

НАУКОВИЙ
ВІСНИК
НАЦІОНАЛЬНОГО
ГІРНИЧОГО
УНІВЕРСИТЕТУ

НАУКОВО-ТЕХНІЧНИЙ ЖУРНАЛ

*ШАХТНЕ ТА ПІДЗЕМНЕ БУДІВНИЦТВО
МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ
РОЗРОБКА РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН
ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН
АЕРОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА ПРАЦІ
ГЕОЛОГІЯ
ГІРНИЧА МЕХАНІКА ТА МАШИНИ
ЕНЕРГЕТИКА ТА АВТОМАТИЗАЦІЯ
ВИРОБНИЧИХ ПРОЦЕСІВ
ЕКОНОМІКА*

9²⁰⁰⁹

ДНІПРОПЕТРОВСЬК

НАУКОВО-ТЕХНІЧНИЙ ЖУРНАЛ

Засновник та видавець

НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ

РЕДАКЦІЯ:

Головний редактор –

Г.Г. Півняк

Заступники головного редактора –

О.С. Бешта, П.І. Пілов, О.М. Шашенко

Відповідальний секретар –

Л.С. Шломіна

РЕДАКЦІЙНА КОЛЕГІЯ:

А.Д. Алексеєв, І.В. Багрова, С.Є. Блохін,
В.І. Бондаренко, А.Ф. Булат, Б.С. Бусигін,
Б.В. Виноградов, О.С. Галушко, В.І. Голінько,
А.І. Горова, С.С. Гребьонкін, Б.А. Грядущий,
І.Л. Гуменик, Р.П. Дідик, М.О. Доброгорський,
А.О. Задоя, Є.П. Захаров, М.О. Ільяшов,
Г.О. Козлакова, Є.В. Кочура, Г.В. Кузнецов,
О.М. Кузьменко, В.В. Лукінов, Л.В. Новикова,
Ю.Є. Петруня, В.Ф. Приходченко, В.В. Приходько,
В.Ю. Пушкін, В.В. Радченко, Т.Б. Решетілова,
А.М. Роєнко, І.О. Садовенко, В.І. Саллі, В.О. Салов,
В.І. Самуся, В.В. Слесарєв, М.С. Сургай,
В.В. Ткачов, О.М. Туркенич, К.Ф. Тяпкін,
В.П. Франчук, Ю.М. Халимендик, Ю.Т. Хоменко,
Л.Н. Ширін, Ф.П. Шкрабець

ЗАКОРДОННІ ЧЛЕНИ

РЕДАКЦІЙНОЇ КОЛЕГІЇ:

І.В. Дементьєв (Росія), Л. Вільке (Німеччина),
А. Земба (Польща), Н. Іліас (Румунія),
М.І. Кучерський (Узбекистан), Н. Мартенс (Німеччина),
Гюнхан Пашамехметоглу (Туреччина),
Л.А. Пучков (Росія), Я. Семек (Польща),
В. Страхош (Чехія), М. Шмідт (Німеччина)

Верстка та редагування: С.П. Іванов

Журнал підписано до друку за рекомендацією вченої ради Національного гірничого університету
(протокол № 7 від 24.09.2009 року)

Поштова адреса редакції:

49000, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19, корпус 4, к. 49

Тел.: 8 (056) 3730702

e-mail: HomenkoO@nmu.org.ua

Журнал зареєстровано у Державному комітеті інформаційної політики, телебачення та радіомовлення України. Реєстраційний номер КВ № 6875 від 20.01.03.

Підписано до друку 25.09.09. Формат 30×42/2.

Ум. друк. арк. 10. Папір Ballet Universal.

Наклад 400 прим. Зам. № 258.

Віддруковано у Національному гірничому університеті.

49000, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.

© НГУ, 2009

УДК 622.272:624.191.5

А.Н. Росенко, С.А. Харин

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА СКОРОСТЬ ПРОХОДКИ СТВОЛОВ

Для широкого діапазону умов досліджено вплив продуктивності бурового обладнання на швидкість проходки стволів у міцних породах.

Для широкого діапазона умов досліджено вплив продуктивності бурового обладнання на швидкість проходки стволів в крепких породах.

For the wide range of terms influence of the productivity of boring equipment is investigational on speed of driving of barrels in ragstones.

Для своевременного вскрытия нижележащих горизонтов обеспечение заданных темпов проходки горных выработок является важной задачей, связанной с ритмичной организацией работ. Поскольку на скорость проходки выработок в большинстве случаев, особенно, в крепких породах и при значительной площади поперечного сечения, заметное влияние оказывают буровые работы актуальным, как представляется, может быть исследование зависимости скорости проходки стволов от производительности бурового оборудования.

Рассмотрим зависимость скорости проведения стволов, при прочих равных условиях, от эксплуатационной производительности бурового оборудования при следующих условиях: проходка осуществляется обычным способом с применением буровзрывных работ по совмещенной схеме. Стволы закреплены монолитным бетоном.

Для ствола диаметром в проходке $D = 6$ м, при площади поперечного сечения $S = 28,3$ м², проходимого в породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова $f = 12$ и эксплуатационной производительности (обозначим ее P) бурового оборудования 6 м/ч (рис. 1) имеет место скорость проходки горной выработки 14,1 м/мес. (примем ее за базовую для данных условий). Переход к большей производительности средств бурения, при неизменных прочих условиях, увеличивает темпы проходки выработки. Так, например, при эксплуатационной производительности 8 м/ч скорость проходки выработки возрастает до 15,84 м/мес., при эксплуатационной производительности 12 м/ч скорость увеличится до 18,04 м/мес. Высокий уровень производительности бурового оборудования способствует достижению заметно больших темпов проходки. Так, при $P = 24$ м/ч скорость возрастет до 20,9 м/мес.

Характер зависимости v от P для ствола $D = 6$ м при $f = 12$ с достоверностью аппроксимации $R^2 = 0,9837$ может быть описан логарифмической зависимостью

$$v = 4,3027 \ln(P) + 7,111.$$

Аналогичным образом рассмотрим зависимость v от P для данного ствола, но при увеличении f до 18 (рис. 2). В этом случае при соответствующих значениях эксплуата-

ционной производительности бурового оборудования будут иметь место более низкие скорости проходки, а общий характер зависимости v от P примет вид

$$v = 5,1741 \ln(P) + 2,8785 \text{ при } R^2 = 0,9898.$$

Исследуем далее аналогичным образом влияние эксплуатационной производительности бурового оборудования на скорость проходки ствола $D = 8$ м, имеющего площадь поперечного сечения $S = 50,2$ м² при $f = 12$ и $f = 18$ (соответственно рис. 3 и 4). В этом случае в целом будут повторяться тенденции, отмеченные нами ранее для ствола $D = 6$ м, но при меньших уровнях v для данных значений P .

Характер зависимости v от P для ствола $D = 8$ м при $f = 12$ и $f = 18$ может быть описан соответственно выражениями

$$v = 2,6461 \ln(P) + 5,1791 \text{ при } R^2 = 0,9858 \text{ и}$$

$$v = 3,0919 \ln(P) + 2,8646 \text{ при } R^2 = 0,9896.$$

Рассмотрим теперь степень изменения скорости проходки (обозначим Δ) ствола $D = 6$ м при переходе от $f = 12$ к $f = 18$ (рис. 5). При $P = 6$ м/ч скорость проходки ствола при $f = 12$ будет в 1,205 раза выше, чем при $f = 18$. Соотношение скоростей при более высоких значениях P будет постепенно уменьшаться. При достаточно больших значениях эксплуатационной производительности бурового оборудования соотношение скоростей проходки ствола существенно снизится, так, например, при $P = 30$ м/ч оно составит 1,06 раза.

В общем случае соотношение скоростей проходки ствола $D = 6$ м при $f = 12$ и $f = 18$ можно описать зависимостью

$$\Delta = -0,0879 \ln(P) + 1,3549 \text{ при } R^2 = 0,9885.$$

В случае же $D = 8$ м (рис. 6) при $P = 6$ м/ч $\Delta = 1,184$; при $P = 30$ м/ч $\Delta = 1,0598$. В общем виде зависимость соотношения скоростей для ствола $D = 8$ м выглядит как

$$\Delta = -0,0796 \ln(P) + 1,3182 \text{ при } R^2 = 0,9793.$$

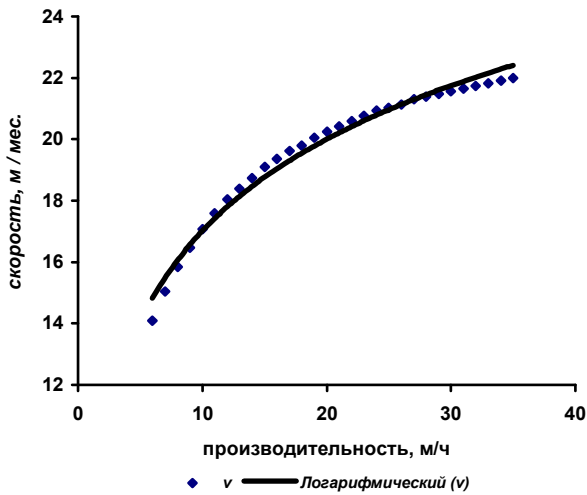


Рис. 1. Зависимость v от P для ствола $D = 6$ м при $f=12$

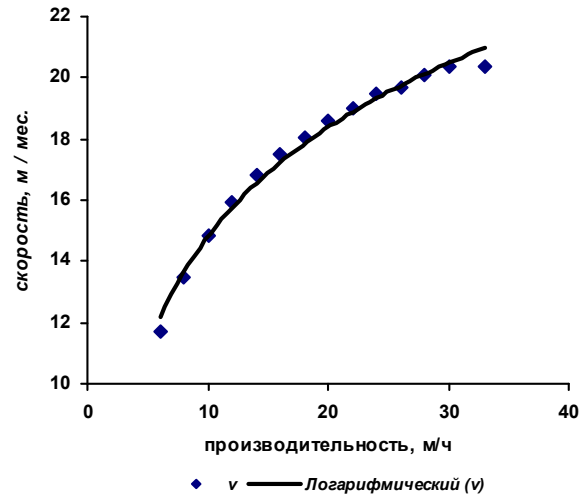


Рис. 2. Зависимость v от P для ствола $D = 6$ м при $f=18$

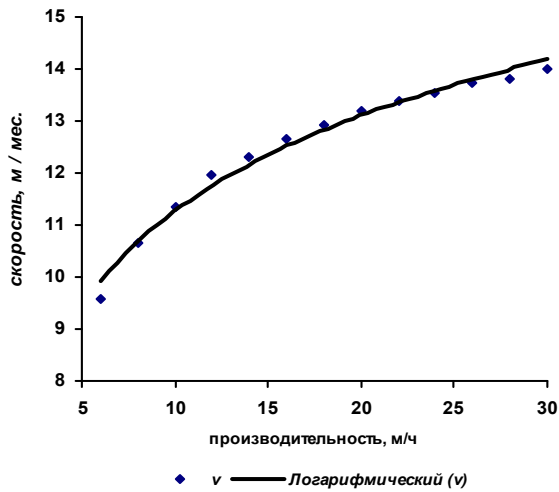


Рис. 3. Зависимость v от P для ствола $D = 8$ м при $f = 12$

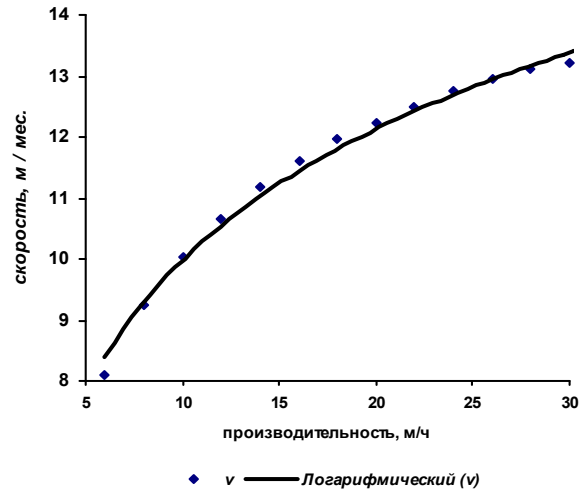


Рис. 4. Зависимость v от P для ствола $D = 8$ м при $f=18$

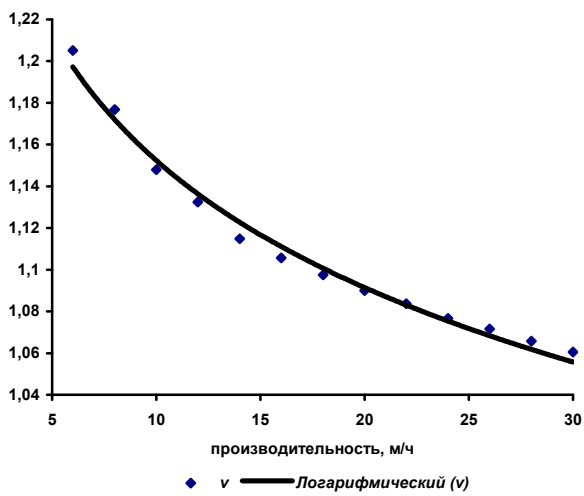


Рис. 5. Соотношение v при $f = 12$ и $f = 18$ для ствола $D = 6$ м

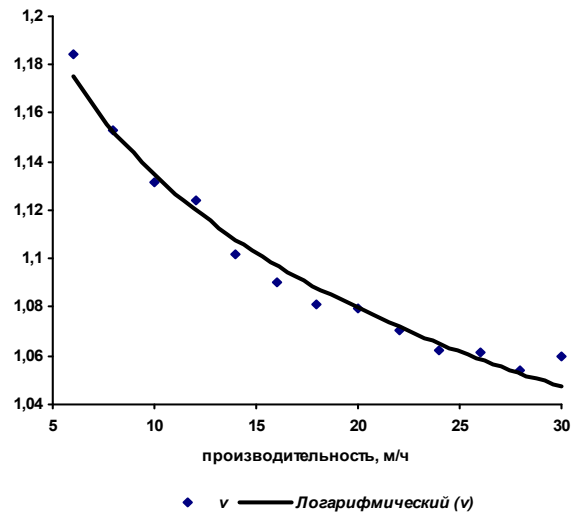


Рис. 6. Соотношение v при $f = 12$ и $f = 18$ для ствола $D = 8$ м

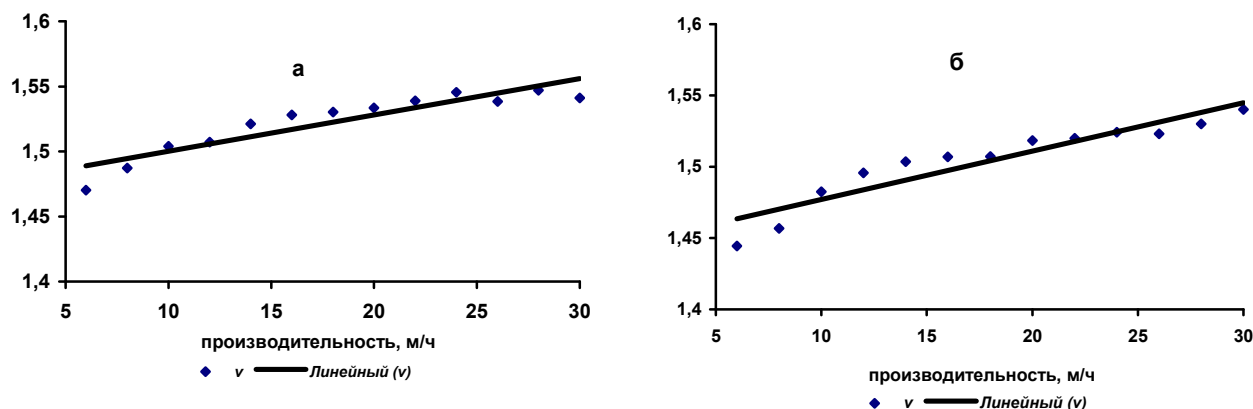


Рис. 7. Соотношение v в стволе $D = 6$ м и $D = 8$ м: а – при $f = 12$; б – при $f = 18$

Таблица 1

Зависимости скорости проходки ствола от производительности бурового оборудования

Параметр	Диаметр ствола в проходке, м	Коэффициент крепости пород, f	Зависимость	Диапазон изменений величин	Выводы
Зависимость v от P	6	12	$v = 4,3027Ln(P) + 7,111$ при $R^2 = 0,9837$	При $P=6$ м/ч $v = 14,1$ м/мес.; при $P=30$ м/ч $v = 21,56$ м/мес.; $v_{30}/v_6 = 1,529$	Скорость проходки логарифмически зависит от производительности бурового оборудования. При росте f снижается v . Отношение скоростей, например, v_{30}/v_6 при более высоком f выше
		18	$v = 5,1741Ln(P) + 2,8785$ при $R^2 = 0,9898$	При $P=6$ м/ч $v = 11,7$ м/мес.; при $P=30$ м/ч $v = 20,33$ м/мес.; $v_{30}/v_6 = 1,738$	
	8	12	$v = 2,6461Ln(P) + 5,1791$ при $R^2 = 0,9858$	При $P=6$ м/ч $v = 9,59$ м/мес.; при $P=30$ м/ч $v = 13,99$ м/мес.; $v_{30}/v_6 = 1,459$	
		18	$v = 3,0919Ln(P) + 2,8646$ при $R^2 = 0,9896$	При $P=6$ м/ч $v = 8,1$ м/мес.; при $P=30$ м/ч $v = 13,2$ м/мес.; $v_{30}/v_6 = 1,63$	
Соотношение скоростей при $f=12$ и $f=18$	6	-	$\Delta = -0,0879Ln(P) + 1,3549$ при $R^2 = 0,9885$	При $P=6$ м/ч $\Delta = 1,205$; при $P=30$ м/ч $\Delta = 1,061$	При росте P и увеличении f с 12 до 18 соотношение скоростей Δ снижается
	8	-	$\Delta = -0,0796Ln(P) + 1,3182$ при $R^2 = 0,9793$	При $P=6$ м/ч $\Delta = 1,184$; при $P=30$ м/ч $\Delta = 1,0598$	
Соотношение скоростей при $D = 6$ м и $D = 8$ м	-	12	$Z = 0,0028 P + 1,4722$ при $R^2 = 0,8419$	При $P=6$ м/ч $Z = 1,47$; при $P=30$ м/ч $Z = 1,54$	При увеличении D с 6 до 8 соотношение скоростей Z растет с увеличением P
	-	18	$Z = 0,0034 P + 1,4431$ при $R^2 = 0,8747$	При $P=6$ м/ч $Z = 1,44$; при $P=30$ м/ч $Z = 1,54$	

Исследуем изменение соотношения скоростей (обозначим Z) при $D = 6$ м и $D = 8$ м при соответствующих уровнях коэффициента крепости пород (рис. 7). В то время как соотношение площадей сечения рассматриваемых стволов составляет 1,77 соотношение скоростей при $f = 12$ и $P = 6$ м/ч будет равно $Z = 1,47$, а в случае $P = 30$ м/ч возрастет до $Z = 1,54$. Сходная картина наблюдается и для случая $f = 18$.

В общем виде изменение соотношения скоростей может быть описано выражениями

$Z = 0,0028 P + 1,4722$ при $R^2 = 0,8419$ в случае $f = 12$ и $Z = 0,0034 P + 1,4431$ при $R^2 = 0,8747$ в случае $f = 18$.

Для наглядности сведем полученные ранее зависимости в табл. 1.

Отношение скорости проходки ствола при данном значении эксплуатационной производительности v_p к скорости проходки ствола при предыдущем значении эксплуатационной производительности v_{p1} характери-

зует темп изменения скорости. Рост скорости проходки ствола $D = 6$ м при $f = 12$ вначале происходит сравнительно интенсивно (рис. 8, а). Так, при увеличении производительности до 8 м/ч по сравнению с предыдущим ее показателем, т.е. 6 м/ч (обозначим этот случай как v_8/v_6) скорость возрастает в 1,123 раза, при v_{10}/v_8 рост будет уже меньшим – 1,077. При больших параметрах эксплуатационной производительности бурового оборудования переход к каждому последующему ее значению приводит лишь к крайне незначительному увеличению скорости: при v_{30}/v_{28} оно составит 1,0084.

Исследуем вариант $D = 6$ м при $f = 18$. В данном случае, как и в предыдущем, интенсивность возрастания скорости проходки ствола вначале относительно высока (рис. 8, а). Так, при увеличении производительности до 8 м/ч по сравнению с предыдущим ее показателем скорость возрастает в 1,15 раза, при v_{10}/v_8 рост будет уже меньшим – 1,105. При значительных параметрах экс-

плуатационной производительности бурового оборудования переход к каждому последующему ее значению также приводит лишь к небольшому увеличению скорости: при v_{30}/v_{28} оно составит 1,013.

Сравнивая интенсивность роста скорости для $f = 12$ и $f = 18$ следует отметить, что в последнем случае она изменяется с более высоким темпом. Сходная картина имеет место и при $D = 8$ м.

Анализируя темпы изменения скорости проходки ствола при переходе к каждому последующему значе-

нию производительности проходческого оборудования, следует указать, что для всех случаев они падают по мере увеличения производительности; при одинаковом диаметре ствола такие темпы выше при большем значении f . Отсюда вытекает вывод о том, что при большей крепости пород увеличение эксплуатационной производительности бурового оборудования способно в относительно большей степени влиять на скорость проходки и зона интенсивного влияния P на v в этом случае шире.

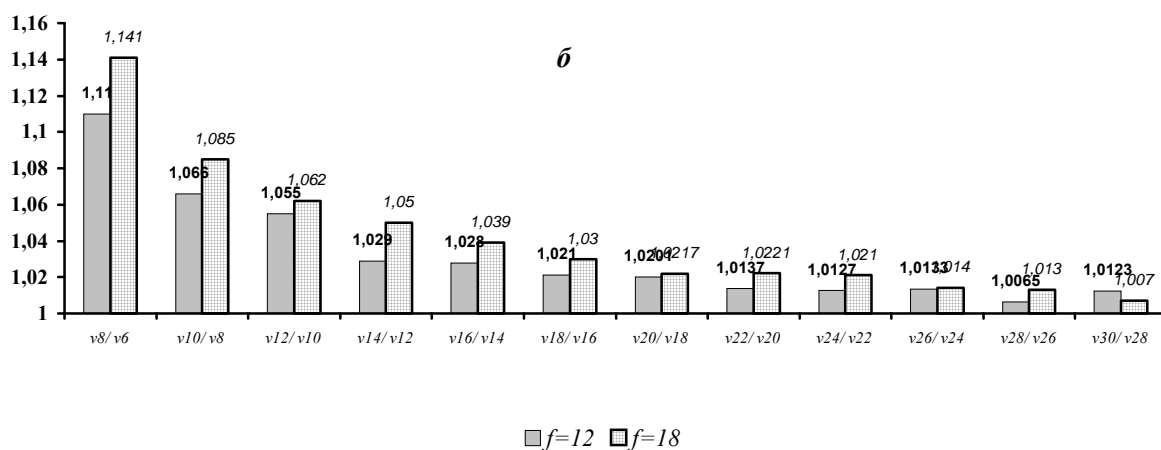
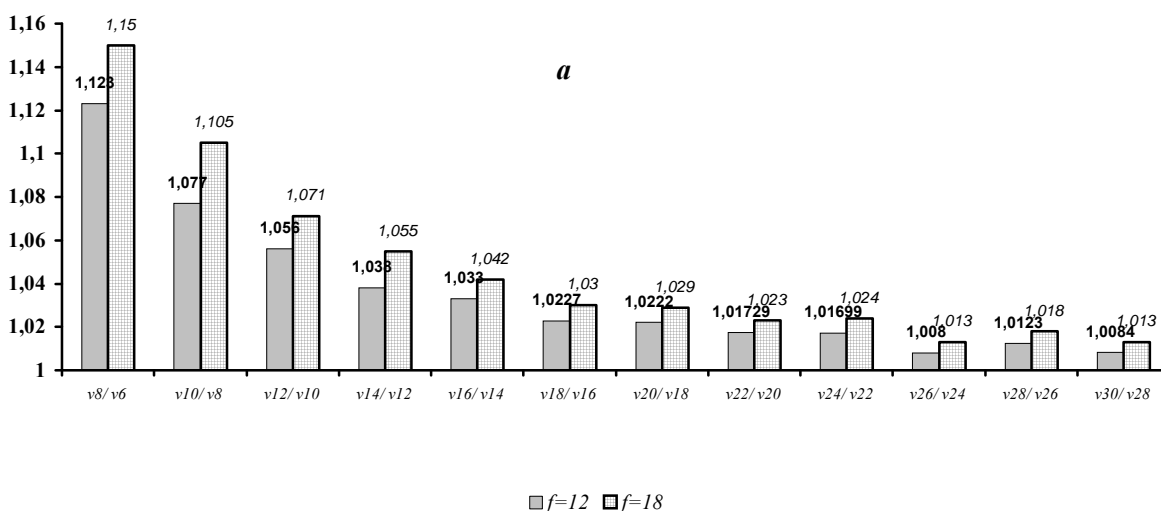


Рис. 8. Темп изменения v при каждом последующем P : а – при $D = 6$ м; б – при $D = 8$ м

Выводы. Таким образом, в ходе исследования изменения скорости проходки ствола от эксплуатационной производительности бурового оборудования установлены соответствующие зависимости, охватывающие широкий круг условий. Отмечено также, что, начиная с определенного момента, рост производительности средств бурения практически не приводит

к увеличению темпов проходки ствола и дальнейшее наращивание усилий в этом направлении нецелесообразно.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.С. Зеленський 28.05.09

УДК 548.39:539.2

М.О. Бондаренко, В.А. Мечник, М.В. Супрун

КІНЕТИКА УСАДКИ В СИСТЕМАХ АЛМАЗ-Fe-Cu- Ni-Sn-CrB₂ В УМОВАХ ГАРЯЧОГО ПРЕСУВАННЯ

Досліджено вплив тиску на кінетику усадки і механічні властивості композитів системи алмаз- Fe-Cu- Ni-Sn-CrB₂ з різним вмістом елементів, отриманих гарячим пресуванням. Визначено склад і умови, за яких відбувається активація процесу спікання з одночасним підвищенням механічних властивостей композитів.

Исследовано влияния давления на кинетику усадки и механические свойства композитов системы алмаз-Fe-Cu- Ni-Sn-CrB₂ с различным содержанием элементов, полученных горячим прессованием. Определены состав и условия, при которых происходит активация процесса спекания с одновременным повышением механических свойств композита.

It is investigated agencies of pressure on kinetics of shrinkage and mechanical characteristics of composites of system diamond-Fe-Cu- Ni-Sn-CrB₂ with the various contents of the elements received by hot pressing. Are defined composition and conditions at which there is an activation of a sintering process to simultaneous raise of mechanical characteristics of a composite.

Вступ. Взаємозв'язок кінетичних констант процесу спікання з властивостями композиційних алмазовмісних матеріалів (КАМ) та способи їх цілеспрямованої модифікації вивчається упродовж трьох десятиліть [1]. Проте широкий спектр можливих практичних застосувань кінетичних констант в технології КАМ зумовлює продовження наукового пошуку в цій галузі.

В [2] досліджено кінетику усадки при гарячому пресуванні системи складу алмаз-49,96%Fe - 30,72%Cu - 8,64%Ni - 7,68%Sn - 4,0%CrB₂ (тут і далі % за масою) в різних умовах та виявлено деякий зв'язок швидкості усадки зі структурою та механічними властивостями готових композитів. Там саме було показано, що при спіканні КАМ існує тиск, який не тільки активує процес, а й поліпшує їх структуру та підвищує мікромеханічні характеристики. Для розробки технології КАМ із наперед заданими фізико-механічними властивостями необхідно знати усадку і її швидкість при спіканні алмазовмісних систем, хімічний склад яких виходить за рамки [2].

У цій роботі зроблено аналіз кінетики усадки при гарячому пресуванні систем алмаз-47,94%Fe - 30,08%Cu - 8,46%Ni - 7,52%Sn-6,0%CrB₂ і алмаз-46,92%Fe - 29,44%Cu - 8,28%Ni - 7,36%Sn - 8,0%CrB₂ в різних умовах.

Матеріали і методи дослідження. Як вихідні речовини використовували порошки алмазу каталітичного синтезу марки АС 160Т зернистістю 400/315 (ТУ 2-37-344-85), міді ПМС-1 (ГОСТ 4960-75), олова ПО-1 (ГОСТ 9723-73), нікелю (ГОСТ 9722-79), заліза (ГОСТ 9849-86) і дибориду хрому. Порошки металів піддавали механічному обробленню в барабанному млині з використанням розмельних куль із високощільної алюмооксидної кераміки в режимі сухого млива. Швидкість обертання млина становила 200 об/хв, що забезпечувало ударно-зсувну дію куль на порошки. Співвідношення маси куль і порошоків становило 10:1, тривалість оброблення – 10 год. Розміри гото-

вих частинок порошоків не перевищували 5 мкм. Шляхом змішування вихідних порошоків у спиртовому середовищі отримали суміші (% за масою): 47,94%Fe-30,08%Cu-8,46%Ni- 7,52%Sn-6,0%CrB₂ (I) і 46,92%Fe - 29,44%Cu - 8,28%Ni -7,36%Sn - 8,0%CrB₂ (II). В ці суміші вводили порошки алмаза з розрахунку 1,54 каратів на 1 см³ шихти (що відповідає відносній концентрації $K = 35$), далі їх змішували до потрібної якості.

Зміна кількості дибориду хрому в алмазовмісних сумішах I і II слугувала критерієм зміни хімічного складу, усадки та її швидкості та механічних властивостей зразків.

Наважки масою 5,284 г для суміші I і 5,248 г для суміші II закладали в жаростійкі форми із засипним отвором діаметром 10 мм і виготовляли брикети при кімнатній температурі та тиску 100 МПа. Отримані брикети піддавали вільному спіканню в муфельній печі SNOL 72/100 при температурі 800° С протягом години, після чого здійснювали гаряче пресування на гідравлічному пресі ПГР 400 10Т протягом 180 с при варіюванні тиску. Брикети, що отримані на основі суміші I, пресували при $p=100$ МПа (зразок 1), $p = 160$ МПа (зразок 2), $p = 200$ МПа (зразок 3), суміші II – при $p = 100$ МПа (зразок 4), $p = 160$ МПа (зразок 5), $p = 200$ МПа (зразок 6) і одночасно записували лінійну усадку l . Запис здійснювали за допомогою електронного індикатора DIGICO 10 з цифровим відліком при кроці дискретності 0,001 мм. За експериментальними даними лінійної усадки l розраховували за допомогою кубічних сплай-функцій швидкість усадки da/dt .

Мікротвердість зразків визначали у м'яких (світлих), твердих (темних) та змішаних фазах на приладі ПМТ-3 при навантаженні 4,91 Н. Дослідження міцності на згин та стиск проводили за стандартною методикою.

Результати дослідження та їх обговорення. Зупинимось дещо детальніше на аналізі усадки та її

швидкості при гарячому пресуванні зразків 1-6, що отримані на основі алмазовмісних сумішей I і II з різним вмістом вихідних речовин. Зразу ж зауважимо, що у літературі відсутні до кінця дані про кінетику цих систем. Це можна пов'язати з тим, що дослідження багатокомпонентних систем сильно ускладнюється взаємним впливом елементів.

Система алмаз 47,94%Fe - 30,08%Cu - 8,46%Ni - 7,52%Sn - 6,0%CrB₂. Експериментальні результати залежності лінійної усадки від тривалості термічної обробки t для зразків 1-3 наведено на рис. 1, а, в, д, а її швидкості – б, г, е. Як видно з рис. 1, а, для зразка 1, отриманого при тиску 100 МПа, при зростанні t має місце як стрімке збільшення, так і деяке зменшення лінійної усадки. Так, зокрема, із збільшенням тривалості термічної обробки усадка зростає, особливо для інтервалу $t = 32-56$ с. При подальшому збільшенні t в межах 56-100 с на кривій усадки спостерігаються малі відхилення від лінійності. Далі відбувається різке зростання усадки на короткому інтерва-

лі, за яким усадка майже не змінюється. На заключному етапі процесу усадка набуває максимальних значень.

В умовах тиску 160 МПа при спіканні зразка 2 рівень усадки зростає (рис. 1, в). При цьому на кривій усадки на розглянутих вище інтервалах процесу спостерігається більші відхилення усадки від лінійності. При подальшому підвищенні тиску 200 МПа (зразок 3) рівень усадки продовжує зростати (рис. 1, д). Характерною особливістю цієї залежності є те, що при тиску 200 МПа на середніх і заключних етапах процесу усадка набуває майже стабільних значень, без суттєвих відхилень від лінійності. Це означає, що в цьому разі на заключних етапах процесу в системі не змінюються механізми масопереносу, тому її розміри і об'єми не змінюються, тобто вона перейшла із метастабільного в стабільний стан.

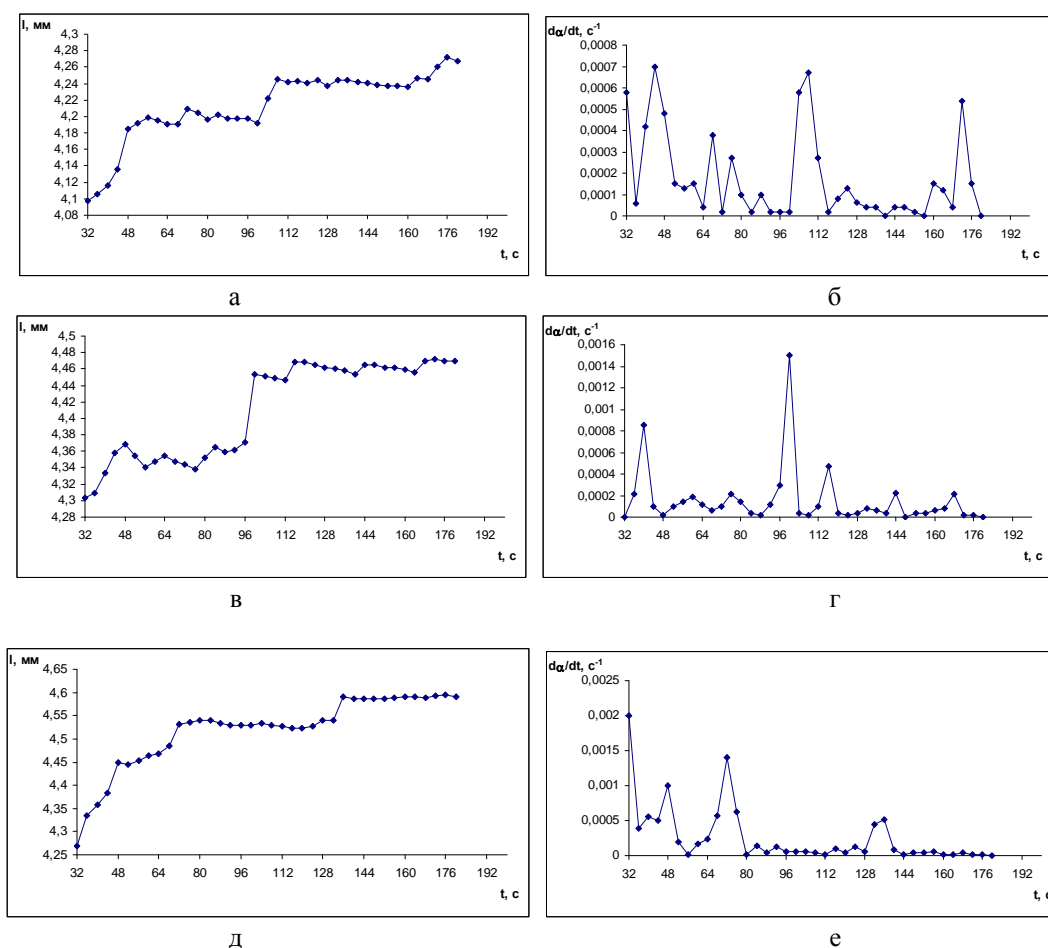


Рис. 1. Залежності лінійної усадки (а, в, д) та швидкості відносної усадки (б, г, е) від часу при гарячому пресуванні зразків 1-3 в умовах різного тиску p : а, б – $p = 100$ МПа (зразок 1); в, г – $p = 160$ МПа (зразок 2); д, е – $p = 200$ МПа (зразок 3)

Таким чином, відмінності лінійної усадки при гарячому пресуванні зразків 1-3 вказують на те, що взаємодія між вихідними елементами в системі I в різних інтервалах відбувається по-різному, що призво-

дить до зміни механізмів масопереносу, фазових та структурних перетворень. У зв'язку з цим зупинимося дещо детальніше на аналізі швидкості усадки dI/dt .

Видно (рис. 1, б), що швидкість усадки на відміну від усадки (рис. 1, а) при спіканні зразка 1 стрибкоподібно змінюється. Характерною особливістю отриманих результатів є те, що швидкість усадки змінюється значніше. Так, зокрема, в інтервалах часу, де спостерігається коливання усадки в межах 4,14-4,20 мм, 4,20-4,24 мм і 4,24-4,28 мм (рис. 1, а), швидкість усадки змінюється до 8 разів (рис. 1, б). Але слід зазначити, що вплив тривалості термічної обробки на кінетику усадки суттєвий на цьому діапазоні поточного часу, яким в більший чи менший мірі можна якісно пояснити зміну механізмів масопереносу та загальний стан системи. Цікавим щодо кінетики усадки є також те, що швидкість усадки на кінцевих етапах процесу наближається до 0.

Для зразка 2, отриманого при тиску 160 МПа, у різних інтервалах процесу коливання швидкості усадки чітко проглядається (рис. 1, з). В цьому разі шви-

дкість усадки має більш значення, але її максимум спостерігається при $t \approx 100$ с. Далі відбувається незначне коливання швидкості усадки і її згасання в кінці процесу. При подальшому збільшенні тиску в умовах гарячого пресування зразка 3 швидкість усадки зростає (рис. 1, е), але її піки зсунуті в інтервали меншого часу, тобто різкі відміни швидкості усадки відбуваються на початкових інтервалах процесу. Отже, з отриманих даних випливає, що при гарячому пресуванні КАМ на основі суміші I існує тиск і поточний час термічної обробки, за яких відбувається вдосконалення структури з одночасним підвищенням рівня механічних властивостей.

Результати визначення мікротвердості, міцності на стиск, а також густини отриманих КАМ наведено в табл. 1.

Таблиця 1

Механічні характеристики зразків 1-3, отриманих на основі суміші I

Номер зразків	Тиск, МПа	Мікротвердість за Кнупом при навантаженні 4,91 Н, ГПа			Густина, г/см ³	σ_c , МПа	σ_z , МПа
		світлі фази	змішані фази	темні фази			
1	100	2,3-2,5	2,9-3,1	3,9-4,8	7,73	730	670
2	160	2,5-2,7	3,2-3,4	4,9-6,5	7,75	850	690
3	200	2,7-3,0	3,5-4,2	6,8-7,9	7,82	900	705

Аналіз табл. 1 показує, що тиск поліпшує мікро-механічні характеристики КАМ. Так, мікротвердість світлих фаз (переважно затверділа евтектика Р↔Cu-Sn) у зразках 2 і 3 складає відповідно 2,5-2,7 ГПа і 3,2-3,4 ГПа порівняно з 2,3-2,5 ГПа для зразка 1, при цьому спостерігається підвищення густини цих зразків від 7,73 до 7,82 г/см³. Значно підвищується міцність на стиск від 730 до 900 МПа, в той час, як міцність на згин зростає не суттєво. Мікротвердість змішаних фаз у зразках 2 і 3 складає відповідно 3,2-3,4 ГПа і 3,6-4,2 ГПа порівняно з 2,9-3,1 ГПа для зразка 1. У темних фазах мікротвердість при збільшенні тиску підвищується значніше.

З погляду практичного застосування, цікавою обставиною є дослідження кінетики усадки і механічних властивостей КАМ, отриманих на основі суміші з іншим вмістом вихідних елементів.

Система алмаз-46,92%Fe - 29,44Cu - 8,28%Ni - 7,36%Sn - 8,0%CrB₂. Графічні залежності усадки та її швидкості (рис. 2) підтверджують існування фазових і структурних перетворень в алмазовмісній суміші II, що містить в складі вихідних речовин 8% (за масою) дибориду хрому. Так, згідно з рис. 2, а в умовах гарячого пресування зразка 4 при тиску 100 МПа усадка на початкових етапах різко зростає. При збільшенні тривалості термічної обробки на середніх етапах усадка зростає від 4,25 до 4,3 мм. В моменти часу $t \approx 128$ с відбувається різке збільшення усадки майже до 4,4 мм, а далі на заключних етапах процесу вона досягає максимальних (граничних) значень, майже без відхилень від ліній-

ності. Слід зауважити при цьому, що значення усадки в цьому разі перевищує аналогічний параметр при гарячому пресуванні зразка 1, отриманого на основі вихідної суміші I (рис. 1, а). Що стосується зразків 5 і 6, отриманих відповідно при тиску 160 і 200 МПа, то із збільшенням концентрації дибориду хрому усадка продовжує зростати (рис. 2, в, д). Цікавим є і те, що при підвищенні тиску має місце її неоднакове змінювання. В першому випадку вона зростає монотонно (рис. 2, в), в той час в другому – усадка зростає значніше (рис. 2, д). При цьому за зміною концентрації дибориду хрому від 6 до 8% (за масою) чітко фіксується межі тривалості термічної обробки у яких істотно зростає усадка для усього вивчаемого діапазону тиску (рис. 2, а, в, д), тобто відбувається зміна механізмів масопереносу і, як наслідок, фазових та структурних перетворень.

Тепер зупинимося на швидкості усадки. Аналіз даних, що наведені на рис. 2, б і 1, б показує, що залежності швидкості усадки для зразків 4 і 1, отриманих на основі вихідних сумішей відповідно II і I при однаковому тиску 100 МПа, мають подібний характер, але і є істотні відмінності. Так, зокрема, при отриманні зразка 4 максимальні значення швидкості усадки майже у двічі разів перевищують аналогічні параметри для зразка 1. Це можна пов'язати з тим, що диборид хрому активує процес спікання. При зростанні ж часу термічної обробки коливання швидкості усадки (рис. 2, б) в системі II відбуваються меншою мірою, ніж у системі I (рис. 1, б). Крім цього, максимумами швидкості усадки у першому випадку

зсунуті в область меншого часу, в той час, як у другому випадку вони зсунуті в область більшого часу. Отримані дані свідчать про те, що при спіканні зразка 4 система швидше переходить із метастабільного в стабільний стан, а рівень його мікромеханічних ха-

рактеристик перевищить аналогічні характеристики зразка 1. Ці дані підтверджуються визначенням мікротвердості, міцності на стиск і згін, та густини отриманих зразків (табл. 1 і 2).

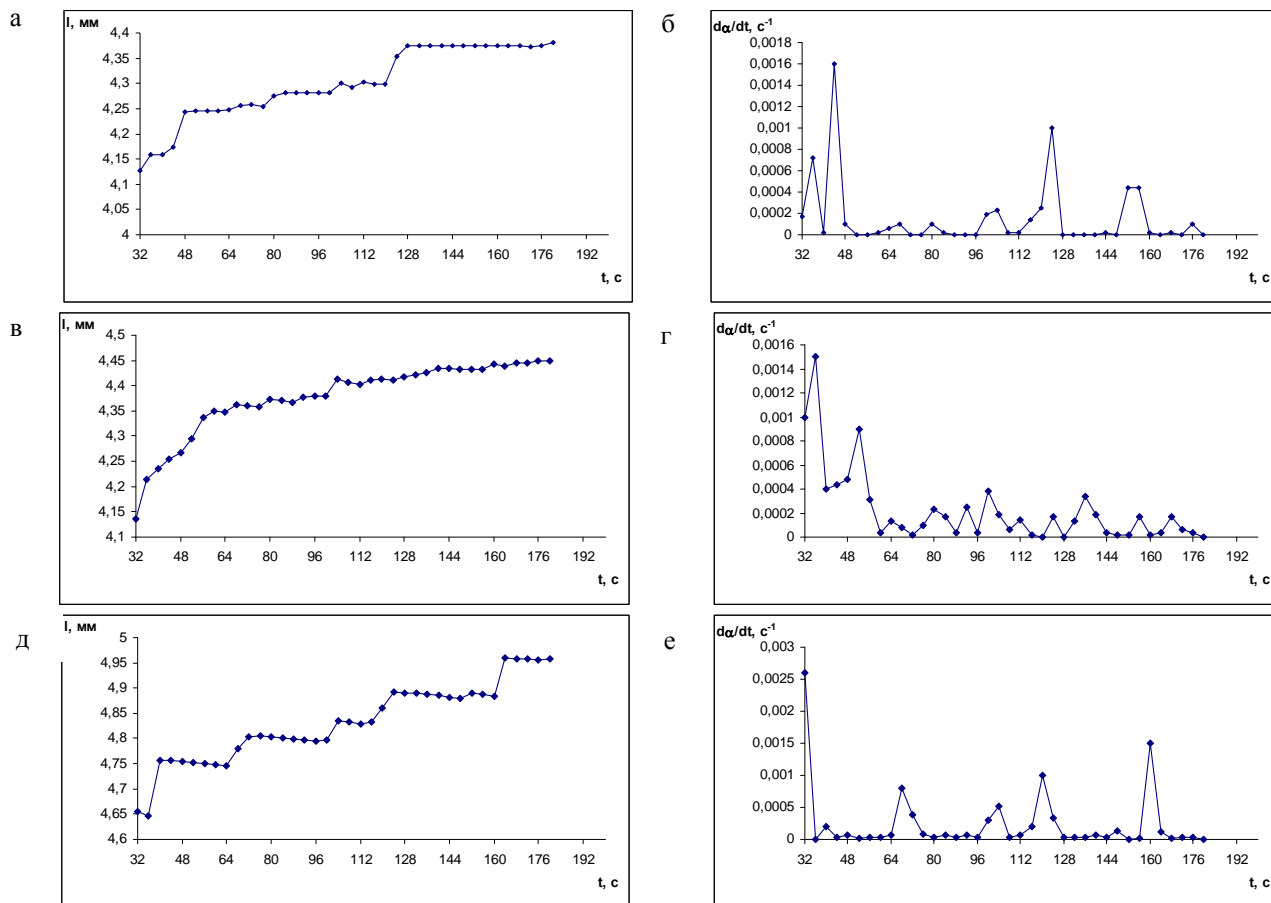


Рис. 2. Залежності лінійної усадки (а, в, д) і швидкості відносної усадки (б, г, е) від часу при гарячому пресуванні зразків 4 – 6 в умовах різного тиску p : а, б – $p = 100$ МПа (зразок 4); в, г – $p = 160$ МПа (зразок 5); д, е – $p = 200$ МПа (зразок 6)

Таблиця 2

Механічні характеристики зразків 4-6, отриманих на основі суміші II

Номер зразків	Тиск, МПа	Мікротвердість за Кнупом при навантаженні 4,91 Н, ГПа			Густина, г/см ³	σ_c , МПа	σ_z , МПа
		світлі фази	змішані фази	темні фази			
4	100	2,4-2,6	3,0-3,2	4,0-4,9	7,74	760	620
5	160	2,6-2,8	3,3-3,6	5,0-6,7	7,77	880	650
6	200	2,9-3,1	3,7-4,3	6,9-8,0	7,84	950	70

Що стосується кінетики усадки, пов'язаної із підвищенням тиску в системі, то максимум швидкості усадки при спіканні зразка 5 спостерігається при $t \approx 35$ с (рис. 2, з). В той час, як при спіканні зразка 2 в аналогічних умовах максимум швидкості усадки спостерігається в моменти часу ≈ 100 с (рис. 1, з). При подальшому збільшенні тиску ($p = 200$ МПа) маємо збільшення швидкості усадки (рис. 2, е) порівняно з аналогічними параметрами для зразка 5 (рис. 2, з), отриманого при меншому тиску. Зауважимо крім того, що на залежності швидкості усадки при спіканні

зразка 6 на заключному етапі спостерігається пік (рис. 2, е), у той час, як при спіканні зразка 3, отриманого на основі суміші I, аналогічного піку не виявлено (рис. 1, е). Це означає, що в умовах гарячого пресування суміші складу II при тиску 200 МПа на кінцевих етапах процесу відбуваються фазові перетворення, які призводять до вдосконалення структури та підвищення механічних властивостей КАМ. Так, зокрема в [1] було встановлено, що структура зразків КАМ, отриманих на основі суміші II, складається із ОЦК твердих розчинів на основі $\alpha - Fe$, ГЦК

твердих розчинів на основі γ_{Cu} з різним вмістом елементів, твердого розчину (Cr, Fe, Ni)(Cu, Sn) чи (або) суміш трьох твердих розчинів $\alpha_{Cr} - \gamma_{Cu} - \gamma_{Ni}$. При спіканні зразків, отриманих при більших значеннях тиску, утворюються ще β – і γ – фази на основі подвійних сполук Cu – Sn. Фазовий склад зразків, отриманих при тиску 200 МПа, аналогічний хімічному складу зразків, отриманих при тиску 160 МПа, і відрізняється лише вмістом елементів в твердих розчинах.

Таким чином, отримані результати ще раз підтверджують, що при гарячому пресуванні КАМ на основі багатокомпонентних сумішей фазові і структурні перетворення ефективно відбуваються лише в тому випадку, коли умови стають придатними. Роль тиску зводиться до забезпечення стабільного розподілу основних компонентів в матриці композиту, що і є причиною зміни механізмів масопереносу в різних інтервалах процесу і, як наслідок, вдосконаленню структури з одночасним підвищенням механічних властивостей.

Результати визначення мікротвердості, міцності на стиск та згин і густини зразків 4-6, отриманих на основі суміші II, наведено в табл. 2.

Наведені результати показують, що збільшення концентрації дибориду хрому від 6,0 до 8,0% (за масою) у складі вихідних речовин та підвищення тиску поліпшує рівень механічних характеристик КАМ. Так, із збільшенням тиску від 100 до 200 МПа мікротвердість світлих, змішаних і темних фаз зростає відповідно від 2,4-2,6 до 2,9-3,1 ГПа, 3,0-3,2 до 3,7-4,3 ГПа і 4,0-4,9 до 6,9-8,0 ГПа, при цьому спостерігається підвищення густини від 7,74 до 7,84 г/см³. Значно підвищується міцність на стиск від 760 до 950 МПа, у той час як міцність на згин зростає незначно.

Такий самий вплив чинить диборид хрому на механічні властивості КАМ (табл. 1 і 2). Ця обставина має однозначне пояснення, пов'язане з підвищенням

рівня досліджуваних характеристик внаслідок підвищення концентрації дибориду хрому та активації процесу.

Висновки

1. Досліджено вплив тиску та добавки дибориду хрому на кінетику усадки і мікромеханічні властивості алмазовмісних композитів на основі порошків заліза, міді, нікелю і олова при гарячому пресуванні.

2. Встановлено, що при збільшенні концентрації дибориду хрому від 6,0 до 8,0% (за масою) у складі вихідної суміші усадка і її швидкість зростають за рахунок активації процесу, а рівень мікромеханічних властивостей КАМ підвищується. При реалізації високого тиску зростання усадки і швидкості усадки та підвищення рівня механічних характеристик КАМ відбувається значніше.

Список літератури

1. Бондаренко Н.А. Основы создания алмазосодержащих композиционных материалов для породоразрушающих инструментов / Бондаренко Н.А., Жуковский А.Н., Мечник В.А. / Под ред. Н.В. Новикова. – К.: ИСМ им. В.Н. Бакуля НАН Украины, 2008. – 456 с.
2. Бондаренко М.О. Дослідження усадки та її швидкості при спіканні системи алмаз-Fe-Cu-Ni-Sn з добавкою CrB₂ / М.О. Бондаренко, В.А. Мечник, М.В. Супрун // Науковий вісник НГУ. – 2009. – № 8. – С. 54-57.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Соболевим 15.08.09

УДК 534.15: 62-755

В.В. Яцун

МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ ЗРІВНОВАЖЕННЯ КУЛЬОВИМИ АВТОБАЛАНСИРАМИ КРИЛЬЧАТКИ ОСЬОВОГО ВЕНТИЛЯТОРА

Побудована математична модель просторового руху ротора з крильчаткою і кульовим автобалансиром, який враховує аеродинамічні сили, що діють на крильчатку. Знайдені умови існування режиму автобалансування та аналітично визначені діапазони швидкостей, на яких наставатиме автобалансування при певних співвідношеннях між параметрами.

Построена математическая модель пространственного движения ротора с крыльчаткой и шаровым автобалансиром, учитывающая аэродинамические силы, действующие на крыльчатку. Найдены условия существования режима автобалансировки и аналитически определены диапазоны скоростей, на которых будет наступать автобалансировка при определенных соотношениях между параметрами.

Is built the mathematical model of spatial motion of rotor with screw and ball type autobalancer that takes into account aerodynamic forces that operates on screw. Is found the terms of existence of the autobalancing mode and analytically definite ranges of speeds in which became autobalancing at definite correlations between parameters.

Вступ. У процесі роботи осьового вентилятора напрямок і величина дисбалансу крильчатки змінюються, внаслідок чого її балансування до початку експлуатації недостатньо. Тому в [1] запропоновано зрівноважувати крильчатки на ходу кульовими автобалансирами (АБ) різних типів. У роботі [2] розроблені алгоритми визначення основних параметрів різних типів АБ, описано стенд, створений на базі осьового вентилятора ВО 06-300 та дослідні моделі кульових АБ, запропоновано процес складання вентилятора з АБ із перевіркою параметрів якості. У [3] експериментально досліджена робота різних типів кульових АБ при зрівноважуванні крильчатки осьового вентилятора. Розроблена методика динамічного зрівноважування крильчатки до початку експлуатації вентилятора і методика визначення чутливості АБ до дисбалансу. В роботі [4] досліджено вплив різних параметрів системи на процес автобалансування за допомогою комп'ютерного моделювання в програмному середовищі SolidWorks із застосуванням модуля Cosmos Motion. В роботі [5] були визначені аеродинамічні сили, що діють на обертову крильчатку при її невеликих рухах у визначально нерухомому повітрі.

У цій роботі процес автобалансування досліджується аналітично – за допомогою загальних підходів і методів, розроблених у [6, 7]. При цьому будується математична модель просторового руху ротора з крильчаткою і кульовим АБ, що враховує аеродинамічні сили, що діють на крильчатку. Визначаються умови існування режиму автобалансування та аналітично визначаються діапазони швидкостей, на яких наставатиме автобалансування при певних співвідношеннях між параметрами.

1. Опис моделі ротора з крильчаткою. Осесиметричний ротор і крильчатка, загальною масою M , насаджені на жорсткий невагомий або вагомий вал, маса якого віднесена до маси ротора. Вал утримують в'язко-пружні опори (рис. 1). Центр мас ротора із крильчаткою – у точці G . Крильчатка вважається плоскою. Складова ω швидкості обертання ротора навколо вала є сталою. Пружні властивості опор характеризують коефіцієнти жорсткості $c_{1x}, c_{1y}, c_{2x}, c_{2y}, c_{2z}$, а в'язкі – коефіцієнти в'язкості $h_{1x}, h_{1y}, h_{2x}, h_{2y}, h_{2z}$.

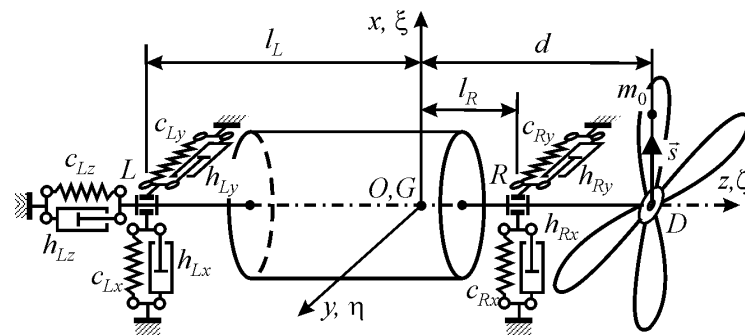


Рис. 1. Ротор з крильчаткою на жорсткому валі, який утримують в'язко-пружні опори

На крильчатці знаходиться статичний дисбаланс \vec{s} , утворений масою m_0 , що знаходиться на відстані r_0 до поздовжньої осі ротора. Маса дисбалансу набагато менша маси ротора з крильчаткою. Тоді

$$s = m_0 r_0, \quad m_0 \ll M.$$

На рис. 1 наведена схема системи у положенні статичної рівноваги. Рух ротора з крильчаткою визначається відносно нерухомої прямокутної системи координат $Oxyz$. Вісь z спрямована по осі вала, вісь x спрямована у бік початкового напрямку вектора статичного дисбалансу \vec{s} , а вісь y спрямована так, що система координат – права. Рухома система координат $G\xi\eta\zeta$ жорстко пов'язана з ротором і у початковий момент часу співпадає з нерухомими осями $Oxyz$.

Модель руху ротора (з крильчаткою і дисбалансом) наведена на рис. 2. Спочатку здійснюється поступальний рух ротора разом з точкою G на x, y, z , після якого система координат $G\xi\eta\zeta$ займає проміжне положення $Gx_G y_G z_G$ (рис. 2, а). Потім відбуваються повороти ротора навколо точки G на кути Ре-

зая α і β (рис. 2, б). І останнім – поворот ротора навколо поздовжньої осі ζ на кут ωt (рис. 2, в).

Припускаємо, що кутові й лінійні відхилення вала ротора від положення статичної рівноваги є малими величинами

$$|\alpha| \ll 1, \quad |\beta| \ll 1, \quad |x| \ll 1, \quad |y| \ll 1, \quad |z| \ll 1.$$

У площині крильчатки знаходиться кульовий АБ, складений з n куль. Маса кулі m_i і вона рухається по кільцевій доріжці, радіуса r_i (рис. 3). Як це прийнято у теорії пасивних АБ, вважаємо, що:

1) маса куль набагато менша маси ротора

$$\sum_{i=1}^n m_i \ll M;$$

2) кулі є матеріальними точками;

3) якщо кулі знаходяться на одній доріжці, то вони не заважають рухатися одна одній.

Положення куль у площині крильчатки визначатимемо абсолютними кутами $\varphi_i, / i = \overline{1, n} /$, які відраховуються між віссю ξ' і відносними радіус-векторами \vec{r}_i куль (рис. 3, а). Також положення куль відносно крильчатки визначатимемо відносними ку-

тами ψ_i , які відраховуються між віссю ξ і відносними радіус-векторами $\bar{\rho}_i$ куль (рис. 3, б). Між абсолютними і відносними кутами такий зв'язок

$$\varphi_i = \omega t + \psi_i, \quad /i = \overline{1, n}/.$$

Відносному рухові куль перешкоджають сили в'язкого опору, модулі яких дорівнюють

$$F_i^{(on)} = h_i u_i, \quad /i = \overline{1, n}/,$$

де h_i – коефіцієнт сил в'язкого опору; u_i – модуль відносної швидкості кулі (швидкість кулі відносно крильчатки).

На крильчатку ще можуть діяти аеродинамічні сили і моменти, які враховуються тільки у випадку, якщо крильчатка не знаходиться усередині каналу, труби, кожуха тощо, тобто коли вона обертається у відкритому повітрі.

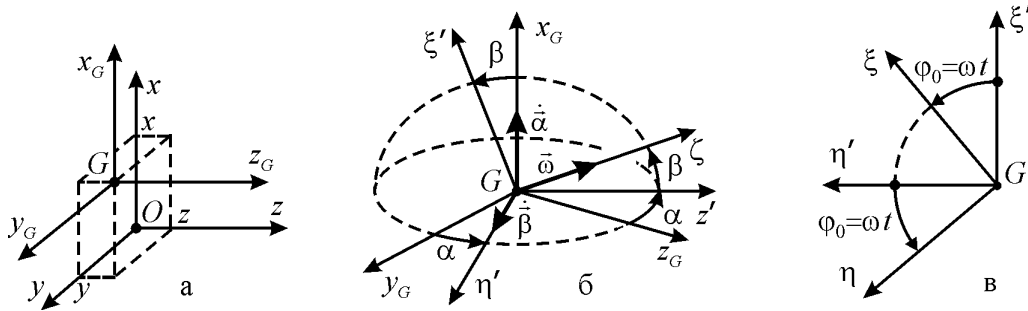


Рис. 2. Кінематика руху ротора

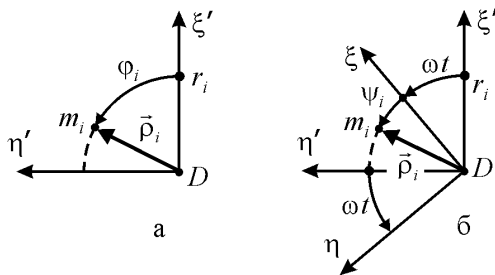


Рис. 3. Кінематика руху куль, маси дисбалансу

2. Виведення диференціальних рівнянь руху системи. Для виведення диференціальних рівнянь руху системи використаємо рівняння Лагранжа II роду і методику їх застосування для автобалансувальних систем, викладену в роботі [7].

Кінетична енергія системи. Кінетична енергія ротора з крильчаткою є сумою кінетичної енергії поступального руху разом з центром мас і кінетичної енергії обертального руху навколо центра мас:

$$T_p = \frac{1}{2} M v_G^2 + \frac{1}{2} \omega_p^T J_p \omega_p.$$

Радіус-вектор точки G і її швидкість в проекціях на осі нерухомої системи $Oxyz$:

$$\mathbf{r}_G \approx (x, y, z)^T, \quad \mathbf{v}_G \approx (\dot{x}, \dot{y}, \dot{z})^T.$$

Кутова швидкість обертання ротора з крильчаткою та їх тензор інерції в проекціях на осі рухомої системи координат $G\xi'\eta'\zeta$

$$\omega_p = \begin{pmatrix} \omega_{\xi'} \\ \omega_{\eta'} \\ \omega_{\zeta'} \end{pmatrix} \approx \begin{pmatrix} \dot{\alpha} \\ \dot{\beta} \\ \omega + \dot{\alpha}\beta \end{pmatrix}, \quad \mathbf{J}_p = \begin{pmatrix} A & 0 & 0 \\ 0 & A & 0 \\ 0 & 0 & C \end{pmatrix}.$$

Тоді

$$T_p \approx \frac{1}{2} M (\dot{x}^2 + \dot{y}^2 + \dot{z}^2) + \frac{1}{2} [A(\dot{\alpha}^2 + \dot{\beta}^2) + C(\omega^2 + 2\omega\dot{\alpha}\beta)].$$

Кінетична енергія i -ї кулі чи дисбалансу дорівнює

$$T_i = \frac{1}{2} m_i v_i^2, \quad /i = \overline{0, n}/.$$

Швидкість маси m_i знаходимо як суму швидкості переносного руху разом з осями системи $Gx_Gy_Gz_G$ і швидкості відносного руху при обертанні маси навколо точки G .

Відносно системи $G\xi'\eta'\zeta$ маса m_i має координати і кутову швидкість обертання навколо точки G :

$$\mathbf{r}_i = \begin{pmatrix} r_i \cos \varphi_i \\ r_i \sin \varphi_i \\ d \end{pmatrix}, \quad \omega_i = \begin{pmatrix} \dot{\alpha} \cos \beta \\ \dot{\beta} \\ \dot{\varphi}_i + \dot{\alpha} \sin \beta \end{pmatrix} \approx \begin{pmatrix} \dot{\alpha} \\ \dot{\beta} \\ \dot{\varphi}_i + \dot{\alpha}\beta \end{pmatrix}.$$

$/i = \overline{0, n}/.$

Матриця перетворення координат при переході від системи координат $G\xi'\eta'\zeta$ до системи $Gx_Gy_Gz_G$:

$$\mathbf{A}_{\alpha\beta} = \begin{pmatrix} \cos \beta & 0 & \sin \beta \\ \sin \alpha \sin \beta & \cos \alpha & -\sin \alpha \cos \beta \\ -\cos \alpha \sin \beta & \sin \alpha & \cos \alpha \cos \beta \end{pmatrix}. \quad (1)$$

У проекціях на осі системи $G\xi'\eta'\zeta$ швидкість точки i

$$\mathbf{v}_i = \mathbf{A}_{\alpha\beta}^T \mathbf{v}_G + \omega_i \times \mathbf{r}_i, \quad /i = \overline{0, n}/.$$

З урахуванням малості переміщень ротора і маси куль та дисбалансу

$$T_i \approx \frac{1}{2} m_i \{ r_i^2 \dot{\varphi}_i^2 - 2r_i \dot{\varphi}_i [(\dot{x} + d\dot{\beta}) \sin \varphi_i - (\dot{y} - d\dot{\alpha}) \cos \varphi_i] \},$$

$/i = \overline{0, n}/.$

Кінетична енергія системи з точністю до величин другого порядку малості включно має вигляд

$$T = T_p + \sum_{i=0}^n T_i \approx \frac{1}{2} M(\dot{x}^2 + \dot{y}^2 + \dot{z}^2) + \frac{1}{2} [A(\dot{\alpha}^2 + \dot{\beta}^2) + C(\omega^2 + 2\omega\dot{\alpha}\dot{\beta})] + \frac{1}{2} \sum_{i=0}^n m_i \{r_i^2 \dot{\phi}_i^2 - 2r_i \dot{\phi}_i [(\dot{x} + d\dot{\beta}) \sin \phi_i - (\dot{y} - d\dot{\alpha}) \cos \phi_i]\}.$$

Потенціальна енергія, накопичена опорами

$$\Pi = \frac{1}{2} (c_{Lx} r_{Lx}^2 + c_{Ly} r_{Ly}^2 + c_{Lz} r_{Lz}^2 + c_{Rx} r_{Rx}^2 + c_{Ry} r_{Ry}^2),$$

де в проєкціях на осі нерухомої системи координат $Oxyz$ радіуси-вектори точок L і R :

$$\mathbf{r}_L = \begin{pmatrix} r_{Lx} \\ r_{Ly} \\ r_{Lz} \end{pmatrix} \approx \begin{pmatrix} x - l_L \beta \\ y + l_L \alpha \\ z \end{pmatrix}, \quad \mathbf{r}_R = \begin{pmatrix} r_{Rx} \\ r_{Ry} \\ r_{Rz} \end{pmatrix} \approx \begin{pmatrix} x + l_R \beta \\ y - l_R \alpha \\ z \end{pmatrix}.$$

Тоді потенціальна енергія набуває вигляду

$$\Pi = \frac{1}{2} (c_x x^2 + c_y y^2 + c_z z^2 + c_\alpha \alpha^2 + c_\beta \beta^2 - 2c_{x\beta} x\beta + 2c_{y\alpha} y\alpha),$$

де

$$c_x = c_{Lx} + c_{Rx}, \quad c_y = c_{Ly} + c_{Ry}, \quad c_z = c_{Rz}, \\ c_\alpha = c_{Ly} l_L^2 + c_{Ry} l_R^2, \quad c_\beta = c_{Lx} l_L^2 + c_{Rx} l_R^2, \\ c_{x\beta} = c_{Lx} l_L - c_{Rx} l_R, \quad c_{y\alpha} = c_{Ly} l_L - c_{Ry} l_R.$$

Дисипативна функція Релея

$$\Phi = \frac{1}{2} [h_{Lx} v_{Lx}^2 + h_{Ly} v_{Ly}^2 + h_{Lz} v_{Lz}^2 + h_{Rx} v_{Rx}^2 + h_{Ry} v_{Ry}^2] + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^n h_i u_i^2, \quad (2)$$

де в проєкціях на осі нерухомої системи координат $Oxyz$ швидкості точок L і R :

$$\mathbf{v}_L = \begin{pmatrix} v_{Lx} \\ v_{Ly} \\ v_{Lz} \end{pmatrix} \approx \begin{pmatrix} \dot{x} - l_L \dot{\beta} \\ \dot{y} + l_L \dot{\alpha} \\ \dot{z} \end{pmatrix}, \quad \mathbf{v}_R = \begin{pmatrix} v_{Rx} \\ v_{Ry} \\ v_{Rz} \end{pmatrix} \approx \begin{pmatrix} \dot{x} + l_R \dot{\beta} \\ \dot{y} - l_R \dot{\alpha} \\ \dot{z} \end{pmatrix}.$$

Швидкості куль відносно крильчатки

$$u_i = r_i(\dot{\phi}_i - \omega), \quad / i = \overline{1, n} /.$$

Підставляючи швидкості в (2), одержуємо

$$\Phi = \frac{1}{2} [h_x \dot{x}^2 + h_y \dot{y}^2 + h_\alpha \dot{\alpha}^2 + h_\beta \dot{\beta}^2 + h_z \dot{z}^2 - 2h_{x\beta} \dot{x}\dot{\beta} + 2h_{y\alpha} \dot{y}\dot{\alpha}] + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^n h_i r_i^2 (\dot{\phi}_i - \omega)^2,$$

де

$$h_x = h_{Lx} + h_{Rx}, \quad h_y = h_{Ly} + h_{Ry}, \quad h_z = h_{Lz}, \\ h_\alpha = h_{Ly} l_L^2 + h_{Ry} l_R^2, \quad h_\beta = h_{Lx} l_L^2 + h_{Rx} l_R^2, \\ h_{x\beta} = h_{Lx} l_L - h_{Rx} l_R, \quad h_{y\alpha} = h_{Ly} l_L - h_{Ry} l_R.$$

Узагальнені сили від аеродинамічних сил. У роботі [5] були знайдені такі проєкції головного вектора і моменту аеродинамічних сил, що діють на крильчатку на осі ξ', η', ζ :

$$R_{\xi'} = -kB_0 \omega r \left(\frac{\omega_{\xi'}}{\alpha_{A0}} + \frac{v_{D\xi'}}{r} \right),$$

$$R_{\eta'} = -kB_0 \omega r \left(\frac{\omega_{\eta'}}{\alpha_{A0}} + \frac{v_{D\eta'}}{r} \right),$$

$$R_{\zeta} = kB_0 \omega^2 r^2 \left(1 - \frac{v_{D\zeta}}{\alpha_{A0} \omega r} \right);$$

$$M_{\xi'} = -kB_0 \omega r^3 \left(\frac{\omega_{\xi'}}{2\alpha_{A0}} + \frac{v_{D\xi'}}{r} \right),$$

$$M_{\eta'} = -kB_0 \omega r^3 \left(\frac{\omega_{\eta'}}{2\alpha_{A0}} + \frac{v_{D\eta'}}{r} \right),$$

$$M_{\zeta} = -kB_0 \omega^2 r^2 \left(1 - \frac{2v_{D\zeta}}{\alpha_{A0} \omega r} \right),$$

де B_0, B_0 – аеродинамічні характеристики лопаті, причому $B_0 \gg B_0$; k – кількість лопатей крильчатки; r – радіус крильчатки, помножений на 0,7; α_{A0} – аеродинамічний кут атаки лопаті при її чистому обертанні навколо поздовжньої осі, на відстані r від осі обертання; $v_{D\xi'}, v_{D\eta'}, v_{D\zeta}$ – проєкції швидкості точки D на осі ξ', η', ζ .

Враховуючи спосіб введення узагальнених координат, що описують рух крильчатки, та близькість осей y і y' відповідні узагальнені сили визначаються таким чином

$$Q_x^{(a)} = R_x, \quad Q_y^{(a)} = R_y, \quad Q_z^{(a)} = R_z, \\ Q_\alpha^{(a)} = M_x, \quad Q_\beta^{(a)} = M_{y'} \approx M_y.$$

Отже, узагальнені аеродинамічні сили визначаються проєктуванням головного вектора і моменту аеродинамічних сил на координатні осі x, y, z .

В проєкціях на осі ξ', η', ζ :

$$\mathbf{v}_D \approx (\dot{x} + d\dot{\beta}, \dot{y} - d\dot{\alpha}, \dot{z}).$$

Матриця перетворення проєкцій на осі ξ', η', ζ в проєкції на осі x, y, z має вигляд (1). Надалі будемо враховувати, що $B_0 \gg B_0$ і будемо нехтувати відповідними складовими узагальнених сил. Тоді

$$Q_x^{(a)} \approx c_f \omega^2 \beta, \quad Q_y^{(a)} \approx -c_f \omega^2 \alpha, \quad Q_z^{(a)} \approx c_f \omega^2 - h_f \omega \dot{z}, \\ Q_\alpha^{(a)} \approx -c_f \omega (\dot{x} + d\dot{\beta}) - h_m \omega \dot{\alpha}, \\ Q_\beta^{(a)} \approx -c_f \omega (\dot{y} - d\dot{\alpha}) - h_m \omega \dot{\beta},$$

де введені такі коефіцієнти

$$c_f = kB_0^2 r^2, \quad h_f = \frac{kB_0^2 r}{\alpha_{A0}}, \quad h_m = \frac{kB_0^2 r^2}{2\alpha_{A0}}.$$

Диференціальні рівняння руху системи. Рівняння Лагранжа II роду дають такі диференціальні рівняння руху системи

$$M\ddot{x} + h_x \dot{x} + c_x x - h_{x\beta} \dot{\beta} - (c_{x\beta} + c_f \omega^2) \beta + \ddot{\xi}' = 0,$$

$$M\ddot{y} + h_y \dot{y} + c_y y + h_{y\alpha} \dot{\alpha} + (c_{y\alpha} + c_f \omega^2) \alpha + \ddot{\eta}' = 0,$$

$$M\ddot{z} + (h_z + h_f \omega) \dot{z} + c_z z = c_f \omega^2,$$

$$\begin{aligned}
 & A\ddot{\alpha} + (h_\alpha + h_m\omega)\dot{\alpha} + c_\alpha\alpha + (C + c_f d)\omega\dot{\beta} + \\
 & + h_{y\alpha}\dot{y} + c_{y\alpha}y + c_f\omega\dot{x} - d\ddot{s}_{\eta'} = 0, \\
 & A\ddot{\beta} + (h_\beta + h_m\omega)\dot{\beta} + c_\beta\beta - (C + c_f d)\omega\dot{\alpha} - \\
 & - h_{x\beta}\dot{x} - c_{x\beta}x + c_f\omega\dot{y} + d\ddot{s}_{\xi'} = 0, \\
 & m_i r_i [\ddot{\varphi}_i r_i - (\ddot{x} + d\ddot{\beta})\sin\varphi_i + (\ddot{y} - d\ddot{\alpha})\cos\varphi_i] + \\
 & + h_i r_i^2 (\dot{\varphi}_i - \omega) = 0, \quad /i = \overline{1, n}/,
 \end{aligned} \quad (3)$$

де

$$s_{\xi'} = \sum_{i=0}^n m_i r_i \cos\varphi_i, \quad s_{\eta'} = \sum_{i=0}^n m_i r_i \sin\varphi_i -$$

проекції сумарного дисбалансу точкової маси і куль на осі ξ', η' відповідно.

Для маси дисбалансу і відносних кутів повороту куль ψ_i маємо

$$\varphi_0 = \omega t, \quad \dot{\varphi}_0 = 0, \quad \ddot{\varphi}_0 = 0;$$

$$\varphi_i = \omega t + \psi_i, \quad \dot{\varphi}_i = \omega + \dot{\psi}_i, \quad \ddot{\varphi}_i = \ddot{\psi}_i, \quad /i = \overline{1, n}/.$$

Диференціальні рівняння руху системи (3) набувають вигляду

$$\begin{aligned}
 & M\ddot{x} + h_x\dot{x} + c_x x - h_{x\beta}\dot{\beta} - (c_{x\beta} + c_f\omega^2)\beta = \\
 & = -(s_\xi \cos\omega t - s_\eta \sin\omega t)''', \\
 & M\ddot{y} + h_y\dot{y} + c_y y + h_{y\alpha}\dot{\alpha} + (c_{y\alpha} + c_f\omega^2)\alpha = \\
 & = -(s_\xi \sin\omega t + s_\eta \cos\omega t)''', \\
 & M\ddot{z} + (h_z + h_f\omega)\dot{z} + c_z z = c_f\omega^2, \\
 & A\ddot{\alpha} + (h_\alpha + h_m\omega)\dot{\alpha} + c_\alpha\alpha + (C + c_f d)\omega\dot{\beta} + \\
 & + h_{y\alpha}\dot{y} + c_{y\alpha}y + c_f\omega\dot{x} = d(s_\xi \sin\omega t + s_\eta \cos\omega t)'', \\
 & A\ddot{\beta} + (h_\beta + h_m\omega)\dot{\beta} + c_\beta\beta - (C + c_f d)\omega\dot{\alpha} - \\
 & - h_{x\beta}\dot{x} - c_{x\beta}x + c_f\omega\dot{y} = -d(s_\xi \cos\omega t - s_\eta \sin\omega t)'', \\
 & m_i r_i^2 \ddot{\psi}_i + h_i r_i^2 \dot{\psi}_i = \\
 & = m_i r_i \{[(\ddot{y} - d\ddot{\alpha})\sin\psi_i + (\ddot{x} + d\ddot{\beta})\cos\psi_i]\sin\omega t + \\
 & + [(\ddot{x} + d\ddot{\beta})\sin\psi_i - (\ddot{y} - d\ddot{\alpha})\cos\psi_i]\cos\omega t\} = 0, \\
 & \quad /i = \overline{1, n}/,
 \end{aligned} \quad (4)$$

де

$$s_\xi = \sum_{i=1}^n m_i r_i \cos\psi_i + m_0 r_0, \quad s_\eta = \sum_{i=1}^n m_i r_i \sin\psi_i.$$

проекції дисбалансу на осі ξ, η відповідно.

3. Аналіз диференціальних рівнянь руху. Загальний аналіз. Система рівнянь складена із двох незалежних підсистем: рівняння щодо координати z , що описує рух вздовж цієї осі; решти рівнянь, що описують процес автобалансування. З рівняння руху системи вздовж осі z видно, що з часом цей рух встановиться, бо його описує диференціальне рівняння затухаючих коливань.

З рівнянь другої підсистеми видно, що процес автобалансування описують $(4+n)$ узагальнених координат

$$x, y, \alpha, \beta, \psi_i, \quad /i = \overline{1, n}/,$$

і $(22+3n)$ параметрів

$$M, A, C, \omega, c_x, c_y, c_\alpha, c_\beta, c_{x\beta}, c_{y\alpha}, h_x, h_y, h_\alpha, h_\beta, h_{x\beta}, h_{y\alpha}, \\ d, m_0, r_0, m_i, r_i, h_i, \quad /i = \overline{1, n}/, c_f, h_f, h_m.$$

Через велику кількість ступенів вільності системи та велику кількість її параметрів диференціальні рівняння руху системи проаналізувати аналітично майже неможливо. Тому надалі процес автобалансування досліджуватиме:

1) якісно – на предмет існування такого режиму;

2) наближеним методом – інженерним (емпіричним) критерієм настання автобалансування – на предмет визначення швидкостей обертання ротора, на яких буде відбуватися автобалансування – при певних співвідношеннях між параметрами.

Існування режиму автобалансування. Покладаючи в системі рівнянь (4) похідні рівними нулю, одержимо рівняння усталених рухів

$$c_x x - (c_{x\beta} + c_f\omega^2)\beta = \omega^2 s_\xi \cos\omega t - \omega^2 s_\eta \sin\omega t,$$

$$c_y y + (c_{y\alpha} + c_f\omega^2)\alpha = \omega^2 s_\xi \sin\omega t + \omega^2 s_\eta \cos\omega t,$$

$$c_\alpha \alpha + c_{y\alpha} y = -d\omega^2 s_\xi \sin\omega t - d\omega^2 s_\eta \cos\omega t,$$

$$c_\beta \beta - c_{x\beta} x = d\omega^2 s_\xi \cos\omega t - d\omega^2 s_\eta \sin\omega t.$$

Ці рівняння допускають розв'язок чи сім'ю розв'язків, у яких ротор з крильчаткою зрівноважені й обертаються навколо поздовжньої осі ротора:

$$x = y = 0, \quad \alpha = \beta = 0, \quad s_\xi = \sum_{i=1}^n m_i r_i \cos\psi_i + m_0 r_0 = 0,$$

$$s_\eta = \sum_{i=1}^n m_i r_i \sin\psi_i = 0.$$

Умови існування цих розв'язків

$$\sum_{i=1}^n m_i r_i \geq m_0 r_0, \quad \sum_{i=1}^n m_i r_i \geq 2 \max_i(m_i r_i), \quad (5)$$

тобто балансувальна ємність АБ повинна бути не меншою за дисбаланс, і за відсутності дисбалансу кулі повинні мати можливість зрівноважити одна одну.

Отже, можна зробити висновок, що у системи, за умов виконання умов (5), існує основний рух або сім'я основних рухів. Аеродинамічні сили не впливають на умови існування цих рухів, бо не входять у відповідні рівняння.

4. Застосування інженерного (емпіричного) критерію визначення умов настання автобалансування. Для визначення критичних швидкостей обертання ротора, при переході через які наставатиме чи втрачатиметься автобалансування, застосуємо інженерний (емпіричний) критерій настання автобалансування, розроблений у роботі [6] за відповідною методикою.

Диференціальні рівняння руху системи. При $m_i = 0, /i = \overline{1, n}/$ диференціальні рівняння руху системи набувають такого вигляду

$$M\ddot{x} + h_x\dot{x} + c_x x - h_{x\beta}\dot{\beta} - (c_{x\beta} + c_f\omega^2)\beta = s_0 \omega^2 \cos\omega t,$$

$$M\ddot{y} + h_y\dot{y} + c_y y + h_{y\alpha}\dot{\alpha} + (c_{y\alpha} + c_f\omega^2)\alpha = s_0 \omega^2 \sin\omega t,$$

$$A\ddot{\alpha} + (h_\alpha + h_m\omega)\dot{\alpha} + c_\alpha\alpha + (C + c_f d)\omega\dot{\beta} +$$

$$\begin{aligned}
 &+ h_{y\alpha}\dot{y} + c_{y\alpha}y + c_f\omega\dot{x} = -ds_0\omega^2 \sin \omega t, \\
 &A\ddot{\beta} + (h_\beta + h_m\omega)\dot{\beta} + c_\beta\beta - (C + c_f d)\omega\dot{\alpha} - \\
 &- h_{x\beta}\dot{x} - c_{x\beta}x + c_f\omega\dot{y} = ds_0\omega^2 \cos \omega t. \quad (6)
 \end{aligned}$$

Це диференціальні рівняння руху ротора з крильчаткою і елементарним дисбалансом відносно узгаляньених координат x, y, α, β .

Надалі будемо вважати, що опори – осесиметричні. Тоді

$$h_x = h_y = h_{11}, \quad h_{y\alpha} = h_{x\beta} = h_{12}, \quad h_\alpha = h_\beta = h_{22},$$

$$c_x = c_y = c_{11}, \quad c_{y\alpha} = c_{x\beta} = c_{12}, \quad c_\alpha = c_\beta = c_{22},$$

і диференціальні рівняння (6) набувають вигляду

$$\begin{aligned}
 &M\ddot{q} + h_{11}\dot{q} + c_{11}q + ih_{12}\dot{p} + i(c_{12} + c_f\omega^2)p = s_0\omega^2 e^{i\omega t}, \\
 &A\ddot{p} - i(C + c_f d)\omega\dot{p} + (h_{22} + h_m\omega)\dot{p} + c_{22}p + \\
 &+ (c_f\omega - ih_{12})\dot{q} - ic_{12}q = ids_0\omega^2 e^{i\omega t}, \quad (7)
 \end{aligned}$$

де введені такі нові комплексні змінні

$$q = x + iy, \quad p = \alpha + i\beta.$$

Частинний розв'язок системи (7) має вигляд

$$q = s_0\omega^2 \frac{a_{22} + da_{12}}{\Delta(\omega)} e^{i\omega t}, \quad p = is_0\omega^2 \frac{da_{11} + a_{21}}{\Delta(\omega)} e^{i\omega t},$$

де

$$a_{11} = c_{11} - M\omega^2 + i\omega h_{11}, \quad a_{12} = c_{12} + c_f\omega^2 + i\omega h_{12},$$

$$a_{21} = c_{12} - c_f\omega^2 + i\omega h_{12},$$

$$a_{22} = c_{22} - [A - (C + c_f d)]\omega^2 + i\omega(h_{22} + h_m\omega),$$

$$\Delta = a_{11}a_{22} - a_{12}a_{21}.$$

Умова настання автобалансування. У комплексних змінних переміщення точки A осі вала, яка знаходиться на відстані d від центра мас (рис. 1):

$$\begin{aligned}
 r_A &= q - idp = \\
 &= s_0\omega^2 \left[\frac{d^2 a_{11} + a_{22} + d(a_{12} + a_{21})}{\Delta} \right] e^{i\omega t}. \quad (8)
 \end{aligned}$$

Інженерний (емпіричний) критерій настання автобалансування має вигляд:

$$r_{Ac} = \frac{\omega}{2\pi} \int_0^{2\pi/\omega} \vec{e}(t) \cdot \vec{r}_A(t) dt < 0, \quad (9)$$

де \vec{e} – одиничний вектор, спрямований по вектору дисбалансу; \vec{r}_A – вектор відхилення точки A вала від осі обертання. Вектор \vec{r}_A у комплексному вигляді задається формулою (8), а вектор \vec{e} визначається наступним чином

$$e_x \approx \cos \omega t, \quad e_y \approx \sin \omega t, \quad \vec{e} \approx e^{i\omega t}.$$

Надалі розглядаємо випадок малих сил в'язкого опору. Тоді нехтуючи ними, одержуємо

$$a_{11} = c_{11} - M\omega^2, \quad a_{12} = c_{12} + c_f\omega^2,$$

$$a_{21} = c_{12} - c_m\omega^2, \quad a_{22} = c_{22} - [A - (C + c_f d)]\omega^2,$$

$$\begin{aligned}
 \Delta &= (c_{11} - M\omega^2)\{c_{22} - [A - (C + c_f d)]\omega^2\} - \\
 &- (c_{12} + c_f\omega^2)(c_{12} - c_f\omega^2),
 \end{aligned}$$

причому всі ці величини – дійсні. У цьому випадку скалярний добуток $\vec{e} \cdot \vec{r}_A$ від часу не залежить. Тому величина r_{Ac} у формулі (9) дорівнює підінтегральній функції: $r_{Ac} = \vec{e} \cdot \vec{r}_A$. Ураховуючи сказане, отримуємо наступну умову настання автобалансування

$$\frac{a_{11}d^2 + a_{22} + d(a_{12} + a_{21})}{\Delta} < 0.$$

Визначення критичних швидкостей обертання складеного ротора. Величина у знаменнику визначає критичні швидкості ротора з крильчаткою. Вони виникають через те, що жорсткий ротор при переході через власні критичні швидкості обертання змінює форму коливань. Критичні швидкості обертання ротора будуть межами діапазонів швидкостей, на яких наставатиме автобалансування. У вигляді полінома щодо $\Omega = \omega^2$ це рівняння матиме вигляд

$$a\Omega^2 - b\Omega + c = 0,$$

де для коефіцієнтів введені такі позначення

$$a = (A - C - c_f d)M + c_f^2, \quad b = Mc_{22} + (A - C - c_f d)c_{11},$$

$$c = c_{11}c_{22} - c_{12}^2, \quad \Omega = \omega^2.$$

Його корені визначають квадрати критичних швидкостей обертання ротора

$$\Omega_1 = \frac{b - \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a}, \quad \Omega_2 = \frac{b + \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a}.$$

Ці квадрати повинні бути додатними. Якщо одна з Ω_i менше нуля, то відповідної критичної швидкості не існує.

Визначення додаткової критичної швидкості, яку вносить АБ. Величина у чисельнику визначає додаткову критичну швидкість обертання ротора, яку вносить АБ. При переході цієї швидкості настає чи порушується автобалансування через те, що кулі в АБ раптово змінюють свою поведінку, а саме – покидають або приходять у те положення, в якому зрівноважують ротор. Рівняння для визначення цієї швидкості

$$\Delta_1 = a_{22} + a_{11}d^2 + d(a_{12} + a_{21}) = 0.$$

У розгорнутому вигляді це рівняння має вигляд

$$\begin{aligned}
 \Delta_1 &= -(A - C - c_f d + Md^2)\Omega + \\
 &+ c_{11}d^2 + c_{22} + 2c_{12}d = 0.
 \end{aligned}$$

З цього рівняння знаходимо квадрат останньої критичної швидкості

$$\Omega_3 = \frac{c_{11}d^2 + c_{22} + 2c_{12}d}{A - C - c_f d + Md^2}.$$

Оскільки $c_{11}d^2 + c_{22} + 2c_{12}d > 0$, то відповідна критична швидкість існує, якщо

$$A - C - c_f d + Md^2 > 0.$$

Діапазони швидкостей обертання ротора, на яких наставатиме автобалансування. Нехай знайдені величини квадратів всіх критичних швидкостей. Залишимо серед них тільки дійсні. Можливі наступні випадки.

а) Ротор короткий, причому такий, що єдиний додатний квадрат критичної швидкості обертання ротора відповідає Ω_1 . У цьому випадку

$$(A - C - c_f d)M + c_f^2 < 0, \quad A - C - c_f d + Md^2 < 0.$$

Тоді у системи єдина критична швидкість і автобалансування наставатимуть при її перевищенні

$$\omega_1 = \sqrt{\Omega_1}, \quad \omega > \omega_1.$$

б) Ротор такий, що два додатних квадрати критичних швидкостей обертання ротора відповідають Ω_1, Ω_3 . У цьому випадку

$$(A - C - c_f d)M + c_f^2 < 0, \quad A - C - c_f d + Md^2 > 0.$$

Тоді у системи дві критичні швидкості і автобалансування наставатиме між ними при:

$$\omega_1 = \sqrt{\min(\Omega_1, \Omega_3)}, \quad \omega_2 = \sqrt{\max(\Omega_1, \Omega_3)}, \\ \omega \in (\omega_1, \omega_2).$$

в) Ротор такий, що два додатних квадрати критичних швидкостей обертання ротора відповідають Ω_1, Ω_2 . У цьому випадку

$$(A - C - c_f d)M + c_f^2 > 0, \quad A - C - c_f d + Md^2 < 0.$$

Тоді у системи дві критичні швидкості і автобалансування наставатиме між ними при:

$$\omega_1 = \sqrt{\min(\Omega_1, \Omega_2)}, \quad \omega_2 = \sqrt{\max(\Omega_1, \Omega_2)}, \\ \omega \in (\omega_1, \omega_2).$$

г) Ротор довгий, причому такий, що три додатних квадрати критичних швидкостей обертання ротора відповідають $\Omega_1, \Omega_2, \Omega_3$. У цьому випадку повинні виконуватися умови

$$(A - C - c_f d)M + c_f^2 > 0, \quad A - C - c_f d + Md^2 > 0.$$

Тоді у системи три критичні швидкості й автобалансування наставатиме між першою і другою та над третьою критичними швидкостями

$$\omega_1 = \sqrt{\Omega_i}, \quad \omega_2 = \sqrt{\Omega_j}, \quad \omega_3 = \sqrt{\Omega_k}, \\ i, j, k \in \{1, 2, 3\} : \omega_1 < \omega_2 < \omega_3, \\ \omega \in (\omega_1, \omega_2) \cup (\omega_2, \infty).$$

Слід зауважити, що як за наявністю, так і за відсутністю аеродинамічних сил у системи можуть бути одна, дві і три критичні швидкості, які обмежують області настання автобалансування. Наявність аеродинамічних сил може призвести до того, що у системи зміниться кількість критичних швидкостей, а значить, і області настання автобалансування. При цьому короткий ротор поводить як більш довгий, а більш довгий – як більш короткий. Тому недоцільно зрівнювати складені ротори, що близькі до сферичних, бо у них малий діапазон швидкостей, на яких настає автобалансування.

5. Вплив встановлення ротора з крильчаткою у масивний корпус на діапазони швидкостей обертання ротора, на яких наставатиме автобалансування. В роботі [7] було зазначено, що встановлення ротора у масивний корпус, а корпус – на в'язко-пружні опори – робить ротор за поведінкою більш масивним і довгим, що може призвести до збільшення кількості критичних швидкостей системи ротор – АБ. Аналіз викладок, проведених у роботі, показує, що цей результат застосовний і для ротора з крильчаткою, на яку діють аеродинамічні сили.

Це дозволяє зробити висновки, що для забезпечення надійного автобалансування необхідно, щоб ротор у корпусі поводився як короткий або довгий, але не як сферичний. При цьому для настання автобалансування необхідно, щоб ротор відповідно обертася із швидкостями, що перевищують єдину критичну, або між першою і другою, та над третьою критичними швидкостями.

Висновки

У рамках побудованої математичної моделі зрівноваження крильчатки осьового вентилятора кульовим АБ, у якій враховані аеродинамічні сили:

1) диференціальні рівняння руху системи розпадаються на дві незалежні підсистеми, перша з яких описує рух ротора з крильчаткою вздовж осі z , а друга – процес автобалансування; в найбільш загальному випадку процес автобалансування залежить від $(22+3n)$ параметрів системи і описується системою $(4+n)$ звичайних нелінійних диференціальних рівнянь другого порядку;

2) незалежно від аеродинамічних сил система допускає існування режимів автобалансування, у яких дисбаланс – зрівноважений, і ротор з крильчаткою обертаються навколо поздовжньої осі ротора; у випадку двох куль існують два таких рухи, а якщо куль більше двох, то існує сім'я таких рухів;

3) у випадку осесиметричних опор система залежно від довжини складеного ротора має одну – для короткого ротора, дві – для майже сферичного ротора, або три – для довгого ротора критичні швидкості й автобалансування відповідно настає при перевищенні єдиної критичної швидкості, між першою і другою критичними швидкостями, між першою і другою та над третьою критичною швидкістю; аеродинамічні сили майже не змінюють найнижчу критичну швидкість, дещо зменшують – другу і збільшують – третю; тому у випадку сферичного і довгого складеного ротора області автобалансування дещо зменшуються при наявності аеродинамічних сил;

4) встановлення ротора у масивний корпус, а корпус – на в'язко-пружні опори – робить ротор більш довгим, що може призвести до збільшення кількості критичних швидкостей; для забезпечення надійного автобалансування необхідно, щоб ротор у корпусі поводився як короткий або довгий, але не як сферичний; при цьому для настання автобалансування необхідно, щоб ротор відповідно обертася із швидкостями

ми, що перевищують єдину критичну або між першою і другою та над третьою критичними швидкостями.

Список літератури

1. Пат. 26788 України, МПК G01M 1/38 Автобалансуючий пристрій для зрівноваження роторів із похилою віссю обертання / Філімоніхін Г.Б., Яцун В.В., Коваленко О.В.; заявник та патентовласник Кіровоградський нац. техн. ун-т. – №200704757; заявл. 27.04.2007; опубл. 10.10.2007, Бюл. № 16.
2. Філімоніхін Г.Б. Зрівноваження крильчаток осьових вентиляторів пасивними автобалансирами / Філімоніхін Г.Б., Яцун В.В. // Зб. наук. праць / КНТУ. – 2007. – № 18. – С. 34-36.
3. Філімоніхін Г.Б.. Експериментальне дослідження зрівноваження кульовими автобалансирами крильчатки осьового вентилятора / Філімоніхін Г.Б., Яцун В.В. // Вібрації у техніці та технологіях. –2007. – № 2(47). – С. 26-32.
4. Філімоніхін Г.Б. Числове моделювання процесу зрівноваження кульовими автобалансирами крильчатки осьового вентилятора / Філімоніхін Г.Б., Яцун В.В. // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 10. – С. 72-77.
5. Філімоніхін Г.Б. Визначення головного вектора і моменту аеродинамічних сил, діючих на обертову крильчатку вентилятора / Філімоніхін Г.Б., Яцун В.В. // Зб. наук. праць / КНТУ. – 2009. – № 23. – С. 364-371.
6. Філімоніхін Г.Б. Зрівноваження і віброзахист роторів автобалансирами з твердими коригувальними вантажами. – Кіровоград: КНТУ, 2004. – 352 с.
7. Філімоніхін Г.Б. Методика складання диференціальних рівнянь руху роторних систем з автобалансирами і її застосування до системи ротор – масивний корпус – автобалансир / Філімоніхін Г.Б., Гончаров В.В. // Зб. наук. праць / КНТУ. – 2009. – № 23. – С. 358-364.

Рекомендовано до публікації д.т.н. І.І. Павленком 03.07.09

УДК 622.016.6:658.3.015

И.В. Дубовицкий

АНАЛИЗ И ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ МАРГАНЦЕВЫХ ШАХТ УКРАИНЫ

Наведено зіставлення теоретичної та емпіричної продуктивності очисних вибоїв і показані шляхи її підвищення.

Приведено сопоставление теоретической и эмпирической производительности очистных забоев и показаны пути ее повышения.

Comparison of theoretical and empiric productivity of cleansing blocks is resulted and the ways of its increase are shown.

На марганцевых шахтах Украины применяется столбовая система разработки с выемкой руды двухсторонними заходками и обрушением кровли [1].

Заходки представляют собой длинные узкие камеры с небольшим сроком службы и имеют один выход на выемочный штрек. Отбойка и погрузка руды производится комбайном КДР. Обслуживают комбайн два человека, третий человек занят на вспомогательных операциях (поднос затяжек, металлической крепи, исправление дефектов

крепёжной части крепи, зачистка конвейера и пр.), то есть в очистной заходке работают три человека. Подвигание забоя за цикл составляет 0,75 м. Погрузка руды осуществляется комбайном КДР на забойный секционный конвейер КЛЗС, наращивание которого производится через каждые 2 м (КЛЗС-1) и 2,1 м (КЛЗС-2) ухода забоя. Доставка горной массы по выемочному штреку производится штрековым конвейером КТМ с погрузкой на конвейер (рис. 1).

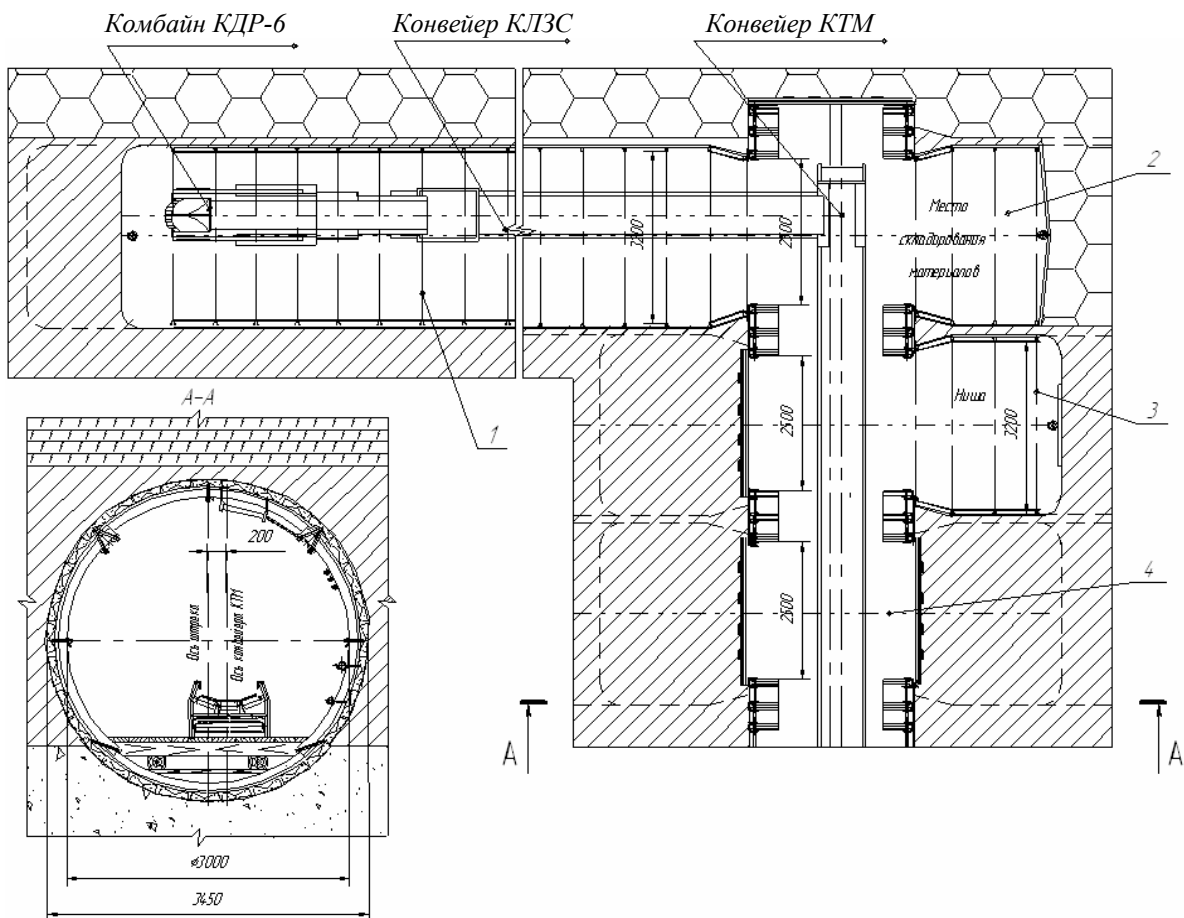


Рис. 1. Существующая технология очистной выемки марганцевой руды: 1 – рабочая заходка; 2 – отработанная заходка; 3 – ниша под заходку; 4 – оборудование сопряжения под заходки

Очистную выемку руды ведут двухсторонними заходками шириной в свету 2,8-3,3 м из-под сопряжения поочередно – сначала в одну сторону, а затем в другую от выемочного штрека.

После обработки заходки кровля обрушается. Крезь из заходки извлекается тяговой или ручной лебедкой и используется повторно. За смену заходку проходят в среднем на 7,5-9,0 м и устанавливают при этом 10-12 рам. Сменная нагрузка на забой

составляет 60-90 т/смену. Заходку длиной 35 м отработывают за 2-3 дня. Еще два члена бригады занимаются посадкой отработанной заходки, оборудованием сопряжения или проходкой ниши под новую заходку. Этим трудоемким процессом добывается около 5% руды при высоких удельных затратах времени (примерно 17%) на отработку заходки. Циклограмма выполнения работ при отработке 2-х заходок приведена в табл. 1.

Таблица 1

Циклограмма выполнения работ

	№ п/п	Виды работ	1 сутки			2 сутки			3 сутки			4 сутки	
			1 смена	2 смена	3 смена	1 смена	2 смена	3 смена	1 смена	2 смена	3 смена	1 смена	2 смена
Основные процессы	1	Отработка правой заходки	█			█			█			█	
	2	Демонтаж КЛЭС и переган комбайна в левую заходку											
	3	Отработка левой заходки							█			█	
	4	Сокращение штрекового каньейера											█
Вспомогательные процессы	1	Посадка левой заходки	█										
	2	Оборудование сопряжения			█								
	3	Отход правой ниши на надам сопряжении				█							
	4	Посадка правой заходки							█				
	5	Отход левой ниши на надам сопряжении								█			
	6	Зачистка штрека, заготовка материалов										█	

Из табл. 1 мы видим, что на отработку одного сопряжения (двух заходок) необходимо четверо суток, что составляет 60 чел.см. – из них 2 чел.см. составляет оборудование сопряжения и 8 чел.см проходка двух ниш под заходку вручную. Отсюда следует, что 10 чел.см. на отработку одного сопряжения занимает непродуктивный ручной труд, а это 17% от всех трудозатрат.

Особенностью применяемой системы разработки является то, что в ней механизированы только основные процессы – выемка и доставка руды, в то время как оборудование сопряжений заходок, проходка ниш для комбайна, установка и извлечение крепи в заходках производится ручным способом [3, 4].

Производительность очистных забоев зависит от целого ряда горно-технических, организационных, технических и других факторов. На всех шахтах ОАО «Марганецкого ГОКа» определяющим фактором является состояние выемочного штрека. Так, если высота штрека недостаточна для производства очистных работ, выемка руды приостанавливается и очистная бригада производит перекрепление выемочного штрека. В этом случае производительность очистного забоя не превышает 1,5-3,0 тыс.т/мес. Основная часть очистных бригад работает с перекреплением сопряжений и их перешейков. В этом случае производительность очистных забоев составляет 3,5-5,0 тыс.т/мес. В нормальных условиях работы очистных бригад производительность очистных забоев составляет 5,5-8,0 тыс.т/мес. Во всех случаях значительная часть трудозатрат бригад приходится на обязательные вспомогательные процессы – оборудование сопряжений и проходку ниш. На этих процессах

вместе с посадкой заходок постоянно работает два человека из пяти сменного звена. Устранение обязательных вспомогательных процессов позволило бы высвободить 1-2 рабочих и повысить производительность очистных забоев [3-5].

Определим аналитическим способом трудозатраты очистной бригады по формуле

$$T = C_m / Pr,$$

где T – трудозатраты очистной бригады за месяц на 1000 т добытой руды, чел.см./тыс.т; Pr – производительность очистной бригады за месяц, тыс. т.; C_m – количество отработанных чел.см. в месяц.

Так как в месяце в среднем 80 смен, а состав сменного звена 5 человек, то $C_m = 80 \times 5 = 400$ чел.см. общих трудозатрат. Трудозатраты на вспомогательные процессы, где работает 2 человека, составляют

$$C_m = 80 \times 2 = 160 \text{ чел.см.}$$

Полученные результаты приведены в табл. 2.

На основании табл. 2 построен график зависимости производительности очистного забоя от трудозатрат в очистном забое (рис. 2).

Из рис. 2 следует, что до тех пор, пока очистные бригады не задействованы на несвойственной им работе по перекреплению выемочных штреков, то есть до производительности 3,5 тыс. т руды в месяц, между производительностью очистного забоя и трудозатратами существует обратно пропорциональная зависимость. Далее тип зависимости изменяется и трудозатраты резко возрастают до 400 чел.см./мес. на 1000 т руды, а производительность снижается до 1000 т руды в

месяц. Такая производительность характерна для очистных забоев при доработке шахтных полей с

высокой изрезанностью горными выработками и отработанными забоями.

Таблица 2

Расчетные данные по трудозатратам в очистных забоях

№	Производит. очистного забоя, Пр, тыс. т/мес.	Количество отработанных смен			
		См чел.см. в месяц	См ¹ чел.см. в месяц на 1000 т	на вспомогательных процессах, чел.см.	на вспомогательных процессах, чел.см. в месяц на 1000 т
1	1	400	400	160	160
2	2	400	200	160	80
3	3	400	133	160	53
4	4	400	100	160	40
5	5	400	80	160	32
6	6	400	67	160	27
7	7	400	57	160	24
8	8	400	50	160	20
Σ	36	3200	1087	1280	436
Ср.	4,5	400	135,875	160	54,5

Производительность очистного забоя, Пр, тыс.т/мес.

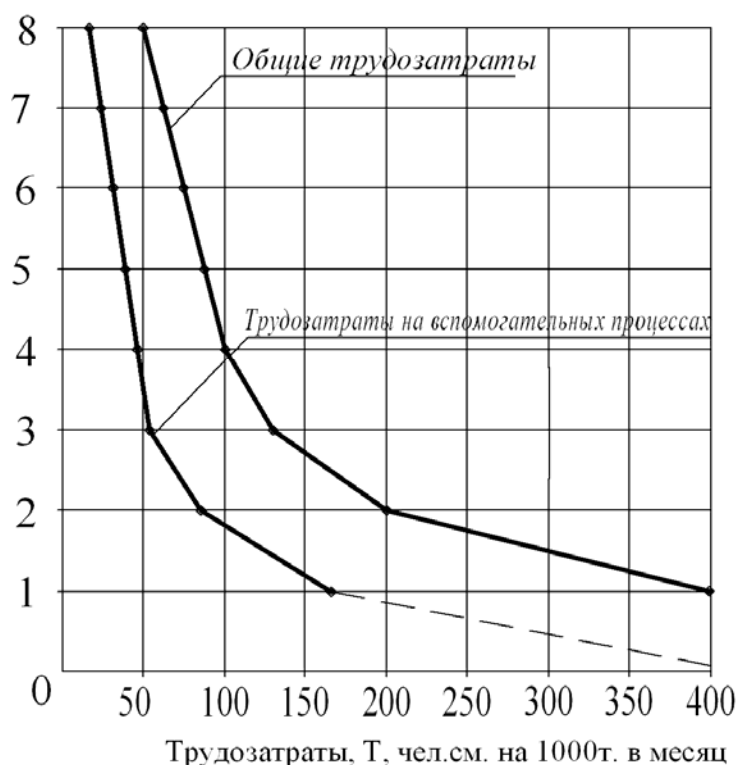


Рис. 2. Аналитические зависимости производительности очистного забоя от трудозатрат

Для проверки полученных результатов были проанализированы и обработаны с помощью известного статистического метода фактические трудозатраты по очистной бригаде шахты №9/10 за 2006-2008 годы. Полученные результаты приведены на рис. 3. Сопоставление аналитической и эмпирической зависимостей производительности очистных забоев от

трудозатрат показало высокую сходимость полученных результатов. Следовательно можно утверждать, что между производительностью очистных забоев марганцевых шахт и трудозатратами, как общими так и на вспомогательных процессах существует обратнопропорциональная зависимость – производительность тем выше, чем меньше трудозатраты.

нопропорциональная зависимость – производительность тем выше, чем меньше трудозатраты.

Анализ рис. 2 и рис. 3 показывает, что в зависимости рис. 3 отсутствует нижняя пологая часть, когда очистные бригады заняты непроизводительным трудом по перекреплению

выемочных штреков, это объясняется тем, что из 21 изученной бригады только 4 бригады выполняли эту работу. Кроме того, шахты не фиксируют непроизводительные трудозатраты. Вместе с тем, эти трудозатраты возросли в период кризисных явлений, когда снизилась нагрузка на шахты.

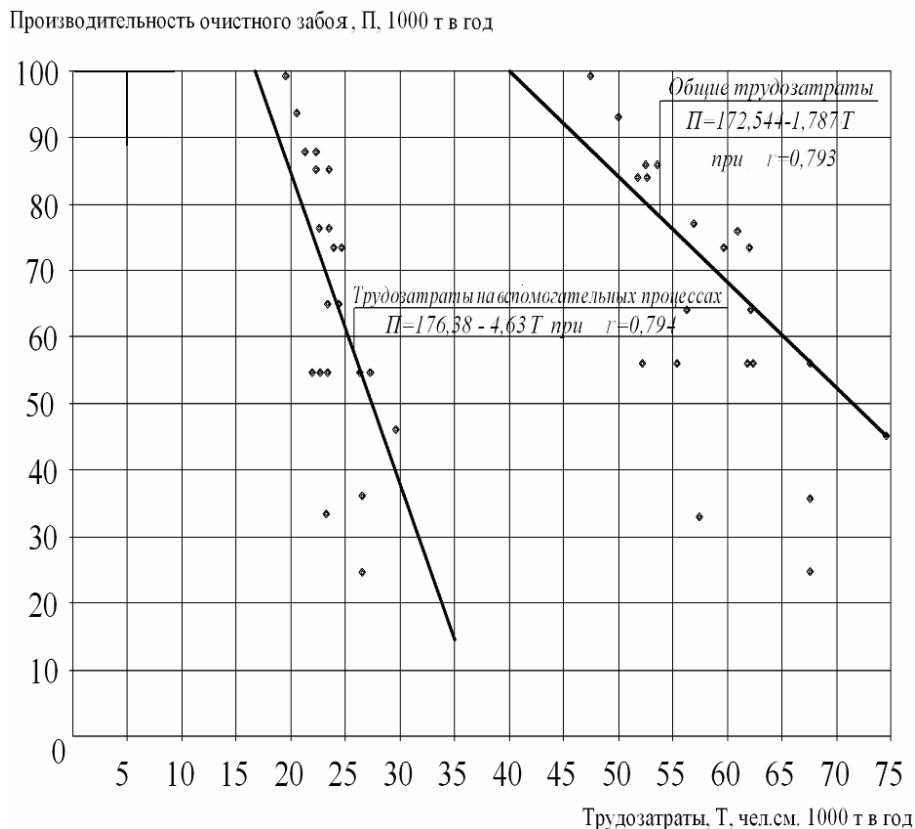


Рис. 3. Эмпирические зависимости производительности очистного забоя от трудозатрат

Известно, что интенсивность горного давления на выемочных участках зависит, главным образом, от трех факторов – мощности глиен непосредственной кровли рудного пласта, глубины залегания и мощности рудного пласта. Для каждого выемочного участка и столба существует своя минимально допустимая скорость отработки выемочных столбов, при которой материально-трудовые затраты на поддержание выработок будут минимальны, а производительность очистных забоев будет максимальна.

В связи с этим, практический интерес представляет анализ фактической скорости отработки выемочных столбов на участках и ее сопоставление с минимально допустимой по фактору горного давления.

В последние годы очистные работы на шахте № 9/10 велись в основном на выемочных столбах, длина которых составляла 350-650 м (табл. 3).

Из табл. 3 следует, что в 4-х бригадах восточного участка скорость отработки выемочных столбов была значительно ниже допустимой по фактору горного давления (25-30 м/месяц). В результате бригады почти половину рабочего времени были заняты переключением выемочных штреков. Соответ-

ственно у них была низкая производительность очистных забоев.

Следовательно, для повышения производительности очистных забоев необходимо прежде всего устранить несвойственные для очистных бригад затраты труда по ремонту выемочных штреков путем поддержания скорости отработки выемочных столбов, соответствующей фактору горного давления.

Второе направление повышения производительности очистных забоев связано с сокращением объемов ручных работ на основных процессах, на которых задействовано больше половины трудозатрат. В связи с этим возникла необходимость критического анализа и пересмотра технологий за счет сокращения и снижения трудозатрат на вспомогательные процессы. Наиболее сложной является проблема поддержания выемочных штреков и особенно в зоне влияния очистных работ. Применяемые в настоящее время форма и поперечное сечение крепи выемочных штреков не способны снизить трудозатраты на процессах очистной выемки руды, таких, как оборудование сопряжений, засечки ниш под очистную заходку и т.д., которые производятся вручную.

С этой целью необходимо:

– разрабатывать и внедрять в производство новые типы крепи для выемочных штреков, которые способны снизить трудозатраты на процессах очистной выемки руды [6];

– внедрить в производство технологию безнишевой выемки руды, обеспечивающей снижение трудозатрат на вспомогательных процессах [7];

– разрабатывать и внедрять в производство инструменты и приспособления, облегчающие ручной труд на вспомогательных процессах [8].

Таблица 3

Данные о фактической скорости отработки выемочных столбов

Наименование выемочного столба	Длина столба, м	Год отработки	Количество полноценных месяцев	Скорость отработки, м/мес.	Средняя производительность очист. забоя т/мес.
Западный участок					
СПК	390	2005	12	33	6800
СПО	423	2005	12	35	7500
22 северный	465	2006	11	42	6250
23 северный	465	2006	11	42	6000
24 северный	430	2006	8	53	6800
25 северный	430	2007	12	36	7000
26 северный	180	2007	5	36	6680
27 северный	180	2007	5	36	7000
28 северный	180	2007	5	36	6625
Восточный участок					
13 юго-вост.	255	2005	7	36	7300
15 юго-вост.	320	2005	7	46	9000
ВПК	360	2004	24	15	2800
14 юго-вост.	535	2005	16	33	6800
Вост.конвейер	40	1991	2	20	3800
10 разведочн.	235	2005	7	34	6800
16 юго-вост.	550	2006	18	30	4800
19 юго-вост.	365	2006	25	15	4800
17 юго-вост.	370	2006	11	33	5260
11 разведочн.	225	2006	5	45	5000
Рас. с 11 разв.	220	2006	5	44	5400
15 «бис»	370	2007	11	33	7340
13 «бис»	370	2008	10	37	7800

Список литературы

1. Никонец В.И. Методические положения по выбору и расчету вариантов столбовой системы разработки марганцево – рудных месторождений Украины. – Кривой Рог: НИГРИ, 1967. – 40 с.
2. Никонец В.И., Ивденко А.Н. Исследование порядка отработки выемочного столба на состоянии очистных выработок шахт Никопольского марганцевого бассейна. // Тезисы докладов. – Кривой Рог: НИГРИ, 1969. – С. 36-37.
3. Никонец В.И., Горбатенко И.А. Совершенствование способов производства горных работ на марганцевых шахтах страны. // Вісник Криворізького технічного ун-ту. – 2009. – № 23. – С. 28-31.
4. Совершенствование подземной добычи марганцевых руд в Никопольском марганцевом бассейне / Сидоров А.С., Егоров П.И., Алексеев Ф.К., Урванцев В.П. // Марганец. – ГрузинТИП, 1973. – С. 39-44.
5. Дубовицкий И.В. Анализ эффективности и безопасности вспомогательных процессов на шахтах

ОАО «МГОК» // Вісник Криворізького технічного ун-ту. – 2005. – Вип. 8.

6. Дубовицкий И.В. Совершенствование арочных крепей марганцевых шахт // Вісник Криворізького технічного ун-ту. – 2006. – Вип. 9.

7. Дубовицкий И.В. Промышленные испытания технологии безнишевой отработки марганцевой руды в условиях ОАО «МГОК» // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог, 2008. – Вип. 92.

8. Дубовицкий И.В. Повышение эффективности и безопасности работ при ликвидации горных выработок на шахтах ОАО «МГОК» // Совершенствование процессов горного производства при добыче железных и марганцевых руд. – Кривой Рог: ГНИГРИ, 2004.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М. Шашенком 15.08.09

ИССЛЕДОВАНИЕ ФАКТОРОВ БЕЗОПАСНОГО ПРИМЕНЕНИЯ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ С ПРОДУКТАМИ УТИЛИЗАЦИИ ТВЕРДОГО РАКЕТНОГО ТОПЛИВА

Досліджено фактори, що сприяють безпечному використанню емульсійних вибухових речовин марки ERA-I, ERA-II, у складі яких є продукти переробки твердого ракетного палива, та ERA-AL, що вміщує до 10% Al.

Исследованы факторы, способствующие безопасному использованию эмульсионных взрывчатых веществ ERA-I и ERA-II, в составе которых имеются продукты переработки твердого ракетного топлива, и ERA-AL, содержащего до 10% Al.

The factors promoting safe use of emulsion explosives ERA-I and ERA-II in which structure there are products of processing of hard rocket fuel, and ERA-AL, aluminium containing to 10% are investigated.

При выполнении работ по утилизации ракетных двигателей одной из основных задач является извлечение твердого ракетного топлива (ТРТ), его переработка и использование продуктов переработки ТРТ в составах эмульсионных ВВ (ЭВВ). Продукты переработки являются веществами с высокой теплотворной способностью и используются в качестве энергетических добавок, не превышающих 10% массы ЭВВ [1-4]. При этом водоэмульсионная основа выступает в качестве флегматизирующей среды, обеспечивающей необходимые физико-химические свойства и стабильность эмульсионных ВВ с продуктами переработки ТРТ [5, 6].

Учитывая, что программа работ, связанная с конверсией ракетных двигателей, переработкой ТРТ и использованием продуктов переработки в промышленных ЭВВ рассчитана на длительный период, необходимы исследования и оценка факторов, способствующих безопасному использованию таких ЭВВ.

Методологическая и экспериментальная оценка факторов безопасного использования ЭВВ построена на анализе параметров безопасности по ряду критериев, которые характеризуют особенности таких процессов, как изготовление ЭВВ, их хранение и обращение с ними, в т.ч. при выполнении взрывных работ, утилизация взрывчатых веществ (рис. 1).

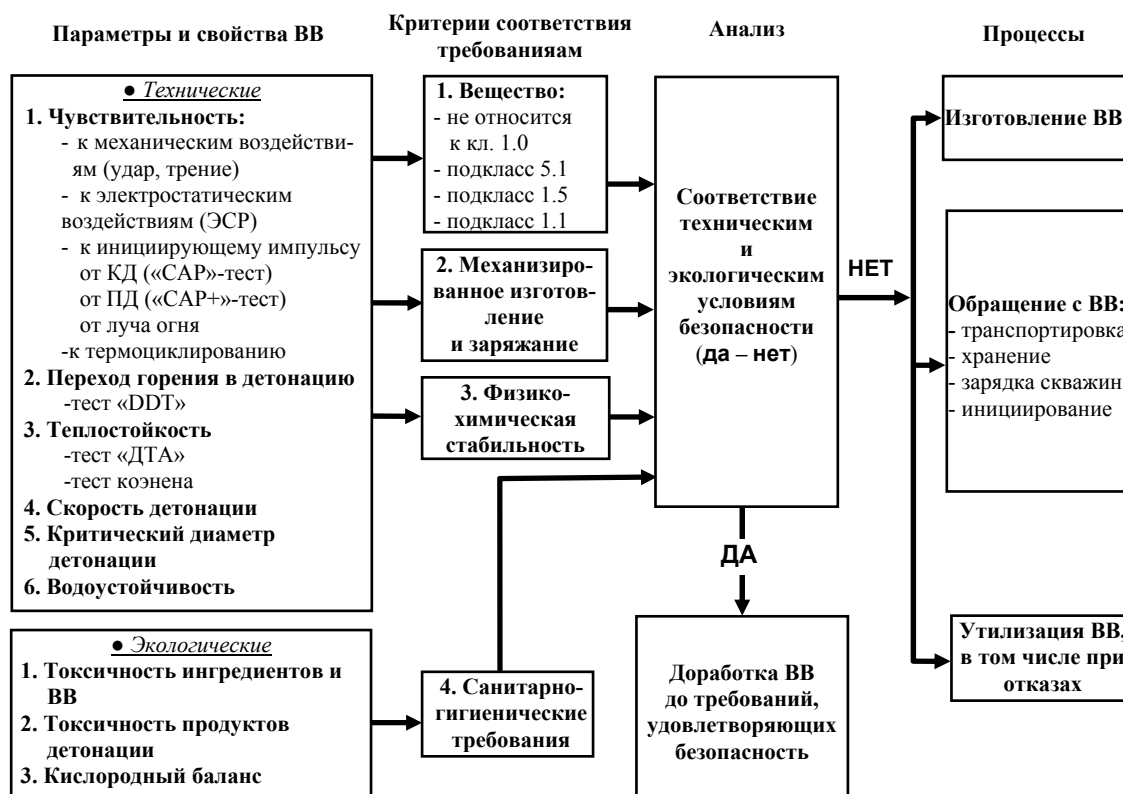


Рис. 1. Оценка факторов безопасности для взрывчатых веществ

Факторы безопасного использования ЭВВ разделены на факторы технической (физико-химические и технические показатели) и экологической безопасности, определяемые экспериментально.

Цель работы – оценка факторов безопасности эмульсионных ВВ марки ЕРА-I и ЕРА-II, в состав которых входят продукты переработки ТРТ, и ЭВВ марки ЕРА-AI, в состав которого входит алюминиевый порошок как энергетическая добавка.

ЭВВ марки ЕРА-AI, ЕРА-I и ЕРА-II изготавливаются из невзрывчатых компонентов непосредственно на местах ведения взрывных работ (рис. 2) с использованием смесительно-зарядных машин (СЗМ).

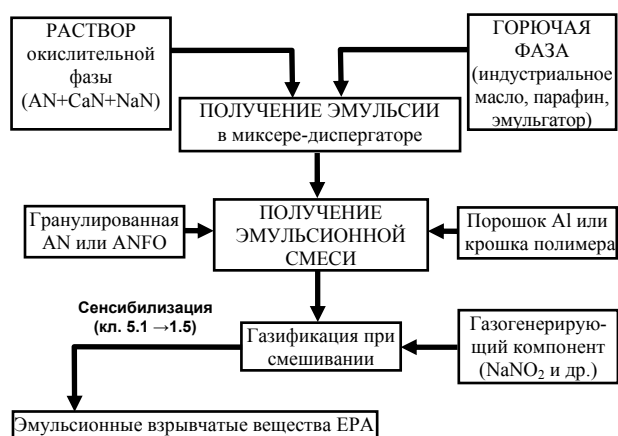


Рис. 2. Схема изготовления эмульсионных ВВ ЕРА

В качестве невзрывчатых компонентов таких ЭВВ используются растворы селитр – так называемая окислительная фаза, гранулированная селитра, смеси углеводородов – горючая фаза, и энергетическая добавка в виде алюминиевого порошка или полуфабриката, содержащего продукты переработки ТРТ.

Экспериментальная оценка параметров и свойств веществ в исследованиях безопасности проводилась специалистами НИИ ВЭМ ГП «НПО «ПХЗ» как в условиях лабораторного и полигонного тестирования, так и при проведении промышленных испытаний ЭВВ ЕРА вышеперечисленных марок.

Оценка свойств ЭВВ показывает, что ЕРА-I и ЕРА-II, содержащие продукты переработки ТРТ, обладают характеристиками, которые соответствуют ЭВВ ЕРА-AI, не содержащей продукты переработки ТРТ. При этом аналогичными являются как технические, так и экологические параметры безопасности (табл. 1).

В сравнении с характеристиками граммонита 50/50 эмульсионные ВВ ЕРА обладают преимущественными параметрами по безопасности использования. Сохранение физико-химической стабильности ЭВВ в скважине является достаточным для организации и выполнения всего комплекса взрывных работ. При этом в случае отказа взрыва заряда в скважине, спустя 10-15 дней эмульсионное ВВ полностью теряет взрывчатые свойства и не представляет опасности при механизированной разборке горной массы.

Таблица 1

Факторы безопасного использования ЭВВ ЕРА

Наименование ЭВВ (марка)	Показатели соответствия требованиям						
	Исходные ингредиенты	Формирование свойств ВВ, под-класс ВВ	Способность механизиров. изготовления и зарядки скважин	Физ.-хим. стабильность и водоустойчивость	Кислородн. баланс %	Токсичность	
						ВВ	Продукты детонации и их кол-во
ЕРА-AI	не взрывоопасн. кл. 5.1	10-20 мин после зарядки в скважину, кл. 1.5	удовлетв.	Более 10 сут., (водоустойч. 5-7 суток)	-1,5...-0,5	3	3 (<21 л/кг)
ЕРА-I	не взрывоопасн. кл. 5.1	15-30 мин после зарядки в скважину, кл. 1.5	удовлетв.	Более 15 сут., (водоустойч. 5-7 суток)	-2,0...-0,5	3	3 (<12 л/кг)
ЕРА-II	не взрывоопасн. кл. 5.1	15-30 мин после зарядки в скважину, кл. 1.5	удовлетв.	Более 15 сут., (водоустойч. 5-7 суток)	-2,0...-0,5	3	3 (<12 л/кг)
Граммонит 50/50	взрывоопасн. кл. 1.1 (TNT)	ВВ при изготовлении, кл. 1.5	удовлетв. (гравитационные методы)	Стабильная смесь (водоустойчивая более 10 сут.)	-27...-30,0	2	2 (>320 л/кг)

Использование ЭВВ при проведении взрывных работ на карьерах показывает, что отмеченная выше критериальная оценка подтверждает факторы безопасного использования ЭВВ ЕРА. Однако опыт применения различных марок ЭВВ, изготовленных различными изготовителями, при механизированном зарядании в скважины диаметром менее 120 мм указывает на необходимость дополнения к алгоритму кри-

териальной оценки факторов безопасности, так называемыми параметрами «эксплуатационного» влияния на сбалансированность структуры ЭВВ и сохранение оптимальных, соответствующих расчетным взрывчатым свойствам ЭВВ. К таким параметрам можно отнести:

1) сохранение стабильности соотношений компонентов (ингредиентов) в составе ЭВВ;

2) стабільність фізико-хімічної структури і сплошності зарядів ЭВВ;

3) відповідність умов застосування (взривання ЭВВ) особливостям фізико-хімічних властивостей ЭВВ.

Впливними факторами на ці параметри будуть такі експлуатаційні умови як: особливості механізованого виготовлення емульсійних сумішей і їх зарядження в скважини, тривалість перебування ЭВВ в скважинах і їх контакт з середою, умови ініціювання ЭВВ, структура гірського масива і скважин і т.д. (рис. 3). Ігнорування впливу цих факторів може привести до передчасного руйнування структури ЭВВ, зміні відношення між окислювальною і горючою фазами і, як наслідок, – до втрати вибухових властивостей ЭВВ, переривання детонації, переходу до процесу дефлорації, погіршенню енергетичних властивостей, порушенню кисневого балансу, утворенню більшої кількості токсичних компонентів в продуктах детонації.

Як показує досвід застосування різних видів ЭВВ, зміна відношення між окислювальною і горючою фазами емульсії, внаслідок нестійкості в роботі дозаторів СЗМ призводить до утворення ЭВВ, які мають кисневий баланс, що відрізняється від оптимального. Відповідно погіршуються вибухові властивості ЭВВ і утворюються токсичні гази в продуктах детонації [7]. Також при зарядженні ЭВВ, які мають критичний діаметр детонації близький до діаметру скважини, можливо згасання детонації ЭВВ і виникнення дефлораторних процесів. Аналогічна ситуація виявляється при зарядженні з малою в'язкістю і низькою тиксотропністю емульсійних ВВ в скважини, пробурені в сильно тріщинуватих породах, – в цьому випадку ЭВВ в тріщинах вигорає з утворенням більшої кількості токсичних продуктів. Все це призводить до погіршенню параметрів вибуха і, відповідно, до погіршенню якості дроблення гірської маси.

При виготовленні і застосуванні ЭВВ марки ЕРА як з продуктами переробки ТРТ, так і без них, була проведена оцінка «експлуатаційних» факторів, впливаючих на безпеку їх застосування.

При виготовленні і застосуванні ЭВВ марки ЕРА як з продуктами переробки ТРТ, так і без них, була проведена оцінка «експлуатаційних» факторів, впливаючих на безпеку їх застосування.



Рис. 3. Эксплуатационные факторы, влияющие на безопасность применения емульсионных ВВ

Оценки подтверждают сохранение стабильности соотношений ингредиентов ЭВВ при механизированном изготовлении и зарядании скважин. Подтверждена стабильность структуры ЭВВ и соответствующие реологические характеристики емульсионных ВВ ЕРА, обеспечивающие сплошность колонки заряда в скважине. Все это позволяет в полной мере реализовать энергетический потенциал емульсионных ВВ ЕРА с удельным расходом на взрывание горной массы от 0,6 до 1,0 кг/м³ (в зависимости от крепости пород), при содержании токсичных газов в продуктах детонации, не превышающем 1%.

Список литературы

1. Устименко Е.Б. Опыт использования продуктов переработки ТРТ, извлекаемого гидромеханическим методом из корпусов ракетных двигателей, в соста-

вах промышленных водосодержащих ВВ / Е.Б. Устименко, Л.Н. Шиман, Л.И. Подкаменная, А.Л. Кириченко // Комплексная утилизация обычных видов боеприпасов: междунар. конф., 19-21 сент. 2007 г.: Тезисы докл. – Красноармейск, 2007. – С. 211-215.
 2. Шиман Л.Н. Наливные емульсионные взрывчатые вещества. 1. Специальные добавки высокоэнергетических компонентов в рецептуру ЭВВ / Л.Н. Шиман, Е.Б. Устименко, В.В. Соболев // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 9. – С. 51-55.
 3. Шиман Л.Н. Наливные емульсионные взрывчатые вещества. 2. Добавки в рецептуру ЭВВ продуктов глубокой переработки твердого ракетного топлива / Л.Н. Шиман, В.В. Соболев // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 10. – С. 43-45.
 4. Шиман Л.Н. Наливные емульсионные взрывчатые вещества. 3. Добавки в рецептуру ЭВВ твердого ракетного топлива и полимерных матриц наполнителя

1-3 ступеней ракет / Л.Н.Шиман, В.В.Соболев // Научный вестник НГУ. – 2008. – № 11. – С. 40-44.
 5. Шиман Л.Н. Наливные эмульсионные взрывчатые вещества. 5. ЭВВ "ЕРА" – продукция государственного предприятия "НПО "Павлоградский химический завод" / Л.Н. Шиман, Е.Б. Устименко, В.В. Соболев // Научный вестник НГУ. – 2009. – № 1. – С. 14-17.
 6. Шиман Л.Н. Эмульсионные взрывчатые вещества марки «ЕРА» / Л.Н. Шиман, Е.Б. Устименко, Л.И. Подкаменная, В.С. Леонов // Физика и техника высоко-

энергетической обработки материалов. – Д.: Арт-Пресс, 2007. – С. 47-50.

7. Шиман Л.Н. Наливные эмульсионные взрывчатые вещества. 4. Исследование параметров стабильности и безопасности / Л.Н. Шиман, В.В. Соболев // Научный вестник НГУ. – 2008. – № 12. – С. 15-18.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Соболевим 30.06.09

УДК [622.271.33+622.023.42].001.57

А.С. Ковров

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЯВЛЕНИЯ ПОТЕРИ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОДНЫХ УСТУПОВ НА ЭКВИВАЛЕНТНЫХ МАТЕРИАЛАХ

Виконано моделювання геомеханічних процесів зрушення гірничих порід, що складають породний уступ, на еквівалентних матеріалах. Визначено критичний кут нахилу укосу уступу, при якому виникають деформації породного масиву, та форма кривої скозвання.

Выполнено моделирование геомеханических процессов сдвижения горных пород, слагающих породный уступ, на эквивалентных материалах. Определены критический угол наклона откоса уступа, при котором возникают деформации породного массива, и форма кривой скольжения.

Modelling geomechanical processes of shifting the rocks composing a rock bench on equivalent materials is performed. A critical inclination corner for the high wall that causes rock massif deformations is defined. The form of the sliding curve is located.

Актуальность исследований. При оценке устойчивости бортов карьеров и отвалов большое значение уделяется определению их граничных параметров, при которых может произойти сползание части породного массива. Эти параметры зависят в основном от физико-механических свойств пород, их структуры, текстуры, наличия влаги, наличия пригрузки, а также геометрии исследуемого участка породного массива [1].

Прогнозирование граничных параметров обычно основывается на предположении о возможной форме линии (поверхности) скольжения. В одних случаях форма поверхности сдвижения задается аргіоті [2], в других – вытекает из решения задачи предельного равновесия [3].

Поскольку использование численных методов предполагает наличие некоторых упрощений, то представляет интерес проверка результатов компьютерного моделирования на моделях их эквивалентных материалов.

Целью данной работы является изучение геомеханических процессов в откосе уступа на эквивалентных материалах и определение в предельном состоянии формы поверхности, по которой происходит сдвижение призмы обрушения.

Подбор состава эквивалентной смеси и методика проведения эксперимента. Механические процессы в массиве горных пород в области пласти-

ческих деформаций во всем диапазоне напряжений от начальных до разрушающих без учета влияния времени будут подобны, если соблюдается следующее условие:

$$\frac{\varepsilon_{n,m}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_m} = \frac{\varepsilon_{n,n}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_n} \quad (1)$$

При этом $(\varepsilon_y + \varepsilon_n) = f(\sigma)$, где ε_n и ε_n – пластическая и упругая относительные деформации [4].

К эквивалентным материалам, имитирующим мягкие горные породы, предъявляются следующие требования:

1. Компоненты материала должны обеспечивать стабильность механических характеристик во времени при незначительных колебаниях температуры и влажности.

2. Компоненты материала должны обеспечивать различный характер деформации, аналогичный породам в натуре, а при изменении их количественного состава – изменение свойств в заданных пределах.

3. Простота и удобство изготовления.

4. Небольшая стоимость приготовления эквивалентных материалов.

В качестве инертного материала наиболее подходящим является песок. Его применение обеспечивает

небольшую стоимость и простоту изготовления эквивалентного материала. Кроме того, песок является негигроскопичным материалом, что способствует стабильности свойств эквивалентного материала.

К недостаткам этого компонента следует отнести большую зернистость, что искажает подобие при моделировании тонкодисперсных глинистых пород, а также небольшие колебания объемного веса, что затрудняет моделирование в пределах одной модели значительно различающихся по объемному весу пород.

Более жесткие требования предъявляются к связующему материалу. Прежде всего, он должен в течение длительного времени обеспечивать постоянство как объема, так и свойств эквивалентных материалов, т. е. должен содержать минимальное количество летучих. Все это предопределяет использование в качестве связующего компонента технических масел и смазок. Основным свойством технических масел и смазок, обуславливающим свойства эквивалентного материала, является их вязкость. Анализ технических масел и смазок по всем перечисленным выше требованиям показывает, что наиболее удовлетворительными являются трансформаторное и веретенное масла. Применение этих масел придает эквивалентному материалу хрупкое разрушение, свойственное суглинкам и четвертичным глинам [5].

Эксперименты по моделированию проводились в лабораторных условиях на кафедре строительства и геомеханики Национального горного университета. Для этих целей был специально изготовлен плоский стенд размерами 630×545 мм, который позволяет моделировать геомеханические процессы, имеющие место в уступах и бортах карьеров. Стенд в собранном виде представляет собой полый лоток, рабочее пространство которого образовано двумя стеклянными перегородками толщиной 6 мм. Перегородки прижимаются жестко струбцинами к ограничительной рамке U-образного профиля толщиной 50 мм (рис. 1). Таким образом, мощность слоя исследуемой загрузки ограничена размерами рамки стенда, расположенной между боковыми перегородками, и составляет 50 мм.

В качестве эквивалентного материала применялась смесь промытого речного песка, просеянного через сито с ячейками 0,5×0,5 мм. Используя рекомендации по моделированию геомеханических процессов в откосах, сложенных несвязными сыпучими породами [6], в качестве связующего компонента к исходной смеси добавляли веретенное масло (3% по объему). Это масло обычно применяется в качестве рабочей жидкости для гидросистем различных машин и механизмов, а также в качестве компонента смазок и для специальных целей. Преимуществом применения жидких смазок в эквивалентных материалах является обеспечение постоянства влажности смеси и подходящих для условий моделирования механических характеристик.

Для расчета прочностных характеристик типовое отношение объемных весов принимается равным $\gamma_M/\gamma_H = 0,7$ [4].

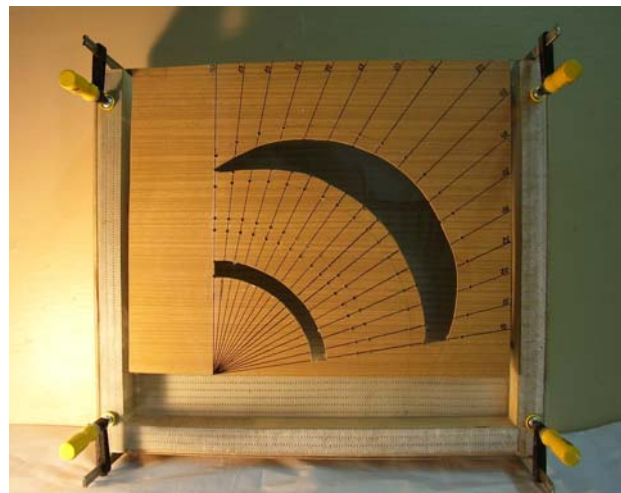


Рис. 1. Общий вид стенда для моделирования на эквивалентных материалах

Расчет прочностных характеристик материала, эквивалентного вмещающим горным породам, определялся по следующим формулам:

$$\sigma_{пч.сж} = (R_c)_M = \frac{l}{L} \times \frac{\gamma_M}{\gamma_H} \times (R_c)_H = \frac{1}{150} \times 0,7 \times 297 = 1,386 \text{ кг/см}^2; \quad (2)$$

$$\sigma_{пч.изг} = (R_p)_M = \frac{l}{L} \cdot \frac{\gamma_M}{\gamma_H} \cdot (R_p)_H = \frac{1}{150} \cdot 0,7 \cdot 135 = 0,63 \text{ кг/см}^2; \quad (3)$$

$$\gamma_M = 0,7\gamma_H; \quad \gamma_M = 0,5 \cdot 1,9 = 1,33 \text{ т/м}^3. \quad (4)$$

Учитывая удельные веса (песок – $d_1 = 2,54 \text{ г/см}^3$; веретенное масло $d_2 = 0,92 \text{ г/см}^3$) вышеуказанных компонентов, расчет состава смесей по весу в % производится по следующей формуле:

$$a_i' = \frac{a_i d_i}{\sum_{i=1}^n a_i d_i}. \quad (5)$$

Состав двухкомпонентной смеси эквивалентного материала приведен в табл. 1.

Таблица 1

Состав смеси эквивалентного материала

Компонент смеси	% по объему	% по весу	По весу, г
Песок, a_1	97,0	98,89	19911,1
Веретенное масло, a_2	3,0	1,11	406,3
Всего	100,0	100,0	20317,4

Учитывая только внутреннюю полость лотка с внешними размерами 630×545 мм и шириной ограничивающих ребер 40 мм, общий вес модели составит:

$$P = (l - 2n) \cdot (b - n) \cdot m \cdot \gamma_m \cdot k, \quad (6)$$

где P – вес модели, г; l – длина модели, см; b – ширина модели, см; n – толщина ограничивающих ребер; m – мощность слоя, см; γ_m – объемный вес материала, г/см³; k – коэффициент запаса на потери материала при изготовлении, который обычно берется равным от 1,10 до 1,15 [4], принимаем равным 1,10.

Порядок проведения испытаний по обрушению откоса следующий. Изначально стенд располагается в горизонтальном положении. В рабочую область лотка засыпается смесь из эквивалентного материала и аккуратно разравнивается металлическим шпателем размером 150×80 мм без уплотнения по уровню ограничивающей рамки. После выравнивания поверхности вырезается моделируемый профиль откоса, соответствующий натурным размерам моделируемого объекта в масштабе 1:150, и задаются углы по транспортиру с шагом делений в 1°.

После завершения формирования откоса на выровненную поверхность смеси наносилась коорди-

натная сетка для документирования механических изменений в откосе. Для этих целей в качестве трафарета использовался лист из жесткого картона с продольными прорезями размером в 3 мм и шагом 20 мм. Трафарет перед каждым экспериментом располагался на поверхности сформированной модели, и на него наносились последовательно горизонтальные, а затем и вертикальные линии сетки с помощью краски-аэрозоля белого цвета. В течение 10 минут краска высыхала, лоток накрывался лицевой стенкой из стекла, прижимался струбцинами к ограничивающей рамке, и модель медленно поднималась в вертикальное положение. При этом происходил процесс деформации массива и сдвигение призмы обрушения, что можно было визуально наблюдать и фиксировать с помощью фотоаппарата. Перед каждым экспериментом эквивалентный материал подвергали тщательному перемешиванию металлическим шпателем и вновь засыпали в лоток стенда.

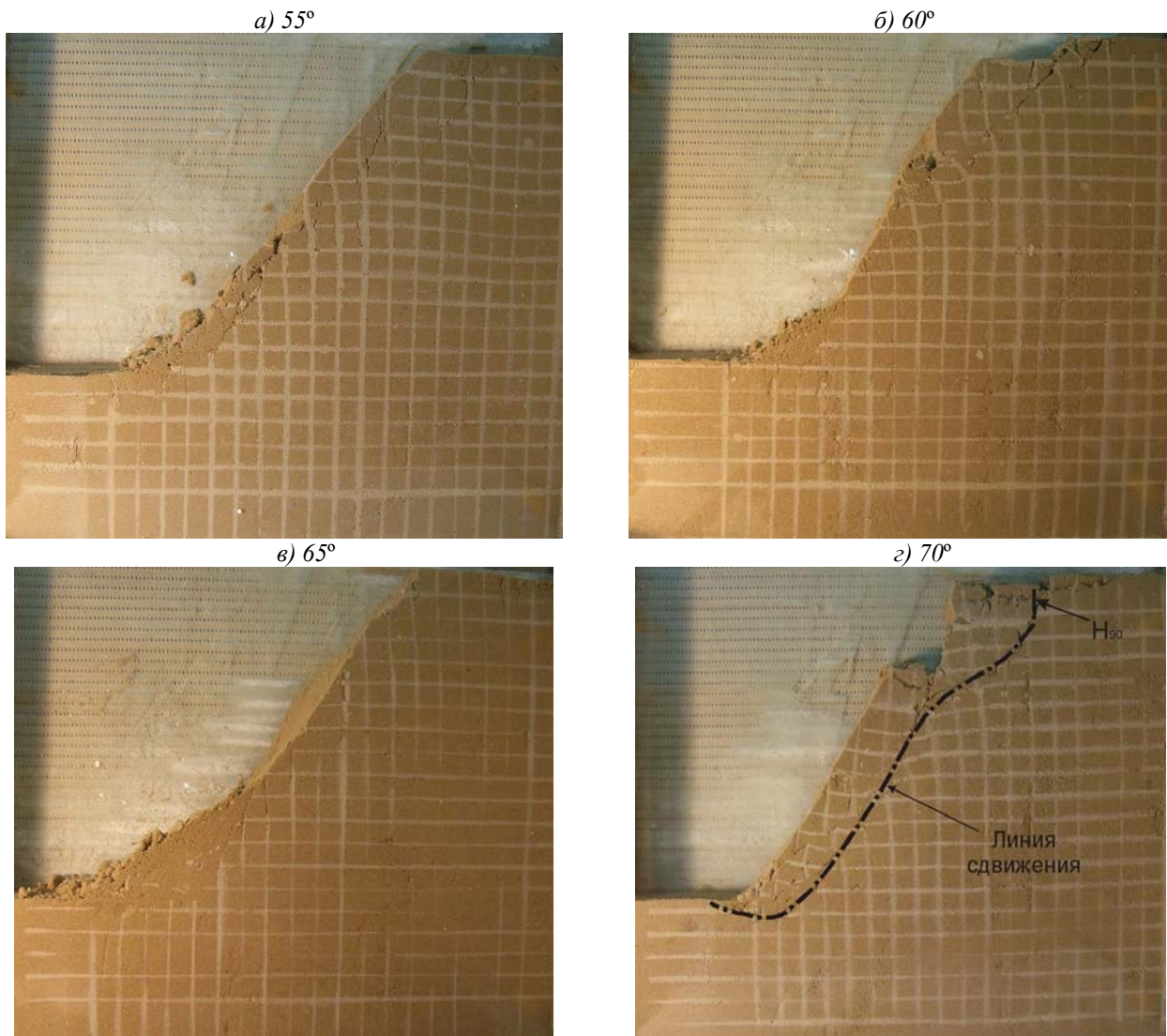


Рис. 2. Результаты моделирования устойчивости породного уступа

Для моделирования устойчивости уступа в лотке стенда формировался откос из эквивалентного материала с различными углами наклона в диапазоне от 40 до 90° с шагом 5° без вертикальной подрезки. Задача заключалась в изучении устойчивости уступа при различных углах откоса без вертикальной подрезки, чтобы выявить условия критического состояния массива, когда силы, удерживающие откос, находятся в равновесии по отношению к сдвигающим силам.

Как известно, в плоских моделях возможны погрешности, возникающие за счет сил трения смеси о боковые грани, в результате чего возникает дополнительное сопротивление силам, стремящимся сдвинуть откос. Для уменьшения сил трения на границе взаимодействия эквивалентного материала со стеклом перед засыпкой стенда рабочие поверхности стеклянных перегородок протирались порошком из талька.

Интерпретация результатов исследований. На рис. 2 показаны ключевые этапы моделирования устойчивости породного уступа без вертикальной подрезки откоса, продемонстрированные на плоском стенде с использованием эквивалентных материалов.

Выявлено, что при угле откоса до 50° в структуре откоса не происходит существенных нарушений сплошности материала, однако по линиям координатной сетки наблюдались незначительные деформации массива в виде искривленных линий, как на уровне верхней площадки, так и в нижней ее части на уровне подошвы. Это свидетельствует о начинающемся процессе деформации массива, но в целом устойчивость откоса сохраняется.

При 55° возникают существенные нарушения целостности массива, что проявляется в виде осыпей, когда отдельные частицы и куски материала отрываются от поверхности откоса и скатываются к подошве уступа. При этом имеет место расчленение поверхности откоса мелкими вертикальными трещинами.

При ступенчатом увеличении угла наклона откоса до 60-70° возникают глубокие вертикальные трещины с внутренними деформациями массива, что вызывает постепенное смещение призмы обрушения по круглоцилиндрической поверхности. Следует отметить, что при увеличении угла откоса имеют место множественные деформации, затрагивающие более глубокие слои модели. На рис. 2, з видно, что в верхней части уступа сформировалась вертикальная трещина, соответствующая появлению обнажения H_{90} . В кровле заметен также ряд вертикальных трещин, одна из которых показывает вероятную поверхность смещения массива.

При 70° происходит полная потеря устойчивости откоса и обрушение уступа с четко выраженной вертикальной линией отрыва. Сама линия скольжения имеет выгнуто-выпуклую форму. Процесс сдвижения затрагивает часть пород в основании уступа. Выход линии скольжения имеет место на горизонтальной

плоскости на некотором расстоянии от нижней кромки уступа.

Выводы

Использование метода моделирования на эквивалентных материалах позволило проанализировать геомеханические процессы, происходящие при сдвиге массива пород, слагающих породный уступ, и установить закономерности нарушения его устойчивости.

Выявлено, что процессы деформации в массиве при заданных параметрах моделирования начинают проявляться визуально при достижении угла откоса $\alpha = 55^\circ$.

Полное обрушение происходит при угле откоса $\alpha = 70^\circ$.

Поверхность скольжения, полученная в масштабе моделирования на эквивалентных материалах, имеет сложный двояковыпуклый профиль. Форма полученной линии сдвижения близка к аналогичной изолинии, рассчитанной с помощью метода конечных элементов. Таким образом, результаты компьютерного моделирования достаточно хорошо согласуются с натурными наблюдениями и результатами моделирования на эквивалентных материалах, что подтверждает высокую эффективность этих методов для изучения предельного состояния породных массивов при ведении открытых горных работ.

Список литературы

1. Предельная устойчивость подрабатываемых породных уступов / Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Хозяйкина Н.В., Полищук С.З. // Матер. міжнар. конф. «Форум гірників – 2005». Т. 4. – Д.: Національний гірничий університет. – 2005. – С. 241-245.
2. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород: Учебник для вузов. – К.: Новий друк, 2004. – 400 с.
3. Соловьев Ю.М. Устойчивость откосов из гипотетического грунта // Тр. НИИЖТ, т. XXVIII. – Новосибирск, 1962. – С. 34-38.
4. Изучение проявлений горного давления на моделях / Кузнецов Г.Н., Будько М.Н., Филиппова А.А. и др. – М.: Углетехиздат, 1959. – 289 с.
5. Насонов И.Д., Ресин В.И. Моделирование физических процессов в горном деле. – М.: Изд-во Академии горных наук, 1999. – 343 с.
6. Шапарь А.Г. Механика горных пород и устойчивость бортов карьеров. – К.: Вища школа, 1973. – 120 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.О. Сдвижковою 31.08.09

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОЦЕНКИ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ АРМИРОВАННОГО АНКЕРАМИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВОКРУГ ВЫРАБОТКИ

На підставі експериментально встановленого автором механізму деформування та руйнування породного масиву, армованого анкерними породноармуючими системами, запропонована математична модель до розрахунку параметрів анкерного кріплення з урахуванням його ролі у механізмі підтримання виробки.

На основании экспериментально установленного автором механизма деформирования и разрушения породного массива, армированного анкерными породоармирующими системами, предложена математическая модель для расчета параметров анкерной крепи с учетом ее роли в механизме поддержания выработки.

In article, on the basis of mechanism experimentally installed by author deformation and destructions of the rocky massif, reinforce roof bolting rock-forming systems, the mathematical model for calculation of parameters roof bolting with allowance for its role in the mechanism of support of mining is offered.

Изменение характера и интенсивности деформационных процессов в окружающих выработку породах, на больших глубинах, стало причиной того, что многие известные способы поддержания, технологические и технические решения исчерпали свои возможности в части обеспечения устойчивости выработок.

Одним из перспективных направлений обеспечения устойчивости выработок на больших глубинах является применение анкерных породоармирующих систем (АПАС), что позволяет снизить затраты на поддержание за счет максимального использования несущей способности породного массива. Протяженность выработок, закрепленных анкерной крепью, на шахтах Украины в настоящее время составляет не более 70 км. На наш взгляд, основной причиной, препятствующей широкому внедрению анкерной крепи на шахтах, является недостаточное понимание ее роли в процессе поддержания выработки и, как следствие, отсутствие четких критериев, ограничивающих область применения этого вида крепи как самостоятельной конструкции и регламентирующих ее использование в комбинации с другими видами крепи.

С целью установления механизма деформирования породного массива, армированного АПАС, были проведены шахтные исследования. Было установлено, что деформирование пород в глубине массива носит следующий характер. Заанкеренная область пород практически не разрушается, при этом наибольшие смещения породного обнажения в кровле выработки наблюдаются посередине пролета (происходит плавный прогиб пород кровли, скрепленных анкерами), а вблизи стенок образуются пластические шарниры, что характерно для условий жесткого защемления пород кровли. Нагружение армопородной конструкции происходит за счет разрушения (дилатансии) пород за ее пределами, в глубине массива.

Установленный механизм деформирования и разрушения пород кровли, скрепленных анкерами, позволил сформулировать теоретическую задачу о расчете параметров анкерной крепи, с учетом ее роли в механизме поддержания выработки и обосновать расчетную схему к ней.

Горизонтальная горная выработка прямоугольного сечения, шириной L , в кровле которой залегают слоистые горные породы, закреплена анкерами. Глубина анкерования H . Расстояния между анкерами в ряду – t , а между рядами анкеров – t_1 . Задача сводилась к определению напряжений в заармированной толще и ее максимального прогиба, с учетом принятой схемы пространственного расположения анкеров и параметров анкерования. Нагрузка на заармированную толщу пород принималась как равномерно распределенная: от разрушения пород за ее пределами, в глубине массива и собственного веса. Рассмотрим армированную анкерами часть горного массива, состоящего из нескольких слоев пород, в виде прямоугольной в плане толстой слоистой пластины (плиты – отношение толщины к ширине и ширины к длине превышает 0,1) под действием равномерно распределенной нагрузки, два противоположных края которой жестко закреплены, два других – свободные (рис. 1).

Пусть координаты x , y , z расположены в срединной (нейтральной) поверхности и в нижнем левом углу закрепленного края пластины; L , B , H – соответственно длина, ширина и высота пластины; Δ – расстояние от нижней поверхности пластины до нейтральной поверхности. Рассмотрим четыре способа армирования анкерами: вертикальное расположение, расположение под углом, двойное и диагональное расположение под углом (рис. 2).

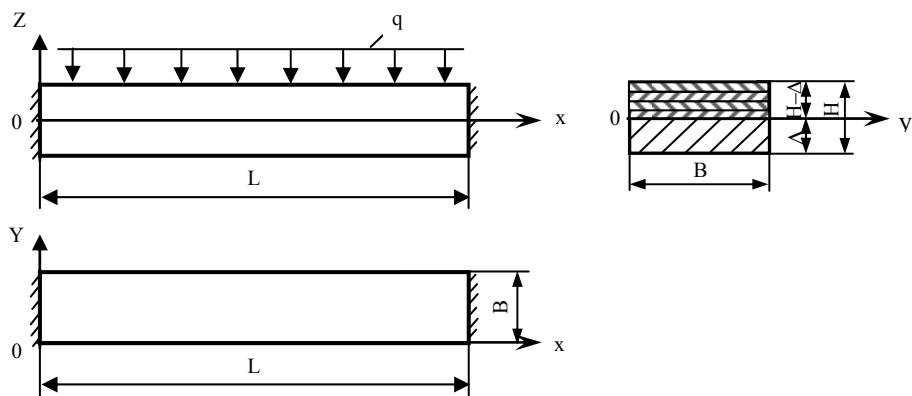


Рис. 1. Расчетная схема армированной части горного массива в кровле

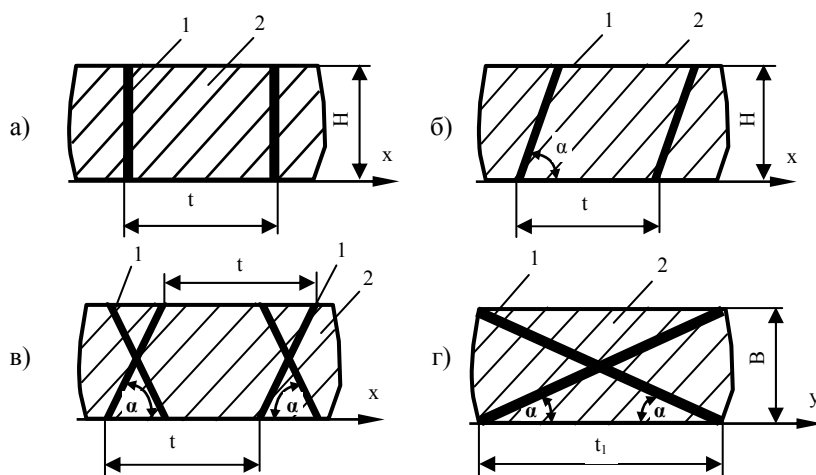


Рис. 2. Способы армирования анкерами: а – вертикальная; б – под углом; в – двойное расположение под углом; г – диагональное расположение под углом; 1 – анкера; 2 – порода; t – расстояние между осями диаметров анкеров в направлении x

Пусть в направлении y будет такое же расположение анкеров, но на расстоянии t_1 . Наиболее близкой к данной постановке задачи является работа [1], в которой в качестве расчетной схемы кровли горных пород рассматривается толстая пластина (плита) прямоугольной в плане формы с трансверсально-изотропными слоями, под действием равномерно распределенной нагрузки, два смежных края которой жестко закреплены, два других свободно опертые или свободные. Однако расчетная схема, принятая в этой работе, существенно отличается от рассматриваемой, т.к. в данном случае слои горных пород армированы анкерами, причем два края пластины заземлены, два других – свободные, что требует учета приведенной ее жесткости и нахождения решения, удовлетворяющего таким сложным граничным условиям. Следовательно, задача о напряженном состоянии массива горных пород в такой постановке ранее не решалась.

Пусть

$$u_x = u_x(x, y, z), v_y = v_y(x, y, z), w_z = w_z(x, y, z) -$$

проекции вектора полного перемещения на направления касательных к координатным линиям $x, y, z, \sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ – нормальные напряжения, подстрочные индексы которых показывают направление внешней нормали к этой площадке, к которой данные напряжения относятся; $\sigma_{xy} = \sigma_{yx}, \tau_{xz} = \tau_{zx}, \tau_{yz} = \tau_{zy}$ – касательные напряжения, первые подстрочные индексы которых показывают направления внешней нормали к той площадке, к которой приложено данное напряжение, а вторые индексы – направление, в котором действует данное касательное напряжение.

Все напряжения, как нормальные, так и касательные, считаются положительными, если они, будучи приложенными к площадкам с положительными внешними нормальными, действуют по направлению соответствующих положительных внешних нормалей.

Деформированное состояние сплошного трёхмерного тела в окрестности любой точки характеризуется шестью составляющими деформации. Из этих составляющих три, которые

обозначаются через $\varepsilon_x, \varepsilon_y, \varepsilon_z$, представляют соответственно относительные деформации удлинения по трём взаимно перпендикулярным направлениям x, y, z , а остальные три – через $\varepsilon_{xy}, \varepsilon_{xz}, \varepsilon_{yz}$ – соответственно деформации сдвига, происходящие в трёх взаимно перпендикулярных плоскостях, являющихся касательными плоскостями в точке к трём взаимно перпендикулярным координатным поверхностям $z = const, x = const, y = const$.

Предположим [2]:

– расстояние по нормали (z) между двумя точками пластины до и после деформации остаются неизменными;

– нормальными напряжениями σ_z на площадках, параллельных срединной плоскости, можно пренебречь по сравнению с прочими напряжениями;

– при определении деформаций ε_{xy} и ε_{yz} считаем, что касательные напряжения τ_{xz} и τ_{yz} не отличаются от соответствующих напряжений, найденных при наличии гипотезы недеформируемых нормалей, то есть от соответствующих напряжений теории изгиба трансверсально-изотропных пластин;

– все слои работают совместно без скольжения, и в каждой точке слоя имеется лишь одна плоскость упругой симметрии, параллельная срединной поверхности пластины.

Обозначим через u, v и w перемещения точек срединной плоскости в направлении соответственно x, y и z .

Для решения задачи используем приём, состоящий в представлении полного прогиба в виде суммы двух составляющих – за счёт изгиба w_0 и сдвига w_1 [3]:

$$w = w_0 + w_1.$$

Физически такое представление прогиба w соответствует деформированию в два этапа. В первом – деформации происходят как для обычной пластины без учёта влияния сдвига на напряжения изгиба. Второй этап состоит в учёте дополнительной деформации за счёт сдвига. Отсюда следует, что специфической особенностью расчёта массива горных пород является учёт влияния сдвига на величину изгибающих моментов и энергии сдвига от поперечных сил.

Деформации в любой точке i -го слоя пластины в предположении гипотезы прямых нормалей имеют вид [2]:

$$\varepsilon_x^i = \varepsilon_1 + z\chi_1, \quad \varepsilon_y^i = \varepsilon_2 + z\chi_2;$$

$$\varepsilon_{xy}^i = \varepsilon_{12} + 2z\tau. \quad (1)$$

Деформации срединной поверхности

$$\begin{aligned} \varepsilon_1 &= (u')_x, \quad \varepsilon_2 = (v')_y; \\ \varepsilon_{21} &= (u')_y + (v')_x. \end{aligned} \quad (2)$$

В выражении (2) и ниже приняты краткие обозначения в частных производных.

Параметры изменения кривизны в пределах точности технической теории [3, 4]

$$\begin{aligned} \chi_1 &= -(w''_{0xx} + w''_{1xx}); \\ \chi_2 &= -(w''_{0yy} + w''_{1yy}); \\ \tau &= -(w''_{0xy} + w''_{1xy}). \end{aligned} \quad (3)$$

где $w''_{1xx}, w''_{1yy}, w''_{1xy}$ – дополнительные слагаемые, учитывающие влияние поперечных (перерезывающих) сил.

Закон Гука для i -го слоя пластины запишется [2]

$$\begin{aligned} \varepsilon_x^i &= \frac{1}{E_{xp}^i} \sigma_x^i - \frac{\nu_{yp}^i}{E_{yp}^i} \sigma_y^i; \\ \varepsilon_y^i &= \frac{1}{E_{yp}^i} \sigma_y^i - \frac{\nu_{xp}^i}{E_{xp}^i} \sigma_x^i; \\ \varepsilon_{xy}^i &= \frac{1}{G_{xyp}^i} \sigma_{xy}^i. \end{aligned} \quad (4)$$

где $E_{xp}^i, E_{yp}^i, \nu_{xp}^i, \nu_{yp}^i$ – приведенные модули нормальной упругости, Па и коэффициенты Пуассона, соответственно; G_{xyp}^i – приведенный модуль сдвига в плоскости пластины, Па.

Решая систему уравнений (4) относительно компонент тензора напряжений и учитывая соотношения (1), получим

$$\begin{aligned} \sigma_x^i &= B_{11}^i \varepsilon_1 + B_{12}^i \varepsilon_2 + z(B_{11}^i \chi_1 + B_{12}^i \chi_2); \\ \sigma_y^i &= B_{12}^i \varepsilon_1 + B_{22}^i \varepsilon_2 + z(B_{12}^i \chi_1 + B_{22}^i \chi_2); \\ \sigma_{xy}^i &= B_{12}^i \varepsilon_{12} + 2zB_{12}^{*i} \tau, \end{aligned} \quad (5)$$

где упругие постоянные материала слоёв пластины имеют вид

$$\begin{aligned} B_{11}^i &= E_{xp}^i \Delta_1^{-1}, \quad B_{12}^i = \nu_{yp}^i E_{xp}^i \Delta_1^{-1}; \quad B_{22}^i = E_{yp}^i \Delta_1^{-1}; \\ B_{12}^{*i} &= G_{12}^{*i}, \quad \Delta_1 = 1 - \nu_{xp}^i \nu_{yp}^i. \end{aligned} \quad (6)$$

Интегрируя (5) по толщине каждого слоя и суммируя выражения по числу слоёв, получим выражение для внутренних усилий в срединной поверхности

$$\begin{aligned} T_1 &= C_{11}\varepsilon_1 + C_{12}\varepsilon_2; \\ T_2 &= C_{12}\varepsilon_1 + C_{22}\varepsilon_2; \\ T_{12} &= C_{12}^*\varepsilon_{12}. \end{aligned} \quad (7)$$

Умножая (3) на z и соответственно интегрируя, получим выражения для изгибающих и крутящего моментов

$$\begin{aligned} M_1 &= D_{11}\chi_1 + D_{12}\chi_2; \\ M_2 &= D_{12}\chi_1 + D_{22}\chi_2; \\ M_{12} &= 2D_{12}^*\tau. \end{aligned} \quad (8)$$

Решая соотношения (5) относительно компонент деформаций, имеем

$$\begin{aligned} \varepsilon_1 &= A_{11}T_1 + A_{12}T_2; \\ \varepsilon_2 &= A_{12}T_1 + A_{22}T_2; \\ \varepsilon_{12} &= A_{12}^*T_{12}. \end{aligned} \quad (9)$$

В соотношениях (7) – (9) введены следующие обозначения для жёсткостей на растяжение (сжатие), сдвиг и изгиб (рис. 3) [2]:

$$\begin{aligned} C_{jk} &= \sum_{i=1}^{t+s} B_{jk}^i (\delta_i - \delta_{i-1}); \quad (10) \\ D_{jk} &= \frac{1}{3} \sum_{i=1}^{t+s} B_{jk}^i [(\delta_i^3 - \delta_{i-1}^3) - \\ &\quad - 3\Delta(\delta_i^2 - \delta_{i-1}^2) + 3\Delta^2(\delta_i - \delta_{i-1})], \end{aligned} \quad (11)$$

C_{12}^*, D_{12}^* – получены из (6), (7) заменой B_{jk} на B_{12}^* .

Здесь $(t+s)$ – число всех слоёв пластины; m – число слоёв ниже координатной поверхности; n – число остальных слоёв. Если координатная поверхность пластины расположена внутри какого-либо слоя, то под n подразумевается число слоёв выше координатной поверхности плюс один, а если она совпадает с какой-либо поверхностью контакта, то n – число слоёв выше координатной поверхности.

В выражениях (10), (11) δ_{i-1} – расстояние по нормали от предыдущей до последующей поверхности слоя пластины:

$$\begin{aligned} A_{11} &= C_{22}\Delta_{12}^{-1}; \quad A_{22} = C_{11}\Delta_{12}^{-1}; \\ A_{12} &= -C_{12}\Delta_{12}^{-1}; \\ A_{12}^* &= C_{12}^{*-1}, \quad \Delta_{22} = C_{11}C_{22} - C_{12}^2. \end{aligned}$$

В силу принятой гипотезы о недеформируемости нормали пластины, поперечные силы и напряжения имеют вид

$$\begin{aligned} Q_{xz} &= G_{xzп} H(w_1)'_x = C_{13}(w_1)'_x; \\ Q_{yz} &= G_{yzп} H(w_1)'_y = C_{23}(w_1)'_y; \end{aligned} \quad (12)$$

$$\tau_{xz} = G_{xzп} (w_1)'_x; \quad \tau_{yz} = G_{yzп} (w_1)'_y,$$

где $G_{xzп}$, $G_{yzп}$ – приведенные модули сдвига в плоскостях xoz и $yoз$ соответственно, Па.

Потенциальная энергия элементарной площадки пластины от поперечных сил

$$\begin{aligned} \frac{1}{2} Q_{xz} (w_1)'_x dx dy &= \frac{1}{2} \frac{Q_{xz}^2}{C_{13}} dx dy; \\ \frac{1}{2} Q_{yz} (w_1)'_y dx dy &= \frac{1}{2} \frac{Q_{yz}^2}{C_{23}} dx dy. \end{aligned} \quad (13)$$

В соответствии с принципом возможных перемещений [5] вариация полной энергии деформированной пластины равна нулю в состоянии равновесия

$$\delta \mathcal{E} = \delta \Pi + \delta V,$$

где $\delta \Pi, \delta V$ – вариация потенциальной энергии пластины и потенциала внешних сил соответственно.

Вариация потенциальной энергии внешних сил запишется в виде

$$\delta V = -\delta \iint q w_0 ds, \quad (14)$$

где q – нагрузка от собственной массы пластины и пород, разрушающихся в массиве на удалении от нее.

Интегралы в выражении (14) и ниже вычисляются в пределах

$$\begin{aligned} 0 \leq x \leq L; \quad 0 \leq y \leq B; \\ ds = dx dy. \end{aligned}$$

Вариация потенциальной энергии пластины может быть представлена как сумма вариаций энергии деформаций срединной поверхности $\delta \Pi_c$, деформаций изгиба $\delta \Pi_n$ и деформаций сдвига $\delta \Pi_n$

$$\delta \Pi = \delta \Pi_c + \delta \Pi_n + \delta \Pi_n,$$

где

$$\delta \Pi_c = \iint (T_1 \delta \varepsilon_1 + T_2 \delta \varepsilon_2 + T_{12} \varepsilon_{12}) ds; \quad (15)$$

$$\delta \Pi_n = \iint (M_x \delta \chi_1 + M_y \delta \chi_2 + 2M_{xy} \tau) ds; \quad (16)$$

$$\delta \Pi_n = \iint (Q_{xz} \delta \varepsilon_{xz} + Q_{yz} \varepsilon_{yz}) ds, \quad (17)$$

$\varepsilon_{xz}, \varepsilon_{yz}$ – деформации сдвига в плоскостях xoz и $yoз$ соответственно.

В связи с отсутствием внешней нагрузки, действующей в плоскости xoy пластины, энергия деформаций ее срединной поверхности $\delta \Pi_c$ (15) равна нулю.

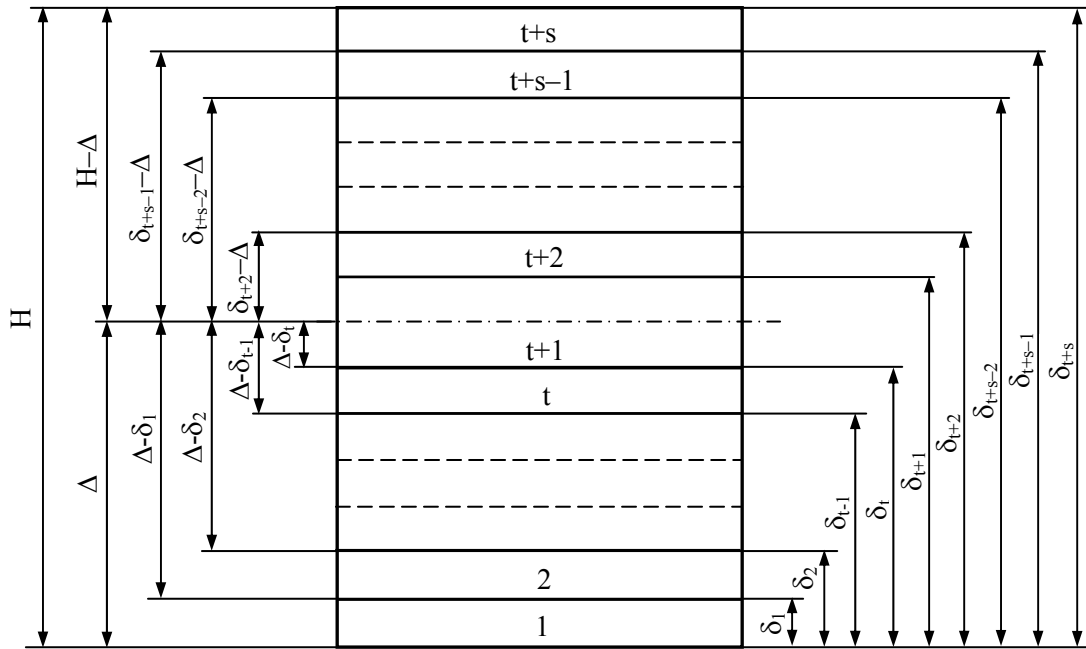


Рис. 3. Схема сечения массива горных пород для определения его жесткостных параметров

Преобразуем подинтегральное выражение (15), используя соотношения (8)

$$\delta \Pi_n = \frac{1}{2} \delta \iint (D_{11} \chi_x^2 + 2D_{12} \chi_x \chi_y + D_{22} \chi_y^2 + 4D_{12}^* \tau) ds. \quad (18)$$

Учитывая соотношения (13), (14), (17), (18) и заменяя изменения кривизны функциями прогибов w, w_1 по формулам (3), для вариации полной энергии пластины, получим

$$\delta \mathcal{E} = \delta \iint \left[\frac{1}{2} L_a(w) + \frac{1}{2} L(w_1) - q w_0 \right] ds = 0. \quad (19)$$

Здесь введены следующие обозначения

$$\begin{aligned} D_{jk} &= a_{jk}, \quad 2D_{12}^* = a_{12}^*; \\ L_a(w) &= a_{11} (w''_{xx})^2 + 2a_{12} (w''_{xx})(w''_{yy}) + \\ &+ a_{22} (w''_{yy})^2 + 2a_{12}^* (w''_{xy})^2; \\ L(w) &= C_{13} (w'_x)^2 + C_{23} (w'_y)^2. \end{aligned} \quad (20)$$

Для определения перемещений, деформаций, усилий, моментов и напряжений, возникающих в пластине под действием нагрузки, необходимо знать жесткостные ее параметры, которые зависят от приведенных модулей упругости, сдвига и коэффициентов Пуассона (4), (6), (12).

В зависимости от схемы армирования анкерами (см. рис. 2), равномерно распределяя жесткости анкеров и пород по площади сечения пластины, получим следующие выражения:

– для вертикального расположения анкеров (см. рис. 2, а)

$$E_{xn}^i = \frac{E_a d_a + (t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^k E_n^i / \kappa}{t};$$

$$E_{yn}^i = \frac{E_a d_a + (t_1 - d_a) \cdot \sum_{i=1}^k E_n^i / \kappa}{t_1};$$

$$G_{xzn}^i = \frac{G_a d_a + (t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^k G_n^i / \kappa}{t};$$

$$G_{yzn}^i = \frac{t_1}{\frac{d_a}{G_a} + \frac{t_1 - d_a}{\sum_{i=1}^k G_n^i / \kappa}}, \quad G_{12}^{*i} = G_n^i;$$

$$v_{xn}^i = \frac{v_a d_a + (t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^k v_n^i / \kappa}{t};$$

$$v_{yn}^i = \frac{v_a d_a + (t_1 - d_a) \cdot \sum_{i=1}^k v_n^i / \kappa}{t_1};$$

$$G_a = \frac{E_a}{2(1 - v_a)^2};$$

$$G_n^i = \frac{E_n^i}{2(1 - v_n^i)^2},$$

где E_a, E_n^i – модули нормальной упругости материала анкера и слоёв породы, Па; d_a – диаметр анкера, м; t_1 – расстояние между осями анкеров в поперечном направлении (в направлении n), м; G_a, G_n^i – модули сдвига материала анкера и слоёв породы, Па; ν_a, ν_n^i – коэффициенты Пуассона материала анкера и слоёв породы; κ – количество слоев горных пород; – для расположения анкеров под углом α (см. рис. 2, б)

$$E_{xn}^i = \frac{E_a d_a \sin \alpha + (t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} E_n^i / \kappa}{t};$$

$$E_{yn}^i = \frac{E_a d_a \sin \alpha + (t_1 - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} E_n^i / \kappa}{t_1};$$

$$G_{xzn}^i = \frac{G_a d_a \sin \alpha + (t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} G_n^i / \kappa}{t};$$

$$G_{yzn}^i = \frac{t_1}{\frac{d_a \sin \alpha}{G_a} + \frac{t_1 - d_a}{\sum_{i=1}^{\kappa} G_n^i / \kappa}}; \quad G_{12}^{*i} = G_n^i;$$

$$\nu_{xn}^i = \frac{\nu_a d_a \sin \alpha + (t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} \nu_n^i / \kappa}{t};$$

$$\nu_{yn}^i = \frac{\nu_a d_a \sin \alpha + (t_1 - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} \nu_n^i / \kappa}{t_1}.$$

– Для двойного расположения анкеров под углом α (см. рис. 2, в)

$$E_{xn}^i = \frac{2E_a d_a \sin \alpha + (t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} E_n^i / \kappa}{t};$$

$$E_{yn}^i = \frac{2E_a d_a \sin \alpha + (t_1 - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} E_n^i / \kappa}{t_1};$$

$$G_{xzn}^i = \frac{2G_a d_a \sin \alpha + (t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} G_n^i / \kappa}{t};$$

$$G_{yzn}^i = \frac{2t_1}{\frac{d_a \sin \alpha}{G_a} + \frac{t_1 - d_a}{\sum_{i=1}^{\kappa} G_n^i / \kappa}};$$

$$\nu_{xn}^i = \frac{2\nu_a d_a \sin \alpha + (t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} \nu_n^i / \kappa}{t};$$

$$\nu_{yn}^i = \frac{t_1}{\frac{2d_a \sin \alpha}{\nu_a} + \frac{t_1 - d_a}{\sum_{i=1}^{\kappa} \nu_n^i / \kappa}}.$$

– При диагональном расположении анкеров (см. рис. 2, з)

$$E_{xn}^i = \frac{2E_a d_a \sin \alpha + (2t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} E_n^i / \kappa}{t};$$

$$E_{yn}^i = \frac{2E_a d_a \sin \alpha + (2t_1 - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} E_n^i / \kappa}{t_1};$$

$$G_{xzn}^i = \frac{2G_a d_a \sin \alpha + (2t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} G_n^i / \kappa}{t};$$

$$G_{yzn}^i = \frac{t_1}{\frac{2d_a \sin \alpha}{G_a} + \frac{2t_1 - d_a}{\sum_{i=1}^{\kappa} G_n^i / \kappa}};$$

$$\nu_{xn}^i = \frac{2\nu_a d_a \sin \alpha + (2t - d_a) \cdot \sum_{i=1}^{\kappa} \nu_n^i / \kappa}{t};$$

$$\nu_{yn}^i = \frac{t_1}{\frac{2d_a \sin \alpha}{\nu_a} + \frac{2t_1 - d_a}{\sum_{i=1}^{\kappa} \nu_n^i / \kappa}}.$$

Искомые функции представим в виде

$$w_0(x, y) = \sum_{j=1}^n a_j f_j(x) g_j(y);$$

$$w_1(x, y) = \sum_{j=1}^n c_j \ell_j(x) u_j(y), \quad (21)$$

где a_j, c_j – неопределенные параметры; $f_j \dots u_j$ – заданные координатные функции.

Подставляя выражения (21) в (19) и приравнявая нулю производные по параметрам от интеграла по срединной поверхности, придём к системе линейных алгебраических уравнений относительно a_j, c_j .

Вводя безразмерные величины и константы по формулам

$$x = L\bar{x}, \quad y = B\bar{y}, \quad w_0 = L\bar{w}_0;$$

$$w_1 = L\bar{w}_1, \quad k_1 = \frac{L}{B};$$

$$d_{12} = \frac{D_{12}}{D_{11}}, \quad d_{22} = \frac{D_{22}}{D_{11}};$$

$$d_{12}^* = \frac{D_{12}^*}{D_{11}}, \quad r_0 = \frac{2qL^3}{D_{11}};$$

$$g_{11} = \frac{G_{xzn}^i HL^2}{D_{11}};$$

$$g_{22} = \frac{G_{yzn}^i HL^2}{D_{11}},$$

опуская в дальнейшем черту в обозначениях безразмерных величин, эта система примет вид

$$\sum_{j=1}^n a_j \iint \sum_{r=1}^5 F_r G_r ds + \sum_{j=1}^m c_j \iint \sum_{r=1}^5 F_r S_r ds =$$

$$= r_0 \iint f_i g_i ds; \tag{22}$$

$$\sum_{j=1}^n a_j \iint \sum_{r=1}^5 K_r G_r ds + \sum_{j=1}^m c_j \iint \sum_{r=1}^7 K_r S_r ds = 0.$$

Здесь введены следующие обозначения

$$F_1 = f_i'' f_j'', \quad F_2 = f_i'' f_j';$$

$$F_3 = f_i' f_j'', \quad F_4 = f_i' f_j';$$

$$F_5 = f_i' f_j';$$

$$G_1 = g_i g_j; \quad G_2 = d_{12} k_1 g_i g_j';$$

$$G_3 = d_{22} k_1^2 g_i'' g_j'';$$

$$G_4 = d_{12} k_1^4 g_i'' g_j'';$$

$$G_5 = 4k_1^2 d_{12}^* g_i' g_j';$$

$$K_6 = \ell_i' \ell_j', \quad K_7 = \ell_i \ell_j';$$

$$S_6 = g_{11} u_i u_j;$$

$$S_7 = g_{22} k^2 u_i' u_j'.$$

Выражения для функций K_r и S_r при $r = 5$ получены из F_r и G_r заменой в них на ℓ_j и g_j на u_j .

Интегралы в уравнении (22) вычисляются в пределах $0 \leq x \leq 1, 0 \leq y \leq 1$.

Подставляя выражения (3), (12), (21) в (5) для i -го слоя пластины, получим выражения для напряжений:

$$\sigma_x^i = -\frac{z}{L} \left[\sum_{j=1}^n a_j (B_{11}^i f_j'' g_j + k_1^2 B_{12}^i f_j g_j'') + \sum_{j=1}^m c_j (B_{11}^i \ell_j'' u_j + k_1^2 B_{12}^i \ell_j u_j'') \right];$$

$$\sigma_y^i = -\frac{z}{L} \left[\sum_{j=1}^n a_j (B_{12}^i f_j'' g_j + k_1^2 B_{22}^i f_j g_j'') + \sum_{j=1}^m c_j (B_{12}^i \ell_j'' u_j + k_1^2 B_{22}^i \ell_j u_j'') \right];$$

$$\sigma_{xy}^i = -\frac{2k_j z}{L} B_{12}^{*i} \left(\sum_{j=1}^m a_j f_j' g_j' + \sum_{j=1}^m c_j \ell_j' u_j' \right);$$

$$\tau_{xz}^i = G_{xzn}^i \sum_{j=1}^n c_j \ell_j' u_j';$$

$$\tau_{yz}^i = k_1 G_{yzn}^i \sum_{j=1}^m c_j \ell_j u_j'.$$

Координата z меняется в пределах от нейтральной оси до нижней и верхней поверхностей пластины, причём ее положение зависит в каждом конкретном случае от чётного или нечётного количества слоёв пород и жесткостей на изгиб.

Исходя из принятых условий крепления пластины, согласно методу Ритца [6], в качестве координатных функций приняты степенные полиномы, удовлетворяющие геометрическим (существенным) граничным условиям, коэффициенты которых приведены в табл. 1-3.

Таблица 1

Коэффициенты полиномов f_i для условий защемленный – защемленный край

f_i	x^2	x^3	x^4	x^5	x^6	x^7	x^8
f_1	1	-2	1				
f_2	-1	4	-5	2			
f_3	1	-8	19	-18	6		
f_4	-1	14	-55	92	-70	20	
f_5	1	-22	131	-340	440	-280	70

Таблица 2

Коэффициенты полиномов g_i, u_i для условий свободный – свободный край

g_i, u_i	y^0	y^1	y^2	y^3	y^4	y^5
g_1, u_1	-1	2				
g_2, u_2	1	-6	6			
g_3, u_3	-1	12	-30	20		
g_4, u_4	1	-20	90	-140	70	
g_5, u_5	-1	30	-210	560	-630	252

Коефіцієнти поліномів ℓ_i для умов заземлений – заземлений край

ℓ_i	y^0	y^1	y^2	y^3	y^4	y^5
ℓ_1	-1	1				
ℓ_2	1	-3	2			
ℓ_3	-1	7	-12	6		
ℓ_4	1	-13	42	-50	20	
ℓ_5	-1	21	-110	230	-210	70

Кроме набора вышеуказанных координатных функций для условий заземлений – заземлений край будут использованы балочные степенные полиномы:

$$f = (x^4 - 2x^3 + x^2)/24;$$

$$\ell = (6x^2 - 6x + 1)/12,$$

которые точно удовлетворяют всем граничным условиям крепления пластины в этом направлении.

Приведенная математическая модель напряженно-деформированного состояния массива горных пород армированного анкерами в окрестности выработки, позволяет определять прогибы и напряжения в породном массиве с АПАС, с учетом применяемой пространственной схемы расположения и параметров анкерного крепления.

Выполненные исследования позволяют сформулировать методические положения по расчету параметров анкерных породоармирующих систем для крепления выработок. Вначале, в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий выбирается схема анкерования. После этого рассчитываются ожидаемые смещения контура выработки, по которым определяется нагрузка на заармированную толщу пород с некоторым запасом прочности. Затем в зависимости от принимаемых параметров анкерной крепи (расстояния между анкерами и их длины) определяется предельно-допустимая деформация заанкерванной, породно-анкерной конструкции. Она сопоставляется с ожидаемыми смещениями контура выработки и делается вывод о возможности поддержания только

анкерной крепью или в комбинации ее с рамной конструкцией. В случае принятия решения о поддержании выработки анкерно-рамной крепью, параметры рамной крепи выбираются из условия восприятия ею нагрузки от остаточных смещений.

Данные методические положения являются предварительными и будут уточняться по мере проведения дальнейших шахтных инструментальных наблюдений в различных горно-геологических условиях.

Список литературы

1. Пилюгин В.И. Метод расчета зон предельного состояния пород кровли пласта для выбора оптимального места заложения дегазационных скважин / В.И. Пилюгин, М.В. Нелихор, В.И. Каменец, А.В. Костенко // Изв. горного ин-та – Донецк: ДонГТУ, 2000. – № 2. – С. 9-17.
2. Амбарцумян С.А. Теория анизотропных оболочек / С.А. Амбарцумян. – М.: Физматлит, 1961. – 384 с.
3. Тимошенко С.П. Сопротивление материалов / С.П. Тимошенко. – М.: Физматгиз, 1965. – Т. 1. – 380 с.
4. Авдонин А.С. Прикладные методы расчета оболочек и тонкостенных конструкций / А.С. Авдонин. – М.: Машиностроение, 1969. – 237 с.
5. Лурье А.И. Аналитическая механика / А.И. Лурье. – М.: Физматгиз, 1971. – С. 151-179.
6. Михлин С.Г. Вариационные методы в математической физике / С.Г. Михлин. – М.: Гостехиздат, 1957. – 164 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. С.В. Подкопаєвим 26.05.09

УДК 622.7

В.И. Кривошеков

МОДЕЛИРОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ГИДРОЦИКЛОНИРОВАНИЯ С ПЕРЕЧИСТКОЙ ПРИСТЕННОГО СЛОЯ ПУЛЬПЫ

На базі рівнянь усередненого турбулентного руху двофазного середовища, співвідношень для інтенсивності турбулентності і коефіцієнтів турбулентної дифузії твердих частинок побудована турбулентно-дифузійна модель гідроциклону з перочищенням у його конічній частині.

На базе уравнений осредненного турбулентного движения двухфазной среды, соотношений для интенсивности турбулентности и коэффициентов турбулентной диффузии твердых частиц построена турбулентно-диффузионная модель гидроциклона с перочисткой в его конической части.

On the basis of the equations middle turbulent of movement biphasе environment, parities for intensity turbulence and factors turbulent diffusion for firm particles is constructed turbulence-diffusive model of a hydrocyclone with division in it a conic part.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. При теоретическом исследовании турбулентных однофазных течений вязкой среды используются уравнения Навье-Стокса и уравнения Рейнольдса осредненного турбулентного движения. В случае двухфазной среды гидродинамическая структура турбулентного потока значительно усложняется, что связано с взаимовлиянием твердой и жидкой фаз пульпы. Поэтому для исследования гидродинамики двухфазных течений используются уравнения многофазных сред [1, 2].

Получение эмпирических зависимостей для исследования изменения концентрации твердой фазы в турбулентном потоке пульпы обуславливает необходимость учета взаимодействия твердых частиц между собой и со стенками канала, характеристик турбулентного потока, крупности частиц, а также геометрических параметров канала. При этом сложный характер таких течений заставляет прибегать к экспериментальным исследованиям и имитационному моделированию, причем, используемые при математическом моделировании допущения могут приводить к погрешности вычислений и, как следствие, к искажению реальной гидродинамической структуры турбулентного течения.

Анализ исследований и публикаций. При исследовании процесса формирования осадка в суживающихся каналах необходимо установить связь между интенсивностью турбулентности, коэффициентом турбулентной диффузии и изменением концентрации твердой фазы. В работах [3-5] связь между указанными гидродинамическими параметрами либо приведена частично, либо носит неоднозначный характер. Рассмотренную в работе [3] двухслойную схему течения пульпы можно использовать для исследования механизма образования осадка в суживающихся и расширяющихся каналах [6], однако в случае турбулентного движения пульпы в гидроциклоне двухслойная схема может давать определенные погрешности. Это предположительно связано с тем, что данная схема адаптирована для ламинарного

течения пульпы по наклонной поверхности и не учитывает влияние интенсивности турбулентности на процесс расслоения пульпы. Кроме того, в работе [3] не приведены соотношения для коэффициентов турбулентной диффузии твердых частиц различной крупности.

При перочистке твердой фазы пульпы в гидроциклонах представляют интерес гидродинамические эффекты, которые повышают качество ее разделения. Использование этих эффектов возможно при детальном исследовании процессов массопереноса [4, 7, 8] и изменения концентрации твердых частиц в вихревых потоках пульпы. Поэтому исследование особенностей осаждения твердой фазы при вихревом движении пульпы является актуальной задачей.

Цель работы – построение турбулентно-диффузионной модели гидроциклона с перочишкой в его конической части.

Изложение материала и результаты. Рассмотрим особенности переноса твердой фазы при турбулентном движении пульпы, принимая за объект исследований процесс классификации в цилиндрическом гидроциклоне (рис. 1).

Гидроциклон (рис. 1) имеет корпус 1, состоящий из цилиндрической части 2 и биконической части, которая выполнена из двух соединенных большими основаниями усеченных конусов 3 и 4. Тангенциально к цилиндрической части корпуса установлен питающий патрубок 5, а соосно корпусу 1 расположены сливной патрубок 6 и песковая насадка 7. Верхняя часть корпуса ограничена крышкой 8. На внутренней поверхности усеченных конусов 3 и 4 попарно диаметрально установлены направляющие пластины 9, кромки 10 которых образуют коническую поверхность с вершиной в сторону песковой насадки 7.

Конструктивные особенности гидроциклона обеспечивают образование в межпластинчатых каналах концентрированного 12, разрыхленного 13 и перочищенного 14 слоев пульпы [9, 10], а также воздушного столба 15.

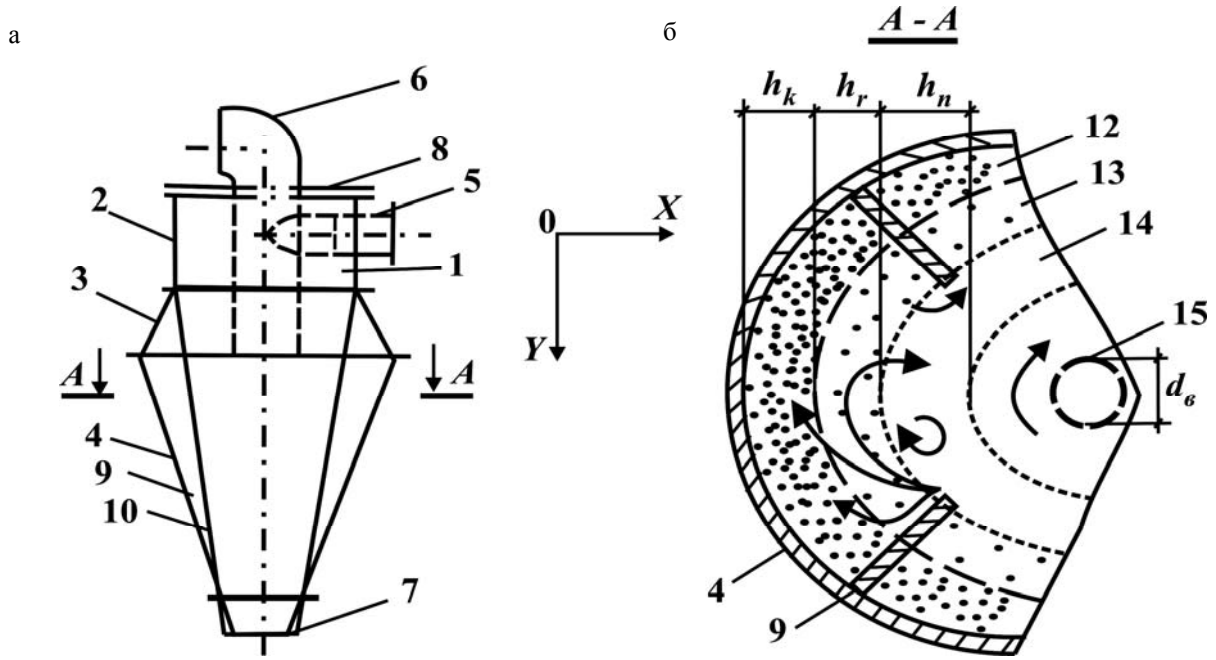


Рис. 1. Схемы гидроциклона (а) и турбулентного течения пульпы в его конической его части (б): h_k , h_r , h_n – толщина концентрированного, разрыхленного и пересистного слоев пульпы, м; d_e – диаметр воздушного столба, м

Следует отметить, что в направлении к песковой насадке 7 высота пластин и межпластинчатого канала, а также его ширина постепенно уменьшаются

(рис. 2). В качестве ширины межпластинчатого канала принято расстояние между центрами соседних пластин.

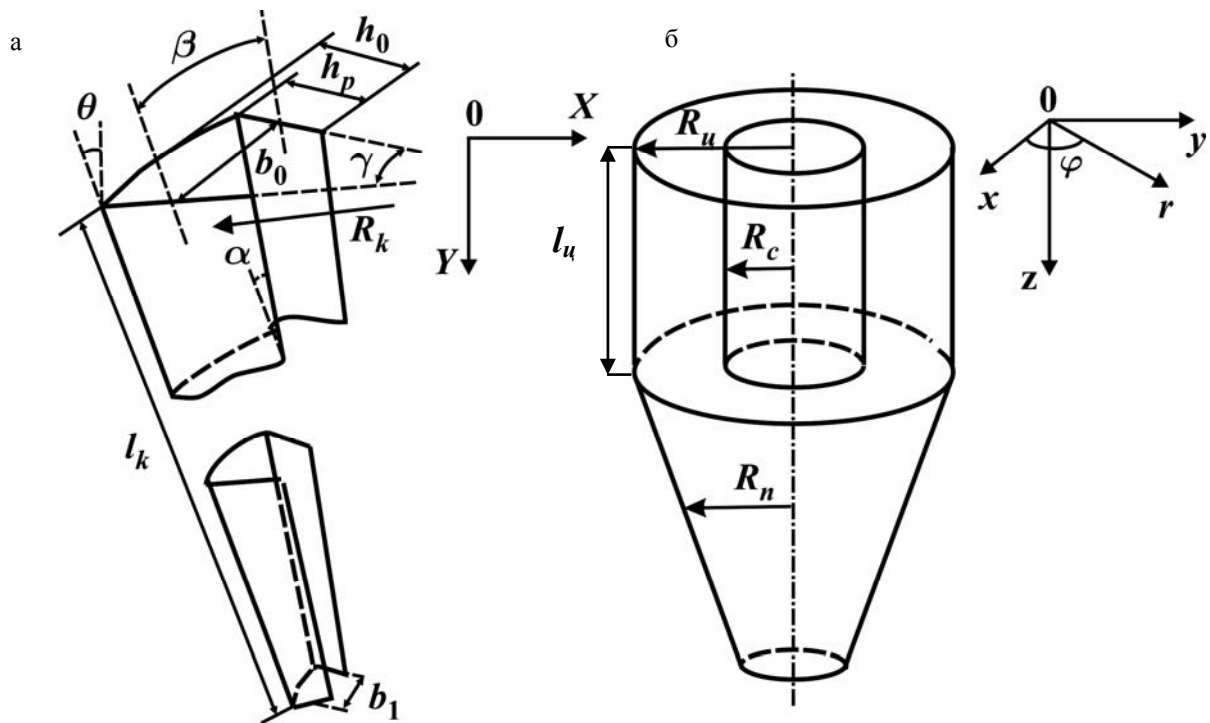


Рис. 2. Схемы межпластинчатого канала (а) и цилиндрической части гидроциклона (б): h_p и h_0 – начальная высота пластин и межпластинчатого канала, м; b_0 и b_1 – начальная и конечная ширина межпластинчатого канала, м; l_k – длина канала, м; α и β – угол конусности пластин и боковых стенок канала, град; γ и θ – угол наклона боковых стенок канала в горизонтальной плоскости и дна канала к оси OY, град; R_p , R_c , R_n , R_k – радиусы кривизны цилиндрической поверхности, внешней поверхности сливного патрубка, пересистного слоя пульпы и конической поверхности, м; l_u – длина цилиндрической части гидроциклона, м; r и z – радиальная и осевая цилиндрические координаты, м; φ – угловая цилиндрическая координата, град

Влияние центробежного поля сил и неоднородность гидродинамической структуры основного вихревого потока в гидроциклоне приводят к повышению концентрации твердой фазы в направлении стенок корпуса. Образование разрыхленного слоя пульпы связано с влиянием вихрей, проникающих внутрь межпластинчатых каналов. Вблизи внутренних кромок пластин происходит захват отрывными течениями твердых частиц из перемешанного слоя и их попадание в межпластинчатый канал. Закономерности отрыва потока пульпы с внутренних кромок пластин и формирование за ними вихрей идентичны случаю поперечного обтекания пластины турбулентным потоком вязкой жидкости [1], а также случаю обтекания прямоугольных элементов, расположенных на поверхности стенки [11]. Угол наклона пластин (рис. 2, а) препятствует выносу крупных частиц за пределы межпластинчатого канала.

Как видно из рис. 1, б, граница раздела между разрыхленным и перемешанным слоями пульпы находится на расстоянии $h_k + h_r$ от дна канала и проходит ниже кромок пластин. Это связано с тем, что энергии основного вихревого потока пульпы достаточно для частичного преодоления гидравлического сопротивления, создаваемого пластинами. Ниже границы раздела указанных слоев пульпы тангенциальная составляющая скорости становится равной нулю, а продольная составляющая возрастает в направлении дна канала и достигает своего максимального значения в концентрированном слое пульпы. По этой причине в межпластинчатых каналах происходит формирование нисходящего безвихревого течения, аналогами которому являются турбулентные течения пульпы в каналах с параллельными и суживающимися стенками [3, 6].

Сравнивая гидроциклон, имеющий в конусной части межпластинчатые каналы с обычным цилиндрическим гидроциклоном, отметим, что, несмотря на то, что пластины создают дополнительные гидравлические сопротивления, они способствуют увеличению расхода концентрированного и разрыхленного слоев пульпы, так как эти слои не участвуют во вращательном движении. При этом, по мере движения пульпы в межпластинчатых каналах, происходит ее дальнейшее уплотнение и вблизи песковой насадки содержание твердого достигает своего максимального значения [10]. В случае отсутствия межпластинчатых каналов действие основного вихревого потока распространяется до стенок корпуса и продольная составляющая скорости пристенного слоя пульпы будет меньше. В результате этого происходит более интенсивный вынос крупных и мелких частиц из пристенной зоны и содержание твердой фазы пульпы вблизи песковой насадки уменьшается.

Введем предложенную в работе [12] технологическую классификацию твердых частиц по крупности, согласно которой твердая фаза пульпы состоит из тонких, мелких и крупных частиц диаметром d_i . Эти частицы связаны с величиной микромасштаба турбулентности λ следующими соотношениями: $d_i \ll \lambda$, $d_i \sim \lambda$ и $d_i \gg \lambda$, соответственно.

Рассмотрим турбулентно-диффузионную модель гидроциклона с перемешкой в его конической части (рис. 1, б; рис. 2), в которой концентрированный и разрыхленный слои пульпы в межпластинчатом канале заменим однослойным потоком, граничащим с перемешанным слоем.

Применительно к турбулентному течению пульпы в межпластинчатом канале воспользуемся уравнениями осредненного турбулентного движения двухфазной среды для случая локально однородной и изотропной турбулентности [13]. В качестве гидродинамических параметров в уравнениях осредненного турбулентного движения рассматриваются их осредненные по времени значения.

Для тонких частиц:

$$\begin{cases} \operatorname{div} u = 0; \\ \frac{\partial u}{\partial t} + (u \nabla) u = \frac{1}{\rho} F - \frac{1}{\rho} \operatorname{grad} P + \nu_T \Delta u; \\ \frac{\partial C_t}{\partial t} = \operatorname{div} (D_t \operatorname{grad} C_t - C_t u_t - B_t C_t F_t); \\ \frac{\partial u_t}{\partial t} + (u_t \nabla) u_t = \frac{1}{\rho_q} F_t - \frac{1}{\rho_q} \operatorname{grad} P_t + \\ + \nu_q \Delta u_t + \frac{\nu_q}{3} \operatorname{grad} (\operatorname{div} v_q), \end{cases} \quad (1)$$

где u_t и u – результирующие скорости тонких частиц и турбулентных вихрей разделяющей среды в данной точке потока пульпы, м/с; ρ_q и ρ – плотности твердых частиц и жидкой фазы пульпы, кг/м³; F_t и F – результирующие объемных сил, действующих на тонкие частицы и турбулентные вихри разделяющей среды, отнесенные к единице объема пульпы, Н/м³; P и P_t – давления жидкой фазы в данной точке потока пульпы и на поверхностях тонких частиц, Па; ν_T и ν_q – коэффициенты турбулентной вязкости жидкой фазы и макровязкости тонких частиц, м²/с; C_t – объемная концентрация тонких частиц, кг/м³; D_t – коэффициент турбулентной диффузии тонких частиц, м²/с; B_t – коэффициент подвижности тонких частиц, с/кг; t – текущее время, с.

Для мелких частиц:

$$\begin{cases} \operatorname{div} u = 0; \\ \frac{\partial u}{\partial t} + (u \nabla) u = \frac{1}{\rho} F - \frac{1}{\rho} \operatorname{grad} P + \nu_T \Delta u; \\ \frac{\partial C_m}{\partial t} = \operatorname{div} (D_m \operatorname{grad} C_m - C_m u_m - B_m C_m F_m); \\ \frac{\partial u_m}{\partial t} + (u_m \nabla) u_m = \frac{1}{\rho_q} F_m, \end{cases} \quad (2)$$

где u_m – результирующая скорость мелких частиц в данной точке потока пульпы, м/с; F_m – результирующая объемных сил, действующих на мелкие частицы, отнесенная к единице объема пульпы, Н/м³; C_m –

объемная концентрация мелких частиц, кг/м³; D_m – коэффициент турбулентной диффузии мелких частиц, м²/с; B_m – коэффициент подвижности мелких частиц, с/кг.

Для крупных частиц:

$$\begin{cases} \operatorname{div} u = 0; \\ \frac{\partial u}{\partial t} + (u \nabla) u = \frac{1}{\rho} F - \frac{1}{\rho} \operatorname{grad} P + \nu_T \Delta u; \\ \frac{\partial C_k}{\partial t} + u_k \operatorname{grad} C_k = 0; \\ \frac{\partial u_k}{\partial t} + (u_k \nabla) u_k = \frac{1}{\rho_k} F_k, \end{cases} \quad (3)$$

где u_k – результирующая скорость крупных частиц в данной точке потока пульпы, м/с; F_k – результирующая объемных сил, действующих на крупные частицы, отнесенная к единице объема пульпы, Н/м³; C_k – объемная концентрация крупных частиц, кг/м³.

В качестве результирующей объемных сил F , действующих на турбулентные вихри разделяющей среды, как правило, рассматривают силу тяжести [11]. Поэтому можно записать, что

$$F = \rho g, \quad (4)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с².

Рассматривая вместо плотности жидкой фазы пульпы плотность твердых частиц, получаем аналогичные соотношения для результирующих объемных сил, действующих на тонкие, мелкие и крупные частицы.

Коэффициенты турбулентной диффузии для тонких, мелких и крупных частиц определяются следующим образом [12]:

$$\begin{cases} D_t = \frac{1}{3} \lambda U; D_m = \frac{\lambda U}{3 \left(1 + \frac{IU d_m^2 \rho_q}{18 \lambda \mu_p} \right)}; \\ D_k = - \frac{\lambda^3 \rho_p I^2 U^2}{54 d_k \mu_p}, \end{cases}$$

где U – средняя скорость турбулентного потока пульпы, м/с; μ_p – динамическая вязкость пульпы, Н·с/м; ρ_p – плотность пульпы, кг/м³; I – интенсивность турбулентности, д.е., которая согласно работам [12, 13] определяется так:

$$I = \sqrt[3]{\frac{\lambda}{L}},$$

где L и λ – макро- и микромасштабы турбулентности, м.

Средняя скорость турбулентного потока пульпы, плотность пульпы и ее динамическая вязкость [2, 6] соответственно:

$$\begin{cases} U = \frac{1}{\rho_d} [\rho_q (C_t u_t + C_m u_m + C_k u_k) + \rho u (1 - C_t - C_m - C_k)]; \\ \rho_p = \rho_q (C_t + C_m + C_k) + \rho (1 - C_t - C_m - C_k); \\ \mu_p = \mu \left[1 + 2(C_t + C_m + C_k) \left(1 + 1,2(C_t + C_m + C_k)^{\frac{2}{3}} \right)^{-2} \right]. \end{cases}$$

Соотношения для геометрических параметров межпластинчатого канала (рис. 2, а), а именно, угол конусности β боковых стенок канала [3], изменения его средней ширины $b(y)$ и высоты $h(y)$ вдоль оси OY соответственно будут:

$$\begin{cases} \beta = \arctg \left[(b_0 - b_1) (2L_k)^{-1} \right]; \\ b(y) = b_0 - 2y \operatorname{tg} \beta; \\ h(y) = R_k \left(1 - \cos \frac{\gamma}{2} \right) - y \operatorname{tg} \alpha, \end{cases} \quad (5)$$

где y – расстояние вдоль оси OY , м.

Рассматривая двухмерное течение пульпы в межпластинчатом канале, введем декартовы координаты x_i, x_j , где $i, j = 1, 2$ (x, y) и $i \neq j$. Тогда соотношения для дифференциальных операторов, входящих в системы уравнений (1) - (3), можно представить так [14]:

$$\begin{cases} \nabla \equiv \operatorname{grad} \equiv \frac{\partial}{\partial x_i} = \frac{\partial}{\partial x} i + \frac{\partial}{\partial y} j; \\ \operatorname{div} = \frac{\partial}{\partial x_j} = \frac{\partial}{\partial x} + \frac{\partial}{\partial y}; \\ \Delta = \frac{\partial^2}{\partial x_i^2} = \frac{\partial^2}{\partial x^2} + \frac{\partial^2}{\partial y^2}, \end{cases} \quad (6)$$

где i, j – единичные векторы осей координат OX и OY .

С учетом выражений (4), (6) системы уравнений (1) – (3) представим в проекциях на оси координат [15].

Для тонких частиц:

$$\begin{cases} \frac{\partial u_i}{\partial x_i} = 0; \\ \frac{\partial u_i}{\partial t} + \frac{\partial (u_i u_j)}{\partial x_j} = g_i - \frac{1}{\rho} \frac{\partial P}{\partial x_j} + \nu_T \frac{\partial^2 u_j}{\partial x_i \partial x_i}; \\ \frac{\partial C_t}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x_i} \left(D_t \frac{\partial C_t}{\partial x_j} - C_t (u_i)_i - B_t C_t \rho_q g_i \right); \\ \frac{(u_i)_i}{\partial t} + \frac{\partial [(u_i)_i (u_i)_j]}{\partial x_j} = g_i - \frac{1}{\rho_q} \frac{\partial P_t}{\partial x_i} + \\ + \nu_q \frac{\partial^2 (u_i)_j}{\partial x_i \partial x_i} + \frac{\nu_q}{3} \frac{\partial}{\partial x_j} \left(\frac{\partial v_q}{\partial x_i} \right). \end{cases} \quad (7)$$

Для мелких частиц:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\partial u_i}{\partial x_i} = 0; \\ \frac{\partial u_i}{\partial t} + \frac{\partial(u_i u_j)}{\partial x_j} = g_i - \frac{1}{\rho} \frac{\partial P}{\partial x_j} + v_T \frac{\partial^2 u_j}{\partial x_i \partial x_i}; \\ \frac{\partial C_m}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x_i} \left(D_m \frac{\partial C_m}{\partial x_j} - C_m (u_m)_i - B_m C_m g_i \rho_u \right); \\ (u_m)_i + \frac{\partial [(u_m)_i (u_m)_j]}{\partial x_j} = g_i. \end{array} \right. \quad (8)$$

Для крупных частиц:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\partial u_i}{\partial x_i} = 0; \\ \frac{\partial u_i}{\partial t} + \frac{\partial(u_i u_j)}{\partial x_j} = g_i - \frac{1}{\rho} \frac{\partial P}{\partial x_j} + v_T \frac{\partial^2 u_j}{\partial x_i \partial x_i}; \\ \frac{\partial C_k}{\partial t} + u_k \frac{\partial C_k}{\partial x_i} = 0; \\ (u_k)_i + \frac{\partial [(u_k)_i (u_k)_j]}{\partial x_j} = g_i. \end{array} \right. \quad (9)$$

Проекция силы тяжести на оси координат OX и OY определяются следующим образом:

$$\{ g_x = g \sin \theta; g_y = g \cos \theta,$$

где θ – угол наклона межпластинчатого канала к оси OY (рис. 2, а).

Исходя из (5) запишем граничные условия для систем уравнений (7) – (9).

По линии раздела (рис. 1, б) разрыхленного и пересушенного слоев пульпы ($x = h_k + h_r$):

$$u_x = u_p; u_y = u_h; (u_t)_x = (u_t)_p; (u_t)_y = (u_t)_h;$$

$$(u_m)_x = (u_m)_p; (u_m)_y = (u_m)_h; (u_k)_x = (u_k)_p;$$

$$(u_k)_y = (u_k)_h; C_t = (C_t)_h; C_m = (C_m)_h; C_k = (C_k)_h;$$

$$P = P_h; P_t = (P_t)_h; v_t = (v_t)_h; B_t = (B_t)_h;$$

$$B_m = (B_m)_h; D_t = (D_t)_h; D_m = (D_m)_h.$$

На дне канала ($x = 0$):

$$u_x = u_y = 0; (u_t)_x = (u_t)_0; (u_t)_y = (u_t)_f;$$

$$(u_m)_x = (u_m)_0; (u_m)_y = (u_m)_f; (u_k)_x = (u_k)_0;$$

$$(u_k)_y = (u_k)_f; C_t = (C_t)_{\max}; C_m = (C_m)_{\max};$$

$$C_k = (C_k)_{\max}; P = P_f; P_t = (P_t)_f; v_t = (v_t)_f;$$

$$B_t = (B_t)_{\min}; B_m = (B_m)_{\min}; D_t = (D_t)_{\min};$$

$$D_m = (D_m)_{\min}.$$

Начальные условия ($y = 0, t = 0$):

$$u_x = u_n; u_y = u_h; (u_t)_x = (u_t)_0; (u_t)_y = (u_t)_n;$$

$$(u_m)_x = (u_m)_0; (u_m)_y = (u_m)_n; (u_k)_x = (u_k)_0;$$

$$\begin{aligned} (u_k)_y &= (u_k)_n; & C_t &= (C_t)_n; & C_m &= (C_m)_n; \\ C_k &= (C_k)_n; & P &= P_n; & P_t &= (P_t)_n; & v_t &= (v_t)_n; \\ B_t &= (B_t)_n; & B_m &= (B_m)_n; & D_t &= (D_t)_n; & D_m &= (D_m)_n. \end{aligned}$$

Рассмотрим турбулентное трехмерное течение пульпы в цилиндроконической части гидроциклона (рис. 2, б) с учетом пересушенного слоя. Введем цилиндрическую систему координат q_i, q_j, q_k , где $i, j, k = 1, 2, 3$ (r, φ, z). Здесь r, φ, z представляют собой радиальную, угловую и осевую цилиндрические координаты [1].

Соотношения для дифференциальных операторов в цилиндрической системе координат [14] можно записать так:

$$\left\{ \begin{array}{l} \nabla \equiv \text{grad} \equiv \frac{\partial}{\partial q_j}; \\ \text{grad}_r = \frac{\partial}{\partial r}; \\ \text{grad}_\varphi = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial \varphi}; \\ \text{grad}_z = \frac{\partial}{\partial z}; \\ \text{div} = \frac{\partial}{\partial q_k} (r) = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} (r) + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial \varphi} + \frac{\partial}{\partial z}; \\ \Delta = \frac{\partial}{\partial q_k} \left(r \frac{\partial}{\partial q_j} \right) = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(r \frac{\partial}{\partial r} \right) + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2}{\partial \varphi^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2}. \end{array} \right. \quad (10)$$

В соответствии с [1, 16] и выражениями (7), (10) систему уравнений (1) для тонких частиц в проекциях на оси цилиндрической системы координат представим следующим образом:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\partial(r u_k)}{\partial q_k} = 0; \\ \frac{\partial u_i}{\partial t} + A \frac{\partial u_i}{\partial q_j} + E_j = \frac{1}{\rho} \left(g_j - \frac{\partial P}{\partial q_j} \right) + \\ + v_T \left[\frac{\partial}{\partial q_k} \left(r \frac{\partial u_j}{\partial q_j} \right) + N_j \right]; \\ \frac{\partial C_t}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial q_k} \left[r \left(D_t \frac{\partial C_t}{\partial q_j} - C_t (u_t)_k - B_t C_t \rho_u g_k \right) \right]; \\ \frac{\partial (u_t)_i}{\partial t} + M \frac{\partial (u_t)_i}{\partial q_j} + S_j = \frac{1}{\rho_u} \left(g_i - \frac{\partial P_t}{\partial q_j} \right) + \\ + v_u \left[\frac{\partial}{\partial q_i} \left(r \frac{\partial (u_t)_j}{\partial q_j} + \frac{1}{3} \frac{\partial (r (u_t)_k)}{\partial q_k} \right) + W_j \right], \end{array} \right. \quad (11)$$

где $A = u_r + \frac{u_\varphi}{r} + u_z$; $M = (u_t)_r + \frac{(u_t)_\varphi}{r} + (u_t)_z$; u_r , u_φ , u_z – радиальная, тангенциальная и осевая составляющие скорости жидкой фазы пульпы, м/с; $(u_t)_r$, $(u_t)_\varphi$, $(u_t)_z$ – радиальная, тангенциальная и осевая составляющие скорости тонких частиц, м/с; E_i , N_j , S_j , W_j – матрицы-столбцы, элементы которых соответствуют цилиндрическим координатам q_i , q_j :

$$E_i = \begin{pmatrix} -\frac{u_\varphi^2}{r} \\ \frac{u_r u_\varphi}{r} \\ 0 \end{pmatrix}; N_j = \begin{pmatrix} -\frac{(u_t)_r^2}{r^2} - \frac{2}{r^2} \frac{\partial(u_t)_\varphi}{\partial\varphi} \\ \frac{2}{r^2} \frac{\partial(u_t)_r}{\partial\varphi} - \frac{(u_t)_\varphi}{r^2} \\ 0 \end{pmatrix};$$

$$S_j = \begin{pmatrix} -\frac{(u_t)_\varphi^2}{r} \\ \frac{(u_t)_r (u_t)_\varphi}{r} \\ 0 \end{pmatrix}; W_j = \begin{pmatrix} -\frac{(u_t)_r^2}{r^2} - \frac{2}{r^2} \frac{\partial(u_t)_\varphi}{\partial\varphi} \\ \frac{2}{r^2} \frac{\partial(u_t)_r}{\partial\varphi} - \frac{(u_t)_\varphi}{r^2} \\ 0 \end{pmatrix}.$$

Из анализа систем уравнений (1) – (3) и (11) видно, что W_j входит только в систему уравнений (1).

Для мелких частиц первые три уравнения системы (2) и выражения для A , M , E_i , N_j , S_j записываются аналогично системе уравнений (11), а четвертое уравнение как:

$$\frac{\partial(u_m)_i}{\partial t} + M \frac{\partial(u_m)_i}{\partial q_j} + S_j = \frac{1}{\rho_c} \left(g_i - \frac{\partial P_m}{\partial q_j} \right).$$

Для крупных частиц первое и второе уравнения системы (3), а также выражения для A , M , E_i , N_j , S_j записываются аналогично системе уравнений (15), а третье и четвертое уравнения представим в виде:

$$\begin{cases} \frac{\partial C_k}{\partial t} + u_k \frac{\partial C_k}{\partial q_j} = 0; \\ \frac{\partial(u_k)_i}{\partial t} + M \frac{\partial(u_k)_i}{\partial q_j} + S_j = \frac{1}{\rho_c} \left(g_i - \frac{\partial P_k}{\partial q_j} \right). \end{cases}$$

Граничные условия на внешней поверхности сливного патрубка гидроциклона ($r = R_c$):

$$u_r = u_\varphi = u_z = 0; (u_t)_r = (u_t)_\varphi = 0; (u_t)_z = (u_t)_s;$$

$$(u_m)_r = (u_m)_w; (u_m)_\varphi = (u_m)_z; (u_m)_z = (u_m)_s;$$

$$(u_k)_r = (u_k)_w; (u_k)_\varphi = (u_k)_z; (u_k)_z = (u_k)_s;$$

$$C_t = (C_t)_{\min}; C_m = (C_m)_{\min};$$

$$C_k = (C_k)_{\min}; P = P_b; P_t = (P_t)_b; v_t = (v_t)_b;$$

$$B_t = (B_t)_b; B_m = (B_m)_b; D_t = (D_t)_b; D_m = (D_m)_b.$$

Граничные условия на внутренней поверхности цилиндрической части гидроциклона ($r = R_u$):

$$u_r = u_\varphi = u_z = 0; (u_t)_r = (u_t)_\varphi = 0; (u_t)_z = (u_t)_\xi;$$

$$(u_m)_r = (u_m)_\xi; (u_m)_\varphi = (u_m)_\delta; (u_m)_z = (u_m)_\xi;$$

$$(u_k)_r = (u_k)_\xi; (u_k)_\varphi = (u_k)_\delta; (u_k)_z = (u_k)_\xi;$$

$$C_t = (C_t)_{\max}; C_m = (C_m)_{\max}; C_k = (C_k)_{\max}; P = P_c;$$

$$P_t = (P_t)_c; v_t = (v_t)_c; B_t = (B_t)_{\min}; B_m = (B_m)_{\min};$$

$$D_t = (D_t)_{\min}; D_m = (D_m)_{\min}.$$

Начальные условия для цилиндрической части гидроциклона ($z = 0, t = 0$):

$$u_r = (u_r)_0; u_\varphi = (u_\varphi)_0; u_z = (u_z)_0; (u_t)_r = (u_t)_\eta;$$

$$(u_t)_\varphi = (u_t)_\psi; (u_t)_z = (u_t)_0;$$

$$(u_m)_r = (u_m)_\eta; (u_m)_\varphi = (u_m)_\psi; (u_m)_z = (u_m)_0;$$

$$(u_k)_r = (u_k)_\eta; C_k = (C_k)_0; (u_k)_\varphi = (u_k)_\psi; (u_k)_z = (u_k)_0;$$

$$C_t = (C_t)_0; C_m = (C_m)_0; P = P_0; P_t = (P_t)_0;$$

$$v_t = (v_t)_0; B_t = (B_t)_0; B_m = (B_m)_0;$$

$$D_t = (D_t)_0; D_m = (D_m)_0.$$

Граничные условия на поверхности воздушного столба ($r = 0,5d_0$):

$$u_r = (u_r)_\theta; u_\varphi = (u_\varphi)_\theta; u_z = (u_z)_\theta; (u_t)_r = (u_t)_\Omega;$$

$$(u_t)_\varphi = (u_t)_\lambda; (u_t)_z = (u_t)_\theta; (u_m)_r = (u_m)_\Omega; (u_m)_\varphi = (u_m)_\lambda;$$

$$(u_m)_z = (u_m)_\theta; (u_k)_r = (u_k)_\Omega; (u_k)_\varphi = (u_k)_\lambda;$$

$$(u_k)_z = (u_k)_\theta; P = P_\theta; P_t = (P_t)_\theta; C_t = (C_t)_{\min};$$

$$C_m = (C_m)_{\min}; C_k = (C_k)_{\min}; v_t = (v_t)_\theta; B_t = (B_t)_\theta;$$

$$B_m = (B_m)_\theta; D_t = (D_t)_\theta; D_m = (D_m)_\theta.$$

Граничные условия на поверхности соприкосновения перемешивающего слоя пульпы ($h_k + h_r$) с кромками пластин, образующих цилиндрическую поверхность ($r = R_n$):

$$u_r = u_\varphi = 0; u_z = (u_z)_n; (u_t)_r = (u_t)_\varphi = 0; (u_t)_z = (u_t)_n;$$

$$(u_m)_r = (u_m)_\varphi = 0; P = P_n; P_t = (P_t)_n;$$

$$(u_m)_z = (u_m)_n; (u_k)_r = (u_k)_\varphi = 0; (u_k)_z = (u_k)_n;$$

$$C_t = (C_t)_n; C_m = (C_m)_n; C_k = (C_k)_n; v_t = (v_t)_n;$$

$$B_t = (B_t)_n; B_m = (B_m)_n; D_t = (D_t)_n;$$

$$D_m = (D_m)_n.$$

Начальные условия для цилиндрической части гидроциклона ($z = l_u, t = 0$):

$$\begin{aligned} u_r &= (u_r)_i; u_\varphi = (u_\varphi)_i; u_z = (u_z)_i; (u_t)_r = (u_t)_\varepsilon; \\ (u_t)_\varphi &= (u_t)_\theta; (u_t)_z = (u_t)_i; P = P_i; P_t = (P_t)_i; \\ (u_m)_r &= (u_m)_\varepsilon; (u_m)_\varphi = (u_m)_\theta; (u_m)_z = (u_m)_i; \\ (u_k)_r &= (u_k)_\varepsilon; (u_k)_\varphi = (u_k)_\theta; (u_k)_z = (u_k)_i; C_t = (C_t)_i; \\ C_m &= (C_m)_i; C_k = (C_k)_i; v_t = (v_t)_i; B_t = (B_t)_i; \\ B_m &= (B_m)_i; D_t = (D_t)_i; D_m = (D_m)_i. \end{aligned}$$

Приведенная математическая модель может быть реализована с использованием методов конечных разностей [15] и контрольных объемов [16].

Выводы и направления дальнейших исследований

При математическом моделировании процесса осаждения твердой фазы пульпы в межпластинчатом канале можно применить однослойную схему двухмерного турбулентного течения пульпы и целесообразно совместно с уравнениями осредненного турбулентного движения двухфазной среды использовать соотношения для определения интенсивности турбулентности и коэффициента турбулентной диффузии твердых частиц.

На процесс перемешивания твердой фазы пульпы с помощью пластин, установленных в конической части гидроциклона, влияют геометрия и размеры пластин, гидродинамика отрывных течений и механизм формирования концентрированного, разрыхленного и перемешанного слоев пульпы.

Основными факторами, повышающими эффективность перемешивания твердой фазы пульпы в гидроциклоне, являются нисходящее безвихревое течение концентрированного слоя пульпы в межпластинчатых каналах, захват этим течением крупных частиц и вынос тонких и мелких частиц турбулентными вихрями в приосевую зону гидроциклона.

Автором предполагается в дальнейших исследованиях полученные результаты взять за базовые при анализе особенностей сепарации твердой фазы пульпы в цилиндрическом гидроциклоне [17, 18].

Список литературы

1. Лойцянский Л.Г. Механика жидкостей и газа [Текст] / Л.Г. Лойцянский. – М.: Наука, 1970. – 906 с.
2. Фортъе А. Механика суспензий [Текст] / А. Фортъе. – М.: Мир, 1971. – 264 с.
3. Проблемы гравитационного обогащения титаноцирконовых песков [Текст] / Б.А. Блюсс, А.М. Сокил, О.Г. Гоман. – Днепропетровск: Полиграфист, 1999. – 190 с.
4. Пилов П.И. Распределение частиц твердой фазы в турбулентном потоке жидкости при выделении осад-

ка [Текст] / П.И. Пилов // Наук. вісник Національного гірничого ун-ту. – 1998. – № 1. – С. 74-77.

5. Косой Г.М. Сопротивление твердых частиц при стесненном движении жидкости [Текст] / Г.М. Косой, В.В. Сапешко // Обогащение полезных ископаемых: Респ. межвед. науч.-техн. сб. – 1986. – Вып. 36. – С. 36-40.

6. Кривошеков В.И. Распределение концентрации твердых частиц суспензии в канале с параллельными и суживающимися стенками [Текст] / В.И. Кривошеков, Л.А. Новиков // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. – Вип. 34(75). – С. 86-97.

7. Шукин В.К. Теплообмен, массоперенос и гидродинамика закрученных потоков в осесимметричных каналах [Текст] / В.К. Шукин, А.А. Халатов. – М.: Машиностроение, 1982. – 200 с.

8. Тихонов О.Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых [Текст] / О.Н. Тихонов. – М.: Недра, 1984. – 207 с.

9. А. с. 1655575 СССР, МКИ³ В 03 В 5/34. Гидроциклон для классификации и обогащения полезных ископаемых [Текст] / Н.Г. Бедрань, В.И. Кривошеков, Я.С. Гольдберг (СССР). № 4721330/03; заявл. 15.06.1989; опубл. 15.06.91, бюл. № 22.

10. Кривошеков В.И. Предпосылки эффективной работы гидроциклона [Текст] / В.И. Кривошеков // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 1999. – Вип. 5 (46). – С. 72-77.

11. Шлихтинг Г. Теория пограничного слоя [Текст] / Г. Шлихтинг. – М.: Наука, 1974. – 711 с.

12. Кривошеков В.И. Определение коэффициента диффузии твердых частиц в турбулентном потоке пульпы [Текст] / В.И. Кривошеков // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 1999. – Вип. 4 (45). – С. 77-78.

13. Кривошеков В.И. Кинетический подход к выводу уравнений движения двухфазной среды в сепарационных аппаратах [Текст] / В.И. Кривошеков // Обогащение руд. – 2001. – № 6. – С. 23-26.

14. Справочник по высшей математике [Текст] / А.А. Гусак, Г.М. Гусак, Е.А. Бричкова. – Минск: ТетраСистемс, 1999. – 640 с.

15. Иевлев В.М. Численное моделирование турбулентных течений [Текст] / Иевлев В.М. – М.: Наука, 1990. – 216 с.

16. Приходько А.А. Компьютерные технологии в аэрогидродинамике и теплообмене [Текст] / А.А. Приходько. – К.: Наук. думка, 2003. – 379 с.

17. Пат. 46580 Україна. Гідроциклон для класифікації і збагачення корисних копалин [Текст] / В.И. Кривошеков. Заявл. 28.08.2001; опубл. 15.02.2005.

18. Кривошеков В.И. Гидросепарация в асимметричном потоке пульпы: способ и устройства [Текст] / В.И. Кривошеков // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. – Вип. 33 (74). – С. 65-68.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Б.О. Блюссом 19.03.09

В.И. Муравейник, С.А. Алексеенко, Ю.Ф. Булгаков, И.А. Шайхлисламова, В.И. Король**ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ И ПРАКТИКА ОПЕРАТИВНОГО ПРОГНОЗИРОВАНИЯ АВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ В ШАХТАХ**

Обґрунтовано необхідність і наведено трактування системного квантово-інформаційного підходу до аналізу стану спінової макросистеми гірський масив – виробки, на основі чого розроблено основи квантового способу і технології дистанційного тестування стану системи гірський масив – виробки і прогнозування аварійних ситуацій в шахтах. Запропонований спосіб може знайти застосування при дослідженні аварійності будь-яких підземних споруд.

Обоснована необходимость и дана трактовка системного квантово-информационного подхода к анализу состояния спиновой макросистемы горный массив – выработки, на основе чего разработаны основы квантового способа и технологии дистанционного тестирования состояния системы горный массив – выработки и прогнозирования аварийных ситуаций в шахтах. Предложенный способ может найти применение при исследовании аварийности любых подземных сооружений.

A necessity is grounded and interpretation of quantum-informative approach of the systems is given to the analysis of the state of spin makrosistemy a mountain range is making, on the basis of what bases of quantum method and technology of the controlled from distance testing of the state of the system are developed a mountain range is making and prognostications of emergency situations in mines. The offered method can find application at research of accident rate of any underground buildings.

Данная работа посвящена проблеме прогнозирования аварийных ситуаций и аварий в шахтах. Традиционно эта проблема рассматривается при проектировании горных работ и разработке мер безопасности согласно ПБ [1]. В процессе эксплуатации шахт осуществляется оперативный контроль за состоянием горного массива, выработок и горношахтного оборудования. Что касается прогнозирования аварий в шахтах, то в этом направлении особых успехов горная наука не достигла. В то же время существует острая необходимость как долгосрочного, так и оперативного прогнозирования аварийных ситуаций в шахтах. Эта необходимость подтверждается недопустимо высоким уровнем аварийности шахт Донбасса и травматизма горнорабочих со смертельным исходом. Известен способ прогнозирования выбросоопасности массива горных пород, который включает анализ изменений силы тяжести в конкретной зоне массива, учет геологических нарушений, расчет неблагоприятных временных интервалов [2]. Однако данный способ не обеспечивает возможность прогнозирования конкретного места и времени любой аварии в шахте, в частности: вспышки и взрывы метано-воздушной смеси; обрушения породы; аварии на горнодобывающем, горнотранспортном и электротехническом оборудовании; прорывы воды в выработки, травмирование горнорабочих; тепловые удары и др.

Данная работа выполняется с целью поиска и обоснования новых подходов и эффективных решений рассматриваемой проблемы.

Задачей исследований служит обоснование и разработка оперативного способа прогнозирования аварийных ситуаций в шахтах на основе системного квантово-информационного подхода.

Объектом исследования с позиций системного, квантового и информационного подходов в данной работе является система горный массив-выработки.

Системный подход заключается в том, что любой объект рассматривают как систему, взаимодействующую с системным окружением. Исходя из известной формулировки понятия системы [3], можно трактовать систему горный массив – выработки как упорядоченную совокупность взаимосвязанных элементов, которые образуют структурную и функциональную целостность, могут обмениваться между собой и окружающей средой веществом, энергией и информацией и совместно обеспечивают интегральную функцию, которая не сводится к простой сумме функций составляющих ее элементов.

Информационный подход основан на признании информации как первоосновы всех явлений и процессов, происходящих в любой системе и системном окружении. С позиции информатиологии [4] информация рассматривается как фундаментальная первооснова и всеобщее свойство Вселенной; информация существует независимо от нас и проявляется в процессах микро-макромерных отношений и взаимодействий энергии, движения и массы в пространстве и времени; всё в этом мире информационно; информация – первична, материя – вторична.

Квантовый подход заключается в том, что с позиции квантовой теории поля систему горный массив – выработки рассматривают как микроспиновую систему, в которой происходят квантовые процессы на уровне материи и полей.

Исторически сложилось так, что основной системой отсчета в исследованиях было трехмерное многообразие согласно геометрии Евклида. Именно в этой системе в настоящее время проектируются и

реализуются работы по добыче угля с образованием подземных пустот – горные выработки. Всё многообразие событий в шахтах, включая аварии, происходят, прежде всего, в связи с образованием пустот. Системный анализ показывает, что «пустота» обладает рядом существенных свойств. Пустота – это особое состояние пространства – времени, особая форма сущности материального и виртуального мира. Она является необходимым элементом и функциональным местом всех систем, обладает функциями пропускания, изменения и хранения вещества, энергии и информации, обладает способностью сжатия и расширения, а изменение систем включает обмен пустотой с системным окружением, придания её функциональному месту новых функций [3]. Функциональное место – это структурная зона системы, в которой осуществляются или могут осуществляться функции. Горные выработки, таким образом, следует рассматривать также с учетом свойств «пустоты».

Создание специальной теории относительности изменило наши представления о пространстве и времени: четырехмерная инерциальная система отсчета образует четырехмерное многообразие, обладающее псевдоевклидовой геометрией, что не учитывается в исследованиях и практике горного дела. Создание общей теории относительности привело к понятию четырехмерных ускоренных локально инерциальных систем отсчета, а пространство событий ускоренных систем оказалось искривленным, описываемым метрикой Римана. Квантовая теория поля (П. Дирак) допускает положительные и отрицательные энергии: частицы и античастицы, причем события рассматриваются как в будущем, так и прошлом. В теории физического вакуума [5] пространство событий произвольно ускоренной системы отсчета рассматривается как десятимерное: четыре трансляционные координаты и шесть вращательных, а пространство событий представляется искривленным и закрученным.

Достижения квантовой физики позволили расширить наши представления об окружающем мире и поновому взглянуть на систему «горный массив-искусственные пустоты», которая существенно отличается от исходной системы естественного горного массива.

Теория физического вакуума, как известно, выделяет семь уровней реальности:

Абсолютное «ничто», первичное торсионное поле, вакуум, элементарные частицы, газ, жидкость, твердое тело [5]. Особенность Абсолютного «ничто» состоит в том, что первоначальная энергия, импульс, момент импульса, масса, заряд и другие физические характеристики равны нулю. Этот уровень имеет два различных состояния реальности, соответствующих упорядоченному или неупорядоченному состоянию абсолютного вакуума. Пустое пространство с заданной геометрией предполагает существование сознания, способного осознать Абсолютное «ничто» и сделать его упорядоченным, т.е. сознание выступает здесь в роли активного начала идеального в рамках всеобщего принципа относительности.

Переход с первого уровня Абсолютного «ничто» на второй уровень реальности (первичного поля кручения) осуществляется спонтанно либо под действи-

ем внешнего торсионного поля, которое, как предполагают, является носителем «поля сознания». На втором уровне реальности поле кручения представляет собой элементарные пространственно-временные вихри, не переносящие энергию, но переносящие информацию. В результате рождения поля кручения возникают первичные вихри – носители информации. Причем, согласно закону сохранения информации, число правых и левых вихрей при рождении первичных полей кручения должно быть одинаковым. При внесении в некоторую область материальных объектов с различной геометрией поверхности (первичная поляризация вакуума) возникают одновременно правые и левые первичные торсионные поля. Правые торсионные поля, согласно уравнениям физического вакуума, обозначаются знаком «плюс», а левые – знаком «минус». До и после рождения первичных торсионных полей из Абсолютного «ничто» общее количество информации не меняется [5].

Третий уровень реальности представляет своеобразную матрицу возможной материи различной природы, способную при взаимодействии передавать энергию. Виртуальные состояния правой и левой материи на данном уровне выступают в виде ориентируемых геометрических образов, не содержащих никаких физических констант, но содержащих информацию.

Переход на четвертый уровень реальности означает рождение реальной материи из физического вакуума. При этом физические константы приобретают конкретное значение, и возбужденное вакуумное образование проявляет себя как реальная частица или поле, несущее определенную информацию.

Согласно закону симметрии у каждого физического поля с положительной плотностью энергии существует «двойник» поля с отрицательной плотностью энергии. При рождении из вакуума должны появляться частицы положительной и отрицательной массы – правого и левого мира [6].

Закон сохранения требует, чтобы одновременно с правыми торсионными полями возникали и левые торсионные поля. Компоненты правых и левых полей инерции различаются знаком. Левый мир порождает отрицательную инерцию и отрицательную массу, а правый – положительную инерцию и положительную массу. Положительные массы после рождения взаимно притягиваются, образуя массовые скопления планетарного и космического уровней. Отрицательные массы взаимно отталкиваются, образуя равномерный фон низкой плотности [6].

Вакуумные уравнения и их решения [5] показывают на возможность рождения из вакуума полей – частиц шести различных классов (табл. 1).

В качестве примера отметим, что горный массив в нетронутым состоянии относится к первой позиции правой материи (табл. 1): положительная масса энергии ($m > 0$; $E > 0$). При выемке полезного ископаемого свободная зона массива переходит в третью позицию правой материи с нулевой массой ($m = 0$) и измененной энергией ($E' > 0$). Носителем энергии в освободившемся пространстве массива остаются физические поля. При определенных условиях состояние пространства горного массива в дальнейшем может

измениться, в том числе – с переходом в левую материю.

Таблица 1

Варианты состояния массы, энергии, материи

№	Масса	Энергия	Материя
1	$m > 0$	$E > 0$	правая
2	$m < 0$	$E < 0$	левая
3	$m = 0$	$E > 0$	правая
4	$m = 0$	$E < 0$	левая
5	$m = i\mu^+$	$E = i\epsilon$	правая
6	$m = -i\mu^-$	$E = -i\epsilon$	левая

Примечание: позиции 5 и 6 означают мнимое состояние.

При анализе состояния горного массива следует иметь в виду, что частицы – поля положительной, нулевой, отрицательной и мнимой масс тесно взаимосвязаны между собой. Под действием гравитационных сил частицы положительной массы притягиваются, образуя массивные структуры, а частицы с отрицательной массой отталкиваются, равномерно распределяясь в пространстве. В больших масштабах, благодаря системному эффекту, отрицательные массы могут также играть существенную роль.

Все элементарные частицы могут быть построены из частиц спина 1/2, все массивные частицы могут быть построены из безмассовых полей; основой любой материи, обладающей энергией, должно быть безмассовое поле спина 1/2, т.е. – поле нейтрино [5]. Процессы с участием нейтрино рассматриваются как слабые взаимодействия. Нейтрино представляет собой разновидность материального торсионного поля, переносящего энергию, но не взаимодействующего с обычной материей. Высокую проникающую способность нейтрино можно объяснить нулевым значением потенциальной энергии чисто торсионного излучения. Свободное торсионное излучение проходит через материалы среды без взаимодействия, поэтому может передавать информацию без искажения.

Квантовые поля имеют геометрическую природу, связанную с кручением пространства. Волновые функции квантовой теории выражаются через напряженность (потенциалы) реального физического поля – поля инерции, которое ведет себя как единое универсальное поле, связанное со всеми физическими процессами.

Уравнения теории физического вакуума могут описывать явления не только микромира, но и макромира планетарного и Космических масштабов.

Квантовая механика описывает движение частицы с учетом ее собственного поля с использованием универсальной характеристики любой материи – поля инерции, выступающего в виде волновой функции. Поле инерции характеризует любую материю универсальным образом с возможностью описания макроструктур как целостных протяженных объектов, включая их собственные поля.

Квантовая теория позволяет описать внутреннее строение планеты, в том числе – распределение плотности внутри планеты с учетом радиуса Земли (6370 км) и граничной плотности на поверхности Земли (2,7 г/см³). Волновое уравнение с кубической

нелинейностью хорошо описывает внутреннюю структуру планеты и горного массива, в частности.

Первичные торсионные поля есть всегда и в любой точке пространства, для них не существует понятие скорости; они не обладают энергией, но переносят информацию о состоянии макроструктур, в том числе состояние в прошлом и будущем.

Свободное торсионное поле обладает нулевой потенциальной энергией взаимодействия и обладает высокой проникающей способностью.

Экспериментально установлено, что геометрические поверхности различной топологии поляризуют вакуум по торсионному полю, создавая правые и левые торсионные поля одновременно (эффект формы). Это можно объяснить расщеплением вакуума на правые (S_R) и левые (S_L) вакуумные торсионные поляризации. Например, полый конус вызывает торсионную поляризацию вакуума, образуя внутри конуса левое торсионное излучение, а снаружи со стороны вершины конуса – правое.

Хотя торсионное излучение и обладает высокой проникающей способностью, оно оказывает воздействие на материальные среды, взаимодействуя с их спиновой структурой.

Внутриклеточная и межклеточная жидкость живых объектов проявляет себя не только как зарядовая, но и как спиновая система. Мембраны клеток также ведут себя как спиновые системы, проявляя чувствительность к воздействию торсионных излучений.

Экспериментально доказана возможность адресного воздействия на живые объекты торсионных излучений на большие расстояния.

Торсионные методы передачи информации имеют ряд преимуществ: торсионные поля проходят через физические среды без взаимодействия с ними; спиновые возмущения в спиновой среде распространяются так, что их нельзя экранировать; скорость торсионных волн может изменяться от скорости света до бесконечности; практически отсутствует зависимость интенсивности торсионных полей от расстояния. Передачу информации по торсионному каналу связи можно реализовать на любые расстояния и через любые среды слабыми торсионными сигналами. Таким образом, информация о состоянии системы горный массив-выработка посредством торсионных полей «выходит» за пределы шахты и может быть воспринята дистанционно.

Горный массив воспринимает два глобальных энергетических потока: из глубин планеты и из Космоса. Эти потоки и материя горного массива определяют его энерго-информационную полярность, которую в биолокации условно обозначают определенными знаками. При устойчивом, безаварийном состоянии горного массива он имеет нормальную (естественную) полярность. Если состояние горного массива нарушено, то может произойти его переполюсовка – он приобретает обратную полярность. Нарушение состояния горного массива может произойти под влиянием горных работ, а также в результате изменения потоков энергии из глубин планеты и из Космоса. В этих условиях весь массив или отдельные его зоны находятся в несбалансированном состоянии,

что может привести к аварийным ситуациям. Информация об этом передается торсионными излучениями мгновенно.

Горные выработки, как искусственные пустоты, образованные и специально оборудованные в горном массиве, подвергаются воздействию энергетических потоков не только из горного массива, но также – из глубин планеты и Космоса, поэтому выработки тоже имеют свою энерго-информационную полярность. При безаварийном состоянии выработки биолокация показывает нормальную полярность. При нарушении состояния выработки может произойти её переполюсовка – выработка приобретает обратную полярность. В выработках с нарушенной полярностью ухудшается состояние здоровья горнорабочих, нарушается их психика, снижается производительность труда, повышается количество ошибок в производственных операциях, происходят немотивированные поступки, повышается травматизм, возникают аварийные ситуации.

Известно, что все материальные объекты имеют свою трехмерную полярность [7]. Горные машины, транспортные средства, различные механизмы, электрооборудование и другие объекты при безаварийном состоянии имеют нормальную полярность. Изменение энерго-информационного состояния технического объекта может привести к его переполюсовке и авариям.

Ретроспективный анализ фантомов технических систем, которые оказались в авариях, показал, что все они имели обратную полярность, в том числе: разбившиеся самолеты и вертолеты, железнодорожные поезда, автотранспортные средства, затонувшие морские лайнеры, например, были переполюсованы разрушенный четвертый блок Чернобыльской АЭС, затонувшая атомная подводная лодка «Курск», разбившиеся автомобили принцессы Дианы и Виктора Цоя, вертолет, на котором летел генерал Лебедь и др. [7].

Изменение полярности любых систем на обратную обычно происходит до возникновения аварийной ситуации или аварии. Это обстоятельство можно использовать для выполнения профилактических мероприятий.

На основе квантового подхода нами разработан способ прогнозирования аварийных ситуаций в шахтах [8]. Способ осуществляется путем дистанционного определения и контроля интегральных параметров полярности и направления вращения локального тор-

сионного поля системы горный массив – выработки. Для анализа состояния безопасности отдельных выработок, участков или шахты в целом используют их модели, план горных работ, схему вентиляции шахты, технологические схемы и другие источники, характеризующие горный массив и горные выработки.

Известно, что реальные объекты и их модели (в том числе – фантомы) посредством торсионных полей информационно связаны между собой: реальный объект и его модель (фантом) генерируют подобные торсионные излучения и поля. При изменении состояния объекта его полярность может быть нарушена, а локальное торсионное поле может изменить направление вращения. Аналогичные изменения этих показателей можно обнаружить методом биолокации и на модели реального объекта или на его фантоме.

Выявлено, что сочетание нормального распределения знаков полярности с правосторонним торсионным полем означает безаварийное состояние объекта. А обратная полярность в сочетании с левосторонним торсионным полем означает, что аварийная ситуация возникла. Между нормальным и аварийным состоянием объекта существует переходное состояние, когда полярность объекта изменена на обратную при сохранении правостороннего торсионного поля.

Момент возникновения аварийной ситуации определяют согласно выражению (1)

$$\tau_a = \tau_c + \Delta\tau_c \pm \Delta\tau_\sigma, \quad (1)$$

где τ_a – момент возникновения аварийной ситуации во времени; τ_c – момент появления сигналов о возможной аварийной ситуации; $\Delta\tau_c$ – продолжительность угрожаемого состояния объекта; $\Delta\tau_\sigma$ – средне-статистическое отклонение от значения $\Delta\tau_c$.

Момент появления сигнала о возможной аварийной ситуации определяют из выражения (2)

$$\tau_c = \tau_m - \Delta\tau_p, \quad (2)$$

где τ_m – момент текущего времени, когда был выявлен сигнал о возможной аварийной ситуации; $\Delta\tau_p$ – опоздание приёма оператором аварийного сигнала.

Ретроспективный анализ множества аварий, которые произошли на разных шахтах Донбасса, показал, что независимо от вида, времени и места аварии, особенностей горного массива, технологии горных работ, промежутков времени $\Delta\tau_c$ между моментом появления сигнала о возможной аварийной ситуации и моментом её возникновения практически не изменяется (табл. 2).

Таблица 2

Примеры опережения заблаговременных сигналов об авариях, которые произошли на шахтах Донбасса

№ п/п	Характер и место аварии	Опережение сигнала об аварии
1	Взрыв газа и пыли в монтажном ходке лавы	11 ч 25 мин
2	Взрыв, пожар, обрушения в выработках	11 ч 41 мин
3	Взрыв газа в лаве	11 ч 45 мин
4	Взрыв газа на вентиляционном штреке	11 ч 11 мин
5	Пожар в выработанном пространстве лавы	11 ч 45 мин
6	Обрушение породы в выработке	11 ч 30 мин
7	Обрушение породы в монтажном ходке лавы	11 ч 45 мин
8	Вспышка газа в лаве	11 ч 13 мин
9	Загорание метана в лаве	11 ч 16 мин
10	Взрыв газа в конвейерном штреке	11 ч 33 мин
Среднее значение: $\Delta\tau_c \approx 11$ ч 30 мин при максимальном отклонении 19 мин		

Контроль за состоянием горного массива и горных выработок по данному способу осуществляется путем периодического тестирования их методом биолокации. Периодичность тестирования определяют с таким расчетом, чтобы оставалось время для выполнения превентивных мер против возможной аварийной ситуации или аварии. Сначала тестируют систему в целом, например – шахту, как систему горный массив – выработки. Затем тестируют отдельные учас-

тки и выработки. Анализ аварий, произошедших на шахтах Донбасса, показал, что сигнал о возможной аварийной ситуации появляется не только в аварийной выработке или на участке, но и по шахте в целом, то есть система посредством торсионных полей и излучений отзывается на изменения в её подсистемах и элементах. В табл. 3 приведены примеры прогноза по данному способу аварийности некоторых шахт Донбасса.

Таблица 3

Примеры отклонения прогноза аварийности шахт Донбасса

Шахта	А	А	А	Б	Б	Д	Д
Прогноз аварии, ч	9-49	11-44	00-43	18-30	00-30	23-50	02-40
Авария произошла, ч	10-00	12-00	00-45	18-45	00-30	23-30	03-00
Отклонение прогноза, мин	- 11	- 16	+ 2	+ 15	0	- 20	+ 20
Среднее отклонение прогноза: 12 мин при максимуме ± 20 мин							

Преимуществом квантового способа прогнозирования аварийных ситуаций в подземных выработках является возможность дистанционного и оперативно-го получения информации о возможной аварийной ситуации до её возникновения. Способ позволяет определить место и время аварийной ситуации и аварии, в том числе: внезапные выбросы угля, породы и газа; вспышки и взрывы газа; пожары; обрушения породы; аварии на горнодобывающем, горнотранспортном и электротехническом оборудовании; прорывы воды в выработки; травмирование горнорабочих; тепловые удары и др.

Таким образом, данный способ прогнозирования аварийных ситуаций обеспечивает повышение безопасности горных работ, снижение травматизма горнорабочих и материальных потерь при авариях.

Предложенный способ будет наиболее эффективен на угольных шахтах, опасных по газу, пыли и внезапным выбросам угля, породы и газа. Кроме того, этот способ может быть использован при тестировании состояния выработок рудников и метрополи-тенев, транспортных туннелей, подземных складов, специальных подземных сооружений военного назначения, а также нефтегазовых скважин.

Выводы

Дано теоретическое обоснование системного квантово-информационного подхода к анализу состояния макроспиновой системы горный массив – выработки.

Разработан оперативный способ дистанционного прогнозирования аварийных ситуаций и аварий в шахтах.

Предложенный способ рекомендуется для анализа состояния и прогноза аварийности любых подземных сооружений.

Список литературы

1. Правила безпеки у вугільних шахтах: НПАОП 10.0-1.01-05. – К.: Відлуння, 2005. – 399 с.
2. Патент № 47889 Україна, МПК (2006) E21F5/00, E21C 39/00. Спосіб прогнозування викликанебезпечності масиву гірських порід / Гаркушенко В.І. та ін. (Україна). – № 2001107074; Заявл.18.10.2001; опубл. 15.07.2002.
3. Муравейник В.И. Системо-информационный подход. – Д.: Свидлер, 2006. – 270 с.
4. Юзвизин И.И. Информациология. – М.: Междунар. изд-во Информациология, 1996. – 215 с.
5. Шипов Г.И. Теория физического вакуума: Теория, эксперименты и технологии. – 2-е изд. – М.: Наука, 1996. – 450 с.
6. Терлецкий Я.П. Парадоксы теории относительности. – М.: Наука, 1996. – 120 с.
7. Гуляев Э.А., Гуляева Ф.И. Влияние обратных поляриностей в нашей жизни. – Одесса: Optimum, 2008. – 7 с.
8. Заявка № 200905789 Україна, МПК E21F5/00, E21C 39/00. Спосіб прогнозування аварійних ситуацій в підземних виробках / Муравейник В.І., Алексеенко С.О., Булгаков Ю.Ф. та ін. (Україна). – Заявл. 05.06.2009.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Голіньком 17.07.08

УДК 551.24:504

О.К. Тяпкин

ОБОСНОВАНИЕ ЭКОТЕКТОНИЧЕСКОЙ БАЗЫ РЕШЕНИЯ ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКИХ ЗАДАЧ

Обґрунтована можливість використання інформації про системи розломів земної кори при створенні еко-тектонічної бази вирішення геоecологічних задач.

Обоснована возможность использования информации о системах разломов земной кори при создании э-ко-тектонической базы решения геоecологических задач.

The opportunity of use of the information about systems of faults of Earth crust at creation of ecological-tectonic basis of the decision of geoeological tasks is proved.

Введение. Во всем объеме изучения специфического влияния геологических факторов на экологическую обстановку техногенно нагруженных территорий особое место занимают исследования (картирование) пространственных особенностей их тектонического строения [1]. При выборе методической основы таких исследований необходимо учитывать следующее. Из-за сложившихся в настоящее время экономических трудностей проведение геоecологического картирования по отдельным проектам – как самостоятельного вида работ – невозможно. В этом случае, хотя и может быть получена наиболее полная и систематизированная информация, но такие работы в средних и крупных масштабах стоят очень дорого и требуют длительного времени, в то время, как угрожающее состояние окружающей среды большинства регионов Украины требует оперативных действий. Поэтому в настоящее время все чаще геоecологические исследования выполняются попутно со всеми видами геологоразведочных работ – с несколько меньшей полнотой, точностью и достоверностью, но при относительно небольших дополнительных затратах.

При таком подходе значительно возрастает роль геофизических методов в целом и особенно, так называемых, «легких» методов – гравиразведки и магниторазведки, которые, как известно [2], оказываются более эффективными, чем другие геолого-геофизические методы, при изучении тектонического строения особенно закрытых территорий. К последнему также следует добавить наличие большого объема уже накопленной этими методами информации, планомерно покрывающей значительную часть территории Украины и пригодную для успешного «перенесения» в область решения современных проблем геоecологии без каких-нибудь дополнительных затрат [3]. Целью данной статьи является обоснование возможностей эффективного использования в качестве эко-тектонической базы решения геоecологических задач разномасштабных карт систем разломов земной кори, восстановленных по комплексу геолого-геофизических данных.

Основные пути использования данных о разломно-блоковой тектоники в геоecологии. При ре-

шении практически всех геоecологических задач в условиях техногенно нагруженных территорий тектонический фактор не только играет существенную роль в потенциальном увеличении эффективности решения соответствующей задачи, но и часто требует обязательного учета. Информация о необходимости учета различных тектонических обстановок, применительно к основным направлениям геоecологических исследований, сведена в табл. 1.

Для построения эко-тектонической основы техногенно нагруженных регионов могут быть использованы известные представления о системах докембрийских разломов, характеризующиеся единичными планетарными закономерностями размещения тектонических структур [2]. Это позволит реализовать принцип последовательных приближений, рекомендованный при изучении любых природных объектов и включающий в себя следующие основные этапы: мелкомасштабное и среднемасштабное изучение техногенно нагруженных регионов в масштабах, соответственно, 1:500000 и 1:200000 и крупномасштабное изучение наиболее важных в экологическом отношении локальных природных и техногенных объектов в масштабе 1:50000 и крупнее. Ниже это будет показано на примере Днепропетровской области. На рис. 1 показан пример поэтапного проведения эко-тектонических исследований – комплект построенных карт (система «телескопических врезок») плотности индикаторов тектонических разломов указанной территории.

Пространственные особенности обработки эко-тектонической информации. Исходя из общепринятых представлений о том, что зонам пересечения разломов соответствуют более «раздробленные» участки земной поверхности, предлагается выполнение простого суммирования индикаторов разломов разных рангов, приходящихся на единицу площади [1]. С помощью карты плотности индикаторов разломов можно охарактеризовать фоновое состояние геологической среды по отношению к наиболее интенсивным и опасным природным и техногенным процессам, которые могут представлять угрозу для жизнедеятельности человека. На конкретных участках исследуемой территории по

мере увеличения уровня полученной интегральной оценки возрастает вероятность резких нарушений геологической среды, приводящих к аварийным ситуациям. Например, анализируя экотектоническую ситуацию исследуемой территории (рис. 1), можно отметить следующее. В региональном плане выяв-

ленные участки наибольшей подверженности проявлениям различных современных процессов в земных недрах сконцентрированы в юго-западной половине области, которая покрывает значительную часть Среднеприднепровского геоблока Украинского щита (УЩ).

Таблица 1

Значение тектонического фактора при решении основных геоэкологических задач

	Основные направления и задачи геоэкологических исследований в условиях техногенно нагруженных регионов	Тектоническая обстановка					
		Одиночный разлом		Пересечения близких по направлению разломов		Пересечения разнонаправленных разломов	
		Активный	Пассивный	Активные	Пассивные	Активные	Пассивные
1	Районирование территорий по признаку чувствительности горных пород к разным видам загрязнения и получение количественных показателей, характеризующих степень влияния загрязнителя на геологическую среду	++	++	++	++	++	++
2	Картирование техногенных ореолов рассеивания тяжелых металлов (в т.ч. радионуклидов) в геологической среде	++	+	++	+	++	+
3	Определение границ распространения в геологической среде загрязнения и оценка тенденций его развития во времени	++	+	++	++	++	++
4	Картирование подтопления земель, оползневых и карстово-суффозионных процессов	++	+	++	+	++	+
5	Прогнозирование верхней части геологического разреза, оценка физико-механических свойств грунтов	+	+	++	+	++	+
6	Прогнозирование геологического разреза и напряженного состояния горных массивов в пределах горнодобывающих предприятий, прогнозирование стойкости бортов проектируемых карьеров	++	+	++	+	+	+
7	Выявление мест возможных мест утечек агрессивных отходов из шламо- и хвостохранилищ	++	+	++	+	+	+
8	Выявление мест и изучение процесса фильтрации через тело плотин	++	+	++	+	+	+
9	Прогноз возможных мест прорыва захороненных стоков и минерализованных вод в пресные водоносные горизонты	++	+	++	+	++	+
10	Контроль состояния (в т.ч. коррозии) подземных коммуникаций	++	+	++	+	+	+
11	Изучение параметров верхней части геологического разреза при мелиорации сельхозугодий	+	+	++	+	++	+

Примечание. Учет соответствующей тектонической обстановки: «+++» – требуется обязательно; «+» – потенциально повысит эффективность решения геоэкологической задачи.

В геологическом отношении к этим участкам тяготеют известные зеленокаменные структуры (ЗКС): Криворожская, Верховцевская, Софиевская, Сурская, Чертомлыкская. В связи с исторически сложившимся расположением на некоторых из этих участков экологически опасных объектов (предприятий военно-промышленного и ядерно-топливного комплексов, продуктопроводов токсичных веществ, прудов-накопителей и отстойников предприятий горнодобывающей и обрабатывающей промышленности), естественные и техногенные аварии и катастрофы могут вызвать здесь новые, еще более тяжелые катастрофы. В то же время на территории соседней Кировоградской области отсутствуют указанные выше ЗКС и тектоническое строение здесь менее контрастное, чем на территории Днепропетровской области –

в частности, отсутствуют участки с чрезвычайно высоким уровнем интегральной оценки (рис. 2). Но это не означает – что тектоническим фактором при решении геоэкологических задач в указанных условиях можно пренебрегать. Даже в этом достаточно мелком масштабе исследований зафиксировано частичное несоответствие участков повышенной плотности индикаторов разломов условного I и более высокого порядков, например, для наиболее техногенно нагруженной территории правобережной части Днепропетровской области (рис. 3, а). Также здесь отмечаются участки несоответствия повышенной плотности индикаторов разломов в современном и погребенном рельефе кристаллического фундамента (рис. 3, б), что свидетельствует о разновременной активизации разломов на этой территории.

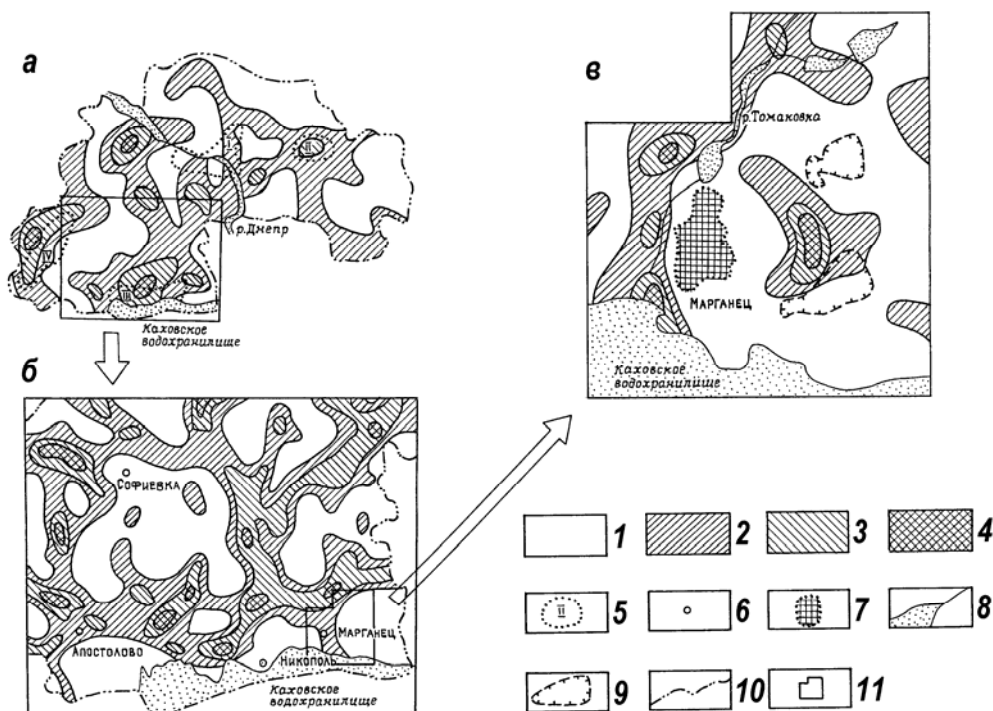


Рис. 1. Результаты поэтапного проведения экотектонических исследований (схемы плотности индикаторов тектонических разломов) территории Днепропетровской области (а) и система врезок: средне- (б) и крупномасштабной (в).

Уровень интегральной оценки: 1 – низкий; 2 – повышенный; 3 – высокий; 4 – чрезвычайно высокий; 5 – промышленно-городские агломерации (I – Днепропетровск, Днепродзержинск, Новомосковск; II – Павлоград, Терновка; III – Николаев, Марганец, Орджоникидзе; IV – Кривой Рог, Ингулец); 6 – населенные пункты; 7 – территория основной застройки г.Марганец; 8 – объекты гидросети; 9 – карьеры Марганецкого ГОКа; 10 – административная граница области; 11 – границы врезок

Таким образом, даже при анализе мелкомасштабной тектонической информации становится ясно, что при укрупнении масштаба исследований необходимо не только изучать уже выявленные аномальные участки, но и продолжать планомерное средне- и крупномасштабное изучение всей территории региона, т.к. при укрупнении масштаба появляются новые аномальные участки повышенной плотности индикаторов разломов все более высоких порядков.

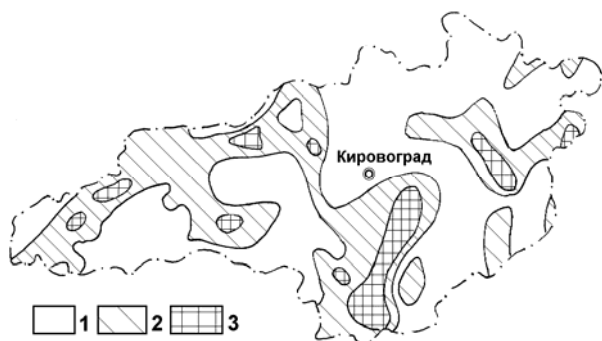


Рис. 2. Схема плотности индикаторов тектонических разломов территории Кировоградской области.

Уровень интегральной оценки: 1 – низкий; 2 – повышенный; 3 – высокий

В частности, интерес для дальнейших крупномасштабных исследований техногенно нагруженного правобережья Днепропетровской области представляет значительный по площади аномальный участок повышенной концентрации разломов высоких порядков в районе г. Марганец, где отсутствует повышенная концентрация разломов I порядка (рис. 1, в) [4].

Ниже рассмотрим конкретные примеры создания экотектонической основы решения геоэкологических задач на примере горно-металлургических предприятий и прилегающих к ним территорий Днепропетровской области.

Использование тектонической информации для создания основы решения геоэкологических задач, связанных с влиянием горно-металлургических предприятий на геологическую среду. Применительно к условиям Днепропетровской области на базе предварительно построенной по комплексу геолого-геофизических данных экотектонической основы [5] определены структурно-тектонические параметры анизотропии геологической среды для прогнозирования опасных проявлений геоэкологических процессов. Выполнена пространственная оценка тектонической анизотропии и зонирование территории правобережья области с целью определения приоритетных направлений и участков опасных проявлений влияния горно-

металлургических предприятий на геологическую среду (фрагмент – см. рис. 4).

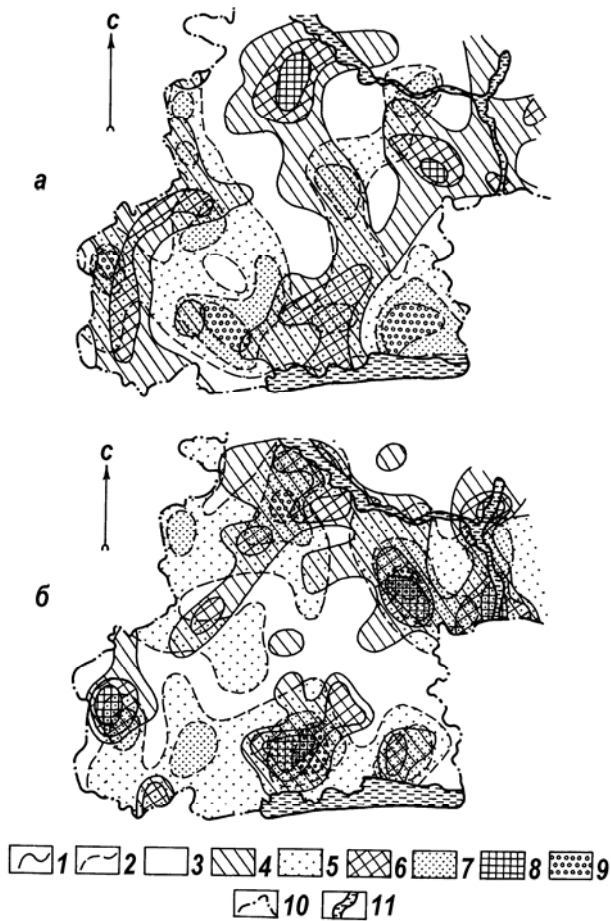


Рис.3. Схемы плотности разломов условного I и более высоких порядков (а) и их индикаторов в современном и погребенном рельефе кристаллического фундамента (б) правобережья Днепропетровской области.

Изолинии плотности: 1 – разломов условного I порядка (а) и индикаторов разломов в дневном рельефе (б); 2 – разломов высоких порядков (а) и индикаторов разломов в погребенном рельефе (б); уровень интегральной оценки: 3 – низкий; 4 и 5 – повышенный; 6 и 7 – высокий; 8 и 9 – чрезвычайно высокий; 10 – административная граница области; 11 – р. Днепр

Результаты этих исследований послужили основой специальных работ по зонированию территории, которая находится под экологическим влиянием горно-металлургического комплекса Кривбасса. В частности, результаты этих работ были использованы Днепропетровским областным советом при распределении средств, полученных от продажи «Криворожстали», на компенсацию негативного экологического влияния.

Криворожский бассейн представляет собой сложную природно-техногенную систему. Продолжительная, интенсивная и односторонняя эксплуатация недр Кривбасса в объединении с функционированием

промышленно-городской агломерации без надлежащих мероприятий по охране и восстановлению окружающей среды привела к исчерпанию экологической емкости окружающей среды.

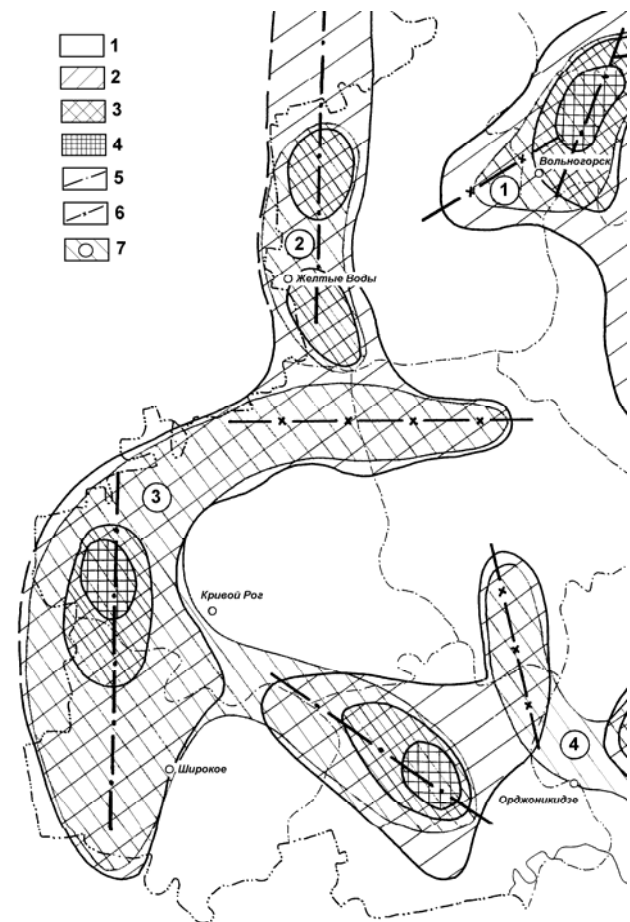


Рис.4. Фрагмент картосхемы зонирования территории Днепропетровской области с целью определения приоритетных направлений и участков опасных проявлений влияния горно-металлургических предприятий на геологическую среду.

Зоны техногенного влияния на геологическую среду: 1 – незначительного; 2 – слабого; 3 – повышенного; 4 – высокого; структурно-тектонические оси региональной анизотропии: 5 – основные; 6 – второстепенные; 7 – участки опасного проявления указанного влияния (1 – Вольногорский; 2 – Желтоводский; 3 – Криворожский; 4 – Орджоникидзевский)

Этот регион фактически превратился на зону экологического бедствия, требующую немедленной реабилитации. В частности установлено, что без учета особенностей тектонического строения невозможно развитие и нормальное функционирование инфраструктуры горно-металлургических предприятий Кривбасса. В первую очередь, это относится к выбору мест строительства гидротехнических сооружений, мостов, трубопроводов и других транспортных магистралей, а также их долгосрочной эксплуатации. С учетом пространственного распределения основных промышленных объектов-загрязнителей на кар-

тосхему (рис. 5) вынесены границы территорий, которые находятся в зоне влияния горно-металлургических предприятий Кривбасса. Всего выделено 3 подзоны. Первая (внешняя по отношению к городу) подзона характеризуется тем, что указанное влияние может существенно превышать фоновые параметры основных компонентов окружающей сре-

ды. Ближе к городу расположена вторая подзона высокого влияния, где возможные превышения нормативных показателей состояния компонентов окружающей среды. И непосредственно примыкает к городу третья подзона кризисного влияния, где превышаются нормативные показатели состояния почти всех компонентов окружающей природной среды.

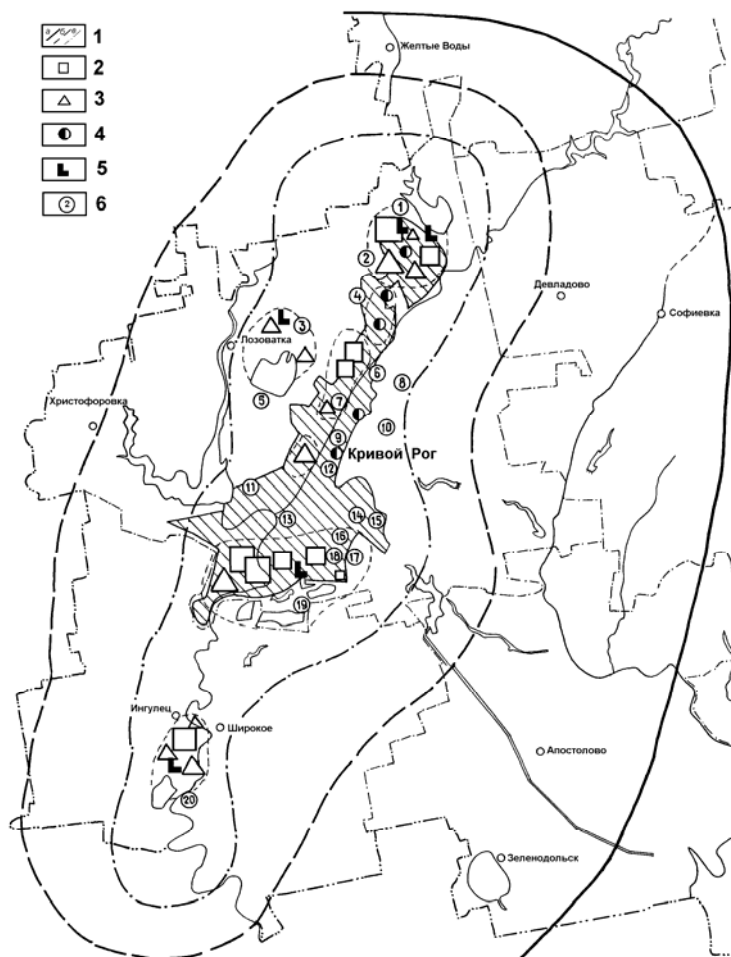


Рис. 5. Геоэкологическое зонирование территории г. Кривой Рог и окрестностей: 1 – границы выделенных подзон: а – первая; б – вторая; в – третья (описание см. в тексте); 2 – карьеры; 3 – отвалы; 4 – шахты; 5 – горно-обогажительные фабрики; 6 – основные промышленные предприятия Кривбасса (1 – СевГОК; 2 – гранитный карьер; 3 – ЦГОК; 4 – шахта «Гвардейская»; 5 – силикатный завод; 6 – ТЭЦ; 7 – шахта «Октябрьская»; 8 – электрозавод; 9 – завод «Ремгомаш»; 10 – шахта им. Артема; 11 – мясокомбинат; 12 – шахта «Гигант»; 13 – завод ГШО; 14 – коксохимический завод; 15 – цементный завод; 16 – МК «Криворожсталь»; 17 – домна № 9; 18 – НКГОК; 19 – ЮГОК; 20 – ИнГОК)

Более подробно связь современной геодинамики с особенностями тектонического строения можно рассмотреть на примере южной части Кривбасса (Шировковский район Днепропетровской области). Эта территория расположена на юго-западной окраине крупной зоны абсолютных современных поднятий земной коры, охватывающей, помимо всего Криворожья, Приазовский массив, районы Донецкого кряжа и простирающейся на Среднерусскую возвышенность.

В локальном же плане район располагается на стыке разновозрастных геоблоков УЩ: Кировоградского и Среднеприднепровского. В современной ак-

тивизации этой зоны основную роль играет Криворожско-Кременчугский разлом, для инструментального изучения современных движений земной коры вдоль которого в 1960-е годы был создан стационарный геодинамический полигон. Разлому отвечает зона аномально высоких значений скорости этих движений – до 10 мм/год (абсолютным максимумом для юго-запада Восточно-европейской платформы). Причем по разные стороны от Криворожско-Кременчугского разлома территория района поднимается с различной скоростью: к западу от р. Ингул – до 11 мм/год, а к востоку – до 5 мм/год [6].

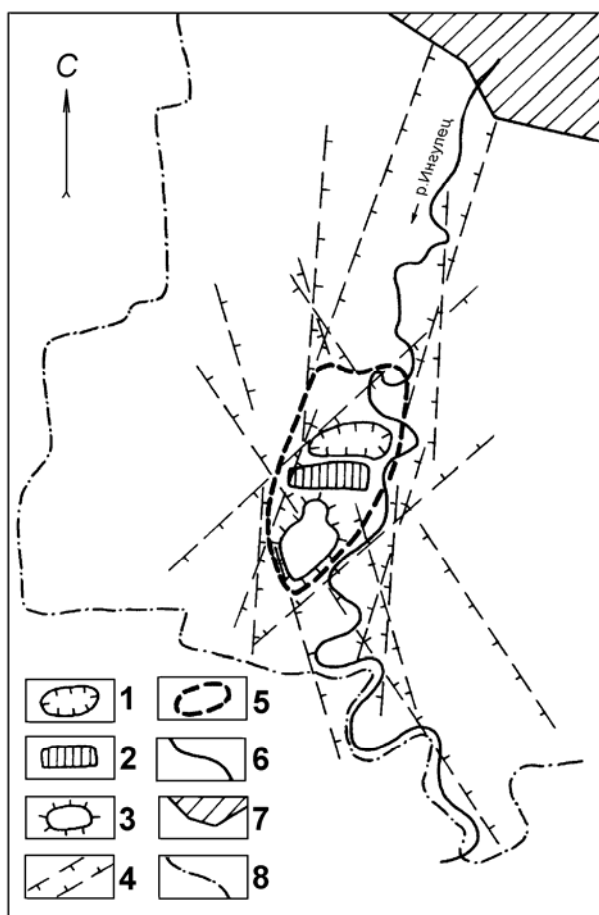


Рис. 6. Тектонические особенности района Ингулецкого ГОКа и его основные объекты: 1 – карьер; 2 – промплощадка ГОКа; 3 – хвостохранилище; 4 – основные системы разломов изучаемого района; 5 – аномальный участок максимального пересечения разломов разных систем; 6 – р. Ингулець; 7 – южная часть г. Кривой Рог; 8 – административная граница Днепропетровской области

Значительные изменения модулей и направлений векторов смещений указывают на дифференцированный характер современных движений по всей площади района, что в свою очередь свидетельствует о наличии зон сжатий и растяжений, связанных с разрывными нарушениями и блоковыми движениями

Построенная ранее среднемасштабная экотектоническая карта [5] позволила более четко локализовать этот аномальный участок. В его центре (рис. 6) сконцентрированы основные объекты одного из крупнейших Криворожских ГОКов – Ингулецкого [7]. Выявленная здесь активизация современных эндогенных и экзогенных геологических процессов приводит к разрушению жилых, промышленных сооружений и нарушению экологической устойчивости окружающей среды. По результатам геофизических работ здесь оконтуриваются зоны подтопления, образованные утечками воды из водоводов и хвостохранилищ, устанавливаются места и интенсивность фильтрация воды под плотинами.

Полученные результаты являются основой для разработки рекомендаций по оптимизации гидрогеохимического и гидродинамического режимов природных вод в районе исследований, а также предотвращению и устранению здесь негативных последствий природных и техногенных процессов в земных недрах и на поверхности, которые связаны между собой и предопределяются особенностями тектонического строения.

Заключение. Подводя итог отметим, что одной из основ решения геоэкологических задач техногенно нагруженных территорий могут являться экотектонические карты, которые, по существу, представляют собой модернизированные варианты карт разломной тектоники – систем разломов, дополненные информацией о техногенной нагрузке, необходимой при решении геоэкологических проблем. На них на общем фоне выделяются наиболее природно-нарушенные участки, требующие использования специальных приемов рационального природопользования и связанных с ними природоохранных мероприятий.

Список литературы

1. Тяпкин О.К. Тектонический фактор в экологической геологии // Придніпровський науковий вісник. Сер. Геологія, географія. – 1998. – № 118(185). – С. 31-38.
2. Тяпкін К.Ф., Тяпкін О.К., Якимчук М.А. Основи геофізики: Підручник. – К.: «Карбон Лтд», 2000. – 248 с.
3. Шапарь А.Г., Тяпкин О.К. Применение геофизических методов при решении задач техногенной безопасности // Геофизический журнал. – 2001. – Т. 23, № 5. – С. 81-91.
4. Геолого-экологическая оценка территории Марганецкого горно-обогатительного комбината / А.Г. Шапарь, Н.В. Кушинов, В.Н. Бойко и др. // Науковий вісник НГАУ. – 2001. – № 1. – С. 100-106.
5. Тяпкин О.К. К созданию среднемасштабной экотектонической основы по геолого-геофизическим данным // Науковий вісник НГАУ. – 2001. – № 5. – С. 32-33.
6. Бондарук А.Г., Самарский Р.Я., Тяпкин К.Ф. Результаты новых повторных нивелировок в Криворожье и их расхождение с данными карты современных движений западной части Европейской части СССР // Труды VI Всесоюз. совещ. и IV Межведомствен. совещ. «Современные движения земной коры». – Таллин, 1972. – С. 17.
7. Тяпкін О.К., Пігулевський П.Г., Троян Я.Г. Використання геолого-геофізичних даних в екологічному аудиті гірничодобувних територій України // Вісник Київського нац. ун-ту. Геологія. – К.: КНУТШ, 2004. – Вип. 29-30. – С. 32-36.

Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. В.Ф. Приходченком 17.07.09

П.Н. Баранов, Л.И. Цоцко

ГЕНЕТИЧЕСКИЕ ТИПЫ ЦВЕТНОГО ЖИЛЬНОГО КВАРЦА ВОСТОЧНЫХ БЛОКОВ УКРАИНСКОГО ЩИТА

Розглянуто геологічні умови локалізації кольорового жильного кварцу східних блоків УЩ. Розроблено класифікацію генетичних типів та визначено сортність сировини кожного з них.

Рассмотрены геологические условия локализации цветного жильного кварца восточных блоков УЩ. Разработана классификация генетических типов и определена сортность сырья каждого из них.

Geological conditions of localisation colour vein quartz of east blocks Ukrainian Shield are considered. Classification of genetic types is developed and the rating of raw materials of each of them is defined.

Состояние проблемы. В пределах Украинской кварценозной провинции, расположенной в южной части Восточно-Европейской платформы, выявлены докембрийские безрудные кварцевые жилы пространственно и генетически связанные с пегматитами и гранитоидами Украинского щита (УЩ), а также более поздние кварцево-жильные образования, приуроченные к осадочно-метаморфизованным палеозойским отложениям Донбасса [1]. Последующими исследованиями в соответствии с геологическим районированием территории Украины выделено пять полей повышенной концентрации кварцосодержащих объектов, в том числе на территории Среднеприднепровского и Приазовского мегаблоков УЩ [2]. Цветной жильный кварц применяется в различных областях ювелирного и камнерезного производства или является ценным техническим материалом, однако в Украине, имеющей значительные прогнозные ресурсы сырья, изучен и используется недостаточно [3].

Актуальность. В период развития рыночных отношений в экономике страны наиболее перспективными для освоения являются декоративные и поделочные камни, добываемые попутно на действующих горнорудных предприятиях [4]. Сегодня повышение экономической эффективности освоения месторождений при попутном отборе цветного кварцевого сырья возможно на действующих предприятиях по добыче декоративных гранитов, стройматериалов, динаса, а также в перспективе при добыче технического кварца.

Цель работы состоит в систематизации и анализе геологической информации об условиях локализации цветного кварца докембрийских образований восточных блоков УЩ и оценке его качества для расширения области применения как камнесамоцветного сырья.

Изложение основного материала. В течение 2001-2009 гг. на территории Среднеприднепровского и Приазовского мегаблоков УЩ сотрудниками Геммологического центра НГУ изучены многочисленные проявления кварцево-жильной минерализации различного генезиса. В качестве объектов исследований были выбраны гранитные массивы, гнейсо-

мигматитовые комплексы, пегматитовые поля и тектоно-метасоматические зоны разломов, в которых по данным предварительных работ локализуются жилы кварца [5-8], но отсутствует систематизация геологических данных о проявлениях сырья с декоративными свойствами.

Жильный кварц гранитных массивов. Токовское проявление цветного жильного кварца расположено южнее с. Красный Запорожец Днепропетровской области на правом берегу р. Каменка. В геоструктурном отношении участок находится в северной части Токовского гранитного массива (Днепровский блок). Кварцевые жилы серого и светло-розового цвета отмечены в толще красных токовских гранитов и обнажаются несколькими участками на площади около 500 м². Выделены две декоративные разновидности сырья по цвету пригодные для изготовления декоративно-художественных изделий: розовый и темно-серый кварц.

Владимировское проявление находится к югу от с. Зольбаховка Днепропетровской области на левом берегу р. Базавлук. В геоструктурном отношении участок расположен в центральной части Днепровского блока УЩ (Сурско-Токовский комплекс архея). Протяженность кварцевой жилы субширотного простирания в плагиогранитах составляет 70 м, мощность – 1-3,5 м. В центральной части жилы цвет кварца розовый, различных оттенков и насыщенности, в зальбандах – белый. Изредка встречаются участки желтого цвета. В обнажении кварц жилы трещиноватый, размер отдельностей составляет 5-10 см в поперечнике, редко – 20-30 см. Декоративность сырья хорошая, кварц принимает зеркальную полировку.

Жильный кварц гнейсо-мигматитовых комплексов. Шолоховское проявление расположено на северо-западной окраине с. Шолохово Днепропетровской области, на правом склоне реки Базавлук. В геоструктурном отношении проявление приурочено к западной части Базавлук-Чертомлыкско-Верховцевской зоны на ее границе с Токовским гранитным массивом в южной части Днепровского блока. В основании разреза залегают граниты и мигматиты Днепровского комплекса, перекрытые маломощным покровом кай-

нозойских отложений. Метабазиты образуют мощную зону (до 3-4 км), сложенную слоями амфиболитов среди мигматитов. Метабазитовая полоса имеет субширотное простирание и очень крутое (до 80°) падение на юг. Амфиболиты инъецированы жилами аплитовидных гранитов, аплитов, пегматитов и кварца различной мощности, содержат пачки мигматитов и других метасоматических пород (альбит-амфиболовых, кварц-цоизит-роговообманковых, цоизитовых), образование которых связано с постмагматической фазой развития Токовского массива. Гидротермальный генезис кварца подтверждается положением жилы относительно вмещающих пород, наличием апофиз, зональным строением жилы, парагенетическими взаимоотношениями между кварцем и цоизитом. Жила кварца залегает субсогласно с вмещающими породами и исследована скважинами на глубину до 50 м. Азимут простирания изменяется от 260 до 280° (в западной части), азимут падения – 170-190°, угол падения – 75-80°. По простиранию жила прослежена горными выработками на 185 м к западу от правого берега реки, признаков выклинивания не отмечается. На левом берегу наблюдается продолжение этой жилы в виде разрозненных выходов. Мощность жилы изменяется от 12 до 20 м (средняя 14,5 м). Местами присутствуют линзообразные включения боковых пород размером до 5 м в поперечнике. Вертикальные и горизонтальные трещины разбивают кварц на плитчатую или глыбово-кубическую отдельности. Расстояние между горизонтальными трещинами колеблется от 5 до 60 см (в среднем 15-20 см), вертикальными – 10-80 см (в среднем 20-30 см).

Строение жилы зональное. Розовый кварц в виде обособлений различной формы наблюдается в центральной части жилы (мощностью около 5 м). По направлению к зальбандам серовато-бурый кварц постепенно сменяется буровато-серым и светло-серым, а на контакте с вмещающими породами – зеленовато-серым кварцем. Вытянутость мозаичных агрегатов кварца и ориентировка чешуек слюды и хлорита в одном направлении определяют полосчатую текстуру породы. Все цветовые разновидности имеют плотную афанитовую структуру с хорошо выраженной слоистостью, ориентированной параллельной зальбандам. В виде примесей присутствуют биотит, гематит, хлорит, ильменит, пироксен, амфиболы и пирит. Пылеватые включения в кварце расположены по контуру зерен и в местах перекристаллизации.

Розовый кварц обнажения изучался в качестве сырья для получения динаса и до 1940 года использовался для нужд Запорожского металлургического завода. Предварительным опробованием кварц признан перспективным для изготовления ювелирно-художественных изделий, так как имеет декоративные и технологические свойства [9]. Сырье хорошо принимает полировку до зеркальной поверхности, в полированном виде приобретает розово-бурю окраску с сиреневым оттенком, просвечивает, некоторые

образцы имеют размытый полосчатый текстурный рисунок. Твердость 6,5-7 (по Моосу), удельный вес составляет 2,66-2,77 г/см³.

Марьевское проявление жильного кварца расположено в восточной части с. Токовское Днепропетровской области на правом берегу р. Каменка. В геоструктурном отношении проявление приурочено к Днепровскому блоку (северная часть Токовского гранитного массива). Кварцевая жила мощностью около 8 м имеет юго-восточное простирание по азимуту 120° с падением на северо-восток по азимуту 300°, угол падения жилы составляет 70-80°. По старым выработкам жила прослежена в северо-западном направлении до русла реки Каменки на протяжении 300 м. Кварцевое сырье участка представляет собой мономинеральную жильную породу гидротермально-метаморфогенного генезиса, содержащую небольшие включения инородных минералов (плагиоклаза, биотита, роговой обманки, хлорита, мусковита). Текстура массивная, структура среднезернистая. Показатель преломления 1,541, удельный вес 2,58 г/см³. Декоративные разновидности представлены молочно-белым, розовым с бурыми пятнами и желтым кварцем. Полупрозрачность кварца и молочно-белый цвет обусловлены многочисленными вторичными газово-жидкими включениями, а иногда и включениями других минералов, расположенными вдоль залеченных трещин. Часто мелкие включения в местах перекристаллизации создают эффект звездчатости, значительно повышающий декоративность камня. Окраска розового кварца определяется гидроокислами титана, а бурая и желтая – гидроокислами железа. Сырье принимает полировку высокого качества, хорошо обрабатывается.

Кварцево-жильное сырье невыветренных цветных разновидностей проявлений Карла Маркса, Новосолдатское и Стекланная Гора этого генетического типа также пригодны для изготовления декоративно-художественных изделий.

Жильный и ядерный кварц пегматитов. *Петропавловское проявление* расположено на окраине с. Петропавловка Днепропетровской области. В геоструктурном отношении площадь находится в западной части Днепровского блока УЩ (Базавлукское пегматитовое поле). По обоим берегам р. Базавлук в северном направлении выявлено 5 участков, выходящих на дневную поверхность светло-серых и светло-розовых пегматитов мощностью от 15 до 20 м, которые пересекаются жилами светло-серого кварца мощностью от 0,3 до 4 м. Кварц в основной массе трещиноватый, декоративность выветренных разновидностей невысокая.

Староигнатъевское проявление находится на южной окраине с. Староигнатъевка Донецкой области на правом склоне р. Дубовка. В геоструктурном отношении участок расположен в Приазовском мегаблоке УЩ (Волновахское пегматитовое поле). Среди гранитов дубовского типа в виде шпиров, линзовидных тел и жил развиты пегматиты со светло-серым или молочным кварцем. Кварцевое ядро

прослежено по простиранию на 12 м, по падению на 3 м, видимая мощность составляет 5 м. Сырье невыветренных разновидностей пригодно для изготовления изделий.

Морвинское проявление находится восточнее хут. Морвино Донецкой области на правом склоне долины р. Кальмиус. В геоструктурном отношении участок расположен в северо-восточной части Приазовского мегаблока УЩ (Волновашское пегматитовое поле). Пегматитовая жила мощностью до 20 м залегает среди гранитов и прослежена на протяжении 150 м по азимуту 350°. В центральной части жилы расположено кварцевое ядро, с обеих сторон окаймленное блоковым пегматитом. Краевые части жилы слагает пегматит графической структуры мощностью от 0,4 до 1,6 м. Кварц окрашен в светло- или темно-серый цвет, хорошо принимает полировку и может быть использован при изготовлении декоративно-художественных изделий.

Кварцевое сырье месторождений и проявлений Елисеевского пегматитового поля (слодоносно-керамическая формация) обладает хорошими декоративными свойствами, принимает полировку высокого качества и может применяться в камнеобрабатывающей промышленности.

Жильный кварц тектоно-метасоматических зон. *Тритузненское проявление* находится в пределах одноименного месторождения гранитов, расположенного на правом берегу реки Днепр в пос. Тритузное у северо-восточной окраины г. Днепропетровска. В структурном отношении участок расположен в полосе интенсивно дислоцированных пород зоны Днепропетровского глубинного разлома. Гранитоиды месторождения вскрыты карьером и обрабатываются механизированным способом главным образом для получения щебня. Зоны тектонической переработки исходных пород имеют различную ориентировку, неодинаковую степень интенсивности проявления и различный возраст. В участках максимального проявления процессов катаклаза пород в пределах карьера наблюдаются зоны тектонического разлинзования, расщепления и милонитизации. Простирание основных зон катаклаза северо-восточное, элементы залегания плоскостей разрывов – азимут падения 120-160°, угол падения 70-80°. В кварц-эпидотовых метасоматических телах и жилах выполения с эпидотом тесно ассоциирует кварц, находящийся чаще всего в подчиненном количестве. Однако распределение гидротермально-метасоматического кварца в массиве пород Тритузненского проявления значительно шире – он образует ядерные части кварц-микроклиновых жил, а более поздний кварц проявляется в виде секущих жил и прожилков. В ряде случаев в таких образованиях помимо молочно-белого кварца встречаются голубовато-серые полупрозрачные его разновидности. Прожилки и гнезда кварца нередко занимают секущее положение в кварц-эпидотовых зонах метасоматоза. Пятнистый и пейзажный рисунки, образованные мелкими выделениями красного полевого шпата и гнездами и про-

жилками светло-серого прозрачного кварца, придают каждому образцу эпидозита (унакита) художественную неповторимость.

Проявления в долине р. Днепр. Геологические обнажения пород тектоно-метасоматических зон в окрестностях г. Днепропетровска (главным образом правобережной части) аналогичны Тритузненскому проявлению, хотя по масштабам уступают последнему. Это Таромское и Новокайдакское проявления, серия участков по трассе Днепропетровского метрополитена и объекты на Новониколаевском месторождении гранитов. Проявления левого берега р. Днепр – в пределах действующих гранитных карьеров – Рыбальское, Любимовское и Первомайское.

Проявление Новониколаевское-2 находится северо-западнее с. Новониколаевка Днепропетровской области. В геоструктурном отношении площадь участка расположена в Сурско-Токовском комплексе Днепровского блока. Проявление представляет собой действующий бутощебеночный карьер размером 1,2x0,3 км, разрабатываемый 5 уступами. Зоны эпидотизации мощностью от 0,5 м до 20-30 м встречаются по всему периметру карьера, среди гранитов и амфиболитов. Массив пород разбит разноориентированными трещинами и трещинными зонами с гидротермально-метасоматической кварц-эпидотовой минерализацией. В эпидозитах зеленого цвета разной насыщенности и оттенков часто наблюдается причудливый текстурный рисунок (пейзажный или текстильный), выполненный включениями в виде пятен, гнезд и прожилков серого и светло-розового кварца. Порода хорошо принимает полировку, а наличие мелких кварцевых жилок различной окраски и мощности улучшает декоративность образцов.

Породы тектоно-метасоматических зон с прожилками, линзами, пятнами прозрачного и полупрозрачного кварца различного цвета, существенно повышающими декоративность породы, проявлений Радионовское, Голубые Скалы, Хлебодаровское, Волосское, Первомайское-1 принимают полировку высокого качества и пригодны для изготовления художественных изделий и мозаики.

Цветное кварцевое сырье эндогенного происхождения Среднеднепровского и Приазовского блоков УЩ представлено такими природными разновидностями: сливной, будинированный, катаклазированный, кристаллы и их друзы.

Декоративно-качественная характеристика и сортность каждого генетического типа цветного кварца восточной части УЩ установлены при группировке месторождений (проявлений) с использованием литературных материалов и учетом данных, полученных в результате лабораторных исследований и полевых геологических наблюдений. Особенности генезиса влияют на форму и размеры кварцевых тел, обуславливают наличие включений и в конечном итоге определяют качество и ценность сырья (табл.).

Сортність кольорового кварцевого сировини східних блоків УЩ

Вмещающие породы	Форма и мощность кварцевых тел	Декоративно-качественная характеристика	Сорт (ОСТ 41-128-77)
Граниты	Жилы, до 15 см	Светло-серый, фиолетовый, желтый, полупрозрачный, непрозрачный	I, III
Гнейсы, мигматиты	Пласты, до 30 м	Светло-серый, желтый, красновато-коричневый, сланцеватый, непрозрачный	II, III
	Жилы, до 3 м	Розовый, серо-розовый, серо-зеленый, просвечивающий в тонких сколах	I, II, III
	Трещины отрыва (жилы альпийского типа)	Кристаллы, щетки и друзы	I, II, III
Пегматиты	Жилы, до 20 см	Светло-серый полупрозрачный (льдистый)	II, III
	Жилы, до 10 м	Молочно-белый в биотитовой рубашке	III
	Жилы, до 30 см	Дымчатый, полупрозрачный, непрозрачный	II, III
	Ядерный, блоковый, до 6 м	Серый разных оттенков и насыщенности, светло-розовый, полупрозрачный	I, II
Граниты, сиениты, гнейсы (тектоно-метасоматические зоны)	Жилы, до 3 м	Молочно-белый с обломками вмещающих пород (брекчия)	II, III
	Жилы, до 30 см	Светло-серый, светло-розовый, прозрачный, полупрозрачный, непрозрачный	I, II
	Пласты, до 20 см (плоскость разрывного нарушения)	Плотная порода с сланцеватой текстурой (милонит)	III

Выводы

В пределах восточных блоков УЩ установлены следующие генетические типы кольорового жильного кварца, перспективного для использования в качестве камнесамоцветного сировини: жильный кварц гранитов и гнейсово-мигматитовых пород, жильный и ядерный кварц пегматитов, жильный кварц тектоно-метасоматических зон.

Определены декоративно-качественные свойства и сортность кольорового кварца каждого генетического типа.

Список литературы

1. Дроздов В.П., Мирочников Н.Н., Коваленко В.П. Жильный кварц СССР и перспективы его промышленного использования. – М.: ВИЭМС, 1979. – 65 с.
2. Панченко В.И., Василишин И.С., Павлишин В.И. Жильный кварц Украины, возможности его промышленного использования // Минералогия рудных месторождений Украины. – К.: Наук. думка, 1984. – С. 237-245.
3. Жильный кварц України: мінералогічна характеристика перспективних рудопроєвів / Павлишин В.І.,

Возняк Д.К., Галабурда Ю.А., Гречановська О.Є. // Мінералогічний журнал. – 2001. – 23, № 1. – С. 11-23.

4. Гурський Д.С. Тези концептуальних засад державної мінерально-сировинної політики щодо використання стратегічно важливих для економіки країни корисних копалин // Мінеральні ресурси України. – 2007. – № 3. – С. 3-5.

5. Кузнецов С.К. Пространственно-временные закономерности формирования жильного кварца: Автореф. дис. ... д-ра геол.-мин. наук. – Сыктывкар, 1998. – 48 с.

6. Баранов П.Н., Шевченко С.В. Камнесамоцветное сировини Украины // Горный журнал. – 2005. – № 8. – С. 39-43.

7. Киевленко Е.Я., Сенкевич Н.Н. Геология месторождений поделочных камней. – М.: Недра, 1983. – 262 с.

8. Мельников Е.П., Колодиева С.В., Ярмук М.Ф. Методы изучения и оценки месторождений кварцевого сировини. – М.: Недра, 1990. – 168 с.

9. Цветные камни Украины / Семенченко Ю.В., Агафонова Т.И., Солонинко И.С. и др. – К.: Будівельник, 1974. – 188 с.

Рекомендовано до публікації к.г.-м.н. Ю.Т. Хоменком 14.07.09

В.Н. Иванов, Н.А. Козарь, И.М. Барг

О МЕСТЕ ОРУДЕНЕНИЯ ПОРФИРОВОГО ТИПА В КЛАССИФИКАЦИЯХ МОЛИБДЕНОВЫХ И ВОЛЬФРАМОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Розглянуто основні особливості класичних порфірових родовищ. Зазначено ознаки невідповідності цьому типу деяких молибденових та вольфрамових родовищ і більш обґрунтованого віднесення їх до об'єктів штокверкового морфологічного типу молибден-вольфрамової рудної формації.

Рассмотрены основные особенности классических порфировых месторождений. Указаны признаки несоответствия этому типу некоторых молибденовых и вольфрамовых месторождений и более обоснованного отнесения их к объектам штокверкового морфологического типа молибден-вольфрамовой рудной формации.

The main peculiarities of classical porphyry deposits are examined. The characteristics of discrepancy to this type of some molybdenum and tungsten deposits, and their more substantial attribution to stockwork morphological type objects of molybdenum-tungsten ore formation are indicated.

В последнее время некоторыми исследователями в качестве самостоятельного типа вольфрамовых месторождений выделяется так называемый “порфировый” тип. В частности, в работе [1] этот тип вместе с жильно-штокверковым, скарновым и стратифицированным фигурирует в числе четырех основных. Такого вида классификация, разделяющая месторождения на основе принципиально разных подходов: структурно-морфологических особенностей (жильно-штокверковый и стратифицированный), генезиса (скарновый) и типа вмещающих пород (порфировый), – вызывает некоторое недоумение. В какой-то степени это относится также и к не всегда обоснованному, на наш взгляд, отнесению к указанному типу ряда молибденовых месторождений.

Для корректной дискуссии относительно отмеченных замечаний, очевидно, целесообразно напомнить смысл, вкладываемый предшествующими исследователями в понятие “порфировые месторождения”, которое, как следует из [2], впервые было предложено американским ученым А. Парсоном и на первых порах использовалось главным образом его соотечественниками, а затем вошло в обиход среди геологов других стран.

К числу авторов, которые одними из первых посвятили свои исследования и публикации месторождениям рассматриваемого типа, относятся: Магакьян И.Ф., Мкртчян С.С., Пиджян Г.О. (1962), Ruiz C.F. (1965), Голованов И.М., Мусин Р.А. (1966), Tittley S.R., Hicks C. L. (1966), Пожарицкий К.Л. (1969), Lowell J.D., Guilbert J.M., Королев А.В. (1970), Kirkham R.V., James A.H., Sautherland-Braun A., Gathro R.J., Panteleev A., Ney C.S. (1971), Mitchell A.H., Garson M.S., Rehrig W.A., Heidrick T.L., Sillitoe R.H. (1972). В нескончаемом перечне других исследователей порфировых месторождений наиболее часто встречаются публикации следующих авторов: И.Г. Павловой, В.И. Сотникова, Д.Дж. Карсона, Р.Б. Картена, Дж.Д. Кейта, П.В. Липмана, С.Р. Маккациона, В.Дж. Макмиллана, Дж.Р. Ричардса, Т.Г. Теодора, Г. Вестры и др.

Согласно Р.В. Кирхаму [3] к “порфировым” относятся крупные низко-среднесортные месторождения, в которых рудные минералы являются структурно контролируемыми (например, жилы, штокверки, зоны трещиноватости, трубки брекчий и т.д.) и которые пространственно и генетически связаны с фельзитовыми до средних по составу порфировыми интрузиями.

Из сводки В.Д. Синклайра [4] следует, что среди порфировых месторождений в соответствии с металлами, количества которых являются существенными для того, чтобы их извлекать, а также побочными элементами (указанными в скобках) можно выделить 10 подтипов: 1) Cu (\pm Au, Mo, Ag, Re, ЭПГ); 2) Cu-Mo (\pm Au, Ag); 3) Cu-Mo-Au (\pm Ag); 4) Cu-Au (\pm Ag, ЭПГ); 5) Au (\pm Ag, Cu, Mo); 6) Mo (\pm W, Sn); 7) W-Mo (\pm Bi, Sn); 8) Sn (\pm W, Mo, Ag, Bi, Cu, Zn, In); 9) Sn-Ag (\pm W, Cu, Zn, Mo, Bi); 10) Ag (\pm Au, Zn, Pb). Эти месторождения, обычно приуроченные к протяженным, относительно узким металлогеническим провинциям и ассоциированные, главным образом, с мезозойскими и кайнозойскими орогенными поясами на западе Северной и Южной Америки и на западной оконечности Тихоокеанского бассейна, служат важнейшим источником меди, молибдена и рения, а также золота, серебра и олова. Наиболее продуктивными периодами формирования порфировых месторождений являлись юра, мел, эоцен и миоцен.

Тектонические обстановки, в которых находятся порфировые месторождения, различны. Порфировые медные месторождения, ставшие прообразом данного типа, обычно располагаются в корневых зонах андезитовых стратовулканов, находящихся в пределах связанных с субдукцией континентальных и островных дуг. Молибденовые месторождения в большинстве случаев ассоциированы с анорогенными гранитами, внедрившимися в континентальном положении, чаще – в условиях расширяющегося рифта. Некоторые порфировые молибденовые, а также вольфрам-молибденовые и оловянные месторождения сформировались в мощных континентальных колли-

зионных областях, хотя время их образования постколлизийное. Порфиоровые медно-золотые месторождения, связанные с насыщенными кремнеземом интрузиями триас-юрского возраста в Британской Колумбии (Канада), формировались в условиях островных дуг, возможно, в периоды растяжения последних. Третичные золоторудные месторождения пояса Марикунга в Чили, по-видимому, сформировались в континентально-острово-дужных условиях вдоль по простиранию на север от главных медных месторождений того же возраста.

В некоторых случаях размещение порфиоровых месторождений контролируется региональными структурами, например, рифтовой системой Рио-Гранде на западе США; Западным Разломом, вытянутым вдоль простирания эоценового медно-порфиорового пояса на севере Чили; главной системой слепого разлома Филиппин в северной части островодужной системы и т.д.

Рассматриваемые месторождения находятся в тесной ассоциации с порфиоровыми эпи- и мезозонными интрузиями, приурочиваясь, как уже отмечалось для медных объектов, к корневым зонам андезитовых стратовулканов. Исключением можно считать отдельные месторождения золота (Поргера в Папуа-Новой Гвинее, Кью Эр в Британской Колумбии и др.), которые показывают тесную связь с мелкими малоглубинными интрузиями щелочных мафитов. На месторождениях описываемого типа присутствуют также интрузии и брекчии, которые были внедрены в промежутки времени между периодами минерализации или непосредственно в процессе рудообразования.

На ряде канадских месторождений (Логтанг, Антиклаймакс, Маунт Плизант) фельзитовые интрузивные породы, вмещающие оруденение, характеризуются наличием слоев гребенчатого кварца мощностью до нескольких сантиметров, обычно встречающихся вблизи контактов и в верхних частях интрузий. Кристаллы кварца в слоях ориентированы грубо перпендикулярно к зальбандам, показывая, таким образом, рост на закристаллизованном субстрате внутрь, по направлению к центру интрузии и, вероятно, свидетельствуя о перманентном заполнении пустот минеральным веществом, отлагающимся при охлаждении флюидов, поступавших из находящей ниже магмы.

Петрохимические особенности рудопродуцирующей магмы достаточно уверенно определяют металльную специфику оруденения. Интрузивные породы медных, медно-молибденовых, медно-золотых и золотых порфиоровых месторождений обычно являются низкокремнеземистыми, относительно примитивными диоритами до гранодиоритов, в то время как молибденовые, вольфрам-молибденовые, вольфрамовые и оловянные объекты преимущественно ассоциированы с высококремнеземистыми дифференцированными гранитными плутонами.

Форма порфиоровых месторождений различна – неправильная, овальная, цилиндрическая, “опроки-

нутой чаши” и др.; их размеры составляют сотни и тысячи метров в трех направлениях.

Варьирующая по составу, но при обычной доминирующей роли пирита, рудная минерализация может быть заключена в жилах, прожилках и т.д., которые в крупных комплексных месторождениях имеют очень высокую плотность.

Гидротермальные изменения, как правило, интенсивные и распределены зонально как в масштабе месторождения, так и по отношению к индивидуальным жилам и трещинам. На многих месторождениях участки измененных пород в масштабе месторождения состоят из внутренней калиевой зоны, сложенной биотитом и калишпатом (\pm амфибол, магнетит, ангидрит) и внешней зоны пропилитов (кварц, хлорит, эпидот, кальцит, локально альбит, ассоциированные с пиритом). Между этими двумя зонами могут располагаться зоны филлитового (кварц, серицит, пирит) и аргиллизитового (кварц, иллит, пирит \pm каолинит, смектит, монтмориллонит, кальцит) изменения. Промышленное сульфидное оруденение на медных и медно-молибденовых месторождениях пространственно наиболее тесно связано с калиевым метасоматозом. На некоторых медно-золотых месторождениях наблюдается натриевое изменение, преимущественно представленное вторичным альбитом. В корневых частях месторождений Эдингтон и Энн-Мэйсон (шт. Невада, США) присутствует зона натрий-кальциевого изменения, сложенная олигоклазом, кварцем, сфеном, апатитом \pm актинолитом и эпидотом.

Вполне понятно, что минералогия гидротермальных изменений в определенной мере контролируется и составом вмещающих пород.

После краткой характеристики наиболее типичных черт порфиоровых месторождений можно перейти к обсуждению основной темы настоящей публикации, заключающейся в выяснении места оруденения порфиорового типа в систематике месторождений молибдена и вольфрама и роли его в минерально-сырьевой базе названных металлов.

Из вышеизложенного следует, что молибден в качестве основного полезного компонента присутствует в рудах порфиоровых месторождений собственно молибденового, медно-молибденового и вольфрам-молибденового подтипов.

В работе [4] сообщается, что отнесенные к порфиоровому типу очень крупные месторождения Клаймакс и Юред-Гендерсон (шт. Колорадо, США) со средними содержаниями молибдена в рудах 0,24 и 0,17% при их запасах 907 и 727 млн. т соответственно являются членами спектра молибденосодержащих месторождений, большинство из которых имеют более низкие содержания и тоннаж этого металла и, что существует континуум между порфиоровыми месторождениями меди и молибдена. Месторождения, представляющие конечные члены данного континуума, являются богатыми и промышленно важными, в то время как объекты с промежуточными содержаниями меди и молибдена показывают, что медные месторождения с невысокими содержаниями мо-

либдена или вообще его не содержащие, соответствуют молибденовым месторождениям, бедным медью. Наряду с этим убедительных данных, свидетельствующих о существовании такого же континуума между молибденовыми, молибден-вольфрамовыми и вольфрамовыми “порфировыми” месторождениями, на данный момент не имеется. Здесь, очевидно, уместно отметить весьма распространенное сонахождение молибдена и вольфрама в рудах месторождений других, общепризнанных, типов, относящихся к молибден-вольфрамовой рудной формации (Ф.Р. Апельцин, В.Т. Покалов и др.); это касается, между прочим, и упомянутых уже гигантов – месторождений Клаймакс, из руд которого попутно извлекался вольфрам, и Юред-Гендерсон, на котором присутствует гюбнерит (однако в непромышленных количествах), а также характерно развитие нетипичных для порфировых месторождений кварц-топазовых грейзенов, несущих молибденит.

Согласно типизации геологических обстановок нахождения молибдена как в качестве попутного компонента, так и в виде собственных месторождений, предложенной В.Т. Покаловым [5], таковыми являются:

1) островные дуги – среди вулканогенно-плутонических комплексов ранней стадии развития геосинклиналей, представленных вулканогенной андезитовой формацией и плутонами, сложенными главным образом диоритами;

2) складчатые пояса окраинно- и внутриконтинентальных геосинклиналей – в связи с вулканоплутоническими комплексами периода эпигеосинклинальной орогении, с преимущественным развитием в них вулканогенной трахиандезитовой формации и плутонов пестрого состава, в строении которых участвуют монциты, сиениты, габбро, диориты, граносиениты, гранодиориты, граниты;

3) области мозаично-блокового строения, сформировавшиеся в результате эпиплатформенной орогении на кристаллических щитах и в областях завершенной складчатости, с широким развитием вулканоплутонических комплексов, производных главным образом кислой магмы.

Подавляющая часть медно-молибденовых порфировых месторождений в соответствии с данной типизацией сосредоточена в орогенных поясах меж- и окраинноконтинентальных геосинклиналей и образована в период эпигеосинклинальной орогении. Собственно молибденовые месторождения, в том числе Клаймакс и Юред-Гендерсон, однако, приурочены к поднятиям в областях эпиплатформенной орогении, а именно – к разноориентированным нарушениям и местам их пересечения, тектоническим зонам в бортовых частях наложенных впадин. Группа вольфрам-молибденовых месторождений, среди которых имеются и отнесенные некоторыми исследователями к порфировым, также связана с периодом эпиплатформенной орогении, но тяготеет к структурам мозаично-блокового строения, зонам разломов разного направления, разрывным нарушениям в зонах смятия.

С учетом многообразия формулировок понятия “рудная формация”, в разное время предложенных А. Вернером, А. Брейтгауптом, Ф. Шарпантье, Б. Коттом, Ю.А. Билибиным, В.А. Кузнецовым, Р.М. Константиновым, Ю.Г. Ивановым, А.Д. Щегловым и другими, и отмечая, что в качестве ведущего признака выделения таковой обычно фигурирует парагенезис минералов в рудных телах, следует упомянуть, что к дополнительным признакам разными исследователями относятся следующие: морфология рудных тел, близкие условия образования руд, связь с одной геологической формацией и исходными типами магматических пород и т.д. Вполне понятно, что чем шире набор критериев, объединяющих ту или иную группу месторождений, тем выше степень обоснованности отнесения их к единой рудной формации.

С такой позиции можно, в частности, попытаться установить, насколько корректной является констатация принадлежности таких месторождений, как Клаймакс и Юред-Гендерсон, к порфировому типу. Значимость минерального состава руд как основного показателя формационной принадлежности в данном случае следует считать невысокой, поскольку речь идет об одном (не считая подчиненных вольфрамита и гюбнерита) минерале – молибдените, который практически на всех месторождениях молибдена выступает в роли главного рудного. Жильно-штокверковый тип руд также является весьма распространенным на месторождениях этого металла. Так как порфировый облик изверженных пород можно не без основания считать своего рода атрибутом вулканической деятельности, нахождение жильно-штокверкового оруденения в породах, имеющих порфировую структуру, правильнее, на наш взгляд, считать не исключением, а, скорее, закономерностью. Что же касается условий образования медных и медно-молибденовых месторождений (например, Тихоокеанского пояса) в сравнении их с названными молибденовыми месторождениями, то о сходстве в данном случае можно говорить лишь с достаточно высокой долей условности. При этом между медно-молибденовыми объектами складчатых поясов и островных дуг, которые с позиции тектоники плит могут рассматриваться как образованные в разных частях зоны субдукции, и месторождениями Клаймакс и Юред-Гендерсон, ассоциированными с гранитными плутонами, образовавшимися в период активизации западной окраины Северо-Американской платформы и, тем более, многочисленными месторождениями и рудопоявлениями Центрального Казахстана, Западного Забайкалья, Монголии и других континентальных регионов, часть которых также нередко значится в числе объектов порфирового типа, вряд ли стоит ставить знак равенства. Иначе говоря, представляется маловероятным то, что все они относятся к одной (порфировой) рудной формации.

Еще более сомнительным, как уже отмечалось, представляется выделение самостоятельной формации порфировых вольфрам-молибденовых месторождений.

До недавнего времени наиболее приемлемой из всех имеющихся, по крайней мере среди геологов бывшего СССР, считалась классификация вольфрамовых месторождений, разработанная Ф.Р. Апелъциным [6], синтезирующая огромный материал по их типизации, изложенный в работах многочисленных авторов: В.Ф. Алявдина, Т.В. Буткевича, А.М. Быбочкина, В.К. Денисенко, Ю.Г. Иванова, И.Г. Магакьяна, Е.П. Малиновского, Д.О. Онтоева, М.М. Повилайтис, В.Т. Покалова, Е.Д. Радкевича, Д.В. Рундквиста, Н.А. Смолянинова, В.И. Сотникова, М.М. Тетяева, А.Д. Щеглова и др., которыми было предложено несколько десятков названий вольфрамовых формаций. Среди них не было ни одной, имеющей отношение к порфировому типу. Последний рассматривается в работе [7].

В указанной работе к данному типу отнесены месторождения Бойя, Маунт Плизант, Логтанг (Канада), Ксиньлюокань, Льянхуашан и Янчушинь (Китай). Сообщается, что синонимом термина являются вольфрам-молибденовые штокверки, а полезными компонентами, которые могут попутно с вольфрамом извлекаться из руд, – молибден, олово и серебро. Месторождения сложены низкосортными рудами, представленными штокверками вольфрамсодержащих кварцевых прожилков и минерализованных трещин в фельзитовых интрузивных и ассоциированных боковых породах, но обладают крупными запасами и могут разрабатываться методами объемной отработки. В тектоническом отношении они приурочены к зонам слабо-среднего растяжения в кратонах, особенно в постколлизийных зонах на площадях с утолщенной корой. Обычными являются многократные интрузии фельзитов в высокие уровни вулканических построек. Преобладающий возраст минерализации – палеозойско-третичный с преобладанием мезозойского и третичного.

Вмещающими породами преимущественно служат генетически связанные с минерализацией интрузивные породы, но оруденение может также размещаться в осадочных, вулканогенных, изверженных и метаморфических образованиях, не имеющих связи с рудогенезом. Фельзитовые интрузивные, главным образом генетически ассоциированные с оруденением породы, обычно богаты фтором (флюорит- и/или топазсодержащие) и имеют порфировую структуру; при этом могут присутствовать описанные ранее слои гребенчатого кварца, отражающие однонаправленные особенности затвердевания магматического расплава. На месторождениях, тяготеющих к вулканическим интрузиям, присутствуют туфы и другие вулканические породы.

Оруденелые участки, имеющие в пространстве форму “перевернутой чаши”, цилиндрическую или неправильную, обычно имеют горизонтальные поперечные сечения, исчисляемые сотнями метров, и десятками-сотнями метров – по вертикали.

Преобладающие типы руд – штокверки секущих трещин и кварцевых прожилков, а также жилы, серии жил, зоны брекчирования, вкрапленности и замещения.

В роли главных рудных минералов выступают шеелит и вольфрамит либо и тот, и другой вместе; подчиненное значение имеют молибденит, самородный висмут и касситерит; кроме того, в жильной массе, состоящей из кварца, калишпата, биотита, мусковита, флюорита, топаза и др., встречаются пирит, пирротин, магнетит, арсенопирит, леллингит.

Объемного характера и контролируемые трещинами гидротермальные изменения в масштабе месторождения нередко имеют концентрически-зональное строение. Обычными являются минералы грейзенов – топаз, флюорит, богатая литием и фтором слюда. На месторождении Маунт Плизант, например, проникающее кварц-топазовое грейзеновое изменение, с которым ассоциирует богатое вольфрамовое оруденение, сменяется по латерали контролируемым трещинами кварц-биотит-хлорит-топазовым изменением, в пределах которого локализованы более бедные вольфрамом участки. Пропилитовое, главным образом хлорит-серицитовое изменение простирается на расстояние до 1500 м от минерализованных зон. Калиевое изменение (преимущественно в виде калишпата) наблюдается локально в центральных частях объемной грейзенизации. Другие порфировые объекты, к которым относится, в частности месторождение Ксиньлюокань, характеризуются наличием кремнистого и калиевого (калишпат и биотит) изменений, в то время как слабо проявленное грейзеновое изменение, состоящее из мусковита и флюорита, не всегда имеет место. Серицитизированные породы формируют широкий ореол вокруг центральной калиевой зоны, а неправильной формы зоны аргиллитизации могут накладываться как на калишпатовую, так и на серицитовую зоны. Оруденение месторождения Логтанг, представляющее собой шеелитовый штокверк в скарнированных метаосадочных породах и дайках фельзитов над куполом монцогранитов [8], сформировано в 4 стадии: 1) кварц-молибдошеелитовые жилы; 2) кварц-пирит-шеелитовые жилы; 3) кварц-молибденитовые жилы (главным образом в дайках) и 4) полосчатые полиметаллические жилы. Отношение среднего содержания вольфрама к молибдену в рудах равно 3,3:1. Разным стадиям минерализации соответствуют определенные типы околорудных изменений.

Штокверковые зоны на описываемых месторождениях облекают мелкие (обычно площадью в сечении менее 1 км²) штоки, богатые фтором, или накладываются на них. Характерно многостадийное рудообразование.

Признается магматически-гидротермальная модель образования месторождений. Считается, что при этом большие объемы магматических флюидов высокой солености захватывали вольфрам, молибден и другие металлы из магмы. Многократные стадии брекчирования, обусловленного давлением взрывных флюидов, высвободившихся из верхних частей небольших интрузий, приводили к отложению рудных и жильных минералов в секущих трещинах и брекчиях внешнего “панцыря” интрузий и вмещающих пород. Вторжение метеорных вод в магматиче-

ски-гидротермальную систему явилось причиной более позднего изменения вмещающих пород, но не играло значительной роли при рудообразовании.

Предполагается, что порфировые вольфрамовые месторождения могут быть частью ряда, включающего в себя объекты типа Клаймакс в качестве одного крайнего члена и порфировые оловянные месторождения, являющиеся противоположными крайними членами.

Запасы руд рассматриваемых месторождений иногда превышают 100 млн. т при среднем содержании в них вольфрама 0,2-0,3% (как исключение – месторождение Льянхуашан, в рудах которого в среднем содержится 0,8% вольфрама). Кроме вольфрама иногда присутствуют аномальные количества молибдена и висмута (соответственно до 0,12 и до 0,08% в зоне Файр Тауэр месторождения Маунт Плизант). В настоящее время, как явствует из анализируемой работы, порфировые вольфрамовые месторождения не являются важным мировым источником металла.

Таким образом, после анализа изложенного материала можно констатировать, что все-таки, остаются до конца не выясненными два вопроса, касающиеся, во-первых, правомерности отнесения некоторых молибденовых месторождений (Клаймакс, Юред-Гендерсон и др.) к порфировому типу, а во-вторых, – выделения самостоятельной группы порфировых вольфрамовых месторождений.

Относительно первого вопроса следует указать на то, что нахождение оруденения в порфировых магматических породах, с одной стороны, еще не является доказательством существования генетической связи между оруденением и этими породами, а с другой – геологические обстановки, в которых образованы два названных выше месторождения, явно отличаются от тех, которые продуцировали “классическое” медно-молибденовое оруденение. То есть, один из основных признаков отнесения рудных объектов к этому типу, генетический, очевидно, не служит тому подтверждением. По мнению авторов статьи, по своим характеристикам месторождения Клаймакс и Юред-Гендерсон с большей вероятностью могут принадлежать не порфировому, а одному из типов вольфрам-молибденовой формации, как это имеет место в классификации В.Т. Покалова [5].

По поводу выделения вольфрамовой порфировой формации можно выразить только удивление, поскольку логически не понятно то, как в рамках одной классификации, представленной в работе [1], могут присутствовать два самостоятельных типа месторождений (жильно-штоковковый и порфировый), которые, как следует из [7], являются синонимами. В данной ситуации, по-видимому, более корректным было бы выделение подгруппы порфировых вольфрамовых месторождений в пределах значительно более обширной группы жильно-штоковковых месторождений этого металла. Однако данный вариант отражает лишь только точку зрения авторов статьи.

Список литературы

1. Schuster T. Tiberon puts project on fast track //Northern miner North American's mining newspaper.– 2001 – № 87. – PP. 1-3.
2. Основные типы рудных формаций: Терминологический справочник / Под ред. Ю.А. Косыгина, Е.А. Кулиша. – М.: Недра, 1984. – 316 с.
3. Kirkham R.V. Porphyry deposits /In Report of Activities, Part B: November 1972 to March 1972 // Geological Survey of Canada, Paper 72-1. – PP. 62-64.
4. Sinclair W.D. Porphyry deposits. E-mail: dsinclai@NR Can. gc. ca
5. Локальное прогнозирование плутоногенных месторождений молибдена, вольфрама и олова / Ф.Р. Апельцин, С.Ф. Лугов, В.Т. Покалов и др. – М.: Недра, 1985. – 243 с.
6. Поиски, разведка и геолого-экономическая оценка месторождений вольфрама / Под ред. Ф.Р. Апельцина и Е.С. Павлова. – М.: Недра, 1983. – 232 с.
7. Sinclair W.D. Porphyry W, in Selected British Columbia mineral Deposit Profiles, Volume 1 – Metallics and Coal/Leferube D.V. and Ray G.E., Editors, Open File. – 1995. – № 2. – PP. 101-104.
8. Noble S.R, Spooner E.T.C., Harris F.R. The Logtung large tonnage, low-grade W(scheelite) – Mo porphyry deposit, South-Central Yukon Territory // Econ. Geol. – 1984.– V. 79, № 5.– PP. 848-868.

Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. В.Ф. Приходченком 14.07.09

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ТРАНСПОРТНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ С УЧЕТОМ АДАПТАЦИОННЫХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ САМОХОДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Визначено області ефективного застосування та адаптаційної можливості самохідної техніки, розроблена класифікація комплексів бурового та навантажувально-транспортного обладнання для різних потужностей рудників.

Определены области эффективного применения и адаптационные возможности самоходной техники, разработана классификация комплексов бурового и погрузочно-транспортного оборудования для различных мощностей рудников.

Areas of effective application and adaptable possibilities of self-propelled technicians are defined, classification of complexes of the drilling and LHD equipment is developed for various powers of mines.

Комплексной программой создания ядерно-топливного цикла Украины для обеспечения возрастающих потребностей АЭС ураном предусмотрено ввести в эксплуатацию шахту на Новоконстантиновском месторождении (НКМ).

По оценкам специалистов отрасли НКМ является наиболее перспективным и подготовленным к промышленной обработке, а также крупнейшим в Европе по запасам урана. На данный период шахтное поле вскрыто 4-мя вертикальными стволами, два из которых соединены между собой капитальными транспортными выработками на горизонте 300 м.

Типовые проектные решения по освоению запасов НКМ были ориентированы на применение транспортно-технологических систем, аналогичных применяемым в условиях рудников ВостГОКа. В то же время проектом реконструкции предусмотрено поэтапное освоение запасов с повышением мощности шахты за счет внедрения высокопродуктивных очистных и проходческих комплексов на базе самоходного погрузочно-доставочного оборудования нового поколения. Ориентация на самоходное оборудование, нового поколения обусловлено тем, что подсистема внутришахтного транспорта является одним из основных звеньев в общей системе горно-подготовительных и очистных работ.

Выполненный анализ производственных ситуаций на действующих шахтах ВостГОКа показал, что при проведении горизонтальных горных выработок в настоящее время преимущественно применяется малопроизводительные горнопроходческие комплексы, включающие буровые каретки типа БК-2П и погрузочно-доставочные машины МПДМ-1 с локомотивной откаткой грузов на концентрационных горизонтах. Более того, компоновка комплексов горнопроходческого оборудования в отрасли традиционно осуществляется без учета адаптационных особенностей транспортных машин в подземных транспортных выработках, что отражается на технико-экономических показателях их работы.

Целью данного исследования является формирование ресурсосберегающих транспортно-технологических систем на базе самоходного оборудования, обеспечивающего эффективную отработку запасов Новоконстантиновского месторождения.

Идея работы заключается в использовании адаптационных возможностей самоходного оборудования для формирования гибких транспортно-технологических систем эффективно работающих, как на очистных, так и на подготовительно-нарезных работах.

Традиционно применяемая компоновка технологических схем взаимодействия бурового и погрузочно-доставочного оборудования определяется путем координации эксплуатационных параметров, технических характеристик пневмоколесного транспорта и условий их применения.

В результате экспертной оценки показателей работы комплексов оборудования, применяемых на горнодобывающих предприятиях стран СНГ, была выполнена классификация действующих и перспективных транспортно-технологических схем.

В основу классификации были положены требования, предусматривающие *комплексный учет транспортно-технологических* мероприятий в области планирования, управления и контроля грузопотоков горной массы, вспомогательных материалов, людей и оборудования в зависимости от фактических запросов потребителя продукции.

Анализ современных тенденций в области разработки тонкожилых месторождений в смежных отраслях горнорудной промышленности подтверждает, что одним из основных направлений совершенствования действующих транспортно-технологических систем является комплексное использование в главных технологических процессах однотипного самоходного оборудования.

За рубежом распространена практика применения самоходного бурового и транспортного оборудования, изготавливаемого одним производителем по индивидуальному заказу для конкретных горно-геологических условий [1].

Анализ конструктивных параметров самоходной техники выпускаемой по индивидуальному заказу, показал, что единичные образцы оборудуются кузовом, объем которого соответствует грузоподъемности машины для конкретных горных масс. При эксплуатации комплексов такого оборудования в других условиях снижалась область его эффективного применения и технико-экономические показатели. Например, при транспортировке груза с высоким объемом весом уменьшается полезная масса перевозимого груза.

Известно, что эффективность работы погрузочно-доставочных машин в значительной степени зависит от техники и организации внутришахтного транспорта. Поэтому в классификационной схеме выбор и компоновка комплексов самоходного оборудования осуществляется с учетом применяемого вида магистрального транспорта.

В настоящее время на отечественных и зарубежных рудниках при интенсификации горных работ преимущественно применяют два вида комплексов самоходного оборудования:

- 1) буровая установка + погрузочная машина + транспортная машина.
- 2) буровая установка + погрузочно-доставочная машина.

По результатам оценки эксплуатационных показателей работы комплексов оборудования на зарубежных рудниках [2-4] были установлены области эффективного применения различного самоходного оборудования.

Анализируя проблемы комплексной механизации подготовительно-нарезных работ на рудниках отрасли, можно констатировать, что в современных условиях разработки рудных месторождений направления

совершенствования транспортно-технологических схем во многом зависит от технической политики машиностроительных фирм. Наибольших успехов в этом направлении достигли зарубежные машиностроительные фирмы, которые работают по принципу: при увеличении производственной мощности рудника необходимо использовать более производительное оборудование с высокой адаптационной способностью. Придерживаясь этого принципа, нами разработана классификация очистных комплексов по производительности рудника (табл. 1). Для упрощения выбора класса и формирования схем работы самоходного оборудования в табл. 1 для рудников производительностью 0,5 млн.т руды в год рекомендовано применять комплекс самоходного оборудования, состоящего из погрузочно-доставочной машины и буровой каретки с одной стрелой, при производительности от 1,5 до 3,5 млн. т руды преимущественно применяют каретки с двумя стрелами, а на рудниках большей производительности буровые каретки с тремя стрелами.

Учитывая, что технические параметры оборудования во многом определяют его производительность, для каждого класса оборудования приведены минимальные и максимальные показатели мощности двигателей. Обусловлено это тем, что к конкретному классу оборудования может относиться продукция разных фирм-изготовителей. Так, например фирма Sandvik применяет двигатели фирмы-производителя Mercedes и Detroit Diesel, которые характеризуется невысокой мощностью, а фирма Caterpillar использует двигатели своего производства, которые имеют показатели мощности значительно выше.

Таблица 1

Классификация очистных комплексов самоходного оборудования

Производительность рудника, тыс. т/год	Класс оборудования	Типовая схема	Технические параметры оборудования						Характеристика выработки	
			Мощность двигателя, кВт		Объем, м ³		Скорость, км/ч	Радиус поворота, мм ²	Сечение, м ²	Дорожное покрытие
			ПДМ	АС	ковша	кузова				
500	I		110-170	---	2,0	---	24,0	2900	5,8	Щебеночное
1500	II		180-210	---	4,2	---	25,3	3200	12,0	Щебеночное, бетонное
2500	III		220-270	275-385	6,25	20,1	40,8	5000	30,0	Сборное из ж/б панелей
3500	IV		280-310	395-440	7,2	23,0	45,8	5300	32,6	Асфальтовое
4500	V		320-350	450-567	8,9	27,0	50,4	5700	36,5	Асфальто-бетонное

Следует отметить, что в формировании комплексов бурового, погрузочно-доставочного и транспортного оборудования по признаку производительности рудника учитывались также и горнотехнические параметры добычи урановых руд:

– для буровых машин: диаметр и глубина шпуров, физико-механические свойства пород (ФМСП), параметры буровых выработок;

– для погрузочно-доставочных машин: условие погрузки (в камере или в торце выработки), ФМСП, кусковатость отбиваемой руды и выход негабарита,

расстояние транспортирования, условия разгрузки, размеры погрузочно-доставочных выработок;

– для автосамосвалов: расстояние транспортирования, ФМСП, кусковатость, условия погрузки и разгрузки, параметры транспортных выработок, угол наклона выработки.

Для получения реальной оценки существующих самоходных машин был выполнен анализ и разработана классификация погрузочно-доставочного оборудования зарубежных фирм по грузоподъемности (табл. 2).

Таблица 2

Классификация современных моделей погрузочно-доставочных машин ведущих мировых фирм по грузоподъемности

Название фирмы	Класс по грузоподъемности									
	1		2		3		4		5	
	≥ 5 т		5-10 т		10-15 т		15-20 т		≤ 20	
	D	E	D	E	D	E	D	E	D	E
Sandvik	LH201 LH202 LH203	LH201E LH202E LH203E	LH307 EJC115LP EJC777 LH209L	LH 306E LH 409E	LH 410 LH 514	TORO 1250E TORO 1400E	TORO 0010		LH 621	LH625
Caterpillar			R1300G		R16 00G R17 00G		R2900G		R290G XTRA	
Atlas Copco	ST2D ST2G	EST2D	ST3.5 ST600LP ST710	EST 3.5	ST1030 ST1030LP ST14		ST1520 ST1520 LP			
МТИ	LT-210 LT-270 LT-350		LT-650		LT-950					
GHH	LF-4.5	LF-4.5E	LF-6.3 LF-9.3	LF6.3E LF9.3E	LF-12.3	LF-12.3E	LF-17/21	LF17/21E		

Подбор доставочного оборудования в значительной мере определяет организацию работ на горизонте и в целом по руднику. При расчетах эксплуатационных параметров весьма важно установить оптимальные границы производительности различных видов транспортных средств, количество применяемых единиц техники, а также затрат на проведение доставочных работ.

С учетом вышеизложенного можно констатировать, что производительность горного оборудования является важнейшим параметром при планировании работы самоходных комплексов. В тоже время при изучении влияния горнотехнических факторов на производительность самоходного оборудования необходимо применять имитационное компьютерное моделирование, что позволит оценить влияние на производительность как каждого фактора в отдельности, так и комплекса факторов в целом.

Выводы

По результатам исследований области эффективного применения самоходного оборудования на зарубежных и отечественных рудниках можно констатировать, что использование самоходных машин в комплексах не только увеличивает их эксплуатационную производительность, но и создает условия для

уменьшения удельного объема подготовительно-нарезных работ.

Разработанная классификация очистных комплексов самоходного оборудования позволит осуществлять выбор горной техники с оптимальными типоразмерами для условий отработки Новокопстантиновского месторождения.

Более того, создание и перевооружение подземных рудников, освоение высоко адаптивных технологических схем транспорта на базе современных комплексов самоходного оборудования, позволит достигнуть технико-экономических показателей мирового уровня и в 2,0-2,5 раза повысить интенсивность горных работ.

Список литературы

1. Drill jumbos // Mining Magazine. – 2007. – 196. – № 5. – Pp. 26-30.
2. Колесаев В.Б. и др. Подземная разработка урановых месторождений Стрельцовского рудного поля // Горный журнал. – 2008. – № 8. – С. 33-40.
3. Going deeper underground // Mining Magazine. – 2008. – 198. – № 1. – Pp. 24-29.
4. <http://www.mining-technology.com>.

Рекомендовано до публікації д.т.н. І.Л. Гуменюком 01.06.09

УДК 622.24.05:62-752

А.А. Титов, В.Ф. Ганкевич, А.Н. Коцупей

АНАЛИТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ КОЛЕБАНИЙ ВАГОНЕТКИ НА СТЫКЕ РЕЛЬСОВ

Проаналізовано роботу окремих амортизаторів вагонетки в широкому діапазоні їх параметрів. Надано рекомендації щодо застосування комбінованих амортизаторів.

Проанализирована работа одиночных амортизаторов вагонетки в широком диапазоне их параметров. Даны рекомендации к применению комбинированных амортизаторов.

The operation of single shock absorbers is analysed in the wide range of their parameters. The recommendations on usage of combined shock absorbers are given.

Введение. Опыт эксплуатации рудничного железнодорожного транспорта указывает на необходимость применения вертикальных и осевых амортизаторов для снижения динамических нагрузок на элементы вагонеток и, соответственно, увеличения их сроков службы [1]. Основная нагрузка воспринимается вертикальными амортизаторами (рессорами), которые могут иметь различную конструкцию и выполняться на базе металлических элементов или резинового массива [2]. Выбор того или иного типа амортизатора зависит от комбинации его упруго-вязких свойств, которые подбираются под конкретный вид нагрузки.

Известно, что такие нагрузки на прямом рельсовом пути возникают из-за расхождения или сближения рельсов, перепадов по высоте между головками рельсов в продольном и поперечном направлениях, величины которых могут достигать десятков миллиметров [1, 3]. В данной работе подробно рассматривается случай наезда подрессоренного колеса на стык с возможным отрывом колеса от рельса и последующим их ударным или безударным взаимодействием.

Цель работы. Аналитически описать колебания амортизируемой массы вагонетки с ее возможным вертикальным подбрасыванием при наезде на стык рельсов в зависимости от сочетания упруго-вязких свойств амортизатора, а также рекомендовать приемлемую конструкцию комбинированного амортизатора.

Предпосылки исследований. Справедливость тех или иных моделей взаимодействия вагонетки и рельсового пути можно установить по характерным значениям максимального вертикального ускорения подрессоренной части вагонетки и ее максимального вертикального перемещения.

Согласно данным лаборатории института Гипрорудмаш при расчете колесных пар, которые установлены на пружинных амортизаторах, следует принимать коэффициент динамического усиления равным 2,0 единицы. Близкие к этим данные дает и источник [1], согласно которому коэффициент динамического усиления составляет 1,7 единицы при подрессоривании корпуса вагонетки.

Аналитические расчеты в работе [4] дали значения максимального коэффициента динамического

усиления в более широком диапазоне – от 0,5 до 3,5 единиц – в зависимости от типа применяемого амортизатора (пружинный или резинометаллический) и того, движется ли пустая вагонетка или груженная, причем более высокие значения ускорений наблюдаются для пустых вагонеток, хотя усилия при этом меньше, чем для груженных. В расчетах не учитывалась податливость стыка, которая может скорректировать рассчитанные величины в сторону их уменьшения [5].

Максимальные перемещения центра масс подрессоренной части вагонетки имеют величины соизмеримые со значениями превышения одного рельса над другим (до 30-50 мм) и слабо зависят от коэффициента поглощения амортизатора, что подтверждается расчетами [4]. Однако, как будет показано далее, учет возможности подбрасывания вагонетки скорректирует величины вертикальных перемещений в большую сторону, а также даст возможность оценить максимальный зазор до рельса.

Аналитическая часть. Рассмотрим систему вертикальных колебаний «вагонетка – амортизатор – колесо – рельс», приведенную на рис. 1.

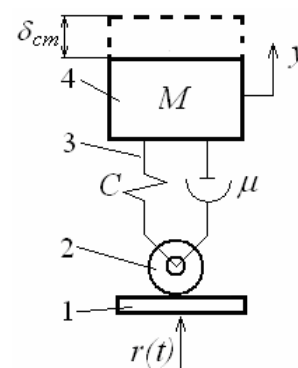


Рис. 1. Динамическая расчетная схема: 1 – рельсовый путь; 2 – колесо; 3 – амортизатор; 4 – приведенная масса корпуса вагонетки

Согласно [4], при наезде колеса вагонетки радиусом R со скоростью v на стык рельсов высотой h система сводится к случаю кинематического возбужде-

ния колебаний, где подъем рельсового пути выражается такой функцией

$$r(t) = \begin{cases} \sqrt{R^2 - (\nu \cdot t - \sqrt{h \cdot (2R - h)})^2} - R + h, & t \leq t_0; \\ h, & t > t_0 \end{cases} \quad (1)$$

здесь начальный момент времени совпадает с первым касанием колесом стыка, а t_0 – время прохождения стыка, определяемое из выражения:

$$t_0 = \frac{\sqrt{h \cdot (2R - h)}}{\nu} \quad (2)$$

Дифференциальное уравнение безотрывного движения имеет вид [4]:

$$M \cdot \ddot{y} + \mu \cdot \left[\dot{y} - \frac{d}{dt} r(t) \right] + C \cdot [y - r(t)] = 0, \quad (3)$$

где C и μ – приведенные коэффициенты амортизатора соответственно жесткости и вязких сопротивлений.

Для случая с возможным отрывом колеса уравнение движения примет вид:

$$M \cdot \ddot{y} = \begin{cases} C \cdot [r(t) - y] - \mu \cdot \left[\dot{y} - \frac{d}{dt} r(t) \right], & y \leq r(t) + \delta_{cm}, \\ -M \cdot g, & y > r(t) + \delta_{cm} \end{cases}, \quad (4)$$

где δ_{cm} – статическая осадка амортизатора.

В более широком смысле, коэффициент C может рассматриваться как совокупная величина, учитывающая жесткость как амортизатора, так и рельсового стыка, колеса и других элементов вагонетки. При дальнейшем описании перейдем от коэффициента жесткости C к величине статической осадки δ_{cm} , однозначно характеризующей соотношению подрессоренной массы вагонетки и приведенной жесткости всех податливых элементов.

Графики в соответствии с уравнением (4) приведены на рис. 2 и 3.

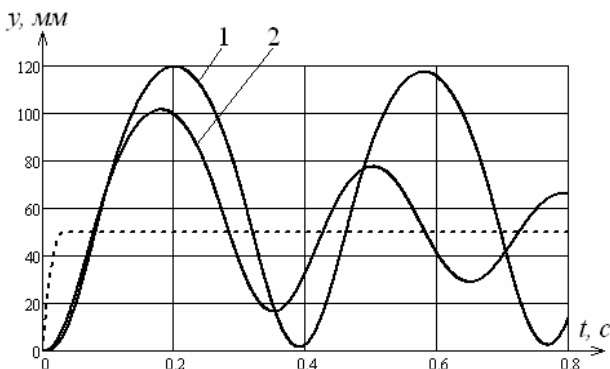


Рис. 2. Вертикальное перемещение на амортизаторах со статической осадкой $\delta_{cm} = 20$ мм при коэффициенте поглощения: 1 – $\psi = 0,05$; 2 – $\psi = 1$

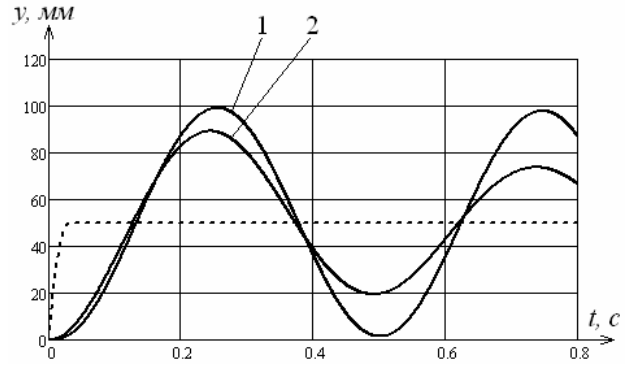


Рис. 3. Вертикальное перемещение на амортизаторах со статической осадкой $\delta_{cm} = 60$ мм при коэффициенте поглощения: 1 – $\psi = 0,05$; 2 – $\psi = 1$

Здесь пунктирными линиями показаны значения функции кинематического возбуждения $r(t)$, соответствующей вертикальному перемещению оси колеса при безотрывном прохождении стыка.

Исходные данные для расчетов были приняты следующие: радиус колеса $R = 200$ мм; высота стыка $h = 50$ мм; скорость движения вагонетки $\nu = 15$ км/ч.

Как следует из рисунков, чем ниже статическая осадка и выше коэффициент поглощения, тем меньше максимальное вертикальное перемещение при подбрасывании вагонетки и меньше период колебаний.

Сопоставление с данными [4] дает увеличенные значения вертикальных перемещений.

Найдем величину первого максимального подбрасывания вагонетки (рис. 4) по формуле:

$$\Delta_{max} = y_{max} - r(t) - \delta_{cm} \quad (5)$$

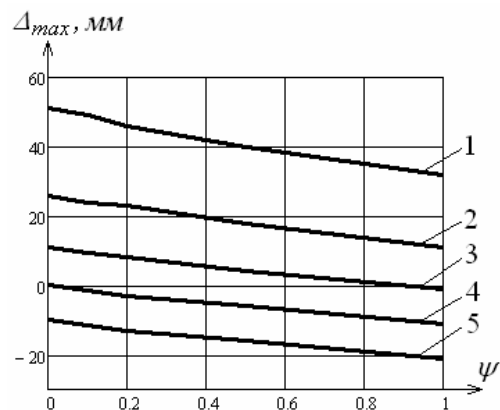


Рис. 4. Зависимость максимального вертикального подбрасывания вагонетки от приведенного коэффициента поглощения при величине статической осадки амортизатора: 1 – $\delta_{cm} = 20$ мм; 2 – $\delta_{cm} = 30$ мм; 3 – $\delta_{cm} = 40$ мм; 4 – $\delta_{cm} = 50$ мм; 5 – $\delta_{cm} = 60$ мм

Из последнего графика (рис. 4) можно сделать вывод, что изменение статической осадки амортизатора на 40 мм (увеличение в 3 раза) приводит к уменьшению подбрасывания на 50-60 мм вплоть до его отсут-

ствия (отрицательные значения на графике), тогда как результатом изменения коэффициента поглощения на всем диапазоне является уменьшение подбрасывания всего лишь на 12-18 мм. Таким образом, значительное увеличение коэффициента поглощения амортизатора приводит к быстрому затуханию колебаний, но практически не устраняет подбрасывания вагонетки вверх. На величину подбрасывания влияет в основном приведенный коэффициент жесткости.

Другой вывод можно сделать, если учесть, что масса груженой рудной вагонетки почти в 3 раза превышает массу пустой вагонетки, т.е. статическая осадка вагонетки, оборудованной одинарным амортизатором, будет в 3 раза больше с грузом, чем без груза.

А это значит, что, например, если груженная вагонетка будет безударно проходить стыки, то пустую может постоянно подбрасывать, вызывая дополнительные нагрузки на ее конструкцию.

Таким образом, применение простых одинарных амортизаторов не может решить проблему безотрывного прохождения стыков на всех этапах работы иным способом, чем чрезмерным увеличением статической осадки, что неприемлемо.

Другим выходом является применение комбинированных амортизаторов, где при повышенной осадке в работу включаются дополнительные упругие элементы [1]. Соотношение жесткостей, очевидно, должно быть близким к соотношению масс груженой и пустой вагонеток.

На рис. 5 представлена разработанная конструкция комбинированного амортизатора [6], обеспечивающая как небольшое изменение статической осадки амортизатора в разных режимах эксплуатации, так и более равномерное распределение нагрузки между колесами. Конструкция поддрессирования включает колесную пару, балансир, опорную часть кузова и комплект из цилиндрической и тарельчатых пружин повышенной жесткости. Балансир заключен в направляющие кузова вагонетки и вертикальные пазы, воспринимающие боковые или поперечные нагрузки кузова. Амортизатор рассчитан на величину неплоскостности опорной поверхности четырех колес и профиля рельсов, равной 50 мм, и максимальную нагрузку на колесную пару 64000 Н.

Выводы. Разработана математическая модель вертикальных колебаний вагонеток на упруго-вязких амортизаторах с возможностью подбрасывания на стыках рельсового пути.

Чем ниже статическая осадка и выше коэффициент поглощения амортизатора, тем меньше максимальное вертикальное перемещение при подбрасывании вагонетки и меньше период колебаний.

Величина вертикального подбрасывания вагонетки на стыках зависит преимущественно от статической осадки, коэффициент поглощения оказывает лишь слабое влияние на это значение.

Предложена конструкция комбинированного амортизатора, имеющая переменную жесткость упругого элемента в зависимости от статической осадки и обеспечивающая прохождение стыков до 50 мм.

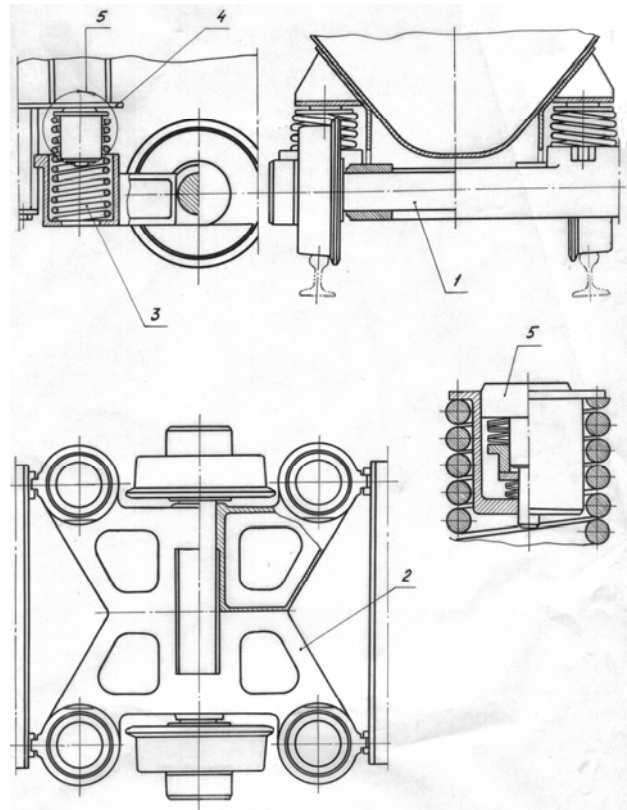


Рис. 5. Схема поддрессирования вагонетки комбинированным амортизатором: 1 – колесная пара; 2 – балансир; 3 – пружина; 4 – опорная часть кузова; 5 – элемент повышенной жесткости

Список литературы

1. Труш И.Е. Исследование износа колес рудных вагонеток в условиях Криворожского бассейна: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – Д.: ДГИ, 1970. – 30 с.
2. Вибрации в технике: Справочник. В 6-ти т. / Ред. совет: В.Н. Челомей (пред.). – М.: Машиностроение, 1981. – Т. 4. – Вибрационные процессы и машины / Под. ред. Э.Э. Лавендела. – 1981. – 509 с.
3. Рекомендации по повышению производительности и снижению затрат на внутришахтном транспорте / А.М. Балута, В.Ф. Калинин, В.Н. Пшеничный и др. – Кривой Рог: НИГРИ, 1970. – 17 с.
4. Титов А.А., Ганкевич В.Ф., Коцупей А.Н. Анализ вариантов взаимодействия системы колесо – вагонетка при наезде на стык рельсов // Науковий вісник НГУ. – 2009. – № 3. – С. 68-71.
5. Гольдин Х.Р. Исследование основных эксплуатационных режимов и динамики рудничных четырехосных вагонов: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М.: МГРИ, 1970. – 20 с.
6. Ганкевич В.Ф. Пути повышения долговечности колес шахтных вагонеток // Металлургическая и горно-рудная промышленность. – 1989. – № 1. – С. 44-46.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.П. Франчуком 16.06.09

АЭРОДИНАМИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ТРУБОПРОВОДА, ПРОКЛАДЫВАЕМОГО СПОСОБОМ ВЫВОРАЧИВАНИЯ НАИЗНАНКУ

Проведені дослідження та розроблена методика обчислення аеродинамічного опору гнучких трубопроводів які прокладають по аварійній виробці способом вивертання навиворіт. У результаті були розроблені залежності, які дозволяють обчислити аеродинамічний опір таких трубопроводів, які роблять вентиляційні установки, що зібрані з двох та більше вентиляторів, встановлених послідовно один за одним.

Проведены исследования и разработана методика расчета аэродинамического сопротивления гибких трубопроводов прокладываемых по аварийной выработке способом выворачивания наизнанку. В результате были получены зависимости, позволяющие рассчитать аэродинамическое сопротивление таких трубопроводов, на которые работают вентиляционные установки, собранные из двух и более вентиляторов, установленных последовательно друг за другом.

Studies were performed and a method was developed for calculating the pipeline bending air resistance at piping an emergency excavation using the turning jut technique. Relationships were derived enabling air resistance calculations for pipelines with ventilating stations combined of 2 or more fans installed in tandem.

Из технологии добычи угля известно, что при проведении тупиковой выработки с помощью буровзрывных работ или проходческого комбайна необходимо обеспечить ее проветривание, отвечающее требованиям ПБ [1]. Для этого вслед за перемещением забоя тупиковой выработки наращивают длину вентиляционного трубопровода и одновременно по нему вентилятором местного проветривания (ВМП) подают воздух в количестве не меньше расчетного Q_3 [2]. Затем с помощью коэффициента утечки κ_y [2] воздуха рассчитывают необходимую производительность ($Q_B = \kappa_y Q_3$) ВМП, а давление, создаваемое им, определяют по известной зависимости [3]

$$P_B = RQ_B^2, \quad (1)$$

где Q_3 – расход воздуха на проветривание забоя выработки, м³/с; κ_y – коэффициент утечки воздуха из вентиляционного трубопровода; $R = rL$ – аэродинамическое сопротивление вентиляционного трубопровода, Па·с²/м⁶, [3]; L – длина выработки L , м; r – удельное аэродинамическое сопротивление, Па·с²/м⁷.

Из анализа выражения (1) видно, что параметр R является постоянной величиной и не зависит от расхода воздуха, подаваемого ВМП в вентиляционный трубопровод.

В отличие от вентиляционного става гибких труб параметр R_T , характеризующий аэродинамическое сопротивление трубопровода, прокладываемого по аварийной выработке способом выворачивания наизнанку [4, 5], существенно зависит от массы 1 п.м этого трубопровода, длины транспортируемой невывернутой его части и скорости ее перемещения, а также направления движения снизу вверх или сверху вниз.

Анализ выражения (1) в приложении к гибкому трубопроводу, прокладываемого по аварийной выработке способом выворачивания наизнанку, показал, что параметр R_T , равный соотношению $\frac{P_B}{Q_T^2}$ при со-

блюдении тенденции $Q_T \rightarrow 0$, обусловленной снижением скорости перемещения торца, на котором трубопровод выворачивается наизнанку, в результате увеличения транспортируемой массы невывернутой части на 1-м этапе его прокладки и, как следствие этого, стремится к бесконечности по гиперболической зависимости.

Из приведенного сопоставления параметров R и R_T видно, что последний характеризует собой сложную функциональную зависимость, которая включает $R_T = f(L, m, V, S, k, b, g)$, где m – масса 1 п.м трубопровода, кг/м; V – скорость перемещения транспортируемой массы невывернутой части трубопровода, м/с; S – площадь поперечного сечения трубопровода, м²; k – коэффициент использования тяговой силы при выворачивании трубопровода наизнанку; b – коэффициент трения скольжения; g – ускорение свободного падения, м/с².

Анализ литературных источников [6-13] показал, что до настоящего времени аэродинамическое сопротивление трубопроводов, прокладываемых способом выворачивания наизнанку, не исследовалось. По этой причине исследование аэродинамического сопротивления подобных трубопроводов является актуальной задачей.

Процесс перемещения такого трубопровода состоит из двух этапов длиной L . На первом этапе процесс перемещения самопрокладываемого трубопровода описывается уравнением динамики переменной массы

$$mx \frac{dV}{dt} + mV^2 = kSP_B - mgxb_1; \quad (2)$$

$$b_1 = f_1 \cos \alpha \pm \left[1 - f_2 + \frac{\rho S}{m} \right] \sin \alpha,$$

где x – переменная координата длины, м; t – время, с; P_B – давление, создаваемое ВМП, Па; f_1, f_2 – коэффициент трения скольжения невывернутой части трубопровода о вывернутую и вывернутой наизнанку о почву выработки; α – угол наклона горной выработки, град.

Решением уравнения (2) при соблюдении граничных условий $x = L, V = V_L$ и $P = P_B$ и выполнения соответствующих преобразований является выражение

$$Q_L^2 = P_B N_1 - N_2; \quad (3)$$

$$N_1 = \frac{kS^3}{4m}; \quad (4)$$

$$N_2 = \frac{gLS^2}{6} b_1.$$

Согласно [3] депрессия ВМП при его работе на аэродинамическую сеть, эквивалентную параллельному соединению, определяется выражением

$$P_B = \frac{a_0 R_T R_Y}{R_T R_Y + b_0 (\sqrt{R_T} + \sqrt{R_Y})^2}, \quad (5)$$

где R_Y – аэродинамическое сопротивление окна регулятора, Па.с²/м⁶; a_0, b_0 – коэффициенты аэродинамической характеристики ВМП.

Из системы выражений (1), в котором $R = R_T$, а также (3) и (5) получим равенство

$$\frac{a_0 R_Y}{R_T R_Y + b_0 (\sqrt{R_T} + \sqrt{R_Y})^2} = \frac{a_0 R_T R_Y N_1}{R_T R_Y + b_0 (\sqrt{R_T} + \sqrt{R_Y})^2} - N_2.$$

Это равенство в результате соответствующих преобразований относительно параметра R_Y принимает вид

$$\sqrt{R_Y} = \sqrt{R_T} \frac{N_2 b_0 - \sqrt{R_T (a_0 N_1 - N_2)} N_2 b_0 - a_0 b_0 N_2}{(a_0 N_1 - N_2) R_T - (N_2 b_0 + a_0)}. \quad (6)$$

Для определения изменения параметра R_Y на 2-м этапе дистанционного прокладывания гибкого трубопровода рассмотрим уравнение динамики переменной массы, описывающее этот процесс:

$$m(L-x) \frac{dV}{dt} - mV^2 = kSP - mg(L-x)b_2 - mgb_3(L+x);$$

$$b_2 = f_1 \cos \alpha \pm \sin \alpha; \quad b_3 = (-f_2 \pm \frac{\rho S}{m}) \sin \alpha.$$

Решением этого уравнения при соблюдении граничных условий $x = L, V = 0$ и $P = P_K = \xi_1 \frac{\rho}{2S^2} Q^2$ и выполнения необходимых преобразований является выражение

$$mV^2(L-x)^2 = kS \left[P(2Lx-x^2) - L^2 \left(\xi_1 \frac{\rho}{2S^2} \right) Q^2 \right] - \frac{2}{3} mgb_2 [(3L^2x-3Lx^2+x^3)-L^3] - \frac{2}{3} mgb_3 [(3L^2x-x^3)-2L^3]$$

где ξ_1 – коэффициент местного аэродинамического сопротивления струи воздуха, истекающей из проложенного трубопровода.

Это выражение при выполнении граничных условий $x = 0, V = V_L$ и $P_K = P_L - \frac{mgL}{S} (b_2 + 2b_3)$ принимает вид

$$Q_L^2 = N_3 - N_1 P_L; \quad (7)$$

$$N_3 = \frac{gLS^2}{12} (b_2 + 2b_3)(3k+2).$$

Из выражения (7) с учетом зависимостей (1), (5), а также выполнения соответствующих преобразований и соблюдения граничных условий $x = 0$ и $Q = Q_L$ получаем равенство

$$\sqrt{R_T} = \sqrt{R_T} \frac{-N_3 b_0 + \sqrt{R_T (a_0 N_1 - N_3)} N_3 b_0 - a_0 b_0 N_3}{(N_3 - a_0 N_1) R_T + (N_3 b_0 - a_0)}. \quad (8)$$

Приравнявая правые части выражений (6) и (8), получаем трансцендентное равенство, в результате решения которого определяем параметр R_T как функцию длины L .

Расчеты показали, что для вентиляционной установки, собранной из трех последовательно установленных друг за другом вентиляторов типа ВМЭВО-8-90 ($a_0 = 19509, b_0 = 27,6$), при работе на трубопровод, прокладываемый на первом этапе на расстояние до 1000 м, функция R_T после обработки методом [14] примет вид

$$R_{T1} = 0,0002L^3 - 0,1471L^2 + 40,799L - 366,89, \quad (9)$$

$$r = 0,99.$$

Для установки, состоящей из двух последовательно установленных вентиляторов типа ВМЦГ-7 ($a_0 = 25444, b_0 = 104$) функция R_T представляется в виде

$$R_{T1} = 0,00005L^3 + 0,0085L^2 + 4,799L - 0,9979, \quad (10)$$

$$r^2 = 0,95,$$

а для установки из двух вентиляторов типа ВМЦ-8 ($a_0 = 18527, b_0 = 94$) параметр R_T имеет вид

$$R_{T1} = 0,1458L^2 - 29,116L + 219,4, \quad (11)$$

$$r^2 = 0,99,$$

для установки из четырех вентиляторов ВМЭВО-8-55 ($a_0 = 22554, b_0 = 88,7$) параметр R_T имеет вид

$$R_{T1} = 0,1093L^2 - 18,371L + 1314,3, \quad (12)$$

$$r^2 = 0,97,$$

для установки из четырех вентиляторов ВМЭВО-8-90 ($a_0 = 31664, b_0 = 80,5$) параметр R_T имеет вид

$$R_{T1} = 0,0003L^3 - 0,2478L^2 + 63,804L - 95619, \quad (13)$$

$$r^2 = 0,98.$$

Таким образом, в результате проведенных аналитических исследований разработана методика расчета аэродинамического сопротивления дистанционно прокладываемого трубопровода. Расчеты по этой методике позволили определить зависимости (9) – (13), характеризующие изменение аэродинамического сопротивления R_{T1} этого трубопровода от его параметров (m , S др.) и длины прокладки по выработкам.

Список литературы

1. Правила безопасности в угольных шахтах / Госнадзорохрантруда Украины. – К.: Основа, 1996. – 421с.
2. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Государственный нормативный акт об охране труда. – К., 1994. – 311 с.
3. Абрамов Ф.А. Рудничная аэрогазодинамика. – М.: Недра, 1972. – 272 с.
4. Пат. № 86118 України МПК(2009) E21F 1/00. Пристрій для дистанційної прокладки гнучкого трубопроводу / Сухоруков В.П., Алексеев А.Д., Смоланов С.М., Сухоруков Д.В. Заявники та патентовласник Донецький ін-т фізики гірничих процесів – №а 2007 06671; заявл. 14.06.2007; опуб.25.03.2009. Бюл. № 6.
5. Сухоруков В.П. Технология дистанционного прокладывания гибких трубопроводов для подачи веществ и газов в аварийные выработки угольных шахт // 2-я междунар. научн.-практич. конф. «Пути повышения безопасности горных работ в угольной отрасли». Тез. докл. 1-2 ноября 2007. – Макеевка. – С. 40-42.
6. Лойцянский Л.Г. Механика жидкости и газа. – М.: Наука, 1978. – 736 с.
7. Попов С.Г. Некоторые задачи и методы экспериментальной аэродинамики. – М.: Госстройиздат, 1952. – 496 с.
8. Фабрикант Н.Я. Аэродинамика. – М.: Наука, 1964. – 815 с.
9. Идельчик И.Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям. – М.: Машиностроение, 1975. – 560 с.
10. Идельчик И.Е. Аэродинамика промышленных аппаратов. – М.: Л.: Энергия, 1964. – 288 с.
11. Альтшуль А.Д., Киселев П.Г. Гидравлика и аэродинамика. – М.: Стройиздат, 1975. – 327 с.
12. Талиев В.Н. Аэродинамика вентиляции. – М.: Стройиздат, 1979. – 395 с.
13. Петров Г.А. Движение жидкости с изменением расхода вдоль пути. – М.-Л.: Стройиздат, 1951. – 200 с.
14. Смирнов Н.В., Дунин-Барковский И.В. Курс теории вероятностей и математическая статистика. – М.: Наука, 1969. – 512 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.П. Франчуком 12.08.09

УКД 622.272

О.Г. Худолей, Т.О. Худолей

РЕГІОНАЛЬНІ АСПЕКТИ СВІТОВОГО РИНКУ КОКСІВНОГО ВУГІЛЛЯ

Зроблена постановка проблеми вивчення ринку коксівного вугілля. Проведено аналіз розвитку ринку коксівного вугілля в світі, відмічені і коротко охарактеризовані основні учасники цього ринку. Виявлені регіональні аспекти розвитку ринку коксівного вугілля на найближчу перспективу.

Сделана постановка проблемы изучения рынка коксующегося угля. Проведен анализ развития рынка коксующегося угля в мире, отмечены и кратко охарактеризованы основные участники этого рынка. Выявлены и рассмотрены региональные аспекты развития рынка коксующегося угля на ближайшую перспективу.

In work statement of a studying problem of the market coking coal is made. The analysis of development of the market coking coal in the world is carried out, the cores participants this market are noted and is short characterised.

Проблема дослідження світового ринку коксівного вугілля та особливо регіональних аспектів його розвитку є актуальною у будь-який момент часу розвитку економічних відносин у країні. Перш за все це пов'язано з тим, що світовий ринок це структура агресивна і відрізняється високим ступенем динамізму. Зміни тут можуть відбуватися дуже швидко, буквально в лічені дні. На зміну кон'юнктури цього ринку впливають безліч чинників, основними з яких є: загальноекономічні умови виробництва, рівень попиту і пропозиції на ринку, особливі вимоги до продукту, торговельно-політичні умови в країні виробництва і в країні споживання, динаміка і рівень цін, перспективи розвитку ринку.

Детальним аналізом ринку коксівного вугілля постійно займаються, перш за все, ті інститути, які безпосередньо залежать від його розвитку та його стійкості. Розуміючи важливе значення стану даного ринку, як в регіональній так і в світовій економіці, його вивчення і моніторинг лежить у сфері інтересів найбільших країн виробників металу та їх металургійних корпорацій.

Метою даної роботи є аналіз сучасного стану і виявлення загальних тенденцій розвитку ринку коксівного вугілля в регіональному аспекті.

Застосування вугілля в сучасному світі має безліч напрямів. Його використовують для отримання електроенергії (енергетичне вугілля), як сировина для металургійної (коксівне вугілля) і хімічної промисловості, отримання рідкісних і розсіяних елементів, виробництва графіту. Перспективним напрямом є спалювання (гідрогенізація) вугілля з утворенням рідкого палива. За даними Міжнародного інституту вугілля, його частка, як первинного енергоносія, в світовій енергетиці складає 25% (це друге місце після нафти).

Залежно від теплотворної здатності вугілля класифікують по видах: найвища теплотворна здатність – у антрациті (твердого блискучого чорного вугілля), а найнижча – у бурого вугілля (лігніту). Відповідно, висококалорійне вугілля використовується в чорній металургії, а низькокалорійне – в електроенергетиці.

В даний час металургія використовує близько 13% (або 717 млн. т) від світового виробництва ка-

м'яного вугілля, причому кращих сортів. З його використанням в світі виплавляється близько 70% сталі.

У 2006 р. виробництво сталі в світі збільшилося на 7,8% (до 1,217 млрд. т) (рис. 1). За підсумками 9 місяців 2007 р. це зростання склало 7,5%. Світове виробництво чавуну (із застосуванням коксу) в 2006 р. виросло помітніше – на 9,87% (до 868 млн. т). Аналогічні темпи (+ 9,6%) спостерігаються для чавуну в 2007 р.

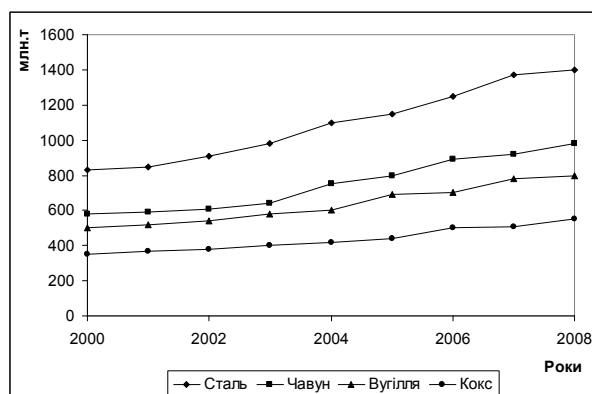


Рис. 1. Світове виробництво сталі, чавуну, металургійного вугілля і коксу

Частка виробництва сталі з чавуну, що виплавляється в доменних печах, у світі продовжує збільшуватися. Причина в тому, що «відповідальний» за це зростання – Китай – скорочує використання лому і нарощує саме доменний процес виробництва.

Крім основного покупця – сталеливарних підприємств, кокс стабільно застосовує кольорова металургія і низка інших виробництв. У світі для виробництва 868 млн.т чавуну використано близько 320 млн. т коксу, але в цілому в світовій промисловості було використано близько 491 млн. т коксу.

У чорній металургії для виробництва тонни чавуну зараз необхідно близько 0,4 т коксу. Економні й альтернативні технології (замінюючи кокс) розвиваються і застосовуються досить обмежено.

За прогнозом IISI очікується, що світове виробництво нерафінованої сталі в 2007 р. збільшиться на 7%, (до 1,34 млрд. т) в порівнянні з 2006 р., а в наступному, 2008 р. – ще на 6%, (до 1,41 млрд. т). Причому фактична динаміка поки випереджає ці прогнози. Крім традиційно високих темпів Китаю (+16,7% за 9 місяців) помітне зростання в сталевому виробництві IISI в найближчі два роки також очікується в Індії (де очікується 13,7%-ве зростання видимого споживання сталі в 2007 р. і 11,8% в 2008 р.) і Бразилії (15,7 в 2007 р. і 5,1% в 2008 р.). Причому всі ці країни, аналогічно Китаю, переважно виплавляють сталь з чавуну, тобто з використанням коксівного вугілля і коксу.

Західні фахівці вважають, що завдяки стійкому зростанню попиту на сталь в Азії світове виробництво сталі збільшуватиметься аж до 2012 р. і досягне 1,6 млрд. т (4,7% зростання в середньорічному обчисленні). Така позитивна (без застоїв і спадів) динаміка розвитку виробництва сталі в світі указує на те, що попит на металургійну сировину, зокрема на коксівне вугілля, в середньостроковій перспективі залишатиметься достатньо значним.

При цьому в 2007 р., за оцінками ABARE, глобальне споживання металургійного коксівного вугілля збільшиться на 10% (майже до 765 млн. т), а в 2008 р. – ще на 6%, (до 810 млн. т). Причому попит на кокс і вугілля буде декілька випереджати як динаміку розвитку металургії, так і світове промислове виробництво в цілому.

Крім розвитку сталеливарної галузі Азії, зростає попит, з боку розвинених країн – виробників сталі, наприклад, таких як Японія, країни ЄС, Україна тощо. В них власний видобуток вугілля і виробництво коксу знижується або не встигає за темпами попиту.

Додаткові проблеми викликає дисбаланс на світовому ринку вугілля зважаючи на відставання інфраструктури, перш за все, транспортної. В Австралії – основного постачальника даної сировини на світовий ринок – помітно відставання залізничної інфраструктури. У загальносвітовому масштабі в наявності дефіцит суден (і портової структури) для морських перевезень насипних вантажів. Восени 2007 р. індекси фрахту швидко зросли майже удвічі.

Найбільший приріст експорту коксівного вугілля, очікується з Австралії, тоді як його імпорт найшвидше виросте (крім Китаю) в Індії (табл. 1).

Основними імпортерами коксівного вугілля в світі є: Японія, ЄС, Корея, Індія, Бразилія і Китай (рис. 2).

Провідними світовими експортерами металургійного вугілля є Австралія, США і Канада (рис. 3).

Китай. Найбільший виробник вугілля в світі минулого року збільшив випуск металургійних сортів коксівного вугілля на 20% (до 329 млн. т).

Китай спроможний самостійно забезпечити власний попит на коксівне вугілля і кокс за рахунок збільшення внутрішнього виробництва. Раніше зростання китайського споживання металургійного вугілля не робило істотного впливу на світовий ринок да-

ної сировини. Проте Китай вже давно є не тільки експортером, але й імпортером найбільш якісного вугілля, але в малих (менше 3% споживання) обсягах.

Таблиця 1
Перспективи розвитку світової торгівлі металургійним вугіллям в основних країнах

Країна	2005 р.	2006 р.	2007 р.	2008 р.
Імпорт				
ЄС	51,8	53	54,2	54,3
Японія	56,6	60,1	63,9	64,5
Китай	7,2	8,7	13,3	14,3
Корея	20,6	20,1	21,7	21,7
Індія	16,9	18,6	24,3	28,7
Бразилія	13,7	13,4	14,9	15,8
Експорт				
Австралія	124,9	124,4	136,1	141,0
Канада	26,7	24,6	25,3	26,1
США	26,0	24,9	26,5	28,2
РФ	10,0	10,4	9,5	8,4

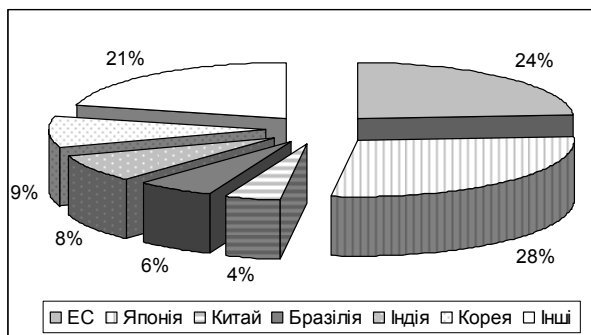


Рис. 2. Світовий імпорт коксівного вугілля (джерело ABARE)

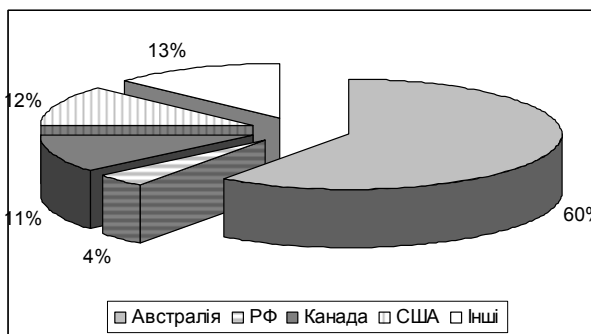


Рис. 3. Світовий експорт коксівного вугілля (джерело ABARE)

Однак ця ситуація в майбутньому може змінитися. Річ у тому, що влада КНР проводить політику зі скорочення кількості невеликих вугільних шахт до 10 тис. з майже 18 тис. тих, що існують на даний момент, а також по забороні розробки нових вугільних проектів з потужністю менше 300 тис. т/рік. Перш за все мова йде про закриття малоефективних і небезпечних виробництв. Тому в Китаї очікується

збільшення імпорту коксівного вугілля з 8,7 млн. т в 2006 р. до 24 млн. т в 2012 р., що може перетворити країну з експортера в нетто-імпортера коксівного вугілля.

У частині виробництва коксу в КНР тенденція аналогічна. З метою скорочення негативної дії коксохімічних виробництв на навколишнє середовище (особливо напередодні олімпіади в Пекіні) в країні проводиться політика їх скорочення. Особливо – виробництв коксу на експорт, розташованих в прибережних (портових) регіонах КНР, особливо густонаселених.

Китайський уряд послідовно скорочує вивіз коксу шляхом підвищення експортного тарифу на кокс і скорочення експортних квот. У першому півріччі 2007 р. Китай вже збільшував експортні тарифи на кокс з 5 до 15%. Проте експортні постачання коксу за січень – липень збільшилися на 20,1% (у порівнянні з минулим роком) до 9 млн. т. На думку «China Coking Industry Association», експорт коксу в 2007 р. може досягти 15 млн. т у порівнянні з 14,5 млн. т у 2006 р. Власті Пекіну «у відповідь» планують посилення порядку експорту і зниження квот на кокс до 5-6 млн. т. Китай явно не прагне «закривати» світовий дефіцит цієї сировини, що росте.

Австралія. Ця країна є другим найбільшим виробником металургійного вугілля, причому головним його постачальником на світовий ринок, оскільки її власне споживання сировини невелике.

У 2006 – 2007 фінансовому році австралійське виробництво металургійного вугілля виросло на 7%, (до 142 млн. т). Очікується, що в 2007 – 2008 рр. його випуск збільшиться ще на 3%, (до 147 млн. т) у зв'язку із зростанням виробництва на нових підприємствах.

Так, наприклад, в штаті Квінсленд (Австралія) в 2007 р. почали працювати нові проекти або розширюються наявні потужності з видобутку вугілля, такі як: «Poitrel» з продуктивністю 3 млн. т вугілля на рік, «Goonyella Riverside» – 7 млн. т і «Peak Downs» – 6 млн. т (що належать компанії BHP Billiton), «Dawson» – 5,7 млн. т, «Grosvenor» – 6 млн. т і «Moranbah South» – 3,5 млн. т (Anglo Coal Australia), «Wesfarmers Curragh North» – 2,4 млн. т та ін.

У штаті Новий Південний Уельс в поточному році заробили проекти «Newras» (з річною потужністю 4 млн. т вугілля) компанії «Resource Pacific Limited» і «СП Ashton» (3 млн. т) компанії «Felix Resources» і «Itochu», а також розробляються нові проекти в «Anglo Coal» і «Donaldson Coal».

У цілому в Австралії планується до 2012 р. довести випуск металургійного вугілля до 159 млн. т. Проте це забезпечує приріст в річному обчисленні менше 2%. Розвиток гірничорудних потужностей Австралії також не встигає за динамікою світового попиту на кокс.

Географічна близькість Австралії до азіатських ринків, що бурхливо ростуть, стимулює бурхливий розвиток гірничорудної галузі цієї країни, включаючи видобуток вугілля.

Після зниження в 2005 – 2006 рр. австралійського експорту вугілля для коксування, в 2006 – 2007 рр. експорт виріс на 10%, (до 132 млн. т). Однак дохід від експорту знизився на 11%, (до \$ 15,1 млрд.). Падіння курсу долара США (у якому полягають контрактні ціни) на тлі австралійського долара, що росте, знизило виручку від збільшених обсягів відвантаження. Очікується, що в 2007 – 2008 рр. австралійський експорт металургійного вугілля збільшиться швидше, ніж виробництво (на 5%), до 139 млн. т, відображаючи вищу продуктивність копалень і збільшення експортних потужностей у Квінсленді.

Інвестиції всіх видів в гірничодобувну промисловість країни (наприклад, з Китаю) йдуть зростаючим потоком.

На тлі планованого розвитку нових джерел постачань, розширення портових потужностей і збільшення пропускнуєї спроможності очікується, що Австралія в майбутньому збільшить свою частку в світовій торгівлі металургійним вугіллям.

Північна Америка. У 2007 р. канадський експорт металургійного вугілля зріс на 3%, до 25,3 млн. т. Зростання канадського експорту є результатом вирішення проблем із залізничним транспортом, які мали місце в 2006 р., і результатом стійкого зростання виробництва на «Elk Valley Coal» в II кварталі 2007 р., який, як очікується, продовжиться до кінця року. Проте шахта «Willow Creek» закривається в результаті фінансового краху власника «Pine Valley Mining», що частково «гасить» вказане зростання канадського експорту.

Подальше помітне збільшення північноамериканського виробництва й експорту можливо тільки при достатньо високих цінах на коксівне вугілля. Мова йде про інвестиції в розширення або відкриття нових виробництв, що вимагають помітного часу.

Індія. Швидке зростання виробництва стали стимулює збільшення індійського імпорту і споживання металургійного вугілля. За наявності надмірного випуску залізородної сировини ресурси якісного вугілля в Індії недостатні. У 2007 р. близько половини індійських потреб у коксівному вугіллі забезпечувалося імпортом.

Індійський уряд намагається обмежити залежність сталеливарної галузі від імпорту металургійного вугілля. Наприклад, властями Індії й урядами її штатів був визначений механізм розподілу надмірного обсягу вугілля між сталевими заводами. Однак благі політичні цілі не відповідають сучасним технологіям. Понад 97% вугільних ресурсів Індії складаються з украй низьких сортів. Це означає високу залежність країни від імпорту високоякісних марок вугілля, особливо при грандіозних індійських планах по розширенню сталевих галузі.

Прогнозується, що індійський імпорт металургійного вугілля виросте в 2008 р. – на 18% (до 28,7 млн. т).

Головним постачальником металургійного вугілля до Індії є Австралія, яка забезпечила в 2006 – 2007 рр. більш ніж 95% імпортованих постачань. На-

прямок імпорту, швидше за все, збережеться, оскільки австралійська сировина має перевагу перед вугіллям із США і Канади.

Україна. Дефіцит коксівного вугілля в Україні постійно загострюється в результаті зниження його внутрішнього виробництва. Крім проблем із видобуванням, є складнощі з залізничним транспортом, а також скорочення імпорту даного виду сировини з Росії. Крім того, наближається традиційне зростання використання вугілля підприємствами, що виробляють електроенергію в передзимовий період. При цьому випуск українського коксу за 8 місяців 2007 р. виріс на 5%, до 13,5 млн. т, а їх експорт – на 54%, до 444 тис. т. Підвищений попит на кокс на Україні стимулюється помітним зростанням випуску сталі (+5,2%) в 2007 р.

За словами генерального директора виробничого господарства об'єднання «Металургпром» Василя Харахулаха, дефіцит коксівного вугілля, а також недопостачання коксу торкнулися в основному «Arcelor Mittal Кривий Ріг» (АМКР), ММК ім. Ілліча, «Запоріжсталі» і ДМК ім. Держинського, які вимушені були розпочати закупівлю американського коксівного вугілля. Крім того, українські металурги планують понизити витрати коксу і, головне, дорожчого газу за рахунок впровадження технології пиловугільного вдування палива. Але поки що українське вугілля і кокс неухильно дорожчають. Українські ціни на вугільний концентрат в 2007 р. виросли на 8%, у середньому до \$ 95/т EXW без ПДВ, а на кокс для виробництва чавуну – на 39% (до \$245/т). При постачаннях на зовнішні ринки середня вартість українського коксу з початку року підскочила на 58%, до рекордних \$257/т FOB.

Росія – найбільша вугільна держава і один зі світових лідерів з виробництва і торгівлі вугіллям. На відміну від України, Росія благополучно завершила реструктуризацію своєї вугільної галузі, в якій за останні 10 років відбулися радикальні зміни. Практично весь видобуток вугілля, в т.ч. 100% видобутку коксівного вугілля перейшли до приватних компаній. Виробники сталі безпосередньо або опосередковано контролюють 60% видобутку коксівного вугілля.

Росія входить до числа лідерів з експорту вугілля на світовий ринок, поставляючи його в 45 країн світу. Російське вугілля експортується до Китаю, Японії, Туреччини, Південної Кореї, Німеччини й інших країн Європи, включаючи Англію. У світовому обсязі експорт російського вугілля складає близько 12%.

Не дивлячись на те, що в Росії спостерігається різке збільшення попиту на коксівне вугілля обсяг його здобичі в країні впродовж останніх років знаходиться практично на одному і тому ж рівні – 70 млн. т/рік. Основною причиною такого повільного зростання з'явилися численні аварії на шахтах, зокрема аварії, які трапилися весною 2007 р. на шахтах "Ювілейна" і "Ульянівська" (входять в "Южжубассуголь"). Підсумком аварій стала зупинка на декілька місяців видобування на цих шахтах. Це призвело до гострого дефіциту концентрату для коксування на російському

внутрішньому ринку, що значно підвищило ціни на нього.

Російський ринок коксівного вугілля високо консолідований з погляду постачань. На ньому присутні три ключові гравці: "Євраз груп" (включаючи шахту "Распадська"), "Південний Кузбас" (входить в "Мечел") і "Сибуглемет" – які утрюх займають 57% вільного ринку. Ці три компанії разом дають 70 - 80% видобутку найбільш цінних твердих і напівтвердих видів вугілля.

Тільки три з найбільших російських металургійних холдингів повністю покривають свої потреби у коксівному вугіллі: "Євраз груп" і "Мечел" при цьому є гравцями вільного ринку. "Северсталь" же лише покриває свої власні потреби. Після несподіваного продажу своїх активів в Кемеровській області компанії «ArcelorMittal» в 2007 р. її забезпеченість власним коксівним вугіллям знизилася до 80%.

За останні три роки (з 2006 по 2008 рр.) світові ціни на вугілля потроїлися. Особливо швидко вони росли в другій половині 2007 р. Слід зазначити, що ціни на вугілля носять регіональний характер, тобто значно розрізняються в різних регіонах миру, проте їх загальна динаміка відповідає світовій. Середня вартість вугілля на світових ринках у 2007 р. знаходилася на рівні \$ 10 – 150/т, залежно від регіону, вигляду і якості вугілля. За оцінкою Трійки Діалог, найближчою перспективою світові ціни на енергетичне вугілля зростатимуть і надалі завдяки його дефіциту. Продовжиться зростання економіки в країнах, що розвиваються, буде рости і попит на вугілля. Китай продовжить орієнтуватися на зростання імпорту вугілля, а зниження видобутку в країнах-експортерах може бути скасовано лише розробкою нових родовищ, що дорого і вимагає значних капіталовкладень в інфраструктуру. При цьому в 2008 р. не очікується різких змін цінової ситуації, оскільки на світовому ринку вугілля є багато виробників, здатних працювати з достатньою рентабельністю при будь-яких цінах.

Аналітики австралійського банку «Macquarie» в своєму прогнозі на 2008 рік чекають, що середньосвітова ціна на коксівне вугілля може протягом цього року вирости на 50% (до 150 дол.). Прогнозна ціна Інвестбанка UBS на 2008 рік складає 145 дол. за тону. Втім прогнозовані цінові рівні не є рекордними: стільки вугілля вже коштувало в 2004 році, коли ціна за тону піднімалася навіть вище 150 дол. Однак потім, у 2005 році, світові ціни знизилися до 70-80 дол. за тону, залишаючись стабільними впродовж всього 2006 року і першого півріччя 2007 року.

Аналітики «Macquarie» відзначають, що зростання ціни обумовлене збільшенням попиту на коксівне вугілля. За оцінками Австралійського бюро сільськогосподарства і ресурсної економіки, в 2008 році глобальне споживання металургійного вугілля збільшиться ще на 6% (до 810 млн. т). Це приблизно відповідає темпам збільшення глобального виробництва сталі: за статистикою Міжнародного інституту чавуну і сталі, світове виробництво сталі за підсумками

2007 року збільшилося на 7% (до 1,34 млрд. т), а в поточному році виросте ще на 6% (до 1,41 млрд. т).

Як і у випадку із залізною рудою, світовий ринок коксівного вугілля у високому ступені монополізований. У важкий для галузі період низьких цін в 1997 – 2003 роках дрібні виробники були поглинені крупними гравцями. З тих пір на ринку домінує п'ять компаній – «BHP Billiton Mitsubishi Alliance» (поставляє на світовий ринок 45 млн. т/рік), «Elk Valley Coal» (22 млн. т), «Anglo American» (10 млн. т), «Xstrata» (9 млн. т) і «Rio Tinto» (9 млн. т).

Складний баланс попиту і пропозиції коксівного вугілля вельми різний по регіонах миру. Через відсутність єдиних і стабільних якісних характеристик, ціни на коксівне вугілля не визначаються на біржі. Основні ціни на коксівне вугілля до цих пір встановлюються договорами між його виробниками і споживачами. Традиційно першими контрактні ціни на тверде коксівне вугілля погоджують австралійські постачальники та японські металургійні підприємства з доменним виробництвом на фінансовий рік, що починається з 1 квітня. Ці ціни є еталонними, базовими для решти всього світового ринку на рік.

У 2007 – 2008 фінансовому році контрактні ціни на австралійське коксівне вугілля твердих сортів з родовищ «Peak Downs» і «Sagaji» компанії «BHP Mitsubishi Alliance» були встановлені в січні поточного року з 16%-м зниженням до \$98/т в порівнянні з \$116 в 2006 – 2007 рр. (табл. 2). На аналогічний відсоток впали ціни і на тверде коксове вугілля «Hail Creek» компанії «Rio Tinto». Зниження контрактної ціни на коксівне вугілля твердих сортів стало віддзеркаленням зростання виробничих потужностей з видобутку австралійського вугілля і скорочення його експорту в 2006 р., внаслідок чого були накопичені великі запаси вугілля на складах виробників.

Таблиця 2

Контрактні ціни на коксівне вугілля US\$ за тону FOB Австралія

	2004/ 2005 рр.	2005/ 2006 рр.	2006/ 2007 рр.	2007/ 2008 рр.
Тверде коксівне вугілля:				
- вищої якості	57,5	125	116	98
- низької якості	55,5	125	105	85
Напівм'яке коксівне вугілля	40	75-80	53-58	64
Вугілля для пилувугільного вдуття (PCI)	45-46	99-101	63-67,5	67,5

Базові ціни на напівм'яке коксівне вугілля, в 2007 – 2008 рр. виросли на 10% (до \$64/т), тоді як вартість вугілля PCI залишилася на рівні попереднього року – \$68. Основною причиною для зростання цін на напівм'яке коксівне вугілля стали експортні інфраструктурні обмеження в Австралії (як основного постачальника даного виду вугілля) у поєднанні з високим попитом з боку традиційних його покупців – виробників сталі в Азії.

2007 року низка хронічних проблем у поставках призвели до розповсюдження спотових операцій на вугілля за «плаваючими» цінами. Наприклад (за даними компанії «McCloskey»), китайські спотові ціни на вугілля, що використовують виробники сталі, в серпні 2007 р. злетіли до рекордного рівня – \$108,24 за т (+10%) вище за контрактні ціни. Сигналом для ринку стало також подорожчання багатьох сортів енергетичного вугілля в вересні – жовтні 2007 р. Підсумок для перспектив світового ринку коксівного вугілля невтішний. За прогнозами аналітиків, поточна напруга балансу попиту і пропозиції металургійного вугілля навряд чи ослабне в короткостроковій перспективі, тому цілком імовірно, що вартість коксівного вугілля в ході майбутніх цінових переговорів на 2008 – 2009 р. виросте. Крім того, на думку експертів «McCloskey», зростанню цін на вугілля для виробництва сталі однозначно сприятиме зниження його експорту з КНР і перетворення Китаю в нетто-імпортера коксівного вугілля. За даними «McCloskey», такі країни, як Японія, Корея і Тайвань, вже стурбовані гарантією постачань вугілля з Китаю і зараз купують вугілля з Південної Африки. З цієї ж причини цілком вірогідне збільшення експорту канадського й американського металургійного вугілля в азіатський регіон.

За всіма ознаками період застою і спаду світових цін на вугілля і кокс в 2005 – 2006 роках закінчився. Якщо судити по кон'юнктурі низки регіональних ринків, то злам позначився ще весною 2007 р. Зараз, до осені, світовий ринок вугілля і коксу має всі ознаки зростаючого дефіциту. На тлі фрахту, що подорожчав, нафти і руди, а також долара США, що подешевшав, у аналітиків немає сумнівів у новому витку зростання цін на металургійну сировину.

Ясно, що найближчим часом витрати металургів на сировину помітно виростуть. У 2009 р. кокс подорожчає мінімум на третину, як і залізняк. А коксове вугілля – подорожчає мінімум на 20%.

Список літератури

1. Назарбаев Е.Ж. Современное состояние и тенденции развития мирового топливно-энергетического комплекса // Analytic. (<http://www.kisi.kz>)
2. Тукмаков Д. Отключение // Завтра. – № 7(376), 13.02.2001.
3. Чедвик Дж., Мировая угольная промышленность / Пер. статьи. – В.П. Гребенщиков // Уголь. – 2002. – № 12.
4. Web-ресурс: «Использование энергии». Zarogozhye Nuclear Power Plant. (<http://nnp.zp.ua>)
5. Web-ресурс: «Мировой рынок угля и перспективы российских экспортеров» // Журнал «ВНИКИ». (<http://www.vniki.ru>)

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Голіньком 29.05.09

АДАПТИВНЕ ВЕЙВЛЕТ-НЕЙРОННЕ ПРОГНОЗУВАННЯ НЕЛІНІЙНИХ ПРОЦЕСІВ РУДОПІДГОТОВКИ

Досліджені алгоритми та параметри навчання адаптивного фільтру у вигляді комбінації вейвнету і БІХ-структури. За допомогою моделювання обґрунтовано значення параметрів його блоків і виконана оцінка ефективності для прогнозування сигналів, породжуваних процесами рудопідготовки.

Исследованы алгоритмы и параметры обучения адаптивного фильтра в виде комбинации вейвнета и БИХ-структуры. С помощью моделирования обоснованы значения параметров его блоков и выполнена оценка эффективности для прогнозирования сигналов, порождаемых процессами рудоподготовки.

Investigated algorithms and parameters study of adaptive filter in combination veyvnetu and BIH structure. Using simulation reasonable values his blocks and made assessment of the effectiveness for prediction signals generated by the processes of ore preparation.

Вступ. Для складних динамічних систем (процесів), що характеризуються нестационарністю, стохастичністю і нелінійністю, актуальною є розробка засобів для їх ідентифікації і прогнозування.

До таких складних динамічних систем можна віднести, наприклад, технологічні процеси рудопідготовки (дроблення і здрібнювання руди), які мають значні транспортні запізнювання. При цьому ефективність керування ними визначає ефективність всього гірничо-збагачувального виробництва.

Наразі для оцінювання (спостереження) процесів широко застосовуються лінійні адаптивні фільтри (АФ) [1, 2], в яких процедура адаптації включає визначення шуканого виходу фільтру й корегування параметрів за величиною його похибки. Такі лінійні поліноміальні АФ мають високі прогностичні властивості [2], однак при спостереженні за нелінійними процесами їх точність недостатня.

Більш перспективним вважається використання при побудові АФ нейронних мереж (НМ), зокрема, НМ із функціями активації у вигляді вейвлет (вейвнетів [3]). Такі АФ апроксимують нелінійні функції з високою точністю, але мають недостатні прогностичні властивості [4], що особливо важливо для процесів із значними запізненнями.

Для подолання цього недоліку запропоновано [5] будувати АФ у вигляді комбінації вейвнету і фільтра з безконечною імпульсною характеристикою (БІХ), які утворюють структуру Гаммерштайна нелінійної динамічної системи [1].

Таким чином, невирішеним завданням є дослідження ефективності пропонованого АФ [5] у вигляді комбінації вейвнету і БІХ-структури для прогнозування процесів рудопідготовки.

Постановка завдання. Загалом АФ може застосовуватися як прогнозуючий фільтр, наприклад, по схемі, що наведена на рис. 1, де $x'(t) = x(t) + N(t)$ – вхідний сигнал АФ, $N(t)$ – шум, n – затримка (необхідна глибина прогнозу).

Адаптація параметрів АФ виконується згідно з величиною похибки $e(t) = y(t) - \hat{y}(t)$ між реальним $y(t)$ і оцінюваним $\hat{y}(t)$ значеннями сигналу.

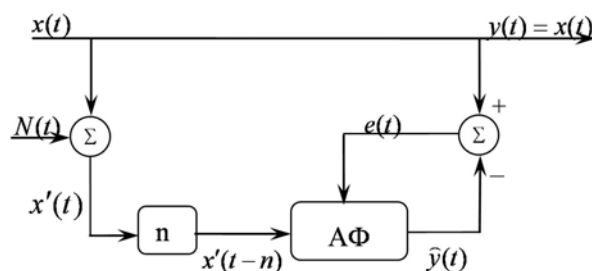


Рис. 1. Структурна схема прогнозуючого фільтру

Відомо [1], що довільна нелінійна динамічна система може бути представлена у вигляді комбінації лінійних динамічних і нелінійних статичних ланок, наприклад, у вигляді структури Гаммерштайна, що наведена на рис. 2.

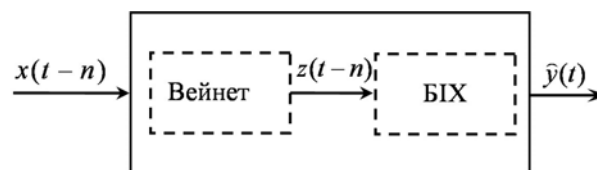


Рис. 2. Структура Гаммерштайна ВН АФ

Більш докладна структурна схема пропонованого ВН АФ наведена на рис. 3, а його рівняння згортки з урахуванням [5] мають вигляд:

$$\hat{y}(t) = \sum_{r=1}^N c_r \hat{y}(t-n-r) + \sum_{m=0}^M d_m z(t-n-m); \quad (1)$$

$$z(t-n) = \sum_{i=1}^K \omega_i h_i [x(t-n)]; \quad (2)$$

$$h_i[x(t-n)] = h\left(\frac{x(t-n) - b_i}{a_i}\right), \quad (3)$$

де $h_i[x(t-n)]$ – вейвлет-функція i -ї гілки вейвнету з масштабом a_i і зсувом b_i ; ω_i – вагові коефіцієнти лінійного вихідного шару вейвнету розміром K ; d_m, c_r – коефіцієнти прямої та зворотної гілок БІХ-структури розміром M і N відповідно; n – глибина прогнозу.

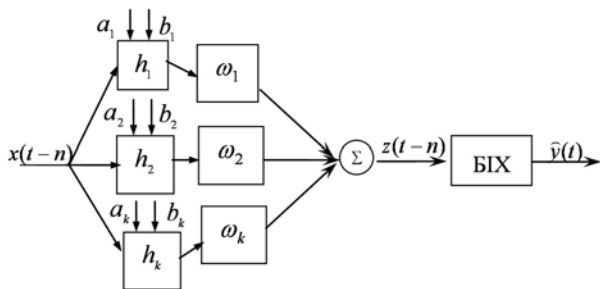


Рис. 3. Структурна схема АФ на основі вейвнету і БІХ-фільтра (ВН АФ)

Мета статті. Дослідження і визначення алгоритмів та параметрів навчання адаптивного фільтру у вигляді комбінації вейвнету і БІХ-структури, а також обґрунтування значень параметрів його блоків і оцінка ефективності для прогнозування сигналів, породжуваних процесами рудопідготовки.

Навчання ВН АФ. Для налаштування АФ до конкретних умов експлуатації здійснюється його навчання шляхом оптимізації значень його параметрів.

Навчання ВН АФ виконується в пакетному режимі, а адаптація – в режимі реального часу шляхом підстроювання параметрів АФ при обробці спостережуваних сигналів згідно величині похибки прогнозу.

Схема навчання ВН АФ наведена на рис. 4.

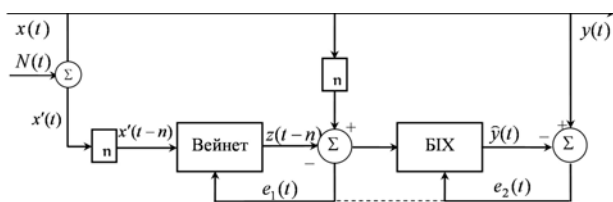


Рис. 4. Схема навчання ВН АФ

Метою навчання ВН АФ є досягнення мінімуму похибки:

$$e_2 = E \|y(t) - \hat{y}(t)\| \rightarrow \min, \quad (4)$$

де E – математичне очікування.

При цьому локальним (проміжним) критерієм навчання ВН АФ є

$$e_1 = E \|y(t-n) - z(t-n)\| \rightarrow \min, \quad (5)$$

Параметрами навчання ВН АФ є коефіцієнти вейвнета $\{a_i, b_i, \omega_i\}$ і коефіцієнти посилення $\{c_r\}$ і зворотного зв'язку $\{d_m\}$ БІХ-структури.

Для ініціалізації параметрів ВН АФ необхідно визначитися з кількістю вавелонів K і множиною значень L вейвлет-розкладання. Потім на основі аналізу навчальної вибірки формується підмножина $K \leq L$ інформативних ознак (активних регресорів) для побудови моделі (2).

Кількість нейронів можна визначити по критерію підсумкової похибки прогнозування [6]:

$$J_1 = \frac{1+n_p/P}{1-n_p/P} \cdot \frac{1}{2P} * \sum_{q=1}^P [\hat{z}(x_{q-n}) - y(x_{q-n})]^2, \quad (6)$$

де P – розмір навчальної вибірки, $\hat{z}(x_{q-n})$ – оцінка вихідного сигналу вейвнета для $q-n$ елементу навчальної вибірки, $y(x_{q-n})$ – вихідне значення сигналу з навчальної вибірки, n_p – кількість параметрів вейвнета, що дорівнює $n_p = K \cdot (P+2) + P+1$.

З метою підвищення швидкості навчання вейвнета доцільно заздалегідь ініціалізувати множину L значень вейвлет-розкладання:

$$h[x(t)] = \left\{ \begin{array}{l} h_i[x(t)] = \alpha_i \cdot h\left(\frac{x(t) - b_i}{a_i}\right), \\ \alpha_i = \left(\frac{K}{\sum_{j=1}^K \left(h\left(\frac{x_i(t) - b_j}{a_j}\right) \right)^2} \right)^{-\frac{1}{2}}, \\ i = 1, L \end{array} \right. \quad (7)$$

Із (6) визначається кількість $K \leq L$ відповідних для заданої навчальної послідовності вейвлетів, для чого вирішується задача мінімізації по критерію:

$$J_2 = \min_{\omega_i, i \in I} \frac{1}{K} \sum_{j=1}^K \left(y_{j-n} - \sum_{i \in I} \omega_i h_i[x_{j-n}(t)] \right)^2, \quad (8)$$

де L_K – множина піднаборів K -елементів з набору $\{1, \dots, L\}$.

Для вирішення цієї задачі можливе використання методу залишків, методу ортогонального покрокового відбору або методу зворотнього поширення похибки [7, 8].

До структурних параметрів вейвнета слід віднести тип вейвлета h , кількість рівнів розкладання K , а також метод ініціалізації набору K -регресорів.

Визначення значень параметрів налаштування вейвнета $\{a_i, b_i, \omega_i\}$ здійснюється квазі-ньютонівським методом, який дозволяє визначити середній градієнт поверхні помилок за всіма спостереженнями і оновити ваги в кінці кожної епохи навчання.

Налаштування параметрів БІХ-структури $\{c_r, d_m\}$ виконується з використанням градієнтного методу швидкого спуску [2].

Моделювання ВН АФ. Вибір параметрів і оцінка ефективності ВН АФ виконувалися шляхом його моделювання за допомогою розроблених програм в середовищі Matlab.

Як тестові використовували моделі полігармонічного, смугового і широкосмугового (хаотичного) кореляційних нормованих сигналів, які є типовими для процесів рудопідготовки [9].

Навчальна і перевірна послідовності вибиралися однакової довжини. Ефективність запропонованого ВН АФ порівнювалася з лінійним АФ [2] та стандартним вейвнетом [3]. Моделювання проводилося з варіацією шуму 0...0,5 від рівня сигналу і глибиною прогнозу 0...9 тактів.

ВН АФ мав параметри: кількість нейронів в прихованому шарі 10...15 (залежно від кількості тактів затримки); функції активації (вейвлети): Морлета, Шеннона, «мексиканський капелюх» або сімлет; 1 нейрон у вихідному шарі з лінійною функцією по кожному входу. Кількість епох навчання ВН АФ складала 20 – 30, а порядок БІХ-фільтра – 1...6.

Лінійний фільтр мав 32-ий порядок з нормованим кроком адаптації $\mu = 0,5$ і алгоритмом адаптації по нормалізованій середньоквадратичній похибці [2].

Стандартний вейвнет мав кількість нейронів в прихованому шарі 15 із функціями активації – «мексиканський капелюх», а також 1 лінійний нейрон у вихідному шарі. Кількість епох навчання вейвнета складала 50.

Графіки похибки прогнозу полігармонічного сигналу з нульовим рівнем шуму представлені на рис. 5, а на рис. 6, а і б – відповідно смугового і широкосмугового сигналів з рівнем шуму 0,1 (відношення сигнал/шум близько 20 дБ).

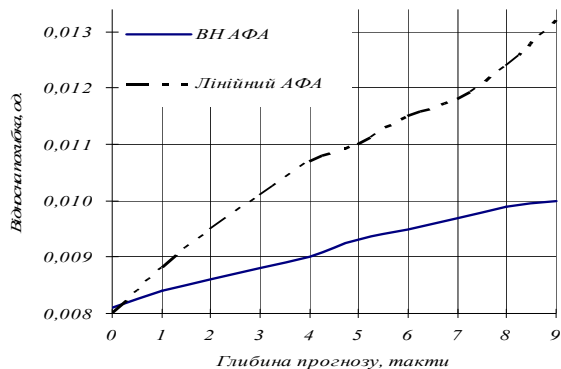
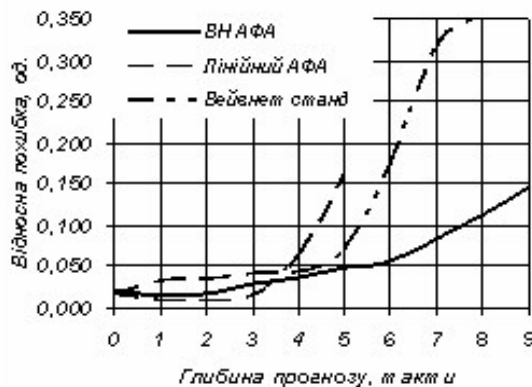
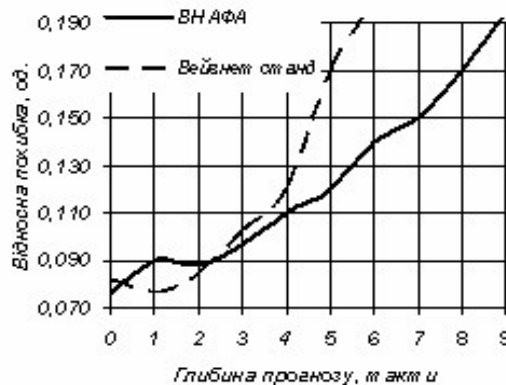


Рис. 5. Залежність похибки прогнозування e_2 полігармонічного сигналу від глибини прогнозу n

В результаті моделювання встановлено, що для ВН АФ найкращі результати (мінімальну похибку (4)) забезпечує вейвлет типу «мексиканський капелюх» (друга похідна функції Гауса), а для здійснення прогнозування слід використовувати БІХ-структуру не менше третього порядку.



а



б

Рис. 6. Залежність похибки прогнозування e_2 смугового (а) і широкосмугового (б) сигналів від глибини прогнозу n

В цілому, для прогнозу розглянутих сигналів запропонований ВН АФ більш ефективний, ніж стандартний вейвнет, при глибинах прогнозу більше 4 тактів.

Моделювання, виконане на комп'ютері з процесором Pentium II (який широко використовується в контролерах) показало, що лінійний АФ виконує прогнозування за 0,19 с, а стандартний вейвнет і запропонований ВН АФ – за 0,6...0,7 с.

Статистична перевірка за непараметричним критерієм знаків показала, що прогнозування за допомогою ВН АФ адекватно з імовірністю 0,99 модельним сигналам з рівнем шуму 0,1 і глибиною прогнозу до 9 тактів.

Висновки. Обрані шляхом навчання параметри ВН АФ: тип активаційної вейвлет-функції – «мексиканський капелюх», кількість регресорів 12...15, третій порядок БІХ-структури, – забезпечують ефективне прогнозування нелінійних стохастичних сигналів, породжуваних процесами рудопідготовки.

Подальші дослідження мають бути спрямовані на побудову адаптивних САР процесів рудопідготовки із використанням ВН АФ у якості еталонної моделі.

Список літератури

1. Справочник по теории автоматического управления / Под ред. А.А. Красовского. – М.: Наука, 1987. – 712 с.
2. Адаптивные фильтры / Под ред. К.Ф. Коузэна и П.М. Гранта. – М.: Мир, 1988. – 392 с.
3. Zhang Q., Benveniste A. Wavelet networks // IEEE Trans. On Neural Networks. – Nov. 1992. – Vol. 3. – pp. 889-898.
4. Круглов В.В., Дли М.И., Голунов Р.Ю. Нечеткая логика и искусственные нейронные сети. – М.: Физматлит, 2001. – 224 с.
5. Видникевич Т.А., Корниенко В.И. Интеллектуальная фильтрация и адаптивное регулирование процессов рудоподготовки // Гірничя електромеханіка та

автоматика: Наук. техн. зб. – 2007. – Вип. 79. – С. 52-58.

6. Akaike H. Fitting autoregressive models for prediction // Ann. Inst. Stat. Math. – 1969. – Vol. 21. – pp. 243-347.
7. Qian S., Chen D. Signal representation using adaptive normalized gaussian functions // Signal Processing. – Vol. 36. – March 1994. – pp. 626-631.
8. Chen S., Billings S., Luo W. Orthogonal least squares methods and their application to non-linear system identification // Int. J. Control. – 1989. – Vol. 50. – no.5. – pp. 1873-1896.
9. Марюта А.Н., Качан Ю.Г., Бунько В.А. Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1983. – 277 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Слесаревим 06.02.09

УДК 622.272:338.94

Ю.Т. Разумный, Н.Ю. Рухлова

КРИТЕРИЙ МИНИМУМА КАПИТАЛЬНЫХ ЗАТРАТ ПРИ ВЫБОРЕ СХЕМ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ОСНОВНЫХ ЭЛЕКТРОПРИЕМНИКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Розглянуто схеми електропостачання основних потужних електроприймачів вугільних шахт. Виконано аналіз критерію мінімуму капітальних витрат при їх виборі.

Рассмотрены схемы электроснабжения основных мощных электроприемников угольных шахт. Выполнен анализ критерия минимума капитальных затрат при их выборе.

The power supply charts of basic powerful electro-receivers of coal mines are considered. The analysis of criterion of the capital outlays minimum at its choice is executed.

Постановка задачі. Электроснабжение угольных шахт осуществляется централизованно от энергосистемы в целях снижения себестоимости электроэнергии, уменьшения расхода топлива на ее производство и создания предпосылок для других экономических выгод в экономике страны. В этом случае применяются типовые схемы подстанций промышленных предприятий. Главные понизительные подстанции (ГПП) шахт – это, как правило, подстанции глубокого ввода напряжением 35-110 кВ, которые размещают на основной промплощадке шахты. Кроме того, глубокий ввод напряжением 35-110 кВ может использоваться для электроснабжения мощных электроприемников на площадках вентиляционных и подъемных стволов при их разнесенном (фланговом) размещении [1].

Схемы электрических сетей для распределения электроэнергии на промплощадке шахты зависят от производственного назначения, мощности, расположения и типов электроприводов основных машин и

механизмов, места расположения ГПП относительно отдельных групп электроприемников, перспектив развития шахты, соотношения электрических нагрузок электроприемников, расположенных на поверхности шахты и в подземных выработках, и др. Важно, что для схем электроснабжения потребителей I и II категорий по надежности должно проводиться глубокое секционирование шин во всех звеньях системы распределения энергии от ГПП до шин низшего напряжения цеховых подстанций и распределительных пунктов (РП).

Электрические сети напряжением до 1000 В выполняются обычно радиальными, магистральными или смешанными. Мощные электроприемники напряжением выше 1000 В питаются по одно- или двухступенчатым радиальным схемам. Двухступенчатые схемы (с секционированным распределительным устройством (РУ) 6(10) кВ) обычно применяются тогда, когда количество присоединений больше восьми или в случае значительного удаления элект-

троприемников от источника питания. В других случаях используют одноступенчатую схему – блок "линия-двигатель". При этом, если отсутствуют специальные требования, схему электроснабжения стационарных установок шахты (подъемные установки, вентиляторы главного проветривания, компрессоры и другие электроприемники на поверхности шахты) следует выбирать на основе технико-экономического сравнения сопоставимых вариантов [2, 3].

В этой связи **цель** данной работы – построение графических зависимостей для определения технико-экономических показателей, позволяющих осуществить выбор оптимальной схемы электроснабжения отдельных электроустановок на поверхности шахты.

Изложение основного материала. Схема электроснабжения шахты включает в себя две составляющих – схемы электроснабжения электроприемников поверхности шахты и подземных потребителей. К мощным электроприемникам, находящимся на поверхности шахты и получающим питание по радиальной схеме распределения электроэнергии, относятся: подъемные установки (угольная, породная и грузо-людская), вентиляторы главного проветривания, компрессорная станция, станция холодильных машин и др. Такие стационарные установки относятся к I и II категории по надежности электроснабжения и, следовательно, предусматривают наличие резерва, т.е. их питание должно осуществляться от разных секций шин ГПП по двум независимым линиям. При этом, если электроприемники находятся в непосредственной близости от ГПП или на ее территории, то питание их осуществляется преимущественно по схеме блок "линия – двигатель" (рис. 1, а). Однако при значительном удалении L электроприемников от источника питания, а также при наличии большого количества их приводных двигателей n , применяется схема с сооружением дополнительного РУ-6(10) кВ, которое будет получать питание от взаиморезервируемых секций шин ГПП. (рис. 1, б).

Для подъемных установок шахт в основном применяются асинхронные двигатели, реже – двигатели постоянного тока с тиристорными преобразователями (система ТП-Д), что предусматривает установку фильтрокомпенсирующих устройств, т.е. при этом желательнее сооружение собственного РУ-6(10) кВ в здании подъемных машин. Вентиляторы главного проветривания, например, такие как ВЦД-47У, комплектуются двумя двигателями, а обязательное наличие технологического резерва предусматривает установку двух вентиляторных установок. При этом наличие четырех мощных двигателей напряжением 6 кВ также может являться причиной для сооружения собственного РУ-6(10) кВ. Для компрессорных станций и станций холодильных машин наличие значительного количества двигателей напряжением 6 кВ и двигателей собственных нужд предусматривает сооружение собственного РУ-6(10) кВ и КТП-6/0,4. Это решение справедливо, если станция находится не в одном блоке с ГПП или другой подстанцией [4].

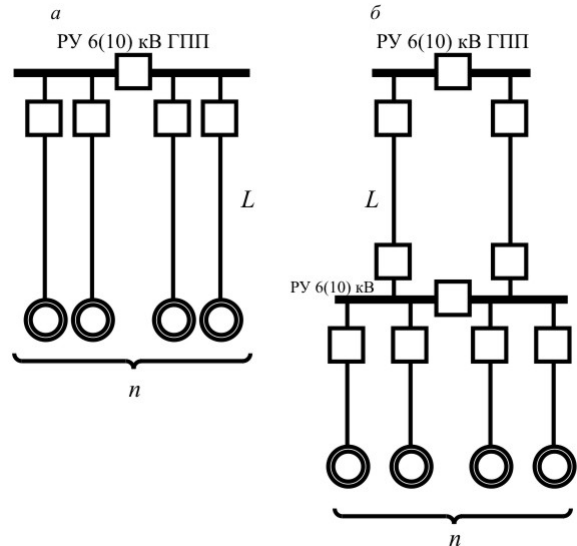


Рис. 1. Схемы электроснабжения: а – блок "линия – двигатель"; б – с РУ-6(10) кВ

Анализируя приведенные схемы электроснабжения основных мощных электроприемников видим, что все решения при построении схем электроснабжения принимаются, учитывая как основной критерий количество двигателей n электроприемников и не принимая во внимание при этом удаленность L этих электроприемников от источника питания – ГПП шахты. В результате этого возникает необходимость анализа обоих этих параметров (n и L) и как решение – технико-экономическая оценка целесообразности применения той или иной схемы электроснабжения отдельных электроприемников, приведенных на рис. 1.

Технико-экономическая оценка выполняется путем построения графических зависимостей для каждого вида схем (рис. 1) и их анализа. Зависимости учитывают реальные капитальные затраты на сооружение данного вида схемы электроснабжения для каждого конкретного случая, а ее выбор осуществляется по критерию их минимума: $Z \rightarrow \min$.

Для каждого вида схемы электроснабжения на рис.1 получим зависимости затрат Z на их реализацию от числа различных по мощности двигателей $n - Z = f(n)$ для четырех длин питающих линий L_i , принятых условно:

$$L_i = \begin{vmatrix} 10 \\ 100 \\ 500 \\ 1000 \end{vmatrix} (м); \quad n_i = \begin{vmatrix} 2 \\ 4 \\ 6 \\ 8 \end{vmatrix} (шт.). \quad (1)$$

На рис. 2 показаны по четыре зависимости для схемы рис. 1, а (1а-4а) и схемы рис. 1, б (1б-4б), которые соответствуют определенным технологическим условиям (1) и реальным стоимостным показателям.

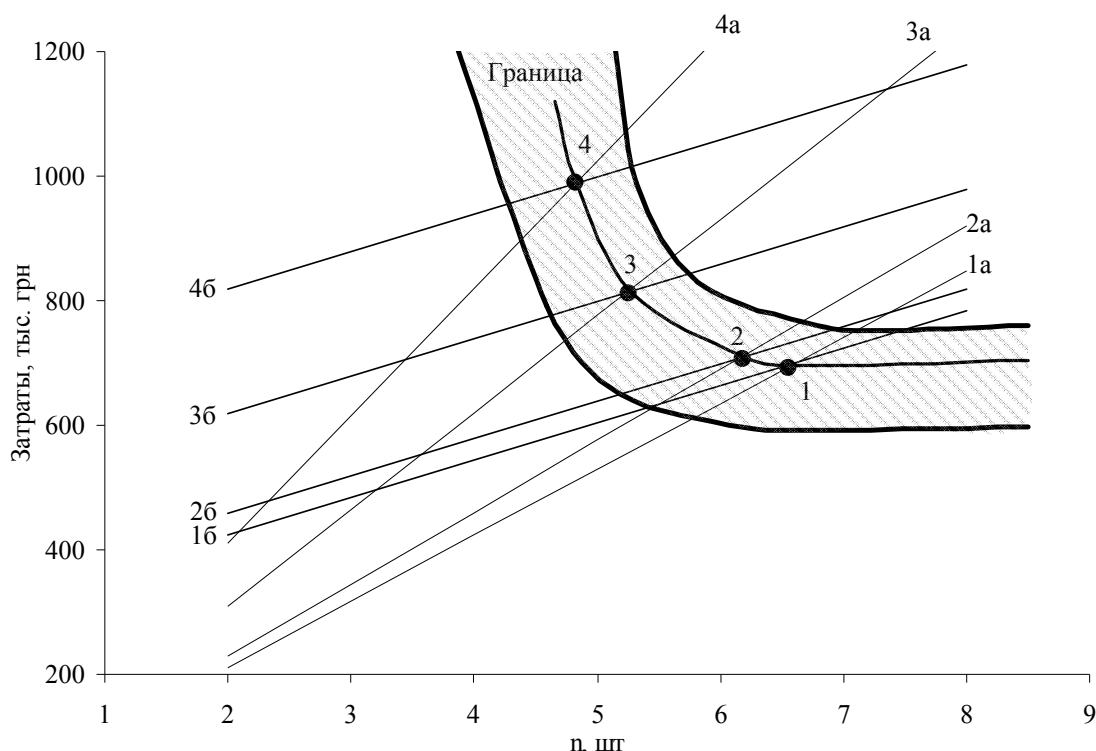


Рис. 2. Области применения схем электропитания электроприемников шахты

Сопоставимые зависимости, т.е. при одинаковых условиях для разных схем (например, 1, а и 1, б), на пересечении образуют четыре точки (1-4), соединения которых образует кривую – “границу” разделения областей применения рассматриваемых схем. Например, для условий, когда длина питающих линий составляет 10 м и количество двигателей не более 6, то экономически целесообразно применение схемы электропитания рис. 1, а (блок “линия – двигатель”), а при той же длине линий и количестве двигателей 7 и более, экономически целесообразно применение схемы электропитания рис. 1, б (установка дополнительного РУ-6(10) кВ).

Полученные зависимости и граница раздела областей на рис. 2 соответствуют определенным экономическим условиям, которые, как правило, не стабильны и различны в зависимости от производителей оборудования, конъюнктуры рынка и т.п. Таким образом, увеличение или уменьшение стоимостных показателей приведет к смещению зависимостей и, как следствие, и границы раздела областей. В этом случае мы получим область неопределенности (заштрихованная зона рис. 2), в пределах которой находится граница раздела областей применения рассматриваемых схем электропитания. Точное определение положения границы раздела возможно при использовании однозначных технологических условий и стоимостных показателей.

Вывод. Анализ полученных зависимостей позволяет выполнить качественную технико-экономическую оценку и, соответственно, выбор по критерию минимума капитальных затрат наиболее

целесообразной схемы электропитания мощных потребителей шахты для каждого конкретного случая. Однако такой критерий является недостаточным, т.к. характеризует только “экономическую” сторону проблемы. Ее “техническую” часть описывает критерий надежности электропитания рассматриваемых схем, определение и анализ которого – материал дальнейших научных исследований.

Список литературы

1. Электропитания гірничих підприємств: Довідковий посібник / Півняк Г.Г., Білий М.М., Бажін Г.М. – Д.: Національний гірничий університет, 2008. – 550 с.
2. Електрифікація гірничих робіт: Підручник. – 2-ге вид., доправ. та доп. / Півняк Г.Г., Білий М.М., Л.П. Ворохов, В.Т. Заїка, Ю.М. Зражевський, Ю.Т. Разумний, А.Я. Рибалко, В.І. Тесленко, Ф.П. Шкрабець; За ред. академіка НАН України Г.Г. Півняка. – Д.: Національний гірничий університет, 2005. – 615 с.
3. Электропитание угольных шахт / Волотковский С.А., Разумный Ю.Т., Пивняк Г.Г. и др. – М.: Недра, 1984. – 376 с.
4. Електрифікація стаціонарних установок шахт: Справочное пособ. / С.А. Волотковский, Д.К. Крюков, Ю.Т. Разумный и др. Под общей ред. Г.Г. Пивняка. – М.: Недра, 1990. – 399 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.Т. Заїкою 15.07.09

УДК 336.71

А.Г. Вагонова, М.К. Терещенко

УДОСКОНАЛЕННЯ ОРГАНІЗАЦІЇ ВНУТРІШНЬОБАНКІВСЬКОГО АУДИТУ КРЕДИТНИХ ОПЕРАЦІЙ

Проаналізовано специфіку проведення зовнішнього і внутрішнього аудиту кредитних операцій. Запропоновано низку заходів, спрямованих на зниження ризику банку при видачі споживчого кредиту й удосконалення внутрішньобанківського аудиту кредитних операцій.

Проанализирована специфика проведения внешнего и внутреннего аудита кредитных операций. Предложен ряд мероприятий, направленных на снижение риска банка при выдаче потребительского кредита и усовершенствования внутрибанковского аудита кредитных операций.

The specific features of internal and external auditing of credit operations have been analyzed. Series of activities aimed at minimizing bank risk of giving consumer credit and at improving internal bank auditing of credit operations have been proposed.

Кредит виступає опорою сучасної економіки, невід'ємним елементом економічного розвитку. Його використовують як крупні підприємства і об'єднання, так і малі виробничі, сільськогосподарські і торгові структури; як держави, уряди, так і окремі громадяни.

У нестабільній економічній обстановці, що склалася в Україні, пануюча роль у вирішенні проблем, пов'язаних з формуванням ринку і розвитком вітчизняного виробництва, повинна належати банківській системі. На даному етапі велика роль відводиться кредиту, який здатний вирішити проблему неплатежів і браку оборотних коштів у підприємств, підготувати ресурси для підйому виробництва.

Тому важливим є не тільки факт кредитування, але і те саме, що й оформлений кредит, своєчасний і правильний його облік та аудит.

Проведення аудиту кредитних операцій передбачає три основні напрями роботи [1, 2]:

- перевірка відповідності дій банку правовому полю, що регламентує кредитну роботу;
- вивчення якості кредитної роботи на всіх рівнях;
- вивчення якості безпосередньо кредитного портфеля.

Далі необхідно проведення аналізу по наступних кредитних операціях:

- надання міжбанківських кредитів;
- надання кредитів юридичним персонам, у тому числі фізичним персонам, які зареєстровані як суб'єкти підприємницької діяльності;
- надання кредитів фізичним персонам;
- факторингові операції;
- лізингові операції;
- операції з надання гарантій та порук;
- активні операції з цінними паперами (у тому числі операції РЕПО, операції з купівлі та продаж цінних паперів у портфелі на продажі та портфелі на інвестиції та ін.).

У процесі реалізації програми перевірки доцільно особливу увагу звернути на найпоширеніші помилки та недоліки у кредитній роботі [2]:

– недостатній аналіз запропонованої програми кредитування на стадії прийняття рішення про доцільність проведення операцій;

– відсутність документально оформлених експертних висновків, на підставі яких приймається рішення;

– відсутність документів про перевірку забезпечення, відсутність експертної оцінки забезпечення;

– невідповідність кредитних договорів, договорів застави інших договорів чинному законодавству, що може призвести до визнання їх недійсними;

– відсутність перевірки повноважень осіб, які підписують договори з боку позичальника;

– помилки у нарахуванні процентів;

– несвоечасність урахування на позабалансових рахунках забезпечення;

– несвоечасність віднесення несплачених у встановлений строк відсотків на відповідні рахунки;

– несвоечасність та неправомірність перенесення позичкової заборгованості на рахунки пролонгації, прострочення, сумнівної заборгованості;

– несвоечасність внесення застави до Державного реєстру застав рухомого майна;

– помилки в класифікації кредитів за рівнем кредитного ризику;

– помилки в урахуванні забезпечення під час розрахунку суми резервів, що підлягає формуванню;

– неправомірність та несвоечасність використання резервів.

Як свідчить практика, в кредитних справах найчастіше відсутні:

– документи, що підтверджують цільове використання кредитних коштів;

– акти перевірки цільового використання;

– акти перевірки стану забезпечення;

– акти перевірки фінансового стану позичальника в період кредитування;

– актуальна фінансова звітність позичальника.

У ЗАТ КБ „ПриватБанк” внутрішній аудит кредитних операцій проводиться Кредитним центром головного офісу, який виконує всі управлінські й

аналітичні функції, у тому числі й ухвалення рішень по видачі споживчих кредитів. Згідно даних внутрішнього аудиту можливо зробити висновок про те, що недостатньо відпрацьована процедура ухвалення рішення по кредитній заявці клієнта [3].

Міжнародний досвід організації даної процедури складається з наступних етапів [4]:

- консультування клієнта;
- складання і надання в банк кредитної заявки;
- розгляд і складання висновку по ній кредитним працівником;
- залежно від характеру і суми позики ухвалення остаточного рішення керівництвом банку (зокрема після і на основі рішення кредитного комітету).

У ЗАТ КБ «ПриватБанк» вказана процедура значно спрощена, відсутні письмові висновки на кредитні заявки клієнтів, а робота кредитного комітету часто носить формальний характер.

Більш того, перевірки показують, що багато рішень по видачі позик не ґрунтуються на ретельному вивченні надійності клієнта, перспектив і джерел погашення позики.

Кредитні працівники часто не мають необхідної інформації про клієнта, не мають в своєму розпорядженні навіть його балансів. Розгляд заявки не супроводжується перевірками на місці фінансового стану, структури й якості активів, стану обліку, складського господарства позичальника.

Все це пов'язано з відсутністю інструктивних і методичних посібників з даних питань, досвіду кредитної роботи у співробітників, зниженням вимогливості до клієнтів в умовах конкуренції, що намітилася, в банківській сфері. Так само знижує відповідальність при організації кредитної роботи той факт, що позики видаються на нетривалий термін. Банк несе відповідальність перед вкладниками за збереження доручених коштів, тому ретельний аналіз факторів ризику повинен бути присутнім при видачі позики на будь-який термін. Особливо це актуально при видачі "крупних" кредитів.

Процедура розгляду кредитної заявки може бути спрощена лише у випадку, якщо клієнт має добру репутацію і часто користується позиками в даному банку.

Оцінюючи практику видачі кредиту, що склалася, особливо увагу слід звернути на недостатній поточний і подальший контроль за цільовим використанням кредиту. Видача кредиту відповідно до кредитних договорів може здійснюватися шляхом оплати розрахункових документів з позикового рахунку або шляхом зарахування суми позики на розрахунковий рахунок клієнта.

У першому випадку для дотримання цільової спрямованості позики кредитний працівник повинен дати чітку вказівку (письмове розпорядження) операційному відділу про коло операцій, які підлягають відображенню на позиковому рахунку, при видачі кредиту. У низці випадків в розпорядженнях міститься лише сума відкритого клієнту кредиту, але не конкретизується його цільова спрямованість. В результаті з позикового рахунку оплачуються будь-які розра-

хункові документи клієнта, зокрема пов'язані з капітальними витратами.

Така ж картина характерна і для випадку, коли виданий кредит зараховується на розрахунковий рахунок клієнта, а потім з нього задовольняються потреби в платежах, у тому числі і не передбачені техніко-економічним обґрунтуванням. При вказаному варіанті видачі позики попередній контроль за цільовим використанням кредиту практично неможливий, тому необхідні подальші перевірки на основі документів, підтверджуючих дотримання клієнтом умов кредитного договору.

Низка серйозних зауважень викликає і кредитна документація. До кредитних документів належать:

- заявки на отримання позики;
- висновки банків на клопотання клієнтів;
- техніко-економічні обґрунтування;
- кредитні договори;
- договори про заставу;
- гарантійні листи;
- страхові поліси (як форма забезпечення зворотності кредиту).

Розгляд вказаної документації здійснюється з правової й економічної сторони. При цьому необхідна стандартизація відповідних документів, що враховує призначення кожного з них. Вимоги до кредитної заявки впливають з критеріїв оцінки якості позик, що надаються банком. До них у міжнародній практиці відносять призначення позики і ступінь ризику, супроводжуючого дану позику. Призначення позики дозволяє розкрити зв'язок потреби в коштах з кругообігом і оборотом фондів клієнта, з'ясувати конкретну сферу вкладення грошових коштів, визначити джерело погашення позики, уточнити кінцеву мету для клієнта і банку вкладення коштів у захід, що кредитується (проект).

Призначення позики повинно бути сформульовано конкретно:

- 1) на виробничі потреби:
 - на придбання і формування виробничих витрат;
 - на придбання і формування виробничих запасів і здійснення виробничих витрат;
 - на здійснення конкретних витрат;
- 2) на торгівельно-посередницькі потреби:
 - на придбання, формування і реалізацію товарів;
 - на формування сезонних запасів товарів або готових виробів;
- 3) на тимчасові потреби:
 - для виплати заробітної платні;
 - для погашення платежів до бюджету й ін.

Дана конкретизація необхідна для оцінки ризику, супроводжуючого будь-яку кредитну операцію.

В українських банках давно існує негласне правило: добросовісний клієнт платить за недобросовісного. Спростити процедуру видачі кредитів, ефективніше диференціювати відсоткові ставки, а також полегшити роботу по проведенню внутрішнього аудиту покликані кредитні історії.

У всьому цивілізованому світі давно прийнято негласне правило: немає кредитної історії – немає кредиту. Прострочити платежі по кредитах – означає потрапити в «чорний список» і на роки бути відлученим від кредитів. Позитивна кредитна історія, у свою чергу, збільшує можливості і скорочує схему отримання позитивного рішення по видачі кредиту, забезпечує довірче відношення до позичальника з боку кредитної організації.

При видачі кредитів фізичній особі в США або країнах Західної Європи банки особливо не цікавляться доходами клієнта, але при цьому звертають пильну увагу на його кредитну історію. Якщо клієнт навіть в студентські роки невчасно поповнив свою кредитну картку, то це вже негативний фактор для вирішення про надання кредиту цій особі.

Кредитна історія – це звичайний електронний файл, що містить інформацію про позичальника і його фінансові дані, які відносяться безпосередньо до виконання кредитних зобов'язань.

Інформація, що зберігається в кредитній історії позичальника:

- паспортні дані;
- ідентифікаційний номер;
- відомості про поточну трудову діяльність;
- сімейний стан;
- інформація про кредитні правовідношення (номер і дата оформлення, сторони сума і валюта кредиту, терміни погашення, розмір погашеної заборгованості);
- дані про прострочення платежів (дата виникнення, її розмір і стадія погашення);
- відомості про визнання кредитного договору недійсним;
- інформація про наявність податкової заборгованості;
- рішення суду з приводу кредитного правовідношення;
- інша інформація про позичальника, взята з публічних джерел.

Заповнення даного файлу веде бюро кредитних історій (далі БКІ) – спеціально створена для цих цілей юридична особа. Формування кредитної історії відбувається не тільки з даних, що надаються банком-кредитором, але і відомостей, здобутих бюро з публічних джерел, реєстрів і баз, за винятком тих, що містять державну таємницю.

Згідно із законодавством України державні органи зобов'язані надавати таку інформацію по першому запиту бюро [5, 6]. Це дозволяє скласти максимально повну картину про позичальника. Причому, запитати відомості про конкретну людину у бюро кредитних історій можуть тільки банки, небанківські фінансові установи і підприємства, що надають в кредит майно або товари з відстроченням платежу.

Кредитні історії стають сполучною ланкою між позичальниками і українськими банками. Причина необхідності формування кредитних історій – оптимізація ризиків банківських установ. Видача кредиту безпосередньо пов'язана з ризиками, отже,

банки захищаються від зростання проблемного відсотка в кредитних портфелях. До того ж, це може бути механізмом здешевлення кредитних продуктів для позичальника, репутація якого бездоганна з погляду ризиків банку.

Дані, одержані від кредитних бюро – дуже важливий фактор в прийнятті рішення банком про видачу кредиту тій або іншій персоні. Ступінь посилювання умов роботи з позичальником залежить від інформації, поміщеної в кредитній історії. Якщо кредитна історія міститиме факти негативного характеру, банк має право підвищити відсоткову ставку, або взагалі відмовити у видачі кредиту: кожна фінансова установа визначає для себе, чи хоче вона працювати з проблемним клієнтом.

Інформація про порушення позичальником кредитних зобов'язань (прострочення платежів) негайно поступає в кредитне бюро – уповільнити цей процес неможливо. Навіть якщо несплачені були викликані об'єктивними причинами, про які клієнт повідомив письмово банку, дані все одно передають в бюро, оскільки терміни їх передачі строго позначені в договорі між бюро і банком.

Обнулити або виправити «зіпсовану» кредитну репутацію споживач не може. Але учасники ринку кредитування відзначають, що на відміну від західних методик оцінки позичальника, українські кредитні бюро більш ліберальні: факторів, що негативно впливають на рішення банків про видачу кредиту в розвинених країнах, значно більше, чим в Україні.

Загальновідомо, що чим вищий рівень фінансової надійності клієнта, тим більше грошей він може одержати в банку у вигляді кредиту. Це правило банківського бізнесу діє при оформленні будь-яких кредитів. Платоспроможність клієнта – це ключовий фактор, від якого залежить не тільки термін і розмір кредиту, що надається, але і сама можливість його отримання.

Бюро працює згідно правил і вимог Закону України «Про організацію формування і звернення кредитних історій» від 23 червня 2005 року № 2704-IV, зі всіма змінами і доповненнями, інших законодавчих актів [6]. Згідно вище зазначеним актам користувачами Бюро можуть бути банки, небанківські фінансові установи і інші суб'єкти господарської діяльності, які надають послуги з відстрочкою платежу або надають майно в кредит.

Порядок роботи банку з БКІ зображено у вигляді схеми на рис. 1.

На сьогодні механізм роботи кредитних історій ще опрацьовується, і банкам доводиться знаходити інші важелі рішення даних проблем.

У разі виникнення проблемної заборгованості фінансова установа зобов'язана сформувати спеціальний резерв – певну суму, яку банк просто заморожує. Для банку це неприємний момент, оскільки він не має можливості розпоряджатися даними грошима. До того ж, банк постійно платить податок на прибуток з нарахованих відсотків, що удвічі

збитково. Списати резерв можливо тільки при спробах банку стягнути борг в судовому порядку, тому банки і судяться з боржниками – не стільки ради стягнення боргу, скільки ради отримання можливості списати резерв [7].

На сьогодні кредитні історії – лише перспективний важіль впливу на позичальників, але різні види споживчого кредитування набирають обороти, тому необхідно постійно відпрацьовувати механізми зниження кредитних ризиків.

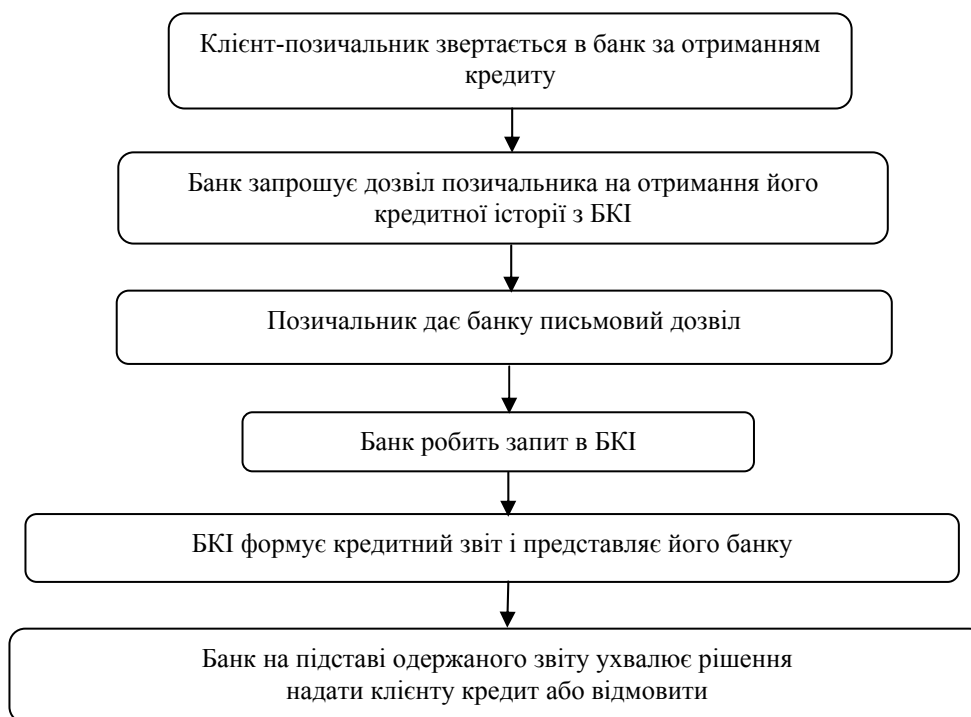


Рис. 1. Схема роботи банку з БКІ

Висновки. Оцінюючи практику видачі кредиту, що склалася, особливу увагу слід звернути на недостатній поточний і подальший контроль за цільовим використанням кредиту. Тому необхідна стандартизація відповідних документів, що враховує призначення кожного з них. Призначення позики повинно бути сформульовано конкретно. Це дозволить розкрити зв'язок потреби в коштах з кругообігом і оборотом фондів клієнта, з'ясувати конкретну сферу вкладення грошових коштів, визначити джерело погашення позики, уточнити кінцеву мету для клієнта і банку вкладення коштів в проект, що кредитується.

Оскільки економічна ситуація в нашій країні відносно стабільна, дані річної і піврічної давнини можуть не відображати реального фінансового стану позичальника. Тому пропонуємо здійснити укладання договору БКІ з податковими службами для оцінки фінансового стану позичальника в режимі on-line. Це зменшить ступінь ризику на етапі прийняття рішення щодо видачі кредитів і в подальшому призведе до більш досконалої організації внутрішньобанківського аудиту кредитних операцій.

Список літератури

1. Соколинская Н.Э. Банковский аудит. – М.: Перспектива, 1994. – 336 с.

2. Ботвинкин В.М. Беседы о банковском учете. – 2-е изд., доп. и перераб. – Д.: АРТ-ПРЕСС, 2005. – 384 с.
3. Дані діяльності ЗАТ КБ «ПриватБанк». – WEB-сайт (Електрон. ресурс) / Спосіб доступу: URL: <http://10.1.99.95:89/info>.
4. Синки Дж. Ф. Управление финансами в коммерческих банках. Пер. с англ. – М.: Приор, 1994. – 562 с.
5. Про банки і банківську діяльність: Закон України від 7.12.2000 р. № 2121 – 111. – WEB-сайт (Електрон. ресурс) / Спосіб доступу: URL: <http://zakon.rada.gov.ua/>.
6. Об организации формирования и обращения кредитных историй. Закон Украины от 23.06.2005 г. № 2704-IV. – WEB-сайт (Електрон. ресурс) / Спосіб доступу: URL: <http://zakon.rada.gov.ua/>.
7. Положення про порядок формування та використання резерву для відшкодування можливих витрат за кредитними операціями банків, затверджене постановою Правління НБУ від 25.07.2001 р. № 279. – WEB-сайт (Електрон. ресурс) / Спосіб доступу: URL: <http://www.rada.gov.ua/>.

Рекомендовано до публікації д.е.н. Т.Б. Решетіловою 03.07.09

УДК 338.5

Н.Б. Малахова, А.П. Должикова

АНАЛІЗ КАТЕГОРІЙ «ВИТРАТИ», «ВИДАТКИ», «ЗАТРАТИ», «ВИПЛАТИ» ТА ЇХ РОЗМЕЖУВАННЯ

У статті розглянуто характеристику економічних категорій «витрати», «видатки», «затрати», «виплати» та висвітлено проблеми їх тлумачення. Запропоновано схему розмежування зазначених категорій.

В статье рассмотрена характеристика экономических категорий «издержки», «затраты», «расходы», «выплаты» и представлены проблемы их трактовки. Предложена схема разграничения указанных категорий.

It had been considered a description of such economic categories as “costs”, “expenses”, “expenditures”, “payment” and indicated interpretation problems. It had been offered the differentiation table for the categories.

За сучасних умов кожне підприємство незалежно від виду економічної діяльності прагне до укріплення власних позицій на ринку. До цього призводить зниження собівартості одиниці продукції, яка є базою для випуску конкурентоспроможних товарів, підвищення рентабельності виробництва та капіталу. В умовах ринкової економіки існує необхідність вдосконалення форм управління процесами формування витрат виробництва та калькулюванням собівартості на підприємствах та організаціях виробничої сфери.

Теорія та практика економіки підприємства вважають безперечним доцільність вартісної оцінки факторів виробництва, що використовуються, та визначення пов'язаних з ними витрат. Проте, слід зазначити, що поняття витрат не є однозначним, виражається через декілька лінгвістичних форм як «затрати», «витрати» тощо [1]. Вони потребують чіткого економічного та мовленнєвого розуміння та аналізу, що зумовлює актуальність піднятого питання для економічної науки та сучасних підприємств.

Теорія виробництва за своєю внутрішньою суттю (структурним наповненням) тісно пов'язана з теорією витрат. Цей зв'язок полягає в тому, що виробництво ринкового характеру спрямоване не на збільшення обсягу випуску, а на максимізацію прибутку, саме тому для підприємства важливо зіставляти результати і витрати. Вивченню теорії витрат, зокрема проблемі аналізу, приділяється увага у працях таких вчених: Г. Фандель, Н. Андрющенко, С. Шаповалової, Н. Врублевського С. Котлярова, А. Черепа.

Мета роботи полягає в аналізі характеристики та значення категорій «витрати», «видатки», «затрати» та «виплати», а на основі цього запропонувати розмежування означених термінів в економічному та мовленнєвому розрізі.

Процес виробництва, як і будь-який процес, еволюціонує та проходить певні етапи свого розвитку. Те саме відбувається також зі знаннями про витрати, пов'язані з цим процесом, які зараз переходять на наступний еволюційний етап. Цей перехід зумовлений потребою сучасних підприємств оперувати достовірними конкретними даними про власні витрати. А це, в свою чергу, породжує проблему суперечливості визначень та мовних варіацій таких термінів, як «витрати», «видатки», «затрати» та «виплати».

Дослідження еволюції формування знань про витрати зводяться до виділення чотирьох етапів: 1 етап – II ст. до н.е. – XV ст., 2 етап – XV-XIX ст.; 3 етап – XX ст.; 4 етап – XX – поч. XXI ст. [2].

За кожного із зазначених етапів подається своє визначення витрат, яке є відмінним поміж дослідників навіть в окремо взятому періоді. Так, наприклад, за Геродотом, витрати встановлювались відповідно до вартості кількості продуктів, які потрібні для людей, які зайняті в тому чи іншому виді діяльності.

В свою чергу Марк Порцій у відомому трактаті «Землеробство» відстежує відповідність між витратами та об'єктами, що є в наявності у маєтках.

Другий етап починається з трудової теорії вартості класиків політекономії А. Сміта і Д. Рікардо. Під витратами виробництва А. Сміт розумів заробітну плату за витрачену працю, прибуток та ренту [2]. Д. Рікардо під витратами розумів заробітну плату і прибуток і не включав ренту [3].

Відповідно до марксистської концепції, витрати виробництва – це те, скільки коштує товар капіталісту, а саме сума витрат на придбання засобів виробництва і робочої сили (постійного і змінного капіталу) [4].

Третій етап характеризується використанням математичних методів у теорії витрат. Поняття витрат як таких, що створюють вартість та не пов'язані з потоками платежів за ресурси, сформульовано, головним чином, Шмаленбахом 1925 року [1]. Таке розуміння витрат орієнтоване на оцінку затрат у створенні благ з точки зору управлінських рішень, які приймаються на підприємстві. Вартісна оцінка ресурсів дає можливість аналізувати альтернативні можливості їх використання та вибирати найкращі з них.

Варто зазначити, що використання категорії «витрати» в економічній теорії пов'язане з тлумаченням всієї множини матеріальних (уречевлених та неуречевлених) факторів, витрачених у процесі створення та ринкової реалізації будь-якого товару. Проте в прикладних економічних науках затрати ресурсів розглядаються більш деталізовано, в результаті чого зміст факторів звужено до явища видимих затрат. Невидимі, нематеріальні затрати не розглядаються, бо не піддаються грошовій оцінці. Фактично, економісти-теоретики і практики користуються для характеристики процесів створення товарів різними

за змістом категоріями. Щоб подолати цю розбіжність, необхідно виокремити змістовне наповнення категорій «витрати», «видатки», «затрати» замість традиційного їх використання як синонімів.

З точки зору бухгалтерського обліку, витрати є конкретним витрачанням ресурсів. Грунтуючись на аналізі економічної сутності затрат, на думку С.Шаповалової, під затратами слід розуміти таку складову діяльності підприємства, яка проявляється у певних формах ресурсів, що охоплюють чинники виробництва в процесі розширеного відтворювання та створюють, зберігають від втрати і накопичують вартість [5].

З означених етапів та наведених визначень вбачаємо проблему суперечливості визначень та мовних варіацій таких термінів, як «витрати», «видатки», «затрати» та «виплати». Причому потреба чітких визначень є гострою через те, що зазначені поняття в економічній літературі та законодавчих актах України ототожнюються, хоч і мають різне змістовне підґрунтя.

З останніх досліджень як значну спробу, слід відмітити запропоновану Н. Врублевським «Экономическую структуру затрат предприятия в рамках информации о расходах предприятия (без операционных и внереализационных расходов)», яка наведена на рис. 1 [6] (мову оригіналу збережено задля уникнення невірної тлумачення). З рис. 1 видно, що використання термінів «издержки», «затрати», «себестоимость» зведено автором до синонімічного ряду. Проте таке розмежування вважати оптимальним вирішенням проблеми не можливо через те, що автор «Структури» в процесі досліджень спирається на аналіз визначень термінів. Причому Н. Врублевський, визначаючи терміни, спирається, по-перше, на положення класичних економічних теорій, а, по-друге, на Положення зі стандартів бухгалтерського обліку «Расходы организации» (ПБУ 10/99).

А через це запропонована ним структура не може досягти універсальності та бути застосована для використання на підприємствах України.

ЗАТРАТЫ ПРЕДПРИЯТИЯ			
НЕЙТРАЛЬНЫЕ			
Произведенные сторонними предприятиями продукция, работы и услуги	Оказанные сторонними предприятиями услуги и работы непроизводственного характера	Ученные в отчетном периоде, но осуществленные в предшествующих отчетных периодах либо подлежащие осуществлению в предстоящие периоды	ИЗДЕРЖКИ ПРОИЗВОДСТВА (затраты на производство)
			НОРМАЛЬНЫЕ
			Основные Дополнительные
			Издержки производства (затраты на производство), включаемые в себестоимость незавершенного производства и готовой продукции
			Фактическая себестоимость продукции!
РАСХОДЫ ПРЕДПРИЯТИЯ			

Рис. 1. Экономическая структура затрат предприятия в рамках информации о расходах предприятия (без операционных и внереализационных расходов)

На рівні підприємств поняття «видатки» застосовується, в основному, як тотожне до поняття «затрати». Поняття «витрати» застосовують стосовно неявних затрат, які, за своєю суттю, є не витратами, а втратами (втраченими можливостями) [5].

Щоб виокремити зазначені поняття, був проведений логічний аналіз змістовного наповнення цих термінів у ході зміни форми ресурсів, які перетворюються в процесі створення споживчого продукту. Більш широким (політекономічним) за своїм змістом є поняття «витрат», яке охоплює і видатки, і затрати, і виплати.

В ході своєї економічної діяльності бухгалтери та економісти стикаються з проблемами обліку затрат та перетворенні їх на витрати. Отже, не всі придбані економічні блага, на які витрачені грошові кошти на основі еквівалентності, надалі використовуються в процесі виробництва, а якщо використовуються, то за різні періоди. Таким чином, обсяг затрат доводиться збільшувати на величину втрат (втрати з різних причин та втрачені можливості використати ресурс – неявні затрати); численних можливих ризиків; ймовірних штрафних санкцій, безповоротних (безнадійних) дебіторських зобов'язань. Тобто

відбувається послідовне перетворення затрат на видатки, а потім на витрати.

Крім того, завжди відбуваються затрати внутрішніх ресурсів у вигляді росту кваліфікації, рівня менеджерської майстерності, уміння вгадати кон'юнктуру ринку, якості прогнозування й створення ефективної реклами – ці ресурси завжди неявні, такі, що не відстежуються, неподільні та неуречевлені. На їхню величину видатки відрізняються від витрат. Витрати в повному виді, з урахуванням різних видів вміненних витрат, утворюють такі витрати, що включають як операційні, так і трансакційні елементи.

Таким чином, запропоноване розмежування тлумачень понять «витрати», «видатки», «затрати» та «виплати» ґрунтується на аналізі зміни форми ресурсів, які перетворюються в процесі створення продукту (рис. 2).

А отже, запропонована структура має право зайняти чільне місце у розмежуванні означених понять. Для того, щоб посягати на універсальність означеної термінологічної структури, слід подолати мовленнєві

бар'єри, задля чого запропоновано трансляційну таблицю (табл. 1) п'яти найбільш вживаних мов.

Висновки та перспективи подальших досліджень. Отже, в роботі проведено аналіз такого аспекту теорії ви-

трат як визначення розуміння витрат, затрат в економічній теорії, наведено різні історичні погляди щодо визначень, розглянуто потребу підприємств у розмежуванні термінів «витрати», «видатки», «затрати» та «виплати».

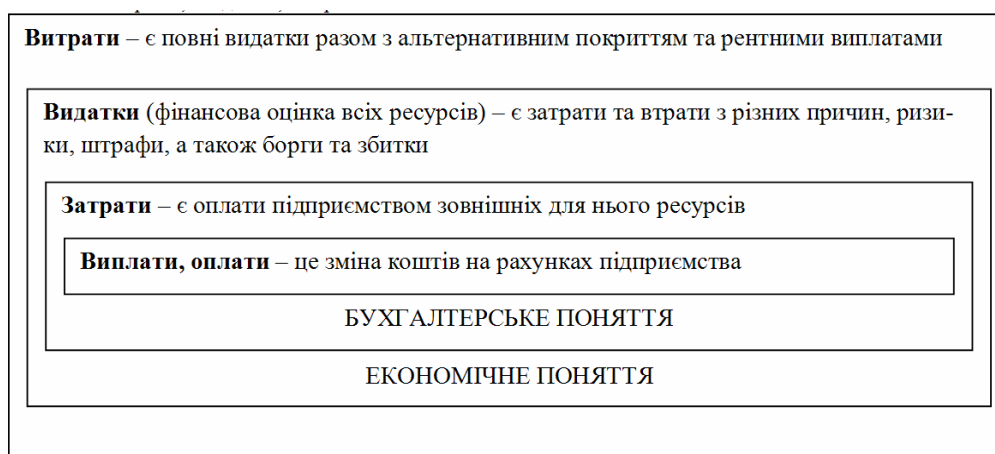


Рис. 2. Розмежування понять «виплати – затрати – видатки – витрати»

Таблиця 1

Трансляційна таблиця перекладу термінів «витрати», «затрати», «видатки», «виплати»

	Мова трансляції				
	російська	українська	англійська	німецька	французька
Терміни	издержки	витрати	costs	kosten	frais
	затраты	затрати	expenses	ausgaben	depenses
	расходы	видатки	expenditures	aufwand	charges
	выплаты	виплати	payment, payout	auszahlung	paiement, versement

Як результат, стаття містить в собі запропоновану схему чіткого розмежування термінів за їх змістовним наповненням, а також трансляційну таблицю задля подолання мовленнєвих бар'єрів тлумачення. Подальші дослідження із зазначеної проблеми необхідні для обґрунтування маржинальної природи витрат як категорії, яка найбільш повно охоплює всі речові та неречові фактори створення кожного товару, що є важливим для оцінки його ціни та вартості в умовах постіндустріального розвитку.

Список літератури

1. Фандель Г. Теорія виробництва і витрат / Г. Фандель; [пер. з нім. під керівництвом і наук. ред. М.Г. Грещака]. – К.: Таксон, 2000. – 520 с.
2. Сміт А. Добробут нації. Дослідження про природу та причини добробуту націй / А. Сміт. – К.: Port-Royal, 2001. – 590 с.

3. Рикардо Д. Сочинения: [в 5 т.] / Д. Рикардо; [пер. англ. под ред. М.Н. Смит]. – М.: Госполитиздат – Соцэкгиз, 1955-1961. – Т. 3. – 1955. – 296 с.
4. Андрющенко Н.С. Суть і значення витрат: історичний аспект / Н.С. Андрющенко // Актуальні проблеми економіки. – 2007. – № 5(71). – С. 3-7.
5. Шаповалова С.М. Основні властивості затрат підприємства / С.М. Шаповалова // Актуальні проблеми економіки. – 2008. – № 2(80). – С. 144-147.
6. Врублевский Н.Д. Управленческий учет издержек производства и себестоимости продукции в отраслях экономики / Н.Д. Врублевский. – М.: Изд-во «Бухгалтерский учет», 2004. – 376 с.

Рекомендовано до публікації д.е.н. І.І. Павленко 18.07.09

І.І. Павленко

СУЧАСНІ ТЕНДЕНЦІЇ РОЗВИТКУ СВІТОВОГО ГОСПОДАРСТВА: ЦИКЛІЧНА ФЛУКТУАЦІЯ СВІТОВОЇ ЕКОНОМІЧНОЇ СИСТЕМИ

Сьогоднішній світ є високодинамічною, швидкозмінною системою. На тлі потужних інтеграційних процесів, що відбуваються у першу чергу в Європі, можна спостерігати також і формування багатопольного світового співтовариства – зі зсувом «центра сили» від супердержав до великих інтеграційних об'єднань. З одного боку, це підвищує демократичність суспільства, стимулює міжнародні зв'язки. З іншого боку – взаємопроникнення різних культур, різних економічних моделей, що найчастіше сильно різняться за рівнем розвитку, не проходять безболісно.

Цьому дуже важливому аспекту розвитку економіки доречно приділено особливу увагу в підручнику «Міжнародні стратегії економічного розвитку»¹ відомих вчених української сучасності: заслуженого діяча науки і техніки України, д.е.н., професора Лук'яненка Д.Г., академіка НАН України, заслуженого працівника вищої освіти України, д.е.н., професора Пахомова Ю.М., дійсного члена Академії наук вищої школи України, академіка Російської академії гуманітарних наук, заслуженого діяча науки і техніки України, заслуженого працівника освіти України, д.е.н., професора Філіпенка А.С., академіка Академії економічних і технологічних наук України, заслуженого діяча науки і техніки України, д.е.н., професора Макогона Ю.В. і інших.

Вчені справедливо стверджують (с. 3), що процес економічного розвитку є надзвичайно складним і здійснюється під впливом цілої гами різних суперечливих, а іноді й взаємовиключних факторів. Досвід свідчить, що ідея історичної обумовленості розвитку, прогресу, соціальної еволюції знаходить своє практичне застосування не безпосередньо в окремо взятій соціально-економічній системі, а як загальна спрямованість, вектор руху світової цивілізації. Мовою практичної політики й господарської практики це означає, що далеко не всі країни світу перебувають у стані економічного розвитку, тобто забезпечують приріст валового національного продукту, поліпшення на цій основі добробуту членів суспільства, якості життя населення, підвищення індексу людського розвитку. Більш того, периферійна, маргінальна частина світової економіки перебуває в ситуації хронічної депресії, перманентного господарського й культурного занепаду. Напівпериферія, до якої відноситься Україна, перебуває на трансформаційному, перехідному етапі, коли на основі всеохоплюючої модернізації економіки й суспільства відбувається демонтаж віджилих, застарілих, історично збанкрутілих суспільно-економічних форм і формуються основи сучасних постіндустріальних структур XXI століття. У таких

умовах надзвичайно важлива концентрація зусиль і ресурсів, визначення пріоритетів економічної політики за такими напрямками, які забезпечать довгострокове й стабільне економічне просування в умовах загострення конкуренції, що підсилюється сучасною глобалізацією світогосподарських процесів. Здійснено детальний аналіз трансформаційного економічного періоду країни, різні моделі виходу держави з напівпериферійного економіко-політичного становища до сталого зростання й досягнення визначених цілей в соціально-економічній сфері (**Розділ 2. Варіативність сучасних макроекономічних політик**).

Особливу увагу приділено циклічному розвитку світового господарства з метою раціонального й доцільного залучення важелів впливу на економічний розвиток країни, визначені ефективні моделі промислової трансформації, виходячи з комплексної оцінки середовища.

З метою вивчення і систематизації наукових надбань автори присвятили підрозділ у своїй спільній роботі: **Механізми й стратегії впливу на циклічність розвитку економіки (с. 134)**.

Проаналізувавши сучасні тенденції, які панують у світовій економічній системі, основні проблеми і перспективи розвитку трансформації перехідних економічних систем (до них відноситься і Україна) в попередніх розділах, автори логічно приходять до висновку про необхідність антициклічного регулювання економіки.

Економічна рівновага (с. 134), як і економічний розвиток, має об'єктивну циклічну природу. Економічний розвиток – це циклічний рух від поступово складної рівноваги до поступового порушення його й формуванню нової рівноваги на більш високому рівні, рівноваги нової якості. Ми повинні не тільки визнати об'єктивний характер і неминучість циклічних трансформацій динамічного економічного розвитку, але й виробити систему заходів щодо застосування антициклічної політики держав і міждержавних об'єднань. У колишніх соціалістичних країнах ігнорувалася циклічна природа економічного розвитку. Тому в економічній політиці цих країн не були закладені механізми антициклічного регулювання, що вкрай послабило цю політику й призвело до неконкурентоспроможності економічних систем.

Далі розглядаються праці відомих вчених зі світовим ім'ям: М.Д. Кондратьєв (с. 135), Й. Шумпетер, С. Кузнець (с. 140-141) та інших, а також аналізуються основні теорії циклічного розвитку економіки: інноваційні теорії довгих хвиль, теорії перенакопичення в капітальному секторі (Дж. Форрестер), теорії, пов'язані з робочою силою (К. Фрімен), цінові теорії (У. Ростоу, Б. Беррі) (с. 140-144).

Автори приходять до висновку (с. 134), що об'єктивна закономірність, циклічні трансформації

¹ Международные стратегии экономического развития : Учебник / Лукьяненко Д.Г., Макогон Ю.В., Пахомов Ю.Н. и др. – Донецк: ДонНУ, 2008. – 449 с.

економічного розвитку є багатоструктурними. Вони включають малі цикли (3-4 роки), середні економічні цикли (7-11 років), великі цикли (довгі економічні хвили) – з періодичністю в 40-60 років, а також цикли економічного лідерства.

Практика показала, що базисними циклами, що найбільшою мірою впливають на розвиток економічних процесів, є так звані середні промислові цикли. Тобто цикли з періодичністю приблизно в 12 років, що відбуваються в галузях промисловості. Істотною характерною ознакою середніх промислових циклів є те, що, по суті, вони є світовими, або глобальними трансформаціями. Так, фактично починаючи з першої половини XIX ст., всі промислові кризи були світовими. Найсучасніша фаза або криза промислового спаду, що почалася з 1993 р., носить, без сумніву, глобальний характер ще й тому, що він доповнюється глибокою системною й промисловою трансформацією колишніх соціалістичних країн.

На остаток автори розглядають сучасні методи дослідження й оцінки економічних циклів, які застосовуються ОЕСР – складний індекс випередження (Composite Leading Indicators), що дозволяє ефективно в короткостроковий період визначити економічний розвиток країни (с. 146).

Підручник «Міжнародні стратегії економічного розвитку» Лук'яненко Д.Г., Макогона Ю.В., Філіпенка А.С., Пахомова Ю.М. та ін., рекомендований Міністерством освіти і науки України як підручник для економічних факультетів і економічних вузів України, призначений для вивчення обов'язкової програми магістра з «Міжнародної економіки». Він доводить свою актуальність протягом восьми років. Зокрема, він був виданий київським виданням «Знання» у всеукраїнському масштабі. Сумарний тираж склав більш ніж 3000 екземплярів.

На основі підручника «Міжнародні стратегії економічного розвитку» розроблений електронний підручник, що є зручним навчально-методичним засобом однойменного курсу. Це дозволяє всебічно охопити запропонований матеріал і досконаліше вивчати проблематику розвитку світового господарства студентами.

Завідувачка кафедри менеджменту зовнішньоекономічної діяльності, Національний гірничий університет, доктор економічних наук, професор І.І. Павленко

- Алексєєнко Сергій Олександрович доцент кафедри аерології та охорони праці НГУ, к.т.н.
 Баранов Петро Миколайович професор кафедри загальної та структурної геології НГУ, д.г.-м.н.
 Барг Ігор Мусійович професор ДНУ ім. О. Гончара, д.г.-м.н.
 Бондаренко Микола Олександрович завідувач науково-технологічного центру бурового інструмента ІНМ ім. В.М. Бакуля НАНУ, д.т.н.
 Бубнова Тетяна Олександрівна аспірантка кафедри електроніки і обчислювальної техніки НГУ
 Булгаков Юрій Федорович завідувач кафедри охорони праці та аерології ДонНТУ, професор, д.т.н.
 Вагонова Олександра Григорівна завідувачка кафедри обліку і аудиту НГУ, професор, д.е.н.
 Ганкевич Валентин Феодосійович доцент кафедри гірничих машин НГУ, к.т.н.
 Должикова Анастасія Петрівна аспірантка ХНЕУ
 Дубовицький Ігор Васильович аспірант Державного НДГРІ
 Іванов Віктор Миколайович директор НДІ геології ДНУ ім. О. Гончара, к.г.н.
 Інюткін Іван Володимирович аспірант кафедри транспортних систем і технологій НГУ
 Качан Юрій Григорович завідувач кафедри енергетичного менеджменту ЗДІА, професор, д.т.н.
 Ковров Олександр Станіславович асистент кафедри екології НГУ
 Козар Микола Антонович головний геолог КП “Південукргеологія”, к.г.н.
 Корнієнко Валерій Іванович докторант кафедри електроніки і обчислювальної техніки НГУ, к.т.н.
 Король В’ячеслав Іванович заступник начальника Теруправління Держнаглядохоронпраці України по Донецькій області
 Коцупей Анатолій Микитович старший викладач Жовтководського гірничого технікуму
 Кривощоков В’ячеслав Іванович доцент кафедри збагачення корисних копалин НГУ, к.т.н.
 Малахова Наталя Борисівна завідувачка кафедри “Економічна теорія” ХНЕУ
 Мечник Володимир Аркадійович старший науковий співробітник ІНМ ім. В.М. Бакуля НАНУ, к.т.н.
 Муравейнік Володимир Іванович професор НМетАУ, к.т.н.
 Ніколенко Анатолій Васильович завідувач кафедри електротехніки та електроприводу НМетАУ, к.т.н.
 Новиков Олександр Олегович доцент кафедри “Розробка родовищ корисних копалин” ДНТУ, к.т.н.
 Павлик Ірина Ігорівна завідувачка кафедри зовнішньоекономічної діяльності НГУ, професор, д.е.н.
 Разумний Юрій Тимофійович професор кафедри систем електропостачання НГУ, д.т.н.
 Росенко Анатолій Миколайович професор кафедри будівництва і геомеханіки НГУ, д.т.н.
 Рухлова Наталя Юріївна асистентка кафедри електропостачання НГУ
 Стьопкін Василь Володимирович аспірант НМетАУ
 Супрун Михайло Вікторович молодший науковий співробітник ІНМ ім. В.М. Бакуля НАНУ
 Сухоруков Віктор Петрович старший науковий співробітник Інституту фізики гірничих процесів НАНУ, к.т.н.
 Терещенко Марина Костянтинівна асистентка кафедри обліку і аудиту НГУ
 Титов Олександр Олександрович доцент кафедри гірничих машин НГУ, к.т.н.
 Тяпкін Олег Костянтинович доцент кафедри геофізичних методів розвідки НГУ, к.г.-м.н.
 Харін Сергій Анатолійович доцент кафедри менеджменту КЕІ ХНЕУ, к.т.н.
 Худолей Олег Геннадійович доцент кафедри “Управління виробництвом” ДонНТУ
 Худолей Тамара Олегівна студентка ДонНТУ
 Цюцко Лариса Іванівна старший науковий співробітник гемологічного центру НГУ
 Шайхлісламова Ірина Анатоліївна доцент кафедри аерології та охорони праці НГУ, к.т.н.
 Шиман Леонід Миколайович генеральний директор ДП «НВО “Павлоградський хімічний завод”», к.т.н.
 Ширін Леонід Никифорович завідувач кафедри транспортних систем і технологій НГУ, професор, д.т.н.
 Яцун Володимир Володимирович аспірант кафедри сільськогосподарського машинобудування Кіровоградського національного технічного університету

З М І С Т

Роечко А.Н., Харин С.А. Исследование влияния производительности бурового оборудования на скорость проходки стволов	3
Бондаренко М.О., Мечник В.А., Супрун М.В. Кінетика усадки в системах алмаз-Fe-Cu- Ni-Sn-CrB ₂ в умовах гарячого пресування	7
Яцун В.В. Математична модель зрівноваження кульовими автобалансирами крильчатки осьового вентилятора	11
Дубовицкий И.В. Анализ и пути повышения производительности очистных забоев марганцевых шахт Украины	19
Шиман Л.Н. Исследование факторов безопасного применения эмульсионных ВВ с продуктами утилизации твердого ракетного топлива	24
Ковров А.С. Моделирование явления потери устойчивости породных уступов на эквивалентных материалах	27
Новиков А.О. Теоретические основы оценки напряженно-деформированного состояния армированного анкерами массива горных пород вокруг выработки	31
Кривошеков В.И. Моделирование гидродинамических процессов гидроциклонирования с перемешкой пристенного слоя пульпы	39
Муравейник В.И., Алексеенко С.А., Булгаков Ю.Ф., Шайхлисламова И.А., Король В.И. Теоретические основы и практика оперативного прогнозирования аварийных ситуаций в шахтах	46
Тяпкин О.К. Обоснование экотектонической базы решения геозкологических задач	51
Баранов П.Н., Цоцко Л.И. Генетические типы цветного жильного кварца восточных блоков Украинского щита	57
Иванов В.Н., Козарь Н.А., Барг И.М. О месте оруденения порфирирового типа в классификациях молибденовых и вольфрамовых месторождений	61
Ширин Л.Н., Инюткин И.В. Особенности формирования транспортно-технологических систем подземных рудников с учетом адаптационных возможностей самоходного оборудования	66
Титов А.А., Ганкевич В.Ф., Коцупей А.Н. Аналитическое исследование вертикальных колебаний вагонетки на стыке рельсов	69
Сухоруков В.П. Аэродинамическое сопротивление трубопровода, прокладываемого способом выворачивания наизнанку	72
Худолей О.Г., Худолей Т.О. Регіональні аспекти світового ринку коксівного вугілля	75
Бубнова Т.О., Корнієнко В.І. Адаптивне вейвлет-нейронне прогнозування нелінійних процесів рудопідготовки	80
Разумный Ю.Т., Рухлова Н.Ю. Критерий минимума капитальных затрат при выборе схем электроснабжения основных электроприемников угольных шахт	83
Качан Ю.Г., Николенко А.В., Степкин В.В. Синтез и исследование эффективности алгоритма распознающей динамической оптимизации процесса нагрева металла в методической печи	86
Вагонова О.Г., Терещенко М.К. Удосконалення організації внутрішньобанківського аудиту кредитних операцій	89
Малахова Н.Б., Должикова А.П. Аналіз категорій «витрати», «видатки», «затрати», «виплати» та їх розмежування	93
Павленко І.І. Сучасні тенденції розвитку світового господарства: циклічна флуктуація світової економічної системи	96
Відомості про авторів	98