коэффициента мощности, но и параметрами несинусоидальности токов и напряжений.

Выводы:

1. В результате проведения экспериментальных исследований показано, что в системе электропитания ферросплавных печей напряжение на питающих секциях шин ГПП содержит в своем спектре высшие гармоники, но имеет незначительные отклонения от синусоидальной формы, при этом коэффициент искажения синусоидальности не превышает допустимых норм, устанавливаемых ГОСТ-13109-97.

2. Показано, что за счет наличия высших гармоник в спектрах токов ферросплавных печей и в спектре питающего напряжения, происходит усиление отдельных гармоник, частота которых близка к резонансной частоте контура, образованного параллельным включением индуктивностей системы и токоограничивающего реактора с емкостью батарей конденсаторов поперечной компенсации реактивной мощности. Данное обстоятельство приводит к перегрузкам батарей конденсаторов токами высших гармоник, при этом коэффициент искажения синусоидальности тока может превышать 10 %, что способствует перегреву конденсаторов и увеличивает их повреждаемость при эксплуатации.

3. Для ослабления резонансных явлений в системах электропитания ферросплавных печей целесообразно смещение резонансных частот контура в область аномальных гармоник путем изменения соотношения между сопротивлениями токоограничивающих реакторов и конденсаторных батарей.

Библиографический список

1. Нехамин С. М. Управление энергетической структурой рабочего пространства дуговых сталеплавильных и руднотермических печей — механизм повышения эффективности их работы [Текст] / С. М. Нехамин // *Электрометаллургия*. — 2013. — №11. — С. 9-16.
2. Wenpu Zhao. Research on Reactive Power Compensation Mode and Harmonic Wave Control Technique for Submerged Arc Furnace [Текст] / Wenpu Zhao, Shuguang Liu // *International Journal of Automation and Power Engineering (IJAPE)*. — 2013. — V.2, no.4. — pp. 230–233.

3. Вагин Г. Я. Электромагнитная совместимость дуговых печей и систем электроснабжения [Текст] / Г. Я. Вагин, А. А. Севостьянов, С. Н. Юртаев // Труды Нижегородского государственного технического университета им. Р. Е. Алексеева. — 2010. — № 2 (81). — С. 202–210.
4. Tsu-Hsun Fu. Load Characteristics Analysis of ac and dc Arc Furnaces Using Various Power Definitions and Statistic Method [Текст] / Tsu-Hsun Fu, Chi-Jui Wu // IEEE transactions on power delivery. — 2002. — V.17. — no. 4. — pp. 1099–1105.
5. Электрическая энергия. Совместимость технических средств электромагнитная. Нормы качества электрической энергии в системах электроснабжения общего назначения : ГОСТ 13109-97. — [Введ. 18.06.1999]. — К.: Госстандарт Украины, 1999. — 32 с. — (межгосударственный стандарт).
6. Рубцов В. П. Анализ гармонического состава кривой фазного тока для оценки распределения мощности в тигле рудно-термической печи [Текст] / В. П. Рубцов., В. А. Елизаров // Электрометаллургия. — 2011. — №3. — С. 11–19.
7. Добрусин Л. А. Фильтрокомпенсирующие устройства для преобразовательной техники [Текст] / Л. А. Добрусин. - М.: НТФ "Энергопрогресс", 2003. — 84 с.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф. ДонГТУ Луциком В. Д.,
к.т.н., проф. СУНИГОТ УИПА Алексеенко С. Ф.**

Статья поступила в редакцию 11.02.14.

к.т.н. Кухарев О. Л. (СНИГОТ УИПА м. Стаханов, Україна)

ДОСЛІДЖЕННЯ РЕЖИМІВ РОБОТИ БАТАРЕЙ КОНДЕНСАТОРІВ В СИСТЕМІ ЕЛЕКТРОПОСТАЧАННЯ ФЕРОСПЛАВНОГО ЗАВОДУ

Наведені результати експериментальних досліджень режимів роботи батарей конденсаторів в системі електропостачання потужного феросплавного заводу. Проведений аналіз причин появи вищих гармонік у спектрах струму й напруги конденсаторних батарей.

Ключові слова: система електропостачання, феросплавна піч, батарея конденсаторів, вищі гармоніки.

Kuharev O. L. Candidate of Engineering Sciences (SSRIMET UEPA Stakhanov, Ukraine, alex.kuharev@mail.ru)

CONDENSATOR BATTERY MODE IN THE SYSTEM OF FERROALLOY PLANT POWER SUPPLY RESEARCH

The results of experimental research of the condensator battery mode in the system of ferroalloy plant power supply are presented. The analysis of the reasons of the highest harmonic existence in current spectrum and condensator battery voltage was conducted.

Key words: power supply, ferroalloy furnace, condensator battery, the highest harmonic.

75-летний юбилей



**60 лет трудовой, 50 лет
научной
и 45 лет педагогической
деятельности**

*профессора, доктора технических наук,
Заслуженного деятеля науки и техники
Украины*

**Литвинского
Гарри Григорьевича**

Известный ученый в области горной геомеханики, физики горных процессов, создания новой горной техники и технологии, доктор технических наук (1988), профессор (1989), Заслуженный деятель науки и техники Украины (1991), действительный член Академии Строительства Украины и Академии Горных наук, эксперт комиссии по горным наукам МОН Украины, б. член Высшей Аттестационной комиссии (ВАК) Украины, член научно-методической комиссии МОНУ. Продолжительное время был членом специализированных советов по защите докторских диссертаций в МГГУ (Москва), ДонНТУ (Донецк), ДонГТУ, входит в состав редколлегий ряда научных горных изданий.

Родился в г. Воронеже в семье военнослужащего 8 января 1939 г. Окончил с отличием горный техникум (г. Ростов-на-Дону, 1957), Донецкий политехнический институт (г. Донецк, 1962), аспирантуру (ДонУГИ, 1967), докторантуру (КГМИ, 1977). Будучи студентом-отличником, получал именную Ворошиловскую стипендию, вел большую общественную работу: был членом райкома комсомола, председателем секции туризма-альпинизма института ДПИ. По окончании института работал горным мастером по строительству вертикальных стволов в тресте «Донецкшахтопроходка» (1963), старшим научным сотрудником в ДонУГИ (до 1969 г.), затем доцентом (1969), профессором, заведующим кафедрой «Строительные геотехнологии» ДонГТУ с 1978 г. по настоящее время.

Кандидатскую диссертацию «Способы и средства крепления выработок монолитным бетоном» защитил в 1967 г. в Донецком политехническом институте, по специальности «Шахтное и подземное строительство» (руководитель д.т.н., проф. Ю. З. Заславский, оппоненты д.т.н., проф. М. Н. Гелескул, д.т.н., проф. С. М. Липкович, к.т.н. доц. В. В. Орлов).

Докторскую диссертацию «Разработка геомеханических параметров и способов создания породонесущих конструкций из разгруженных взрывом и упрочненных пород» защитил в 1988 г. по специальностям «Физические процессы горного производства» и «Разработка месторождений полезных ископаемых» (ИГТМ АН УССР, г. Днепропетровск. Оппоненты д.т.н., проф. К. А. Ардашев, Б. А. Картозия, О. В. Колоколов).

Результаты НИР и подготовки кадров

Является создателем и руководителем научной школы горной геомеханики и строительной геотехнологии, автором новых научных направлений в горной науке и технике. Им созданы научные основы: геомеханика подземного взрыва, реономная мик-

ромеханика деформации и разрушения материалов, аналитическая теория прочности, которая обобщает все предыдущие теории, разработана структурная геомеханика неоднородных горных массивов, новая теория горного давления в подземных выработках, в том числе на больших глубинах разработки.

Разработанная им новая научная доктрина «Шахта XXI века» обосновывает кардинальное изменение горной техники и технологии, позволяет на порядок улучшить показатели подземного строительства и эксплуатации шахт и рудников, в частности, перейти к безлюдной автоматизированной добыче угля, в том числе из тонких и сверхтонких пластов.

Он автор около 400 научных печатных работ (180 без соавторов), в числе которых 5 монографий, 2 учебных пособия, около 40 методических разработок для высшей школы. Имеет около 200 изобретений и патентов (90 без соавторов).

Проф. Г. Г. Литвинский осуществляет подготовку кадров высшей квалификации, руководит аспирантурой и докторантурой. Под его научным руководством по специальностям «Шахтное и подземное строительство», «Разработка месторождений полезных ископаемых», «Физические процессы горного производства» защищено 12 кандидатских диссертаций (С. А. Курман, Буй Чи Шоат, С. Г. Коробкин, В. Н. Мусиенко, В. Д. Троян, А. И. Мележик, В. А. Касьянов, Г. И. Гайко, Н. В. Малеев, Фесенко Э. В. и др.), два докторанта получили ученую степень доктора технических наук (Г. И. Гайко, Г. В. Бабиюк).

В процессе своей научно-исследовательской деятельности и как член учебно-методической комиссии Минобразования СССР обследовал более 100 горных предприятий, рудников и шахт Донбасса, Кривбасса, Кузбасса, Дальнего Востока, Казахстана, Грузии, Эстонии, Средней Азии, Якутии, Урала, Кольского полуострова, Польши и др.

В ДонДТУ подготовил ряд оригинальных циклов лекций по дисциплинам «Конструкции и расчет горной крепи», «Тенденции и закономерности развития горной техники и технологии», «Теория и практика управления горным давлением», «Механика подземных сооружений», «Основы горной геомеханики» и др. Постоянно выступает с циклами лекций по проблемам горной науки и техники в ведущих университетах Украины, России, Польши, Югославии и др., а также при переподготовке руководящих и надзорных кадров горной промышленности.

Поддерживает научные связи с коллегами из России, Польши, Вьетнама, Болгарии, Канады, Югославии, Словакии и др.

Полный кавалер знака «Шахтерская Слава», «Шахтерская Доблесть» III ст., неоднократно награжден золотыми и серебряными медалями выставок ВДНХ б. СССР и УССР и др. Победитель Всеукраинских конкурсов лучших изобретений (2006) и в абсолютной номинации «Лучшее изобретение Украины» (2008)

Теоретические и фундаментальные исследования:

Реономная микромеханика деформирования и разрушения материалов, которая объясняет и предсказывает основные особенности механического поведения материала во времени путем решения системы кинетических дифференциальных уравнений роста и залечивания микродефектов. Объединяет с единых методических позиций теории ползучести и пластичности путем описания роста и залечивания микро трещин во времени.

Аналитическая теория прочности с новым универсальным критерием прочности в дифференциальной (а не алгебраической) форме и с новыми физически содержательными прочностными показателями материала (адгезиями сдвига, разрыва и параметром хрупкости). Впервые объясняет форму паспорта прочности, учитывает структурную нарушенность, трещиноватость, структурные дефекты и микронеоднородность материалов.

Структурная геомеханика неоднородных массивов, в рамках которой предложена новая физическая модель масштабного эффекта, основанная на теории сплошности. Раскрыта физическая сущность и закономерности изменения прочности структурно неоднородных массивов. Впервые доказан принцип суперпозиции для масштабного эффекта прочности и его связь с особенностями структурного строения материала (например, горных пород).

Новая теория горного давления, основанная на впервые предложенных двух фундаментальных закономерностях потери устойчивости выработок в процессе их формоизменения при движении фронта хрупкого разрушения, доказывает, объясняет и прогнозирует множественность форм проявлений горного давления.

Основы геомеханики подземного взрыва, где впервые на основе аналитической теории прочности и новых базовых гипотез взрывного разрушения при образования камуфлета и воронки взрыва впервые поставлены и решены порождающие задачи подземного взрыва для единичных и взаимодействующих точечных и линейных зарядов взрывчатого вещества.

Исследования в области лабораторного и натурного эксперимента:

Новые способы и средства испытаний горных пород и материалов, методики и приборы (портативный прибор экспресс испытаний горных пород ППЭИ на образцах полуправильной и неправильной формы, комплексный метод испытаний пород в виде необработанных кернов и др.)

Методы и приборы интроскопии массива горных пород по определению его структурной неоднородности (реометрический метод измерения трещиноватости, интроскопы для измерения структурной нарушенности массива методом диэлектрической проницаемости и др.).

Метод инструментальных наблюдений проявлений горного давления в подвижной системе координат (Эйлера) фронта очистных работ, приборы определения нагрузки на крепь и смещений пород.

Моделирование физических процессов горного производства на аналоговых и физических моделях (методом ЭГДА, стенд моделирования взрыва, стенды испытания моделей крепи и т. д.)

Научные разработки в области горной технологии и техники:

Новая научная доктрина и концепция «Шахта XXI века» — горная техника и технология революционного улучшения показателей строительства подземных сооружений и добычи полезных ископаемых.

Проходческий комбайн «MIR» фронтального действия с прецессионным разрушающим органом, обеспечивающий безлюдное автоматизированное сооружение выработок со скоростью 100–200 м/сут.

Агрегат фронтальный шнековой выемки АФШВ для безлюдной автоматизированной добычи угля из тонких и свехтонких пластов от 0,4 до 1,2 м производительностью 4...7 тыс. т/сут.

Универсальная схема вскрытия, подготовки и система разработки в виде «шахта-лава» для безлюдной высокопроизводительной (5–10 Кт/сут) безцеликовой добычи угля и газа в нейтральной газовой среде.

Бесканатный подъем и беструбный водоотлив — производительностью 1000 м³/час и выше с высоким к.п.д. и компактными роторными линиями.

Околоствольный двор и поверхность шахты нового технического уровня без силового электроснабжения и с гидротранспортом угля потребителю по трубам.

Активные способы управления горным давлением и устойчивостью горных выработок активной разгрузкой и последующим упрочнением пород (борьба с пучением поч-

вы горных выработок АРПУ, породонесущие конструкции крепи «Монолит» различных модификаций, бутовая полоса с предварительным распором, способ взрывной разгрузки пород в кровле и почве выработки и др.)

Новые типы крепей и их элементы: анкерные податливые, рамные полигональные шарнирно-податливые крепи, узлы податливости, и межрамные ограждения и стяжки, набрызг-бетонные, опалубки для стволов и др.

Создание гидравлической техники

Высокомоментные аксиальные гидромашины нового технического уровня с кольцевыми вытеснителями, по своим показателям превышающие существующие конструкции, удельные показатели отношения массы к крутящему моменту (кг/Н.м) и выходной мощности (кг/кВт) у нового класса гидромашин по сравнению с известными выше в 4...8 раз.

Гидрофильтры третьего поколения, отличающиеся использованием центробежных сил, гидродинамической фильтрацией с эжекторной рециркуляцией потоков, отличающиеся компактностью и тонкостью очистки. Способны заменить все существующие фильтры предварительной очистки, незаменимы для рабочих жидкостей в промышленности, общегородского и бытового водоснабжения.

Прямоточные циклоны с эжекторной рециркуляцией, малым сопротивлением и высокой тонкостью очистки газов, обеспечивают повышение эффективности и тонкости очистки, снижение аэродинамического сопротивления выходного потока, упрощение конструкции, малые габариты и масса.

Аэропоршневой лифт для жилых и промышленных зданий произвольной этажности, шахт, рудников с использованием малого избыточного давления воздуха (до 0,1 ати) при полном обеспечении безопасности, существенном снижении стоимости и трудоемкости.

Буровая техника и новые скоростные (100–200 м/сут) способы бурения скважин произвольной ориентации и переменной трассы без буровых колонн по скальным породам на большую (3–7 км) глубину для добычи нефти, газа и др. целей.

**Научно-педагогический коллектив ДонГТУ
поздравляет профессора Г. Г. Литвинского
с 75-летним юбилеем!**



80-летний юбилей

**63 года инженерной,
научной
и педагогической
деятельности**

*профессора, доктора технических
наук, Заслуженного работника
образования Украины*

**Финкельштейн
Зельмана Лазаревича**

Профессор З. Л. Финкельштейн один из наиболее известных создателей современной горной техники. С его именем связан переход на комбайновую выемку угля, в частности узкозахватную, на совершенствование изгибающих скребковых конвейеров, создание управляемых буровых машин принципиально нового принципа работы, создание первых комплексов для безлюдной выемки угля, машин для спасения людей из угольных забоев, систем обеспыливания зон добычи полезных ископаемых и др.

З. Л. Финкельштейн стоял у истоков мировой гидрофикации тяжелых производственных процессов, перехода на создание и использование объемных гидромашин высокого давления, предложил с группой коллег замкнутую циркуляцию рабочих жидкостей, создание комплексной системы кондиционирования рабочих сред. Мировой известностью пользуется разработанная им система разделения многофазных сред («принцип Финкельштейна»). Все теоретические и практические разработки проф. З. Л. Финкельштейна нашли практическое применение в угольной, металлургической, автомобильной, автотракторной, авиационной, электротехнической, нефтедобывающей, нефтеперерабатывающей и других отраслях промышленности.

Для реализации разработок З.Л.Финкельштейна в разных странах созданы новые отрасли и заводы, предлагаемые комплексы, машины и конструкции выпускаются в десятках тысяч образцах.

Часть работ, выполняемых по закрытой тематике, в частности предложенный многофазный пульсирующий гидропривод, реализована в космической и оборонной технике.

В практике мирового машиностроения нашли использование теория нового типа глобоидных передач (предложенная, опубликованная и применяемая еще в студенческие годы), теория и практика безопорных редукторов с двухлинейным зацеплением Новикова, конструкция и методика расчета температурно-напряженных заклепочных соединений, теория устойчивости буровых вертикальных ставов с промежуточными нежестко установленными опорами, теория гидроабразивного разрушения прецизионных поверхностей гидроузлов.

Родился З. Л. Финкельштейн 23 марта 1934 г. в семье горных техников, работающих в карьерах по добыче огнеупоров. С 1941 г. отец находился в действующей армии. Погиб в 1945 г. Вместе с двумя младшими братьями вернулся в г. Сталино (ныне До-

нецк), после окончания с медалью средней школы в 1951 г. поступил в Донецкий индустриальный институт на отделение «Горное машиностроение» горно-механического факультета. В 1956 г. с отличием закончил ДИИ, попросился инженером-конструктором в Специальное конструкторское бюро Горловского машиностроительного завода им. С. М. Кирова. Здесь был начальником отдела легких машин, ведущим конструктором отдела комбайнов, главным конструктором буровых машин, главным конструктором проектов головного отдела гидроприводов угольной промышленности.

Работая в СКБ в качестве автора, ведущего и главного конструктора принимал участие в создании наиболее известных в области врубовых машин ПМГЗ, ПМГ4, комбайнов «Кировец», «Донбасс 1Г», 1К101, КШ1КГ, 2К52, МК68, «Универсал», установки для безлюдной выемки угля на крутом падении УВК, комплекса КБС, установки для добычи поваренной соли ППГ, первой в мире буровой управляемой машины МБУ, пневмохраповичной машины для спасательных работ.

Согласно данным ЦСУ СССР, машинами, главным конструктором которых являлся З. Л. Финкельштейн, в СССР было добыто 3 млрд. 840 млн. тонн угля и 250 млн. тонн поваренной соли.

Новый этап развития мирового гидромашиностроения связан с предложенной принципиально новой замкнутой циркуляцией рабочей жидкости и вспомогательным насосом. Это позволило в несколько раз увеличить энерговооруженность горного оборудования. Схема и принципы, положенные в создание «горловского гидропривода», стали классическими в мировом гидромашиностроении и применяются во всех мобильных машинах мира.

В 1964 г. эта работа была номинирована на Ленинскую премию. Результатами работ стало создание механизмов подачи «типа Г» для всех угледобывающих машин и создание одно- и двух-барабанных гидравлических лебедок, ставших основным продуктом экспорта советской горной техники за границу.

Как обобщение работ по созданию и расчету новых гидравлических схем явилась, подготовленная без аспирантуры и научного руководства, первая в СССР кандидатская диссертация по гидроприводу, защищенная в мае 1967 г.

В 1971 по постановлению ЦК КПСС командирован в Кадиевский филиал КГМИ на кафедру «Горные машины», затем «Горная механика» в качестве доцента для подготовки квалифицированных конструкторов.

В филиале были проведены большие и объемные работы по созданию новых типов смазочных материалов («полужидкие реологические смазки»), новых типов огнестойких жидкостей для гидравлических комплексов, новых типов незастывающих герметиков, новых способов разделения рабочих сред (гидродинамическая очистка) новых экспресс-методов диагностики машин. Для реализации предложений З. Л. Финкельштейна были построены заводы нефтехимической и машиностроительной промышленности, что позволило на 30 % снизить потребление нефтепродуктов (без топлива) в отрасли и на 50 % уменьшить общее количество применяемых в угольной промышленности запасных частей, закрыть часть рудоремонтных заводов.

В 1979 г. ректор КГМИ перевел З.Л.Финкельштейна в базовый институт на должность зав. кафедрой «Прикладная механика», а в 1982 г. — зав. кафедрой «Горная механика».

В 1981 г. приказами Министерств угольной промышленности и высшего образования при КГМИ была создана «Отраслевая научно-исследовательская лаборатория смазочных материалов и рабочих жидкостей Минуглепрома СССР». Эта лаборатория стала головным научным и директивным подразделением отрасли по своей проблеме и по подготовке руководящих материалов. Только за 2 года работниками лаборатории было

обследовано более 200 шахт и даны рекомендации по совершенствованию технического оборудования.

Тесные связи связывают НИР кафедры с автомобилестроителями. Только один фильтр на АвтоВАЗе по очистке красок дал за один год 640 тыс. долларов экономии, установка для сверления глубоких отверстий позволила в несколько раз увеличить производительность. В настоящее время такие установки выпускаются для всех автозаводов мира. Во многих странах применяются гидравлические фильтры во много раз снизившие ремонты и повысившие производительность в металлургической промышленности.

В 1988 г. З. Л. Финкельштейн первый в мире защитил докторскую диссертацию по новой специальности «Гидравлические машины и гидропневмоавтоматика». В 1989 г. Минвуз СССР утвердил в звании «профессор».

В 1991 г. присвоено звание «Заслуженный работник образования УССР».

На протяжении всего времени активно участвовал в общественной и спортивной работе.

Во время учебы в ДИИ был вторым секретарем комитета комсомола института, председателем шахматной секции, был капитаном команды института, которая занимала всегда первое место в области и второе на Украине. Работая на заводе, возглавлял альпинистско-туристский клуб, который дал большое количество профессиональных горно-восходителей. Выполнил норматив кандидата в мастера спорта, закончил центральную школу альпинизма, стал государственным тренером по альпинизму. По поручению госкомспорта СССР тренировал команду альпинистов ГДР.

В связи с активным участием в спасательных работах получил звание «Почетный спасатель СССР».

Публикации: З. Л. Финкельштейн автор 347 научных работ, из которых 3 монографии (одна удостоена Золотой медали ВДНХ СССР), полный набор учебных пособий по специальным дисциплинам (из 13 пособий — 9 с грифом МОН), 108 изобретений (в том числе патенты Украины, России, Польши, Германии). Статьи издавались на русском, польском, немецком, английском, арабском, сербском, чешском, персидском, латвийском, венгерском и молдавском языках. Основной педагогической задачей является повышение технического уровня выпускаемых специалистов. Показателем может служить, во первых, высокий спрос на выпускников со стороны предприятий, а во вторых то, что все дипломники, подготовленные за 55 лет в Донецком, Киевском, Сумском, Московском, Симферопольском, Львовском вузах получили отличные оценки, все иногородние приняты в аспирантуру, все участники конкурсов получили призовые места.

Подготовлены 3 доктора наук (1 — в России) и 12 кандидатов наук (2 из России, 1 из Иордании, 1 из Ирана, 1 из Азербайджана и 1 из Казахстана).

Имеет следующие награды: звание Заслуженный работник образования Украины, Почетный горноспасатель СССР, Заслуженный спасатель республики Польша, Отличник Высшей школы СССР, полный кавалер знаков «Шахтерская слава», «Шахтерская Доблесть», «За верность шахтерскому труду», Изобретатель СССР.

З. Л. Финкельштейн — действительный член Академий горных наук Украины, Академии технологических наук Украины, Международной Академии наук экологии и безопасности жизнедеятельности.

**Научно-педагогический коллектив ДонГТУ
поздравляет профессора З. Л. Финкельштейна
с 80-летним юбилеем!**

ТРЕБОВАНИЯ

к рукописям научных статей в сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета

Статьи должны предоставляться в соответствии с требованиями ВАК Украины (Перелік № 1 за 2003г) и ДСТУ 7152:2010. Сборник научных трудов издается три раза в год. Сборник формирует информационный отдел: 94204, г. Алчевск, пр. Ленина, 16, ДонГТУ, тел/факс (06442) 2-68-87, e-mail: info@dmmti.edu.ua (тема: для редакции сборника научных трудов ДонГТУ), секретарь редакционной коллегии Скомская Светлана Анатольевна.

Сборник содержит следующие разделы: «Разработка полезных ископаемых», «Металлургия», «Строительство», «Электротехника. Радиотехника». Содержание статей должно отвечать новым достижениям науки и техники, их практическому значению, соответствовать технической направленности сборника и представлять интерес для широкого круга специалистов.

В статье должно быть кратко изложено то новое и оригинальное, что разработано авторами, показано преимущество перед аналогами предлагаемых разработок, описаны их особенности и практическая значимость. Результаты работы не должны предоставляться в виде тезисов.

Ответственность за нарушение авторских прав, за несоблюдение действующих стандартов и за недостоверность приведенных в статье данных полностью несут авторы статьи.

Статья должна сопровождаться внутренней и внешней рецензиями (приказ МОНУ №1111 от 17.10.12. п. 2.11.). На усмотрение автора рекомендовано два вида рецензий: рецензия в произвольном изложении; международная форма рецензирования статьи. Авторы сторонних организаций дополнительно сопровождают статью рекомендательным письмом. Редакционная коллегия оставляет за собой право вносить в текст статьи изменения редакционного характера без согласования с авторами.

Текст статьи предоставляется на электронном носителе и в печатном виде, сопроводительная документация только в печатном виде.

Рекомендуемое количество авторов статьи до 3-х человек. При необходимости, по решению редколлегии, количество авторов может быть увеличено до 5-ти.

Языки предоставления статей: украинский, русский, английский.

Все поданные статьи публикуются в сборнике на платной основе.

При сдаче статьи авторы подписывают лицензионный договор.

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ

Текст рукописи статьи от 5 до 10 страниц **в книжной ориентации**, на белой бумаге формата А4 (210х297 мм), с полями: верхнее, нижнее — 27 мм; левое — 23 мм, правое — 25 мм. Страницы не нумеруются. Рукопись статьи оформляется с применением редактора MS Word (не ниже версии 6.0 и не старше версии 11(2003)) шрифтом Times New Roman, размером 12 пт, одинарным интервалом, выравниванием по ширине, абзацным отступом 0,5 см. **Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть активирована.** Весь материал подается в черно-белом оформлении (без градиентов серого или цветовой палитры). Не допускается использование списков (маркированных и нумерованных) и элементов «Надпись».

Оформление статей

Статья подается отдельным файлом «Статья.doc».

УДК проставляется вверху, выравнивание по левому краю, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал — ученая степень, фамилия, инициалы разделенные пробелом. С новой строки в круглых скобках — название организации, название города, страны, e-mail автора, через запятую. Шрифт полужирный, курсив, выравнивание по правому краю, без абзацного отступа.

С новой строки — название статьи, выравнивание по центру, шрифт Ariel, полужирный, видоизменение: все прописными, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца — 12 пт, **с запретом автоматического переноса слов в абзаце.** Не допускается набор всего названия заглавными буквами.

С новой строки — краткая аннотация на языке публикации, курсивом, размером 11 пт.

После аннотации с новой строки — ключевые слова (6–8 слов на языке статьи), курсивом, размером 11 пт, интервал после абзаца — (Авто). Фраза «Ключевые слова:» выделяется полужирным начертанием.

С новой строки — текст статьи в две колонки, интервал между колонками 0.5 см.

Слова рисунок и таблица в упоминаниях по тексту пишется полностью (Пример: «... на рисунке 2 ...»), а в ссылках в конце предложения пишется сокращенно в скобках (Примеры: «... схема инвертора (рис. 2).», «... получены экспериментальные данные (табл. 4).»).

После текста статьи, полужирным шрифтом, размером 11 пт, располагается заголовок «Библиографический список», интервал перед абзацем — 12 пт, после абзаца — 8 пт, выравнивание по левому краю.

Библиографический список оформляется согласно ДСТУ ГОСТ 7.1:2006 «*Бібліографічний запис. Бібліографічний опис. Загальні вимоги та правила складання*», размером 11 пт, курсивом и должен быть составлен в порядке упоминания в тексте. Ссылки на литературу заключаются в квадратные скобки. Рекомендованное количество ссылок – не более восьми источников с датой их издания не ранее чем 20 лет назад.

Через один интервал – ученая степень, фамилия, инициалы, полное название организации, название статьи, аннотации и ключевые слова приводятся на оставшемся языке из двух (русский, украинский), размером шрифта 11 пт.

Ученая степень, фамилия, инициалы оформляются полужирным шрифтом, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю. В круглых скобках, курсивом – название организации, название города, страны, e-mail автора, через запятую.

С новой строки, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю — название статьи заглавными буквами.

С новой строки — краткая аннотация, курсивом.

С новой строки — ключевые слова, курсивом. Фраза «Ключевые слова:» выделяется полужирным начертанием.

Оформление аннотаций отдельным файлом

Аннотация и ключевые слова дополнительно подаются на двух языках (русский, украинский) отдельным файлом «*Аннотация.doc*», размером шрифта 11 пт.

Ученая степень, фамилия, инициалы оформляются полужирным шрифтом, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю. В круглых скобках, курсивом — название организации, название города, страны, e-mail автора, через запятую.

С новой строки, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю — название статьи заглавными буквами.

С новой строки — краткая аннотация, курсивом.

С новой строки — ключевые слова, курсивом. Фраза «Ключевые слова:» выделяется полужирным начертанием.

Оформление рефератов отдельным файлом

Реферат подаётся на двух языках (русский, украинский) отдельным файлом «*Реферат.doc*», размером шрифта 11 пт, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю. **Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть выключена.**

Фамилия, имя, отчество оформляются полужирным шрифтом.

С новой строки — ученая степень, должность.

С новой строки — название подразделения.

С новой строки — название организации, название города, страны, e-mail автора, через запятую.

Через интервал повторить данные для каждого автора.

Через интервал — название статьи (полужирным начертанием).

Через интервал — реферат. Реферат объемом от 200 до 300 слов исключительно общепринятой терминологии, должен быть структурированным и содержать следующие элементы: цель, методика, результаты, научная новизна, практическая значимость. Фразы «Цель.», «Методика.», «Результаты.», «Научная новизна.», «Практическая значимость.» (на русском языке), «Мета.», «Методика.», «Результати.», «Наукова новизна.», «Практична значущість.» (на украинском языке), «Aim.», «Technique.», «Results.», «Scientific novelty.», «Practical significance.» (на английском языке) размещаются с новой строки и выделяются полужирным начертанием. Реферат не должен повторять название статьи.

Рисунки

Рисунки вставляются в текст единым объектом и могут быть представлены:

- *растровыми форматами* — gif, tiff, jpg, bmp и им подобными (качество 300 dpi);
- *векторными форматами* — emf, wmf.

Рисунки, выполненные в программах Corel, CAD, Word и др., переводятся в один из описанных выше форматов, предпочтительно векторные.

Графический материал следует располагать непосредственно после текста, в котором он упоминается впервые или на следующей странице. Все позиции, обозначенные на рисунке, должны быть объяснены в тексте и нанесены слева направо, сверху вниз. Перед рисунком интервал 12 пт. Выравнивание по центру, ширина в одну колонку (большие рисунки располагают на ширину страницы, вверху или внизу страницы). Рисунки размещают в тексте (не в таблицах), обтекание рисунка — «в тексте». Все рисунки подаются дополнительно отдельными файлами.

Допускается размещение пояснительных данных под иллюстрацией (подрисуночный текст) с выравниванием по центру без абзацного отступа, размером 10 пт.

Под каждым рисунком (подрисуночным текстом) располагается подпись в формате «Рисунок № — Название» с выравниванием по центру без абзацного отступа, интервалом перед и после абзаца — (Авто), размером 11 пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. Статья не должна заканчиваться рисунком. Рекомендуются, чтобы площадь, занятая рисунками, составляла не более 25% общего объема.

Формулы

Абзац содержащий формулы должен иметь следующие параметры: выравнивание по левому краю, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца 6 пт, позиции табуляции — 3,75 см по центру (для расположения формулы) и 7,85 см по правому краю (для расположения номера формулы). Формулы целиком (включая размерности) выполняются с помощью редактора формул Microsoft Equation 3 математическим стилем, обычное начертание шрифта (нормальный), со следующими размерами:

Full (обычный)	12 pt
Subscript/Superscript (крупный индекс)	9 pt
Sub-Subscript/Superscript (мелкий индекс)	7 pt
Symbol (крупный символ)	14 pt
Sub-Symbol (мелкий символ)	12 pt
Формат	по центру
Междустрочный интервал	200%

Недопустимо масштабирование формул и размещение формул в табличном формате. В одном блоке формулы, попадающему на границу колонок, допускается только одна строка (многострочные формулы разбиваются на блоки). Упоминание элементов формул по тексту статьи также выполняется в редакторе формул.

Таблицы

Все таблицы располагаются после упоминания в тексте и должны иметь название и порядковый номер. Название располагается над таблицей, размер шрифта 11 пт, без абзацного отступа, интервал перед абзацем — 12 пт, после абзаца — 6 пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце.

Таблица выравнивается по центру контейнера, в книжной ориентации, шириной в 1 колонку (большие таблицы располагаются на ширину страницы, вверху или внизу страницы). Текст в таблице оформляется размером шрифта 11 пт или 12 пт, без абзацного отступа. Не допускается заливка ячеек таблицы цветом. После таблицы отступает один интервал.

ЗМІСТ

РОЗРОБКА РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Антощенко М. І., Філатєв М. В., Чепурна Л. О. Визначення емпіричних коефіцієнтів для прогнозування динаміки зрушення земної поверхні при відпрацюванні вугільних пластів.....	6
Бондаренко В. І., Фомичов В. В., Соцков В. О. Особливості використання обчислювального експерименту в пружнопластичній постановці для умов західного Донбасу.....	15
Литвинський Г. Г., Фесенко Е. В. Обґрунтування конструкції і параметрів рамного кріплення з коробчастого профілю.....	22
Садовенко І. О., Інкін О. В. Екологічно безпечне збільшення дебіта газу із слабопроникних порід Українських родовищ.....	30
Клішин М. К. Врахування розшарування порід при комп'ютерному модулюванні напружено-деформованого масиву у околиці видобувного вибою.....	39
Корнєєв С. В., Долгих В. П. Коефіцієнти моделі Муні-Рівліна в пакеті програм ANSYS, отримані для гумової обкладинки шахтних конвеєрних стрічок	44
Крижановський Ю. Ю., Антощенко М. І., Філатєв М. В. Роль поверхневих свердловин у формуванні газового балансу при відробці вугільних пластів на глибоких горизонтах.....	49
Коробкін С. Г. Визначення оптимальної області застосування кріплення сполучень в умовах тріщинуватих порід.....	56
Крижановський Ю. Ю., Антощенко М. І., Філатєв М. В., Гасюк Р. Л. Співвідношення метановиділення у виробки і дегазаційні свердловини при відпрацюванні газонесних вугільних пластів.....	60
Рутковський М. О., Рутковський О. Ю. Визначення напружень у барабані шахтної піднімальної машини	69
Касьян С. І. Вплив факторів на напружено-деформований стан навколо підготовчої виробки в зоні впливу лави.....	75
Трет'як А. В. Теоретичні дослідження процесу виникнення статичного стрибка натягу в стрічці зупиненого конвеєра під час зміни його довжини транспортування.....	81

МЕТАЛУРГІЯ

Карпов А. В., Семірягін С. В., Новохатський О. М. Аналіз впливу показників якості вугільного концентрату на міцність виготовленого коксу.....	88
Семірягін С. В., Дорогий Є. В., Кузнецов Д. Ю. Оцінка перспектив розширення сировинної бази чорної металургії за рахунок залучення у виробництво відходів вуглевидобутку	94
Боровік П. В. Тривимірне моделювання процесу розділення круглого профілю на ножицях.....	102
Шубін Ю. П., Бровендер Ю. М. Розподіл елементів-домішок у процесі виплавки міді.....	107

Будівництво**Должиков П. М., Збицька В. В.**

Аналітичне дослідження несучої здатності буропін'єкційної палі 114

Поздєєв С. В., Отрош Ю. А., Омельченко А. М., Щіпець С. Д.

Методика оцінки межі вогнестійкості залізобетонних балок шляхом інтерпретації результатів їх вогневих випробувань 119

Палейчук М. М., Рижилова О. О.

Дослідження напружено-деформованого стану гідронакопичувача при утворенні зони деконсолідації ґрунту 128

ЕЛЕКТРОТЕХНІКА. РАДІОТЕХНІКА**Заблудський М. М., Плюгін В. Є., Грицюк В. Ю., Фетісов І. В., Ровенська А. К.**

Мультиградієнтність полів у масиві ротора шнекового електромеханічного перетворювача 136

Заблудський М. М., Грицюк В. Ю., Заблудська Т. П.

Моделювання тривимірного розподілу електромагнітного поля в активній частині електромеханічного дезінтегратора 142

Шеремет О. І., Садовой О. В., Сохіна Ю. В.

Поняття дискретного часового еквалайзера 147

Мурга В. В., Антропов І. І., Гамазін Д. К., Алкіб А.

Зміна мікроструктури сталі при обробці у плазмотроні з рідким катодом 152

Кухарєв О. Л.

Дослідження режимів роботи батарей конденсаторів в системі електропостачання феросплавного заводу 157

Вимоги до рукописів наукових статей у збірник наукових праць ДонДТУ 171

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Антощенко Н. И., Филатьев М. В., Чепурная Л. А.	
Определение эмпирических коэффициентов для прогнозирования динамики сдвижения земной поверхности при отработке угольных пластов	6
Бондаренко В. И., Фомичев В. В., Соцков В. А.	
Особенности использования вычислительного эксперимента в упругопластической постановке для условий западного Донбасса	15
Литвинский Г. Г., Фесенко Э. В.	
Обоснование конструкции и параметров рамной крепи из коробчатого профиля	22
Садовенко И. А., Инкин А. В.	
Экологически безопасное увеличение дебита газа из слабопроницаемых пород Украинских месторождений	30
Клишин Н. К.	
Учет расслоения пород при компьютерном моделировании напряженно-деформированного массива в окрестности очистного забоя	39
Корнеев С. В., Долгих В. П.	
Коэффициенты модели Муни-Ривлина в пакете программ ANSYS, полученные для обкладочной резины шахтных конвейерных лент	44
Крыжановский Ю. Ю., Антощенко Н. И., Филатьев М. В.	
Роль поверхностных скважин в формировании газового баланса при отработке угольных пластов на глубоких горизонтах	49
Коробкин С. Г.	
Определение оптимальной области применения крепей сопряжений в условиях трещиноватых пород	56
Крыжановский Ю. Ю., Антощенко Н. И., Филатьев М. В., Гасюк Р. Л.	
Соотношение метановыделения в выработки и дегазационные скважины при отработке газоносных угольных пластов	60
Рутковский М. А., Рутковский А. Ю.	
Определение напряжений в барабане шахтной подъемной машины	69
Касьян С. И.	
Влияние факторов на напряженно-деформированное состояние вокруг подготовительной выработки в зоне влияния лавы	75
Третьяк А. В.	
Теоретические исследования процесса возникновения статического скачка натяжения в ленте остановленного конвейера во время изменения его длины транспортирования	81

МЕТАЛЛУРГИЯ

Карпов А. В., Семирягин С. В., Новохатский А. М.	
Анализ влияния показателей качества угольного концентрата на прочность получаемого кокса	88
Семирягин С. В., Дорогой Е. В., Кузнецов Д. Ю.	
Оценка перспектив расширения сырьевой базы черной металлургии за счет вовлечения в производство отходов угледобычи	94
Боровик П. В.	
Трехмерное моделирование процесса разделения круглого профиля на ножницах	102
Шубин Ю. П., Бровендер Ю. М.	
Распределение элементов-примесей в процессе выплавки меди	107

СТРОИТЕЛЬСТВО

Должиков П. Н., Збицкая В. В.

Аналитическое исследование несущей способности буроинъекционной сваи 114

Поздеев С. В., Отрош Ю. А., Омельченко А. Н., Щипец С. Д.

Методика оценки предела огнестойкости железобетонных балок путем интерпретации результатов их огневых испытаний 119

Палейчук Н. Н., Рыжикова О. А.

Исследование напряженно-деформированного состояния гидронакопителя при образовании зоны деконсолидации грунта 128

ЭЛЕКТРОТЕХНИКА. РАДИОТЕХНИКА

Заблодский Н. Н., Плюгин В. Е., Грицюк В. Ю., Фетисов И. В., Ровенская А. К.

Мультиградиентность полей в массиве ротора шнекового электромеханического преобразователя 136

Заблодский Н. Н., Грицюк В. Ю., Заблодская Т. П.

Моделирование трехмерного распределения электромагнитного поля в активной части электромеханического дезинтегратора 142

Шеремет А. И., Садовой А. В., Сохина Ю. В.

Понятие дискретного временного эквалайзера 147

Мурга В. В., Антропов И. И., Гамазин Д. К., Алкиб А.

Изменения микроструктуры стали при обработке в плазмотроне с жидким катодом 152

Кухарев А. Л.

Исследование режимов работы батарей конденсаторов в системе электроснабжения ферросплавного завода 157

Требования к рукописям научных статей в сборник научных трудов ДонГТУ 171

CONTENT

DEVELOPMENT OF MINERALS

Antoshchenko N. I., Filatyev M. V., Chepurnaya L. O. Determination of the empirical coefficients to predict the dynamics of the Earth's surface displacement during mining coal seams.....	6
Bondarenko V. I., Fomychov V. V., Sotskov V. O. Peculiarities of the computer experiment usage in elastic plastic position for Western Donbas conditions.....	15
Litvinsky G. G., Fesenko E. V. Reasons for design and parameters of box profile frame support.....	22
Sadovenko I. O., Inkin O. V. Environmentally safe increase in gas production from permeable rocks of Ukrainian deposits.....	30
Klishin N. K. The calculation of rock lamination at the computer modeling by state of stress-strain rock in the neighborhood longwall face.....	39
Korneev S. V., Dolgikh V. P. Mooney Rivlin coefficients in the ANSYS programme package, obtained for tuck rubber mine conveyer belts	44
Kryzhanovskiy Y. Y., Antoshchenko N. I., Filatyev M. V. Role of the surface boreholes in gas balance forming when mining the coal seams at the deep levels.....	49
Korobkin S. G. Definition of the optimal face-end support scope in the conditions of fissured strata	56
Kryzhanovskiy Y. Y., Antoshchenko N. I., Filatyev M. V., Gasyuk R. L. Methane Disengagement Correlation in Working and Degassing Wells When Refining Bearing Coals Seams	60
Rutkovsky M. O., Rutkovsky O. Y. Workload estimation in mine winder hoisting drum.....	69
Kasyan S. I. Factors influence on the deflected mode around the preparatory development within the lava's affected zone.	75
Tretiak A. V. Theoretical study of the origination process of tension static jump in the stopped conveyer belt while changing its conveyance length	81

METALLURGY

Karpov A., Semiriahin S., Novokhatskiy A. Analysis of coal concentrate quality index effect on strength power of coal coke	88
Semirygin S. V., Dorogoy Y. V., Kuznetsov D. Y. The estimation of the prospects extension of raw material source for the ferrous metallurgy by involvement coal mining waste in the production.	94
Borovik P. V. Three-dimensional simulation of round profile separation process with shears.....	102
Shubin Y. P., Brovender Y. M. Distribution of Addition Elements in Copper Melting Process.....	107

CONSTRUCTION

Dolzhikov P. M., Zbitskaya V. V. Analytical research of the bearing capacity of continuous flight auger (CFA) piles	114
---	-----

Pozdeev S. V., Otrosh Y. A., Omelchenko A. N., Shchipets S. D.

Technique of limit estimation of the fire-resistant ferroconcrete beams by the interpretation of the fire tests results 119

Paleychuk M. M., Ryzhikova O. O.

Stress-strain state of the hydro-storage device in the formation of soil deconsolidation zone investigation..... 128

ELECTRICAL ENGINEERING. RADIOTECHNICS**Zablodskiy N. N., Pliugin V. E., Gritsyuk V. Yu., Fetisov I. V., Rovenskaya A. K.**

Multigradient of fields in the array of rotor screwing electromechanical converter 136

Zablodskiy N. N., Gritsyuk V. Yu., Zablodskaya T. P.

Modelling of three-dimensional electromagnetic field distribution in the active part electromechanical disintegrator 142

Sheremet A. I., Sadovoy A. V., Sohina Y. V.

The notion of discrete time equalizer..... 147

Murga V. V., Antropov I. I., Gamazin D. K., Aklib A.

Changes in the microstructure of steel during processing in a plasmatron with a liquid cathode .. 152

Kukharev O. L.

Condensator battery mode in the system of ferroalloy plant power supply research 157

Requirements to scientific articles in Collection of Scientific Papers of DonSTU 171

УДК 622(06) + 669(06) + 69(06) + 621.3 + 621.37

**Сборник научных трудов
Донбасского государственного
технического университета**

ISSN 2077-1738

Сборник

Выпуск 1 (42) 2014

**Основатель:
Донбасский государственный
технический университет**

*Постановлением президиума
Высшей аттестационной комиссии Украины
от 9 июня 1999 г. № 1-05/7 сборник научных
трудов включен в перечень № 1 научных
профессиональных изданий Украины в области
технических наук*

*Свидетельство Госкомтелерадио Украины
о регистрации серия КВ № 10807 от 27.12.2005*

*Постановлением президиума ВАК Украины
от 14 октября 2009 г. № 1-05/4
сборник прошел перерегистрацию*

*Свидетельство Государственной
регистрационной службы Украины
о государственной регистрации печатного
средства массовой информации
серия КВ № 20710-10510ПР от 30.04.2014*

*Рекомендован ученым советом ДонГТУ
(Протокол № 3 от 28.03.2014)*

*Включен в наукометрическую базу данных
РИНЦ*

Формат 60×84¹/₈.

Усл. печ. л. 20,92.

Заказ № 624.

Тираж 100 экз.

Издательство не несёт ответственность
за содержание материалов, поданных автором в печать.

Адрес редакции, издателя и изготовителя:
Донбасский государственный технический университет
пр. Ленина, 16, г. Алчевск, Луганская обл., 94204.
E-mail: info@dmmti.edu.ua,
Web-site: www.dmmi.edu.ua
(Издательство «ЛАДО», ауд. 2113,
т./факс: (06442) 2-58-59)
E-mail: info.lado@mail.ru,
Web-site: www.testlado.com.ua

Свидетельство субъекта издательского дела
ДК № 2010 от 12.11.2004

Главный редактор

Антощенко Н. И. — д.т.н.

Редакционная коллегия:

Н. Н. Заблудский — д.т.н.,

С. Н. Петрушов — д.т.н.,

А. Н. Смирнов — д.т.н.,

А. М. Новохатский — д.т.н.,

Г. Г. Литвинский — д.т.н.,

Тадеуш Майхерчик — проф. (Польша),

А. Г. Протосеня — д.т.н. (Россия),

Р. А. Фрумкин — д.т.н.,

Г. В. Бабиюк — д.т.н.,

В. Н. Окалелов — д.т.н.,

Н. К. Клишин — д.т.н.,

А. Ф. Борзых — д.т.н.,

П. Н. Должиков — д.т.н.,

З. Л. Финкельштейн — д.т.н.,

В. Д. Лущик — д.т.н.,

С. В. Корнеев — д.т.н.,

В. А. Ульшин — д.т.н.,

Хельмут Вайс — проф. (Австрия),

А. И. Голоднов — д.т.н.,

А. Ю. Прокопов — д.т.н. (Россия),

Г. Я. Дрозд — д.т.н.,

В. Н. Ульяницкий — проф., к.т.н.,

Ю. Э. Пазранд — проф., к.т.н.,

С. В. Семирягин — к.т.н., заместитель главного редактора,

С. А. Скомская — секретарь редакционной коллегии.

В сборнике публикуются статьи, которые описывают современные тенденции в металлургии, строительстве, областях электротехники и радиотехники и во время разработки полезных ископаемых.

Для научных сотрудников, аспирантов, студентов высших учебных заведений.

Язык издания:

украинский, русский и английский

Ответственный за выпуск С. А. Скомская

Компьютерная верстка Н. В. Пупкова

© ДонГТУ, 2014

© Косик И. Н., художественное
оформление обложки, 2013

UDC 622(06) + 669(06) + 69(06) + 621.3 + 621.37

**Collection of Scientific Papers of
DonSTU**

ISSN 2077-1738

Збірник

Issue 1 (42) 2014

**Issuer – Donbas State Technical
University**

*By decision of the Presidium of the Higher
Attestation Commission of Ukraine from
June 9, 1999 № 1-05/7 collection of scientific
papers is included in the list number 1 of academic
editions of Ukraine in technical sciences*

*Certificate of State Committee of Ukraine on
registration HF series
number 10807 of 27.12.2005*

*By decision of the Presidium of the Higher
Attestation Commission of Ukraine October 14,
2009 № 1-05/4*

*Collection passed re-registration
Certificate of State Registration Service of Ukraine
on State registration of the print media
HF series number 20710 - 10510PR on 30.04.2014*

*Recommended by the Academic Council of
DonSTU (Protocol № 3 from 28.03.2014)*

Included to Scientometrics database RYNTS

Format 60×84¹/₈ Cond. print. pg. 20,92.

Order № 624. Invoice 100 .

publishing office is not responsible for the content of
materials provided by the author of publication.

Address of editorial, publisher and manufacturer: Donbass
State Technical University, Lenin Av., 16, Alchevsk,
Luhansk region., 94204.

E-mail: info@dmml.edu.ua,

Web-site: [http // www.dmml.edu.ua](http://www.dmml.edu.ua)

(Publishing House "Lado" room. 2113,

tel / fax: (06442) 2-58-59) E-mail: [info.lado @ mail.ru](mailto:info.lado@mail.ru),

Web-site: [http // www.testlado.com.ua](http://www.testlado.com.ua)

Certificate of publishing subject facility DK Publishing
№ 2010 from 12.11.2004

Chief editor

Antoshchenko N. I. — Dr.tech.sci.

Editorial board:

Zablodskii N. N. — Dr.tech.sci.,

Petrushov S. M. — Dr.tech.sci.,

Smirnov A. N. — Dr.tech.sci.,

Novokhatskii A. M. — Dr.tech.sci.,

Litvinskiy G. G. — Dr.tech.sci.,

Tadeusz Majcherczyk — professor. (Poland),

Protosenya A. G. — Dr.tech.sci.. (Russia),

Frumkin R. A. — Dr.tech.sci.,

Babiyuk G. V. — Dr.tech.sci.,

Okalelov V. N. — Dr.tech.sci.,

Klishin N. K. — Dr.tech.sci.,

Borzykh A. P. — Dr.tech.sci.,

Dolzhikov P. N. — Dr.tech.sci.,

Finkelshteyn Z. L. — Dr.tech.sci.,

Lushchik V. D. — Dr.tech.sci.,

Korneyev S. V. — Dr.tech.sci.,

Ulshin V. A. — Dr.tech.sci.,

Khelmut Vais — professor (Austria),

Golodnov A. I. — Dr.tech.sci.,

Prokopov A. Y. — Dr.tech.sci. (Russia),

Drozd G. Y. — Dr.tech.sci.,

Ulianitskii V. N. — professor, candidate of technical sciences,

Paerand Y. E. — professor, candidate of technical sciences,

Semiryagin S. V. — Vice-editor, candidate of technical sciences,

Skomskaya S. A. — Secretary of the editorial board.

The articles, which deal with modern trends in metallurgy, civil engineering,
branches of electrical engineering and radio technologies and mineral resources
development are published in the Collection.

For scientific researchers, post-graduate students and students of higher edu-
cational establishments

The languages of the articles are:
Ukrainian, Russian and English

Releaser: Skomskaya S. A.

Desktop publishing by Pupkova N. V.

© DonSTU, 2014

© Kosyk I. M., cover design, 2013