

НАУКОВИЙ  
ВІСНИК  
НАЦІОНАЛЬНОГО  
ГІРНИЧОГО  
УНІВЕРСИТЕТУ

НАУКОВО-ТЕХНІЧНИЙ ЖУРНАЛ

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

**2**<sup>2009</sup>

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 № 1 від 10.02.2009 року)

---

Поштова адреса редакції:

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19, корпус 4, к. 49

Тел.: 8 (056) 3730702

e-mail: [HomenkoO@nmu.org.ua](mailto: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 26.02.09. Формат 30×42/2.

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

Наклад 400 прим. Зам. № 55.

Віддруковано у Національному гірничому університеті.

46000, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.

УДК 378.147

Ю.О. Шабанова

## ПЕРСПЕКТИВИ ВІТЧИЗНЯНОЇ ІНЖЕНЕРНОЇ ПЕДАГОГІКИ (в контексті європейських тенденцій розвитку вищої технічної освіти)

У статті аналізуються глобальні тенденції вищої технічної освіти на підставі діяльності міжнародних товариств інженерної педагогіки (IGIP, SEFI), обґрунтовується актуальність компетентнісного підходу в інженерній освіті. Автором представлена методологічна основа формування цілісного комплексу професійних та загально-соціальних компетенцій як міждисциплінарного синтезу в освіті при підготовці спеціалістів інженерних спеціальностей.

В статье анализируются глобальные тенденции высшего технического образования на основе деятельности международных обществ инженерной педагогики (IGIP, SEFI), обосновывается актуальность компетентного подхода в инженерном образовании. Автором представлена методологическая основа формирования целостного комплекса профессиональных и общесоциальных компетенций как междисциплинарного синтеза в образовании при подготовке специалистов инженерных специальностей.

Global tendencies of higher engineering education are analyzed on the basis of activity of International Society for Engineering Education (IGIP, SEFI) Actuality of competence approach in engineering education are substantiated. Methodology basis of complete complex forming of profession and common social competences as interdisciplinary synthesis in education while training engineering specialists are presented by the author.

Інженерія як система наукових досліджень вироблення технологій та менеджменту промисловості, виступає однією із знакових складових сучасного соціокультурного простору. Згідно визначення С. Остіна „інженерія – це систематизація мислення. Це процес, звернений до потреб людства через проект функціонального, економічного, естетичного, етичного, кваліфікаційного та технічного аспектів здійснення сучасного способу життя” [1]. Надане визначення відкриває широкий спектр інженерної діяльності, що не може бути обмежена вирішенням лише технічних завдань. Відчуження людини від результатів її технічних досягнень, однобічне гіпостазування економічної мети виробництва через нехтування цілісним баченням картини буття викликає кризові явища як на світоглядному, так і на екологічному рівні. Саме тому інженерія, з якою безпосередньо чи опосередковано пов'язано життя будь-якої сучасної людини, має роздивлятися в широкому спектрі антропологічних смислів цивілізаційного становлення людства. Виходячи з означеної проблеми, підготовка майбутніх інженерів відкриває низку світоглядних та ціннісних питань, що виступають екзистенційними чинниками соціокультурного сценарію сучасності. В цьому сенсі особливої актуальності набуває інженерна педагогіка, яка дотепер не отримала в нашій країні загальнодержавного рівня забезпеченості ані в стандартах вищої школи України, ані в науково-методологічній ревізії інженерної освіти техногенного суспільства, в якому відбуваються кардинальні зміни та кризові явища в економіці світового масштабу.

В другій чверті ХХ століття європейська наукова спільнота, відчуваючи проблемні місця інженерії, прозорливо визначила її пріоритетну сферу у вигляді

– педагогіки вищої технічної школи, як ландшафту формування цілісного підґрунтя майбутнього інженерії. Увага до розвитку інженерної педагогіки була викликана незадовільним станом підготовки інженерів в багатьох європейських країнах. Наприклад, загальний аналіз ситуації в Німеччині показав недостатність кваліфікованих спеціалістів, що заважає економічному розвитку та може в майбутньому послабити позиції Німеччини в глобальній конкуренції. Цю картину ускладнює і незадовільні кількісні показники підготовки інженерів. Відповідно дослідженням Інституту німецької економіки (Cologne) практично 48 000 незайнятих інженерних вакансій існувало у Німеччині в 2006 році. За сучасними прогнозами, в німецькій промисловості у 2014 році буде не вистачати приблизно 42 000 університетських випускників за інженерними спеціальностями [2].

Існує декілька причин недостатності кількісних та якісних показників підготовки інженерів в Європі. Професори В.Руланд, Д. Бібер та Д. Порзік з Ляйпцігської школи телекомунікації вказують на наступні причини:

- незадовільна якість підготовки з природознавчих наук в школі;
- низький рівень інтересів до інженерних дипломів;
- відсутність співробітництва між школою та університетом;
- зниження кількості студентів, відповідно демографічному спаду (зменшення кількості населення, що підпадає під вірогідний вік навчання, особливо це стосується прогнозів 2010 року);
- відсутність прагнення серед населення реалізуватися в сфері виробництва;
- послаблення зацікавленості Федерального департаменту зайнятості в підготовці майбутніх інженерів [2].

До цих причин зниження інтересу до інженерних спеціальностей в Європі, що мають місце і в Україні, можна додати специфічні причини, що існують в нашій країні, а саме:

- проблема скорочення чи закриття багатьох великих виробничих підприємств, викликаних світовою фінансовою кризою;

- відсутність можливості працевлаштування багатьох випускників інженерних спеціальностей за отриманим фахом;

- низький рівень заробітної платні та соціальної підтримки для фахівців інженерних спеціальностей.

Подолання цих причин зумовлено глобальними тенденціями та викликами в сучасній інженерній освіті. Еволюційний рух від індустріального до постіндустріального (інформаційного) суспільства знаходить відбиття у змінах як в системі вищої освіти в цілому, так і в інженерній освіті зокрема. Представимо узагальнену картину цих змін:

- глобалізація знань в системі Internet;

- збільшення кількості міжнародних асоціацій, що об'єднують освітянські заклади, наукові організації та виробничі корпорації;

- визначення асоціаціями виробників пріоритету професійних стандартів над освітянськими;

- виникнення проблеми першості між корпоративною та традиційно інженерною освітою;

- затвердження двох рівнів вищої освіти згідно з болонською декларацією;

- визначення мети освіти через результати навчання та компетенції;

- збільшення форм E-learning, M-learning та інших форм дистанційного навчання;

- обов'язкове поширення міжпредметних та міждисциплінарних зв'язків, зумовлених важливістю гуманітарних підходів в технічній освіті;

- оновлення проективної методики викладання та інших проблемно-орієнтованих методів.

Означені глобальні тенденції вищої технічної освіти спонукали європейське наукове товариство звернути особливу увагу до необхідності інноваційних змін в інженерній освіті шляхом розвитку та вдосконалення інженерної педагогіки, як умови якісного покращення сучасного стану інженерії в цілому. В останній третині ХХ століття означена проблема послугувала приводом до створення міжнародних товариств, що закликані вирішувати питання оптимізації вищої освіти. Зокрема в 1972 році було створено Міжнародне товариство інженерної педагогіки (далі IGIP), а в 1973 році – Європейське товариство з інженерної освіти (далі SEFI). З 1990 року в поле зору IGIP та SEFI підпадають країни східної Європи. Так в 1997 році Росія, а в 1999 році Україна стають членами Міжнародного товариства інженерної педагогіки, до якого сьогодні входить 84 країни світу. В Реєстр IGIP увійшли представники Національного гірничого університету академік НАН України, професор Півняк Г.Г., проф. Пілов П.І., проф. Іванов О.Б., проф. Салов В.В., які отримали Міжнародний

сертифікат „Європейський інженер-педагог”. Вже тринадцятий рік представники університету беруть участь у щорічних симпозиумах IGIP, виступаючи з доповідями та повідомленнями щодо сучасних новацій в інженерній освіті України.

Актуальність проблем вищої освіти для європейської наукової спільноти підтверджує виникнення низки міжнародних домовленостей на державному рівні, що мають на меті об'єднання освітнього простору у вигляді „Болонської декларації” (1999 р.), Лісабонської декларації (2000 р.), Копенгагенської декларації (2002 р.). Відповідно до цих документів Європейський Комітет приймає на себе відповідальність по залученню до інтеграційних процесів не тільки країни – члени Євросоюзу, але ж і інші європейські країни. Ці завдання частково реалізуються шляхом фінансування спеціальних освітніх програм за участю різних країн, в тому числі, країн СНД. Надані програми стосуються загальноосвітянських питань з метою створення до 2010 року Європейського простору вищої освіти з метою підняття конкурентоспроможності європейських ВНЗ шляхом вдосконалення зовнішньої та внутрішньої системи контролю якості, заснованої на вивченні рівня компетенцій як загальних стандартів, а також втілення єдиної двоциклічної системи вищої освіти, об'єднаної введенням ECTS. На відміну від цих декларацій Міжнародні товариства з інженерної педагогіки налаштовані на вдосконалення форм та методів інженерної освіти шляхом формування методологічних та практичних засад педагогічних компетенцій. Завдяки зусиллям цього товариства були визначені загальноєвропейські принципи та філософія розвитку інженерної освіти, а також сучасні вимоги до викладачів інженерних вищих навчальних закладів європейських країн.

У контексті означеної мети розвитку інженерної педагогіки в Європі та значущості цієї проблеми в становленні українського соціуму треба визначити методологічні засади цього соціокультурного явища. Сучасна тенденція до диференціації та інтеграції наук змінила сталу систему педагогіки, в якій з'явилося багато інноваційних напрямків. При цьому, традиційне для України, спираючись на здобутки загальної вітчизняної педагогіки залишається основою в фундаментальних освітянських проектах, які сьогодні є взірцем педагогічної класики не тільки для нашої освіти, а і для всього світу (майже Японія, не кажучи про Європу, формує свої методологічні підходи до навчання на основі вчень Ушинського, Сухомлинського тощо). Загальна педагогіка все ж таки залишається базовою в системі педагогічних наук. Головна відмінність інженерної педагогіки міститься в ствердженні нових цінностей інженерної освіти, в якості знань, вмінь, навичок та здібностей інженерної діяльності, що об'єднує в собі рішення багатоспекторних інноваційних освітянських, науково-дослідницьких, загально-світоглядних та виробничих завдань. Йдеться про різнорівневі компетенції (результати

навчання), що формуються в процесі набування інженерної освіти.

В умовах посилення інтеграції освіти, науки, виробництва поглиблюється процес взаємодії педагогічних, методологічних (світоглядно-філософських), технічних, технологічних знань:

- в понятійно-категоріальному апараті міждисциплінарного синтезу;

- в процесі структурно-морфологічного становлення основ проектування та конструювання інженерної дидактики;

- в розширенні сфери експлуатації технічних, в тому числі і комп'ютерних засобів навчання;

- в використанні технічного знання як освітнього компонента;

- в формуванні цілісного світогляду, як підгрунтя наукової парадигми інженерії.

Як видно, інженерна педагогіка не обмежується відбиттям тільки педагогічних засад, а має широкий спектр інтегративного характеру. Її предметом виступає процес навчання, виховання та розвитку, спрямований на підготовку спеціаліста в сфері техніки та технологій як особистості так і професіонала. Головна особливість сучасного освітнянського процесу в вищій школі полягає в тому, що компетенції, необхідні для виконання професійних функцій, мають значення не як кінцева мета навчання, а як засіб досягнення більш значущої мети – формування активної, творчої особистості фахівця. Це означає, що перше місце в сучасному освітнянському процесі посідає діяльність. Тобто світ майбутнього спеціаліста – це не тільки світ знань, а і сфера активної, творчої та відповідальної діяльності. Саме тому інженерна педагогіка, це не тільки традиційна форма передачі фундаментальних наукових знань, а і живий процес формування вмінь адаптації та реалізації цих знань в складних умовах переходу від техногенного до інформаційного суспільства, з урахування всіх складових сучасного соціокультурного простору. Таким чином, специфічність методології інженерної педагогіки міститься у розумінні її як вчення про найбільш загальні принципи та методи наукового, науково-технічного пізнання, організацію новаторської навчально-виховної, науково-дослідницької, виробничої та професійно-педагогічної діяльності в сфері інженерної освіти в їх взаємодії.

Означена методологія інженерної педагогіки виступає парадигмальним підгрунтям формування цієї освітнянської сфери в контексті європейських тенденцій її становлення. Основою цих тенденцій розвитку інженерної педагогіки є компетентнісний підхід у вигляді формування всебічних здібностей майбутнього інженера в його діяльнісному здійсненні. Питання формування компетенцій майбутнього інженера в процесі навчання в технічному університеті стали визначальними в роботі останніх симпозіумів Міжнародного товариства інженерної педагогіки. Так Моніторинговим комітетом IGIP у 2005 році були визначені компетенції інженера, які

мають бути сформовані в процесі навчання у технічному університеті. В цьому контексті особливе значення надається розвитку дидактичної, соціальної, психологічної, комунікативної, нормативно-етичної та організаційної компетенції [3]. 37 симпозіум IGIP, що проходив у 2008 році в Москві на тему: „Інженерні компетенції: традиції та новації”, був повністю присвячений проблемам формування інженерних компетенцій в їх багатоспекторній реалізації.

Компетентнісний підхід лежить в основі сучасних європейських вимог до підготовки інженерів. Більшість дослідників з питань інженерних компетенцій пропонують сьогодні розподіл їх на дві групи: технічно-професійні та загально-соціальні компетенції. При цьому традиційно перевага надається фундаментальним знанням, що демонструють професійну компетентність. Довгий час поза увагою науковців залишалися компетенції інженера, що сприяють продуктивному застосуванню цих знань, їх еволюційному втіленню. Тому на сучасному етапі розвитку інженерії важливе значення набувають соціальні технології та загально-світоглядні моделі становлення інженерної діяльності, яка виходить за звичайні форми технологічного напрямку, приймаючи стан визначального стрижня у здійсненні еволюційних перспектив соціокультурного сценарію, враховуючи техногенну, екологічну, антропологічну, економічну кризи, що викликані відсутністю бачення цілісної картини світу, обмеженістю споживчою метою розвитку технологій.

Сучасні соціальні проблеми викликані відчуженням світу людини від світу технологій. За думкою В.Вятишева, реальною можливістю зближення цих світів є процес „трансфузування”, під яким розуміється взаємодія протилежних культур, змушених вирішувати питання на межі цих культур”[4, 30]. В зв'язку з цим європейські вимоги до сучасного інженера полягають в площині синтетичного об'єднання професійних та соціальних компетенцій. Ці вимоги обумовлюють кардинальні зміни в змістовних компонентах інженерної освіти, детермінантою яких виступає формування інженерної свідомості як цілісного бачення еволюційних завдань інженерної діяльності.

Однією з визначальних компетенцій сучасного інженера є компетенція готовності до інноваційної діяльності, як знакової умови економічного росту та покращення якості життя. Інновація – це нова ідея, технологія, метод, введення яких в практику сприяє появі нового продукту чи нового комплексу якості вже відомого продукту чи виду діяльності. Термін „інновація” часто інтерпретується як перетворення потенції науково-технічного пошуку в реальне здійснення. Сфера використання цього поняття з часом розширюється. І сьогодні воно використовується у зв'язку з усіма нововведеннями чи вдосконаленнями в будь-яких напрямках. Це і нові матеріали, і нові технології, і нове обладнання, і нові товари, і нові

методи організації виробництва, і нові засоби комунікації, і майже нові світоглядні парадигми.

В зв'язку з цим, майбутній інженер, володіючи готовністю до інноваційної діяльності, повинен мати не тільки широкий спектр наукової підготовленості, а і володіти відкритим мисленням та технологією бачення творчої перспективи. Так в основі інноваційної діяльності лежить комплексний підхід, що має розгорнуту структуру, яку представив у своєму дослідженні І.В. Федоров [5, 196]:

- інформаційний аналіз ринка, потреб, вимог, запитів та очікувань споживача;
- інтерактивне маркетингове дослідження;
- стратегічне планування конкретної інноваційної діяльності;
- пошукові дослідження;
- систематичні прикладні наукові дослідження;
- дослідно-конструкторські розробки;
- оцінка та управління якістю;
- підковка виробництва інноваційного продукту;
- виробництво інноваційного продукту;
- ринкове просування інноваційного продукту”

Умовою втілення комплексного підходу до інноваційної діяльності інженера виступає формування інженерного мислення, що спирається на високорозвинуте уявлення як сукупність наявного, логічного, теоретичного, вольового, інтуїтивного аспектів свідомості. При цьому представлені аспекти виступають не поодинокими фрагментами їх окремого застосування, а обов'язковими структурами, що здійснюються за принципом взаємодатковості, який є умовою цілісного мислення та еволюційного прийняття рішень.

Треба відзначити що інтуїтивна сфера представляється як умова творчості і тому потребує особливої уваги в процесі отримання інженерної освіти. Інтуїція, що примітивно сприймається як щось раптове та несподіване, має свої закономірності виникнення. Американський психолог Дж. Диксон виділяє в творчому акті чотири етапи [6, 127]:

- підготовка (накопичення знань, вдосконалення майстерності, вміння формулювати мету та завдання);
- концентрування зусиль (наполегливість та концентрація з метою отримання нового результату);
- відпочинок;
- осяяння.

Як бачимо, знання умов інтуїції та практичне вміння їх використовувати може сприяти творчому рішенням в будь-якій інженерній діяльності. Хоча технології інтуїтивного мислення є чудовим прикладом інноваційного підходу в інженерній освіті по формуванню актуальних компетенцій сучасного фахівця в сучасній інженерній освіті цьому питанню практично не надають належної уваги.

Але ж роздивлятися компетенцію готовності до інноваційної діяльності в обмеженому ракурсі сьогодні не можливо. Відсутність вмінь соціального втілення здобутків творчого наробку, недалекбачливість результатів своєї діяльності в

цілісній картині світу та життя „одиночної” людини, невміння надати етичну експертизу та втілити свій проект в естетичних формах, відчуженість продукту інженерної діяльності від глобальних проблем екології може привести до „фіаско” не тільки особистості науковця чи ідеї його проекту, а й зруйнувати перспективи розвитку людства на шляху його еволюційного становлення.

Саме тому формування цілісного комплексу професійних та загально-соціальних компетенцій стає основною стратегією європейських інженерно-педагогічних товариств і знаходить відбиття у стратегії розвитку вітчизняної педагогіки. Здійснення цих актуальних завдань викликає вирішення головної проблеми інженерної освіти – підготовки інженерно-педагогічних кадрів нового рівня, що відповідає європейським вимогам.

Сьогодні вища технічна школа України потребує оновлення кадрів, готових надати не тільки високі професійні знання, а й володіти методологією формування широкого спектру компетенцій інженера. Суспільство потребує створення нового покоління елітних спеціалістів, здібних впливати на національну економіку та адаптуватися до соціальних умов, що стрімко змінюються. Виховання таких спеціалістів доступно викладачам нового професійно-педагогічного рівня. Підготовка таких педагогічних кадрів – одне з найголовніших завдань вітчизняної вищої школи.

На сучасному етапі становлення вищої технічної школи в Україні виникають труднощі з формуванням представлених педагогічних кадрів. Окреслимо ці труднощі:

- відтік молодих науковців з науково-педагогічної діяльності;
- відсутність зацікавленості в науково-педагогічній діяльності виходячи з причин низької заробітної платні, складнощів при отриманні вчених звань та ступенів, відсутність державного фінансування новітніх досліджень та практичних експериментів, наявність альтернативної діяльності в бізнес-структурах тощо,
- безперспективність кар'єрного росту в вищій школі;
- консерватизм поглядів досвідних професорів, що не сприймають сучасні форми викладання, завдяки чому ускладнюється впровадження інноваційних технологій навчання молодими викладачами;
- недостатність інформаційного кола досягнень в напрямку розвитку інженерної педагогіки в європейському освітянському просторі та відсутність сучасного рівня комунікативної культури викладачів, в визначальній більшості за причини відсутності знань іноземних мов.

Звернувши увагу на існуючі складнощі в вищій технічній школі східноєвропейського регіону (країни СНД) Міжнародні європейські товариства відкрили можливість для покращення рівня інженерно-педагогічної підготовки викладачів ВНЗ через відкриття „Центрів інженерної педагогіки”, які

спрямовані на введення новітніх методик викладання інженерних дисциплін та вдосконалення методології навчання з урахуванням наведеного вище компетентнісного підходу. Підґрунтям створення таких Центрів є методологічна основа, навчальний план та підручник з „Інженерної педагогіки”, створені професором Адольфом Мелецінеком (Австрія), засновником Міжнародного товариства інженерної педагогіки, почесного голови представленої наукової спільноти. Навчальні програми Центрів спрямовані на вдосконалення рівня викладання інженерних дисциплін в вищій школі і включають в себе предметні курси психологічного, етичного, комунікативно-інформаційного, дидактично-методологічного, лінгвістичного напрямків.

Протягом останнього десятиліття Центри інженерної педагогіки були відкриті в Росії та в Україні. Флагманом руху „Інженерної педагогіки” в Україні є Українська інженерно-педагогічна академія (м. Харків) та її почесний ректор, професор С.Ф. Артюх. Під патронажем Міжнародного товариства інженерної педагогіки та Української інженерно-педагогічної академії планується відкриття Центру інженерної педагогіки в Національному гірничому університеті. Створення таких Центрів при вищих технічних закладах України мають на меті вдосконалення системи підготовки інженерних кадрів, відповідно до сучасних європейських вимог через вирішення наступних завдань:

- формування загальних-соціальних компетенцій викладачів вищої школи, що відіграють визначальну роль у всій системі професійної освіти;

- звертання до інноваційних підходів у створенні демократичних відносин у вигляді співтворчості викладач-студент, де професор відіграє консультативно-направляючу місію;

- посилення міждисциплінарних зв'язків та загальнокультурної компоненти навчання;

- інтегрування в фундаментальну сферу професійної освіти продуктивних форм викладання та сучасних змістовних компонент навчальних

дисциплін, відповідно з останніми науковими досягненнями в інженерії;

- оптимізація форм викладання згідно з глобальними викликами сучасності через оновлення парадигмальних основ еволюційного розвитку науки.

Таким чином, активізація уваги на розвиток інженерної освіти шляхом вдосконалення підготовки вітчизняних інженерно-педагогічних кадрів є визначальним завданням вищої школи відповідно до державних питань інтеграції в європейський освітнянський простір та приєднання до загальноосвітнянських цінностей сучасності.

### Список літератури

1. Octen C. Die Ethics in engineering education. / Joining Forces in Engineering Education Towards Excellence Proceedings SEFI and IGIP Joint Annual Conference 2007. 1-4 July 2007, Miskols, Hungary. – С. 77-82.
2. Ruhland W. Bieber D. Porzig F. Shortage of Engineers in Germany, shortage of Engineers in Germany, Shortage of engineering Studens at German Universities. What can be Done? / Joining Forces in Engineering Education. Conference 2008. 7-10 September 2008, Moscow, Russia. – С. 112-123.
3. Report. The international Society of Engineering Education. – Tallin, 2005. – № 34. – С. 24-26.
4. Вятшєв В., Романкова Л. Социальные технологии в образовании // Высшее образование в России. – 1998. – № 1. – С. 28-37.
5. Федоров И.В., Левзина О.В. Модели формирования готовности выпускников инженерных вузов к инновационной деятельности // Инженерная педагогика. – Москва, 2007. – Вып. 8. – С. 194-205.
6. Диксон Дж. Проектирование систем: изобретательство, анализ и принятие решений / Пер. с англ. – М.: Мир, 1969. – 440 с.

*Рекомендовано до публікації д.п.н. В.В. Приходьком 17.02.09*

## ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПОГРУЗОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА СКОРОСТЬ ПРОХОДКИ ПРОТЯЖЕННЫХ ВЫРАБОТОК ГОРИЗОНТА

Досліджено вплив експлуатаційної продуктивності вантажного устаткування на швидкість проходки гірничих виробок.

Исследовано влияние эксплуатационной производительности погрузочного оборудования на скорость проходки горных выработок.

Influence of operating capacity of loading installation is investigational on speed of deepening of mountain generations.

Оптимальная организация строительства горизонтов шахт, а также выработок на других объектах, не связанных с добычей полезных ископаемых, предполагает поддержание заданных темпов работ.

Известно, что на скорость проходки выработок влияет, помимо многих других факторов, интенсивность уборки породы, образовавшейся в забое после взрыва. Особенно заметно такое влияние способно проявляться в горизонтальных выработках при большой площади их поперечного сечения. В этой связи актуальным, как представляется, может быть исследование зависимости скорости проходки протяженных выработок горизонта от производительности погрузочного оборудования, результаты которого могут быть использованы в проектировании строительства.

Рассмотрим влияние эксплуатационной производительности погрузочного оборудования на скорость про-

ходки протяженной выработки горизонта площадью поперечного сечения  $S = 16 \text{ м}^2$  при коэффициенте крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова  $f = 12$ . При эксплуатационной производительности погрузочного оборудования 3 м<sup>3</sup>/ч имеет место скорость проходки выработки 21,65 м/мес. При увеличении эксплуатационной производительности погрузочного оборудования происходит рост скорости проходки выработки (рис. 1). Например, при эксплуатационной производительности 6 м<sup>3</sup>/ч имеет место скорость проходки выработки 25,87 м/мес., при 12 м<sup>3</sup>/ч – соответственно 28,51 м/мес., а при производительности 15 м<sup>3</sup>/ч скорость составит 29,22 м/мес.

Выполним анализ интенсивности изменения скорости проходки выработки в сопоставлении с изменением эксплуатационной производительности средств погрузки (рис. 2).

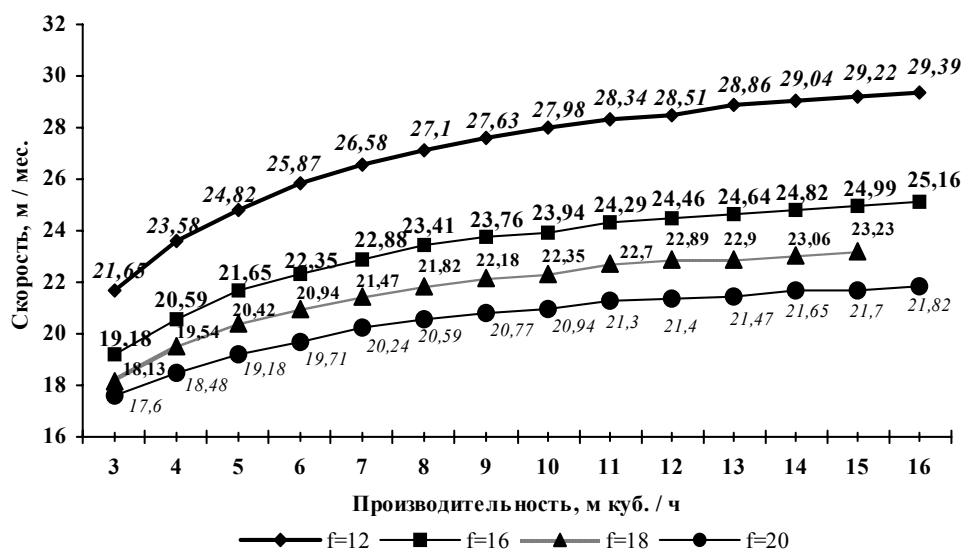


Рис. 1. Залежність швидкості проходки виробки від експлуатаційної продуктивності погрузочного обладнання при  $S = 16 \text{ м}^2$

При увеличении эксплуатационной производительности погрузочного оборудования в 2 раза по отношению к принятому нами базовому уровню, т.е. до 6 м<sup>3</sup>/ч, скорость проходки выработки возрастает на 19,5%. При росте в 3 раза скорость проходки выработки возрастает на 27,6% по отношению к базовой.

Дальнейшее возрастание эксплуатационной производительности погрузочного оборудования, в 4 и 5 раз применительно к базовой приводит к росту скорости проходки соответственно на 31,7 и 35%. Очевидно, что, по мере роста уровня эксплуатационной производительности средств погрузки, интенсивность воз-



растания скорости проходки выработки заметно снижается.

При увеличении коэффициента крепости пород до 16 по шкале проф. М.М. Протодяконова скорость проходки выработки при соответствующих значениях эксплуатационной производительности погрузочного оборудования уменьшается. Так, например, при эксплуатационной производительности 3 м<sup>3</sup>/ч скорость проходки выработки сократилась до 19,18 м/мес., это в 1,129 раза меньше по отношению к скорости, имевшей место при коэффициенте крепости пород  $f = 12$ . Такое происходит из-за общего снижения скорости проходки, в первую очередь, за счет увеличения продолжительности буровзрывных работ.

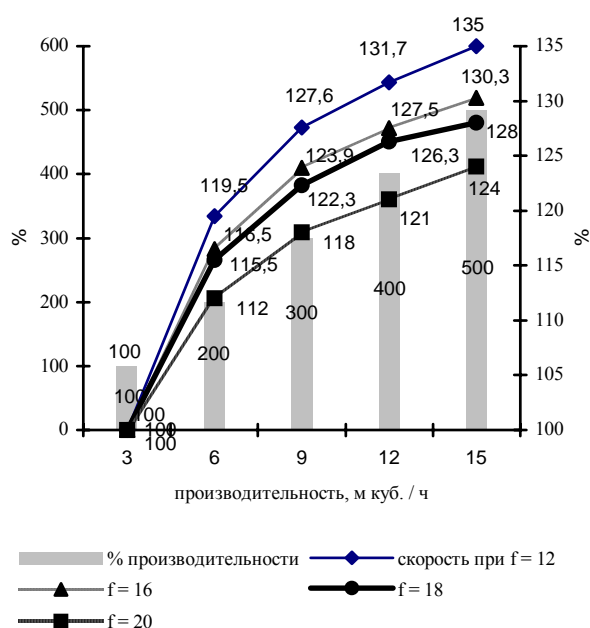


Рис. 2. Сравнительная динамика скорости проходки выработки и эксплуатационной производительности погрузочного оборудования при  $S = 16 \text{ м}^2$

При эксплуатационной производительности погрузочного оборудования 6 м<sup>3</sup>/ч скорость проходки выработки возрастает до 22,35 м/мес. (116,5% базовой,

см. рис. 2). Это в 1,157 раза меньше, чем при  $f = 12$ . При производительности 9 м<sup>3</sup>/ч скорость проходки выработки возрастает до 23,76 м/мес. (123,9%).

Использование средств погрузки, имеющих эксплуатационную производительность 12 и 15 м<sup>3</sup>/ч скорость проходки выработки возрастает соответственно до 24,46 м/мес. и 25,16 м/мес. (127,5 и 130,3% базовой).

Таким образом, при проходке выработки в породах с коэффициентом крепости 16 по шкале проф. М.М. Протодяконова по сравнению с проходкой в породах с коэффициентом 12 имеет место менее интенсивное (для разных случаев порядка 3-5%) возрастание скорости строительства выработки по отношению к базовому значению при росте эксплуатационной производительности средств погрузки.

Рассмотрим далее аналогичным образом проходку данной выработки при увеличении коэффициента крепости пород до 18 и 20.

В этом случае (рис. 1 и 2) в целом подтверждаются ранее отмеченные тенденции зависимости скорости проходки горных выработок от эксплуатационной производительности погрузочного оборудования, однако интенсивность возрастания скорости строительства выработки по отношению к базовому значению, при увеличении эксплуатационной производительности средств погрузки выражена еще в меньшей степени.

Анализируя, по итогам рассмотренного, зависимость скорости строительства выработки площадью поперечного сечения 16 м<sup>2</sup> для различных условий, можно констатировать, что, по мере повышения эксплуатационной производительности погрузочного оборудования, будет наблюдаться рост темпов проходки выработки, с большими значениями скорости при меньшем коэффициенте крепости пород.

В то же время динамика относительного возрастания скорости проходки выработки при росте значений эксплуатационной производительности средств погрузки будет все менее заметной и характеризуется снижением интенсивности при проходке выработки в породах с более высокой крепостью.

Для сравнения выполним аналогичный анализ при строительстве выработки, имеющей площадь поперечного сечения в проходке в 2 раза меньшую, т.е. 8 м<sup>2</sup> (табл. 1).

Таблица 1

Зависимость скорости проходки выработки (сечением 8 м<sup>2</sup>) от эксплуатационной производительности погрузочного оборудования

Эксплуатационная производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Коэффициент крепости пород 12														
Глубина шпуров, м	2,09	2,25	2,35	2,43	2,49	2,53	2,57	2,6	2,62	2,64	2,66	2,68	2,69	2,7
Скорость проходки	36,78	39,6	41,36	42,77	43,82	44,53	45,23	45,76	46,11	46,46	46,82	47,17	47,34	47,52
Коэффициент крепости пород 16														
Глубина шпуров, м	1,82	1,94	2,01	2,07	2,11	2,14	2,17	2,19	2,21	2,22	2,24	2,25	2,26	2,27
Скорость проходки	32,03	34,14	35,38	36,43	37,14	37,66	38,19	38,54	38,9	39,07	39,42	39,6	39,78	39,95
Коэффициент крепости пород 18														
Глубина шпуров, м	1,7	1,8	1,87	1,92	1,96	1,98	2,01	2,02	2,04	2,05	2,06	2,07	2,08	2,09
Скорость проходки	29,92	31,68	32,91	33,79	34,5	34,85	35,38	35,56	35,9	36,08	36,26	36,43	36,61	36,78
Коэффициент крепости пород 20														
Глубина шпуров, м	1,6	1,69	1,75	1,79	1,82	1,84	1,86	1,88	1,89	1,9	1,91	1,92	1,93	1,94
Скорость проходки	28,16	29,74	30,8	31,5	32,03	32,38	32,74	33,09	33,26	33,44	33,62	33,79	33,97	34,14

При коэффициенте крепости пород 12, при аналогичной эксплуатационной производительности погрузочно-го оборудования переход к меньшему в 2 раза сечению выработки приводит (рис. 3) к возрастанию скорости проходки выработки при эксплуатационной производительности 3 м<sup>3</sup>/ч в 1,7 раза, при 6 м<sup>3</sup>/ч – 1,65 раза, 9 м<sup>3</sup>/ч – 1,64 раза, 12 м<sup>3</sup>/ч – 1,63 раза, 15 м<sup>3</sup>/ч – 1,62 раза.

При коэффициенте крепости пород 16 аналогичные соотношения составят: при эксплуатационной производительности 3 м<sup>3</sup>/ч в 1,67 раза, при 6 м<sup>3</sup>/ч – 1,63 раза, 9 м<sup>3</sup>/ч – 1,61 раза, 12 м<sup>3</sup>/ч – 1,6 раза, 15 м<sup>3</sup>/ч – 1,59 раза. Переход к коэффициенту крепости пород 18 изменит данные соотношения на следующие: при эксплуатационной производительности 3 м<sup>3</sup>/ч в 1,65 раза, при 6 м<sup>3</sup>/ч – 1,61 раза, 9 м<sup>3</sup>/ч – 1,6 раза, 12 м<sup>3</sup>/ч – 1,58 раза, 15 м<sup>3</sup>/ч – 1,575 раза.

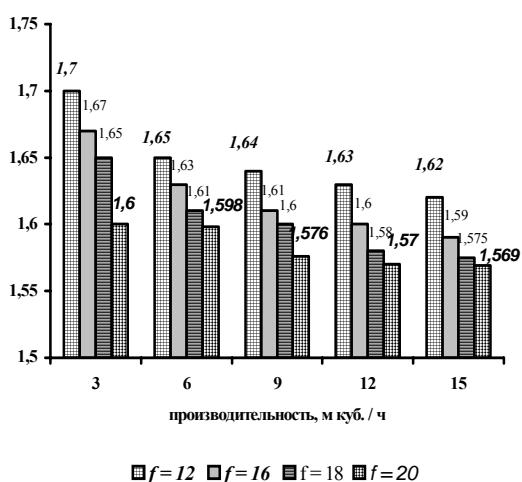


Рис. 3. Соотношение скоростей проходки выработок при S = 8 м<sup>2</sup> и S = 16 м<sup>2</sup>

При коэффициенте крепости пород 20 аналогичные соотношения составят: при эксплуатационной производительности 3 м<sup>3</sup>/ч в 1,6 раза, при 6 м<sup>3</sup>/ч – 1,598 раза, 9 м<sup>3</sup>/ч – 1,576 раза, 12 м<sup>3</sup>/ч – 1,57 раза, 15 м<sup>3</sup>/ч – 1,569 раза.

По аналогии с предыдущим, выполним, для условий S = 8 м<sup>2</sup>, анализ интенсивности изменения скорости проходки выработки в сопоставлении с изменением эксплуатационной производительности средств погрузки (рис. 4).

При f = 12 и эксплуатационной производительности погрузочно-го оборудования 3 м<sup>3</sup>/ч имеет место скорость проходки выработки 36,78 м/мес., которую мы примем за базовую (100%) для данных условий. При увеличении эксплуатационной производительности погрузочно-го оборудования в 2 раза по отношению к принятому нами базовому уровню, т.е. до 6 м<sup>3</sup>/ч, скорость проходки выработки возрастает на 16,3%.

При росте эксплуатационной производительности в 3 раза скорость проходки выработки возрастает на 23% по отношению к базовой. Дальнейшее возрастание эксплуатационной производительности погрузочно-го оборудования, в 4 и 5 раз применительно к базовой приводит к росту скорости проходки соответственно на 26,3 и 28,7%. Очевидно, что, по мере роста уровня эксплуата-

ционной производительности средств погрузки, интенсивность возрастания скорости проходки выработки заметно снижается.

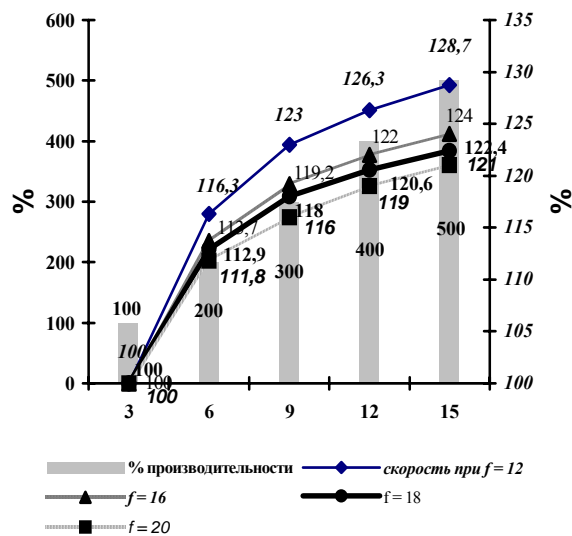


Рис. 4. Сравнительная динамика скорости проходки выработки и эксплуатационной производительности погрузочно-го оборудования при S = 8 м<sup>2</sup>

При увеличении коэффициента крепости пород до 16 по шкале проф. М.М. Протодяконова скорость проходки выработки при соответствующих значениях эксплуатационной производительности погрузочно-го оборудования уменьшается. Так, например, при эксплуатационной производительности 3 м<sup>3</sup>/ч скорость проходки выработки сократилась до 32,03 м/мес. это в 1,148 раза меньше, по отношению к скорости, имевшей место при коэффициенте крепости пород f = 12.

При эксплуатационной производительности погрузочно-го оборудования 6 м<sup>3</sup>/ч скорость проходки выработки возрастает до 36,43 м/мес. (113,7% базовой, рис. 4). Это в 1,174 раза меньше, чем при f = 12. При производительности 9 м<sup>3</sup>/ч скорость проходки выработки возрастает до 38,19 м/мес. (119,2% базовой). При использовании средств погрузки, имеющих эксплуатационную производительность 12 и 15 м<sup>3</sup>/ч скорость проходки выработки возрастает соответственно до 39,07 м/мес. и 39,78 м/мес. (122 и 124%).

Как и в случае с выработкой, имеющей большую площадь поперечного сечения, в данном случае, при проходке выработки в породах с коэффициентом крепости 16 по шкале проф. М.М. Протодяконова по сравнению с проходкой в породах с коэффициентом 12 имеет место менее интенсивное возрастание скорости строительства выработки по отношению к базовому значению при росте эксплуатационной производительности средств погрузки. Рассмотрим далее аналогичным образом проходку данной выработки при увеличении коэффициента крепости пород до 18 и 20. В этом случае (табл. 1 и рис. 4) подтверждаются ранее отмеченные тенденции зависимости скорости проходки горных выработок от эксплуатационной производительности погрузоч-

ного оборудования, однако интенсивность возрастания скорости строительства выработки по отношению к базовому значению, при увеличении эксплуатационной производительности средств погрузки выражена меньше.

Проводя сопоставление относительной динамики изменения скорости проходки выработок при изменении эксплуатационной производительности погрузочного оборудования для разных площадей поперечного сечения выработки, следует отметить менее интенсивную изменчивость скорости проходки в выработке с  $S = 8 \text{ м}^2$ , чем в выработке с  $S = 16 \text{ м}^2$ .

**Таким образом**, проведенный анализ показал, что:

– в выработках, с неизменной площадью поперечного сечения, по мере повышения эксплуатационной производительности погрузочного оборудования будет наблюдаться рост темпов проходки выработки с большими значениями скорости при меньшем коэффициенте крепости пород. В то же время динамика относительного возрастания скорости проходки выработки при росте

значений эксплуатационной производительности средств погрузки будет все менее заметной и характеризуется снижением интенсивности при проходке выработки в породах с более высокой крепостью;

– при аналогичной эксплуатационной производительности погрузочного оборудования переход к меньшему в 2 раза сечению выработки приводит к возрастанию скорости проходки выработки при данной эксплуатационной производительности в разных случаях в 1,6-1,65 раза;

– в выработках, имеющих меньшую площадь поперечного сечения, по мере роста уровня эксплуатационной производительности средств погрузки, относительная интенсивность возрастания скорости проходки выработки ниже, чем в выработках с большей площадью поперечного сечения.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Федоренком 27.10.08*

УДК 622.257.1

А.Э. Кипко, Ю.П. Должиков

## ОБ УПРАВЛЕНИИ ДВИЖЕНИЕМ ТАМПОНАЖНЫХ РАСТВОРОВ С УЧЕТОМ ИЗМЕНЕНИЯ ИХ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ

Розглянуто зміну в часі та просторі реологічних і структурно-механічних властивостей глиноцементних розчинів при різних дозуваннях в'язкого і структуроутворювача.

Рассмотрено изменение во времени и в пространстве реологических и структурно-механических свойств глиноцементных растворов при различных дозировках вяжущего и структурообразователя.

Change in time and in space rheological and structurally-mechanical properties of clay solutions is considered at various dosages of cement and sodium silicate.

Как показывают лабораторные и натурные исследования свойств глиноцементных растворов, процесс структурообразования связан с непрерывным изменением их реологических параметров [1, 3].

В связи с этим возникает естественная необходимость определения технологических режимов нагнетания при гидроизоляции горных выработок и управление процессом с учетом изменения реологических свойств глиноцементных тампонажных растворов во времени.

Как известно, вяжущее и структурообразователь, цемент и жидкое стекло подаются в глинистый раствор в режиме его закачки в проницаемый обводненный горизонт [1]. При этом свойства раствора зависят от их количества, а в трещинах горных пород реологические свойства раствора будут изменяться не одинаково по его линиям тока. Поэтому исходные реологические характеристики раствора на устье скважины и в различных точках инъектируемого горизонта будут различны. Следовательно, для нагнетания глиноцементных растворов по комплексному методу струк-

турная вязкость  $\eta$  и динамическое напряжение сдвига  $\tau_0$  раствора будут явными функциями расстояния от оси скважины [2, 3].

**Цель работы** – установить влияние вяжущего и структурообразователя на изменение реологических прочностных свойств тампонажного раствора.

Исходя из уравнения для расхода жидкости [3]

$$Q = -\frac{2}{3} \frac{\delta^3}{\eta} \frac{dp}{dx} \left( 1 + \frac{3}{2} \frac{\tau_0}{\frac{dp}{dx} \delta'} \right), \quad (1)$$

получено уравнение для перепада давления

$$\Delta P = \frac{12R^2}{T\delta^2} \int_0^R \eta(x,t) dx + \frac{3}{\delta} \int_0^R \tau_0(x,t) dx, \quad (2)$$

где  $\delta$  – раскрытие трещин;  $R$  – радиус завесы;  $T$  – время нагнетания.

Перейдем к интегрированию по времени, для этого используем уравнение материального баланса для раствора в момент времени  $t$  в точке  $x$ :

$$Qt = \pi x^2 \delta, \quad (3)$$

где  $Q$  – расход раствора.

Тогда уравнение (2) принимает вид:

$$\Delta P = \frac{6R^2}{T\delta^2} \sqrt{\frac{Q}{\pi\delta}} \int_0^T \eta(t) t^{-\frac{1}{2}} dt + \frac{3}{2\delta} \sqrt{\frac{Q}{\pi\delta}} \int_0^T \tau_0(t) t^{-\frac{1}{2}} dt. \quad (4)$$

Анализ полученного выражения показывает, что в его составе два слагаемых неравнозначны по величине и для удобства практических расчетов первым интегралом можно пренебречь. Доказано, что для глиноцементных растворов вязкость изменяется в пределах 20-80 сПз = 2-8·10<sup>-2</sup> Па·с, а динамическое напряжение сдвига изменяется 60-200 Па, значения первого интеграла изменяются от 23 до 203 сПз, а для второго интеграла от 1782 до 15215 Па·с<sup>1/2</sup>. Сделанное упрощение в расчетах дает погрешность не более 1,1% [3].

Как было показано исследованиями Э.Я. Кипко для учета вязкостных сил в общем случае необходимо в уравнение (4) вводить коэффициент  $K$  [3].

Окончательно имеем:

$$\Delta P = \frac{3}{2K\delta} \sqrt{\frac{Q}{\pi\delta}} \int_0^T \tau_0(t) t^{-\frac{1}{2}} dt. \quad (5)$$

Учтем, что  $Q/\pi\delta = R^2/T$ :

$$\Delta P = \frac{3R}{2K\delta\sqrt{T}} \int_0^T \tau_0(t) t^{-\frac{1}{2}} dt. \quad (6)$$

Выразим зависимость динамического напряжения сдвига раствора от концентрации вяжущего ( $C_1$ ) и структурообразователя ( $C_2$ ) во времени.

Такую зависимость наиболее адекватно отражает степенная функция:

$$\tau_0(t) = \tau_0(C_1, C_2) + A(C_1, C_2)t^\epsilon, \quad (7)$$

где  $\tau_0(C_1, C_2)$  – динамическое напряжение сдвига раствора в зависимости от количества вяжущего и структурообразователя, Па;  $A(C_1, C_2)$  – эмпирическая величина, зависящая от количества цемента и концентрации жидкого стекла в растворе;  $\epsilon$  – эмпирический коэффициент, зависящий от вида глины, причем  $1 \leq \epsilon \leq 3$ .

Следовательно, имеем:

$$\Delta P = \frac{3R}{2K\delta\sqrt{T}} \int_0^T (\tau_0(C_1, C_2) + A(C_1, C_2)t^\epsilon) t^{-\frac{1}{2}} dt. \quad (8)$$

Выполняя интегрирование, получаем:

$$\Delta P = \frac{3R\tau_0(C_1, C_2)}{K\delta} + \frac{3A(C_1, C_2)R}{K(2\epsilon+1)} T^\epsilon. \quad (9)$$

Полученная зависимость потерь давления в трещине учитывает изменение реологических свойств глиноцементного раствора во времени и по радиусу его течения.

Таким образом, для глиноцементных растворов, формирование их структуры обусловлено двумя факторами. Прочность структуры увеличивается из-за химического связывания воды цементными частицами и благодаря различной концентрации жидкого стекла. Это означает, что резко уменьшается объем макропор, что подтверждается уменьшением объема образца в целом, и значительно возрастает энергии связи между микроэлементами структуры, о чем свидетельствует значительный рост прочностных характеристик.

С целью подтверждения этого факта были проведены испытания глиноцементных систем, содержащих различное количество вяжущего.

В табл. 1 приведены результаты исследования зависимости прочностных свойств глиноцементных систем в уплотненном состоянии, содержащих различное количество вяжущего. Как видно, пластическая прочность находится в нелинейной зависимости от содержания цемента. При содержании в системе цемента 2-4% пластическая прочность через 1 сутки не превышает 50 кПа.

Увеличение содержания цемента в растворе до 20-40% приводит к росту пластической прочности через 1 сутки до 360 кПа, т.е. в 7 раз.

С другой стороны, были проведены исследования изменения реологических свойств раствора от концентрации жидкого стекла. Установлены нелинейные зависимости динамического напряжения сдвига раствора от количества структурообразователя и времени, которые представлены на рис. 1 и 2.

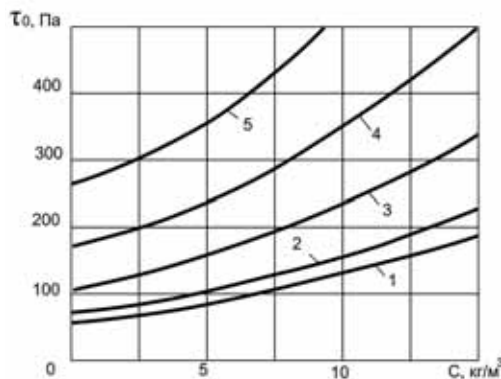


Рис. 1. Зависимость динамического напряжения сдвига раствора от концентрации жидкого стекла и времени: 1 – 1 мин; 2 – 10 мин; 3 – 30 мин; 4 – 90 мин; 5 – 120 мин

Как видно из приведенных экспериментальных данных исследованные характеристики глиноцементных растворов имеют детерминированную нелинейную зависимость как от количества цемента и жидкого стекла, так и от времени структурообразо-

вания, что дает возможность целенаправленно регулировать свойства тампонажного раствора. Этот факт весьма важен при выполнении тампонажных работ

вокруг горных выработок в ограниченной трещиноватой области, чтобы не допускать выхода раствора за контур выработки.

Таблица 1

Изменение реологических и структурно-механических свойств глиноцементных растворов при различных дозировках вяжущего

Добавка цемента, в кг на 1 м <sup>3</sup> глинистого р-ра плотн. 1200 кг/м <sup>3</sup>	Реологические свойства					Пластическая прочность P <sub>m</sub> , кПа								
	θ, Па			τ <sub>p</sub> , 10 <sup>-3</sup> Па·с	τ <sub>0</sub> , Па	1 мин	10 мин	30 мин	60 мин	120 мин	240 мин	1 сут	3 сут	7 сут
	1 мин	10 мин	30 мин											
20	106	126	156	24,4	101	0,30	0,46	0,48	0,60	3,2	3,4	25,4	30,5	34
30	112	176	192	29,3	103	0,25	0,34	0,46	1,0	3,2	3,8	37,5	50,2	54,2
50	132	152	208	34,3	128	0,29	0,35	0,51	1,7	3,8	4,0	50,4	69,7	72,0
100	140	144	236	46,5	128	0,27	0,29	0,57	1,9	3,5	5,8	90,6	145	179
150	146	168	256	46,8	129	0,24	0,26	0,6	1,9	3,5	5,4	161	191	201
200	154	190	240	48,8	130	0,27	0,36	0,5	2,0	3,6	5,8	197	222	342
300	152	198	230	44,4	137	0,30	0,34	0,47	2,0	3,8	6,1	286	375	432
400	168	196	250	49,8	144	0,29	0,32	0,46	2,1	3,9	7,1	363	588	1051
500	179	204	290	53,7	189	0,32	0,35	0,56	2,7	4,0	11,2	561	645	1136

Полученные экспериментальные данные подвергались компьютерной обработке с целью получения эмпирических уравнений множественной корреляции.

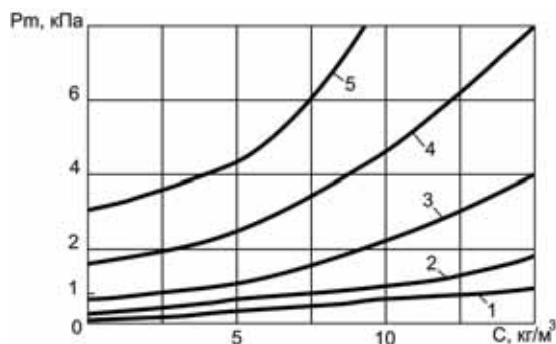


Рис. 2. Зависимость пластической прочности раствора от концентрации жидкого стекла и времени: 1 – 1 мин; 2 – 10 мин; 3 – 30 мин; 4 – 60 мин; 5 – 120 мин

Эмпирические коэффициенты рассчитывались по методу Брандона. Таким образом установлены следующие эмпирико-аналитические зависимости для глиноцементных тампонажных растворов, например, при изменении только от количества жидкого стекла и времени:

– динамическое напряжение сдвига (Па):

$$\tau_0(C, t) = (100,6 + 2,9C^{1,52})(0,66 + 1,2 \cdot 10^{-4} t^{2,02}); \quad (10)$$

– статическое напряжение сдвига (Па):

$$\theta(C, t) = (600 + 1,05C^{2,9})(0,315 + 10^{-3} t^{1,6}); \quad (11)$$

– пластическая прочность (Па):

$$P_m(C, t) = (740 + 1,5C^{1,94})(0,322 + 10^{-4} t^{1,86}). \quad (12)$$

Время в выражениях (10 – 12) принято в минутах.

Аналогичные выражения получены и для изменения содержания цемента. Далее для процесса структурообразования применяется принцип суперпозиции.

### Выводы

Установленные эмпирические зависимости позволяют учитывать изменения реологических свойств раствора и рассчитать необходимое количество цемента и жидкого стекла в тампонажном растворе для конечного момента времени нагнетания и таким образом управлять процессом течения раствора в трещинах, обеспечивая сохранность крепи или «торможение» раствора на контуре выработки.

### Список литературы

1. Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт: Учеб. пособие / Э.Я. Кипко, П.Н. Должиков, Н.А. Дудля и др. – 2-е изд., перераб. и доп. – Д.: Национальный горный университет, 2004. – 367 с.
3. Глиноцементные тампонажные растворы в горном деле: Монография / Дудля Н.А., Тельных Н.Н., Попов А.В., Циплин Е.Г. – Д.: Национальный горный университет. – 2004. – 191 с.
2. Должиков П.Н., Кипко А.Э. Физика движения вязкопластичных тампонажных растворов: Монография. – Донецк: «Вебер» (Донецкое отделение), 2007. – 237 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. П.М. Должиковим 18.02.09

## ФИЗИКО-МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПРОЦЕССА ПОДПРЕССОВКИ ШИХТЫ

Наведено результати аналітичного дослідження процесів, що протікають в зоні деформації матеріалу під час підпресовування агломераційної шихти.

Представлены результаты аналитического исследования процессов протекающих в зоне деформации материала во время подпрессовки агломерационной шихты.

The results of analytical research of processes in the area of deformation when of sintering charge subpressing are presented in the article.

В Криворожском металлургическом факультете Национальной металлургической академии Украины разработано устройство подпрессовки агломерационной шихты на разгрузочном барабане конвейера [1]. Процесс подпрессовки заключается в том, что при работе конвейера в зазор между поверхностью ленты 1, огибающей разгрузочный барабан 2 и рифленой поверхностью 3 прессующего вала 4 захватывается слой шихты 5 и уплотняется за счет статического давления, создаваемого массой рабочего органа подпрессовочного механизма и динамического давления, создаваемого за счет возмущающей силы вибровозбудителя 6 (рис. 1).

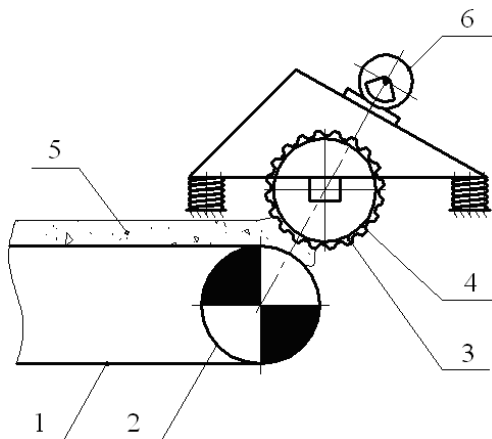


Рис. 1. Подпрессовочный механизм: 1 – лента конвейера; 2 – разгрузочный барабан; 3 – рифленая поверхность; 4 – прессующий валок; 5 – слой шихты; 6 – вибровозбудитель

Аналоги данного процесса представлены в работах [2-4], в которых рассмотрены: прокатка металла, вальцевание композитных пластмасс, движение грунта. В этих работах процесс уплотнения рассматривается как поведение сплошной среды, подчиняющейся законам гидродинамики.

Подпрессовочный механизм является экспериментальным устройством, для которого необходима разработка методики определения технологических и

силовых параметров, методика расчета основывается на результатах анализа процесса подпрессовки. Поэтому возникла необходимость в создании, на основе принятой ранее физической модели (рабочая среда рассматривается как сплошная, подчиняющаяся законам гидродинамики) с учетом особенностей процесса подпрессовки многокомпонентной агломерационной шихты, аналитического аппарата, описывающего процесс подпрессовки.

В математической модели процесса подпрессовки приняты следующие допущения:

– рабочая среда принимается сжимаемой сплошной средой, удовлетворяющей основные уравнения гидродинамики — уравнение неразрывности [5]:

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \text{div}(\rho \cdot \vec{V}) = 0, \quad (1)$$

где  $\rho$  – плотность шихты, кг/м<sup>3</sup>;  $t$  – время, с;  $\vec{V}$  – вектор скорости массы, и уравнение Эйлера, являющегося аналогом уравнения движения для сплошной среды [6]:

$$\frac{d\vec{V}}{dt} + \frac{1}{\rho} \cdot \text{grad}P = g, \quad (2)$$

где  $P$  – давление в точке, Па;  $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;

– так как подпрессованная шихта ведет себя как упругая, что проявляется при ее выходе из межвалкового пространства (увеличение высоты слоя шихты после прекращения действия на него силового воздействия), сплошную среду, образующую слой, в первом приближении можно считать упругой, это дает возможность пренебречь пластичностью и вязкостью среды;

– среда принята однородной по гранулометрическому составу и физическим свойствам;

– ширина ленты конвейера достаточна, для того чтобы пренебречь краевыми эффектами, что позволяет рассматривать движение шихты как двумерное.

Анализ движения материала проводился в прямоугольной системе координат, при этом ось OX на-

правлена вдоль ленты транспортера, а ось OY перпендикулярно ей, начало координат размещается на границе очага деформации материала ABCD, который представляет собой объем шихты, находящийся в межвалковом пространстве (рис. 2).

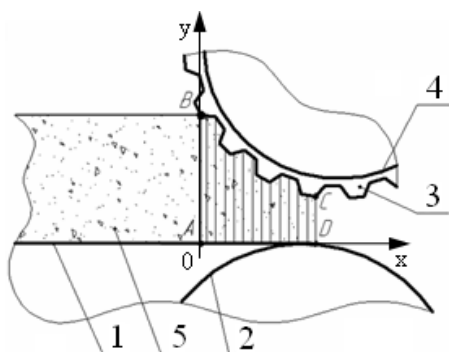


Рис. 2. Расчетная схема к определению параметров уплотнения шихты в очаге деформации подпрессовочного устройства: 1 – лента конвейера; 2 – разгрузочный барабан; 3 – рифленая поверхность; 4 – прессующий валок; 5 – слой шихты

С учетом двумерного движения шихты уравнение (1) примет вид:

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + V_x \cdot \frac{\partial \rho}{\partial x} + \rho \cdot \frac{\partial V_x}{\partial x} + V_y \cdot \frac{\partial \rho}{\partial y} + \rho \cdot \frac{\partial V_y}{\partial y} = 0, \quad (3)$$

где  $V_x$  – проекция скорости на ось OX;  $V_y$  – проекция скорости на ось OY.

В нашем случае влиянием силы тяжести шихты на ее уплотнение, в сравнительно тонком слое, можно пренебречь. Тогда в двумерной системе координат уравнение (2) примет вид:

$$\frac{\partial V_x}{\partial t} + \frac{\partial V_x}{\partial x} \cdot V_x + \frac{\partial V_x}{\partial y} \cdot V_y + \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial P}{\partial x} = 0; \quad (4)$$

$$\frac{\partial V_y}{\partial t} + \frac{\partial V_y}{\partial x} \cdot V_x + \frac{\partial V_y}{\partial y} \cdot V_y + \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial P}{\partial y} = 0. \quad (5)$$

На основании выражений (3), (4), (5) система уравнений, описывающая процесс подпрессовки, примет вид:

$$\begin{cases} \frac{\partial \rho}{\partial t} + V_x \cdot \frac{\partial \rho}{\partial x} + \rho \cdot \frac{\partial V_x}{\partial x} + V_y \cdot \frac{\partial \rho}{\partial y} + \rho \cdot \frac{\partial V_y}{\partial y} = 0 \\ \frac{\partial V_x}{\partial t} + \frac{\partial V_x}{\partial x} \cdot V_x + \frac{\partial V_x}{\partial y} \cdot V_y + \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial P}{\partial x} = 0 \\ \frac{\partial V_y}{\partial t} + \frac{\partial V_y}{\partial x} \cdot V_x + \frac{\partial V_y}{\partial y} \cdot V_y + \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial P}{\partial y} = 0 \end{cases} \quad (6)$$

Поскольку система уравнений (6) содержит четыре неизвестные величины ( $V_x$ ,  $V_y$ ,  $\rho$ ,  $P$ ), то для ее решения необходимо еще одно уравнение.

В качестве такого уравнения можно использовать выражение, описывающее зависимость плотности шихты от давления. Для его получения воспользуемся, полученным нами ранее, аналитическим выражением, отображающим взаимосвязь давления, прикладываемого к столбу шихты, с усадкой столба шихты:

$$P(y_{отн}) = 0,1 \cdot E \cdot \left( \frac{m}{y_{отн} - (1 - m)} - 1 \right),$$

где  $P$  – давление, прикладываемое к столбу шихты, Па;  $y_{отн}$  – усадка шихты, которая определяется по формуле:

$$y_{отн} = \frac{h}{h_0},$$

где  $h$  – конечная высота столба шихты, м;  $h_0$  – начальная высота столба шихты, м;  $E$  – модуль упругости среды, Па;  $m$  – начальная плотность шихты.

Учтем также, что плотность сжатого столба шихты, с площадью основания равной единице составит:

$$\rho = \frac{\rho_0}{y_{отн}},$$

где  $\rho$  – конечная плотность столба шихты, кг/м<sup>3</sup>;  $\rho_0$  – начальная плотность столба шихты, кг/м<sup>3</sup>.

С учетом этого зависимость усадки шихты от давления запишется в виде:

$$y_{отн} = \frac{P \cdot (1 - m) + 0,1 \cdot E}{0,1 \cdot E + P},$$

а плотность шихты в виде:

$$\rho = \frac{\rho_0 \cdot (0,1 \cdot E + P)}{P \cdot (1 - m) + 0,1 \cdot E}. \quad (7)$$

Используя выражение (10), преобразуем систему (6):

$$\begin{cases} \frac{\partial \rho}{\partial t} + V_x \cdot \frac{\partial \rho}{\partial x} + \rho \cdot \frac{\partial V_x}{\partial x} + V_y \cdot \frac{\partial \rho}{\partial y} + \rho \cdot \frac{\partial V_y}{\partial y} = 0 \\ \frac{\partial V_x}{\partial t} + \frac{\partial V_x}{\partial x} \cdot V_x + \frac{\partial V_x}{\partial y} \cdot V_y + \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial P}{\partial x} = 0 \\ \frac{\partial V_y}{\partial t} + \frac{\partial V_y}{\partial x} \cdot V_x + \frac{\partial V_y}{\partial y} \cdot V_y + \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial P}{\partial y} = 0 \\ \rho = \frac{\rho_0 \cdot (0,1 \cdot E + P)}{P \cdot (1 - m) + 0,1 \cdot E} \end{cases} \quad (8)$$

Для упрощения системы (8), примем дополнительно предположение о том, что изменением плотности и давления вдоль оси OY можно пренебречь, то есть по высоте столба (слоя) шихты плотность

распределена равномерно, а скорость перемещения частиц в столбе, в процессе подпрессовки, одинакова в каждом его сечении

$$\frac{\partial \rho}{\partial y} = \frac{\partial P}{\partial y} = 0,$$

что позволяет перейти к одномерной модели, то есть

$$\frac{\partial V_x}{\partial y} = 0 \text{ и } V_y' = 0.$$

При такой постановке задачи, процесс подпрессовки рассматривается как сминание вертикальных столбиков, не взаимодействующих между собой.

Тогда система уравнений (8) принимает вид:

$$\begin{cases} \frac{\partial \rho}{\partial t} + V_x \cdot \frac{\partial \rho}{\partial x} + \rho \cdot \frac{\partial V_x}{\partial x} = 0 \\ \frac{\partial V_x}{\partial t} + \frac{\partial V_x}{\partial x} \cdot V_x + \frac{1}{\rho} \cdot \frac{\partial P}{\partial x} = 0 \\ \rho = \frac{\rho_0 \cdot (0,1 \cdot E + P)}{P \cdot (1 - m) + 0,1 \cdot E} \end{cases} \quad (9)$$

В начале координат ( $x = 0$ ) приняты следующие граничные условия:

$$\begin{aligned} P(0) &= 0; \\ V_x(0) &= V_{\text{конвейера}}; \\ \rho(0) &= \rho_0. \end{aligned}$$

Решение системы уравнений (9) позволяет получить распределение давления в очаге деформации, изменение плотности шихты в результате ее подпрессовки, а также скорость истечения материала из

зоны деформации. Эти данные могут быть использованы для оценки вращающего момента вала, потребляемой мощности и производительности установки.

В ходе выполнения аналитического исследования процесса подпрессовки агломерационной шихты была получена математическая модель, которая с достаточной степенью точности описывает процесс подпрессовки с учетом физико-механических свойств материала.

Математическая модель в одномерной постановке задачи является первым приближением, однако позволяет определить основные параметры процесса, в том числе основные технические характеристики устройства.

### Список литературы

1. Григорьева В.Г., Пополов Д.В. Технология подготовки агломерационной шихты к спеканию // Новые технологии. – 2008. – № 1(19). – С. 257-260.
2. Теоретические основы обработки металлов давлением. – В 2-х т. / Б.М. Илюкович, А.П. Огурцов, Н.Е. Нежаев, С.В. Ершов. – Д.: Дніпро ВАЛ, 2001. – Т. 1. – 517 с.
3. Клинков А.С., Соколов М.В., Кочетов В.И. Автоматизированное проектирование валковых машин для переработки полимерных материалов. – М.: Машиностроение, 2005. – 320 с.
4. Гольдштейн М.Н. Механические свойства грунтов. – изд. 2-е, перераб. – М.: Литература по строительству, 1971. – 370 с.
5. Механика сплошной среды / Ильюшин А.А. – М.: Изд-во МГУ, 1971. – 248 с.
6. Теория и задачи механики сплошной среды / Дж. Мейз. – М.: Мир, 1974. – 319 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. С.А. Сіноліцим 27.12.08*



УДК 622.12:502

Е.А. Коноплева

## ВЛИЯНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТСЫПКИ ВНУТРЕННИХ ОТВАЛОВ НА КАЧЕСТВО ПОТЕНЦИАЛЬНО ПЛОДОРОДНОГО СЛОЯ В ВЕРХНЕЙ ЧАСТИ ОТВАЛА

У статті наведена методика визначення втрат і збіднювання потенційно-родючого шару на внутрішніх відвалах.

В статье приведена методика определения потерь и разубоживания потенциально-плодородного слоя на внутренних отвалах.

In this article was described a method of determination a negative profits and pauperization of potentially fertile coat in internal dump.

Современная и качественная рекультивация нарушенных горными работами земель призвана возродить продуктивность и плодородие нарушенных земель, сводя к минимуму отрицательное воздействие горных работ на природную среду. Чтобы привести нарушенные земли в состояние, пригодное для использования в сельском хозяйстве, необходимо придать техногенному рельефу спокойный характер с укладкой пород снизу вверх: серо-зеленые, красно-бурые глины, потенциально плодородный слой (суглинки), чернозем.

Для выполнения рекультивационных работ необходимо выполнить следующие операции:

- снятие чернозема впереди фронта ведения горных работ карьера и складирование его во временные отвалы за границей карьерного поля;
- перемещение вскрышных горных пород с контуров выемок в контуры насыпи;
- нанесение на спланированную поверхность потенциально плодородного слоя и чернозема.

На плодородие насыпного слоя чернозема существенно влияют свойства подстилающих пород. Наиболее благоприятными породами являются лёсс, лёссовидные и красно-бурые суглинки, светло-зеленые мергелистые глины, аллювиальные песчано-глинистые отложения. Неблагоприятными подстилающими породами являются третичные и четвертичные пески, мергель, известняки, мел, черные сланцеватые глины, сильнозасоленные суглинки и глины. При одинаковой толщине уложенного слоя чернозема [1] плодородие рекультивированных почв будет тем выше, чем лучшими агрофизическими и

химическими свойствами обладает подстилающая порода. Влияние подстилающей породы особенно значительно проявляется при небольшой толщине черноземного покрытия 10-30 см и ослабевает при мощности слоя чернозема 50-80 см и более.

В процессе проведенных исследований [1] было определено, что одной из самых лучших и наиболее благоприятных вскрышных горных пород для биологического освоения являются лёссовидные суглинки. Во-первых, это полиминеральная и полидисперсная горная порода, сравнительно хорошо обеспеченная большинством зольных питательных веществ. Во-вторых, в большей части нарушаемой лёссовой толщи, особенно в самых верхних слоях, отсутствует значительное засоление; в-третьих, в них не обнаружено присутствия фитотоксичных веществ; в-четвертых, среди всех изученных горных пород они отличаются наиболее благоприятными физико-химическими и физическими свойствами. Кроме того, лёссовидные суглинки часто содержат в своем профиле следы корней растений, кротовины, червоточины и иногда погребенные древние почвы, что в какой-то степени приближает их плодородие к современным почвам.

В данной работе рассмотрим один из важных процессов при выполнении рекультивационных работ – отсыпка внутренних отвалов и дальнейшее формирование в верхней части отвала потенциально плодородного слоя.

Рассмотрим первый вариант отсыпки внутренних отвалов (рис. 1).

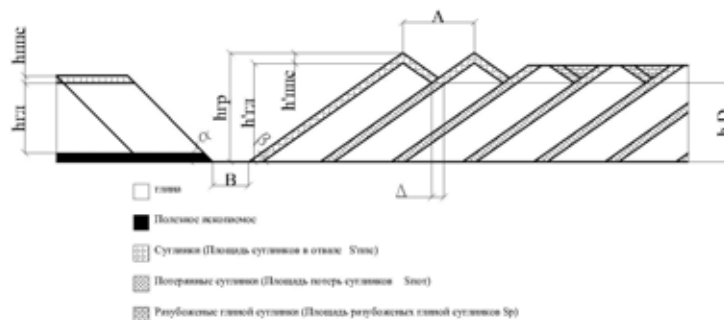


Рис. 1. Отсыпка внутренних отвалов

В этом случае шагающий экскаватор или кон- сольный отвалообразователь, расположенный на це- лике при максимальной длине стрелы, отсыпает гли- ны во внутренний отвал, создавая при этом треуголь- ный гребень. Потенциально плодородный слой отсы- пается тем же оборудованием и распределяется по всей длине откосов отвала. После планировки такой формы отвала горными машинами подстилающая порода по своей структуре будет включать по пло- щадям в разрезе: глину (1), потенциально плодород- ный слой (2), смесь глины и суглинка (3) (см. рис. 1).

Ниже приведена методика определения потерь и разубоживания потенциально плодородного слоя на внутренних отвалах для данного варианта.

Чтобы определить разубоживание потенциально плодородного слоя во внутреннем отвале после пла- нирования введем коэффициент разубоживания ( $K_{PA31}$ ):

$$K_{PA31} = \frac{S_{zp}}{S_p},$$

где  $S_p$  – площадь разубоживания потенциально пло- дородного слоя во внутреннем отвале после плани- рования, м<sup>2</sup>;  $S_{zp}$  – площадь глины в планируемой час- ти отвала, м<sup>2</sup>.

Площадь разубоживания потенциально плодо- родного слоя во внутреннем отвале после планирова- ния можно рассчитать по формуле:

$$S_p = 0,5 \cdot \left( 0,5 \cdot A \cdot tg\beta + h'_{IIIIC} \right) \cdot \left( 0,5 \cdot A + \frac{h'_{IIIIC}}{tg\beta} \right) \text{ м}^2,$$

где  $A$  – ширина заходки, м;  $\beta$  – угол откоса отвала, град;  $h'_{IIIIC}$  – мощность потенциально плодородного слоя во внутреннем отвале, м.

Площадь глины в планируемой части отвала:

$$S_{zp} = 0,5 \cdot \left( 0,5 \cdot A \cdot tg\beta - h'_{IIIIC} \right) \cdot \left( 0,5 \cdot A - 2 \frac{h'_{IIIIC}}{tg\beta} \right) \text{ м}^2.$$

Мощность потенциально плодородного слоя во внутреннем отвале можно рассчитать по формуле:

$$h'_{IIIIC} = \frac{0,5A + \frac{h_{zp}}{tg\beta} - \sqrt{\left( 0,5A + \frac{h_{zp}}{tg\beta} \right)^2 - \frac{3Ah_{IIIIC}K_p}{tg\beta}}}{1,5} \cdot tg\beta \text{ м},$$

где  $h_{zp}$  – высота отсыпаемого гребня в отвале, м.

Высота отсыпаемого гребня в отвале рассчитыва- ется:

$$h_{zp} = (h_{zl} + h_{IIIIC})K_p + 0,25Atg\beta \text{ м},$$

где  $h_{zl}$  – мощность глины в целике, м.

Чтобы определить потери потенциально плодо- родного слоя введем коэффициент потерь ( $K_{nom}$ ):

$$K_{nom} = \frac{S_{nom}}{S_{IIIIC}},$$

где  $S_{nom}$  – площадь потерь суглинков во внутреннем отвале, м<sup>2</sup>;  $S_{IIIIC}$  – площадь потенциально плодород- ного слоя в целике, м<sup>2</sup>.

Площадь потенциально плодородного слоя в це- лике определяется:

$$S_{IIIIC} = Ah_{IIIIC}K_p, \text{ м}^2,$$

где  $h_{IIIIC}$  – мощность суглинков в целике, м;  $K_p$  – ко- эффициент разрыхления породы.

Площадь потерь потенциально плодородного слоя можно определить:

$$S_{nom} = \frac{h'_{IIIIC}}{tg\beta} (h_{zp} - 0,5Atg\beta), \text{ м}^2.$$

Апробируем методику для условий Никопольско- го марганцевого бассейна (табл. 1).

Приведены усредненные данные, характерные для условий Никопольского марганцевого месторожде- ния. Мощность суглинков в целике, в условиях Ни- копольского марганцевого бассейна колеблется от 1 до 6 м, берем равную 3 м, мощность глины в целике  $h_{zl}$  задаем 40 м, коэффициент разрыхления  $K_p$  – 1,25. Ширину заходки  $B$  меняем от 5 до 80 м, угол откоса отвала  $\beta$  равен 35°.

Таблица 1

Расчет коэффициента потерь потенциально плодородного слоя во внутреннем отвале

Ширина заходки $A$ , м	Мощность во внут- реннем отвале		Площадь суг- линков в целике $S'_{IIIIC}$ , м <sup>2</sup>	Площадь потерь суглинков во внутреннем отвале $S_{nom}$ , м <sup>2</sup>	Коэффициент потерь суглинков во внутреннем отвале $K_{nom}$ , %	Площадь глины в отвале, $S_{zp}$ , м <sup>2</sup>	Площадь разубо- живания суг- линка глиной, $S_p$ , м <sup>2</sup>	Коэффициент ра- зубоживания $K_{PA31}$ , %
	суглин- ков $h'_{IIIIC}$ , м	глины $h'_{zl}$ , м						
5	0,234	54,39	18,75	17,64	94,1	1,4	2,8	49,4
10	0,448	55,05	37,50	33,24	88,6	5,7	11,1	51,0
20	0,825	56,43	75,00	59,22	79,0	23,6	43,7	54,0
30	1,148	57,85	112,50	79,48	70,7	54,8	96,9	56,6
40	1,425	59,33	150,00	95,16	63,4	100,2	170,0	58,9
50	1,667	60,84	187,50	107,13	57,1	160,3	262,5	61,1
60	1,879	62,37	225,00	116,05	51,6	235,6	374,0	63,0
70	2,066	63,94	262,50	122,44	46,6	326,5	504,2	64,8
80	2,233	65,52	300,00	126,73	42,2	433,3	653,0	66,4

Рассмотрим второй вариант отсыпки внутренних отвалов (рис. 2).



Рис. 2. Отсыпка внутренних отвалов

Этот способ отсыпки отвалов характерен для пологих месторождений с небольшой толщиной пустых пород, которые формируются горным оборудованием типа драглайн или консольный отвалообразователь, при бестранспортной и транспортно-отвальной системе разработки. Отработка идет одним уступом, отсыпка внутренних отвалов ведется гребнями на меньшую высоту, чем максимальный радиус разгрузки породы. Это дает возможность разместить суглинки в провал между смежными гребнями отвала. Следовательно, потерь потенциально плодородного слоя не будет (рис. 2). Также при планировке отвала будет происходить частичное разубоживание потенциально плодородного слоя.

Ниже приведена методика определения разубоживания потенциально плодородного слоя на внутренних отвалах для данного варианта.

Чтобы определить разубоживание суглинков во внутреннем отвале после планирования введем коэффициент разубоживания ( $K_{РАЗ2}$ ):

$$K_{РАЗ2} = \frac{S_{сп}}{S_p},$$

где  $S_p$  – площадь разубоживания суглинков во внутреннем отвале после планирования,  $m^2$ ;  $S_{сп}$  – площадь глины в планируемой части отвала,  $m^2$ .

$$S_p = 0,5 \cdot \left( 0,5 \cdot A \cdot \operatorname{tg} \beta + h'_{ППС} \right) \cdot \left( 0,5 \cdot A + \frac{h'_{ППС}}{\operatorname{tg} \beta} \right) m^2;$$

$$S_{сп} = 0,5 \cdot \left( 0,5 \cdot A \cdot \operatorname{tg} \beta - h'_{ППС} \right) \cdot \left( 0,5 \cdot A - \frac{h'_{ППС}}{\operatorname{tg} \beta} \right) m^2,$$

где  $A$  – ширина заходки, м;  $\beta$  – угол откоса отвала, град;  $h'_{ППС}$  – мощность суглинков во внутреннем отвале, м.

Мощность суглинков во внутреннем отвале можно рассчитать по формуле:

$$h'_{ППС} = h_{гп} - h'_{гг},$$

где  $h_{гп}$  – высота отсыпаемого гребня в отвале, м.

$$h_{гп} = (h_{гг} + h'_{ППС}) K_p + 0,25 A \operatorname{tg} \beta,$$

где  $h_{ППС}$  – мощность суглинков в целике, м;  $h_{гг}$  – мощность глины в целике, м;  $K_p$  – коэффициент разрыхления породы.

Апробируем методику для условий Никопольского марганцевого бассейна (табл. 2).

Таблица 2

Расчет коэффициента потерь суглинков во внутреннем отвале

Ширина заходки $A$ , м	Высота гребня $h_{гп}$ , м	Мощность во внутреннем отвале		Площадь глины в отвале, $S_{сп}$ , $m^2$	Площадь разубоживания суглинков глиной, $S_p$ , $m^2$	Коэффициент разубоживания $K_{РАЗ2}$ , %
		суглинков $h'_{ППС}$ , м	глины $h'_{гг}$ , м			
5	54,63	3,84	50,79	0,0	22,3	0,0
10	55,50	3,93	51,58	0,0	39,4	0,0
20	57,25	4,10	53,15	6,0	88,0	6,8
30	59,00	4,28	54,73	27,7	156,0	17,8
40	60,75	4,45	56,30	65,2	243,2	26,8
50	62,50	4,63	57,88	118,5	349,7	33,9
60	64,25	4,80	59,45	187,5	475,6	39,4
70	66,00	4,98	61,03	272,4	620,7	43,9
80	67,75	5,15	62,60	373,1	785,1	47,5

По данным табл. 1 и 2 на рис. 3 приведена графическая зависимость коэффициентов разубоживания и коэффициента потерь потенциально-плодородного слоя от ширины заходки.

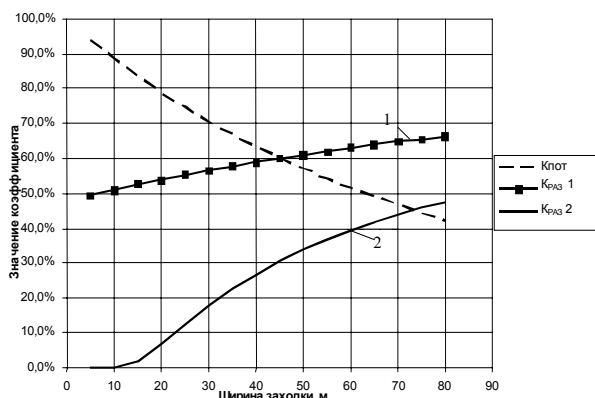


Рис. 3. Зависимость коэффициента разубоживания от ширины заходки: 1 – коэффициент разубоживания при первом варианте отсыпки отвалов; 2 – коэффициент разубоживания при втором варианте отсыпки отвалов

Рассмотрев два варианта отсыпки отвалов, видно, что второй вариант отсыпки более рационален, чем первый. Во втором варианте нет потерь потенциально плодородного слоя, но имеет место разубоживание.

Как видно из рис. 3, в первом варианте отсыпки отвалов коэффициент потерь суглинков во внутреннем отвале ( $K_{пот}$ ) зависит от ширины заходки и изменяется от 42,2 до 94,1%. Причем чем меньше ее ширина, тем больше коэффициент потерь суглинков во внутреннем отвале. А коэффициент разубоживания суглинков глиной ( $K_{раз1}$ ) изменяется от 49,4 до 66,4%. Коэффициент разубоживания суглинков глиной при втором варианте отсыпки ( $K_{раз2}$ ) также зависит от ширины заходки и изменяется от 0 до 47,5%. Причем, при двух вариантах отсыпки внутренних отвалов, чем больше ширина заходки, тем больше коэффициент разубоживания суглинков во внутреннем отвале.

С помощью данных расчетов можно прогнозировать величины потерь в зависимости от горнотехнических параметров, а также учитывать эти зависимости при проектировании новых горнопромышленных предприятий.

**Список литературы**

1. Коваленко В.С., Штейнцайг Р.М., Голик Т.В. Рекультивация нарушенных земель на карьерах: Учеб. пособие. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – Ч. 1. – 65 с.
2. Мильцер Е.С. Маркшейдерские работы при планировании открытых горных работ. – М.: Недра, 1968. – 144 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. І.Л. Гуменюком 27.11.08

УДК 622.235:504.3.06

**В.И. Симоненко, С.В. Пацера, С.В. Герашенко**

**ВЛИЯНИЕ КРЕПОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД И ТЕМПЕРАТУРЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ НА ВЫСОТУ ПОДЪЕМА ПЫЛЕГАЗОВОГО ОБЛАКА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА КАРЬЕРАХ РАЗНОЙ ГЛУБИНЫ**

У статті відображено вплив параметрів буропіддривних робіт, міцності гірських порід і температури навколишнього середовища на висоту підйому пилогазової хмари залежно від глибини кар'єру.

В статье отражено влияние параметров буровзрывных работ, крепости горных пород и температуры окружающей среды на высоту подъема пылегазового облака в зависимости от глубины карьера.

In clause influence of parameters of chisel and explosive works, fortresses of rocks and ambient temperatures on height of rise dust and gas clouds is reflected depending on depth career.

**Введение.** В настоящее время в процессе добычи полезных ископаемых открытым способом с использованием буровзрывных работ накопился большой опыт борьбы с пылью и газами на основе учета горно-геологических и метеорологических условий [1-4].

Известно, что по мере развития горных работ увеличивается их глубина, возрастает монолитность и крепость горных пород, изменяется трещиноватость.

**Цель работы.** Установить влияние крепости горных пород, температуры окружающей среды на вы-

соту подъема пылегазового облака и рассеивания отравляющих веществ в зависимости от глубины карьеров.

В связи с этим технология ведения буровзрывных работ должна непременно учитывать зоны изменения прочностных и качественных показателей добываемого сырья с параллельным учетом изменения трещиноватости массива для каждого конкретного взрываемого блока. Немаловажное значение при этом имеет применение тех или иных мероприятий,

способствующих повышению качества дробления горных пород и снижению загрязнения окружающей среды пылью и газами.

Так как себестоимость выпускаемой продукции во многом зависит от качества массовых взрывов, технология их производства в каждом отдельном случае, очевидно, изменяется по мере развития предприятия.

На современном этапе ведения горных работ технологические мероприятия, предназначенные для решения проблем борьбы с пылью и газами, развиваются по разным направлениям, а именно:

- использование различных типов конструкций скважинных зарядов с использованием нейтрализующих добавок в составе ВВ и забоечном материале [5, 6];
- использование в качестве забойки различных материалов [5];
- орошение пылегазового облака и разрушенной горной массы после производства массового взрыва [4, 7];
- дегазация взорванной горной массы [5, 7];
- формирование отвалов, ориентация которых позволяет увеличить скорость ветра в глубоких карьерах;
- формирование на территории предприятий и за его пределами биопреград (искусственное озеленение, насаждение различного вида деревьев и кустарников). Однако эти мероприятия не всегда используются в полной мере, а иногда и вовсе исключаются из технологического цикла в силу усложнения технологии выполнения работ. Это приводит к увеличению фоновой концентрации вредных газов после взрыва и, как следствие, – увеличению времени простоя карьера.

**Основные результаты.** Проведенные исследования Центром по проблемам взрывных работ НИЧ позволили установить, что количество вредных газов, выделяющихся в атмосферу с пылегазовым облаком, существенно зависит от крепости взрывааемых пород, типа и количества взорванного ВВ. Результаты исследований приведены в табл. 1.

Из табл. 1 видно, что с увеличением крепости пород количество образовавшихся вредных газов  $\text{NO}_x$  и  $\text{CO}$  снижается, поскольку большая часть энергии расходуется на разрушение массива горных пород. Количество выделившихся в атмосферу карьера газов  $\text{NO}_x$  будет существенно изменяться в зависимости от типа применяемого ВВ и комбинации типов ВВ в скважине, крепости, трещиноватости и обводненности горных пород. Как видно из табл. 1, использование граммонита 79/21 в сравнении с граммонитом 50/50 позволяет снизить количество вредных газов, выделяющихся в атмосферу карьера в 2,1-2,2 раза, а материальные затраты за счет комбинации разных типов ВВ на 20-30%.

Рассматривая массовые взрывы, как один из основных источников пылегазообразования в карьере, необходимо указать, что выбор оптимальной технологии производства буровзрывных работ по критериям минимизации материальных затрат совместно со снижением отрицательной нагрузки на окружающую среду имеет большое значение. На карье-

рах, где породы незначительно обводнены, использование нескольких типов взрывчатых веществ (в обводненной части граммонит 50/50, в сухой гранулит или граммонит 79/21), даст возможность снизить затраты на 1 м<sup>3</sup> горной массы и объем пылегазовых выбросов.

Образовавшееся во время производства массового взрыва пылегазовое облако распространяется на различные расстояния от карьера [3].

Осаждение пылевых фракций из пылегазового облака по мере удаления от карьера обусловлено влиянием гравитационных сил, а также разницей температуры и соответственно молекулярных масс компонентов пылегазового облака и окружающей среды.

Логично можно предположить, что эта разница возрастает с увеличением глубины карьера, количества взрывааемого ВВ, а также ухудшения метеорологических условий. В большинстве случаев эти факторы оказывают влияние лишь на высоту подъема и распространение пылевого облака. Газовое облако, выбрасываемое в атмосферу карьера в месте с пылевым, ведет себя совсем по другому, и, скорость его превращения существенно зависит от типа и количества взрывааемого ВВ, наличия осадков и многих других факторов [2].

Следует отметить, что еще мало изучен процесс рассеивания пылевой фракции, содержащей в своих микро- и макротрещинах вредные газы. Известно [5], что фракции с размером пылевых частиц менее 10 мкм при скорости ветра свыше 5 м/с включаются в движущийся воздушный поток и поднимаются в более высокие воздушные слои атмосферы, достигая нижних границ тропосферы. Причем на поднятие пылегазового облака огромное влияние оказывает, помимо количества и типа применяемого ВВ, среда, в которой происходит взрыв [2, 4]. Мероприятия, направленные на гашение пылегазового облака носят различный характер, и эффективность их колеблется в широком диапазоне. При этом глубина карьера не будет влиять на изменение концентрации загрязненных веществ в определенной исследуемой точке при прочих равных условиях, а влияет лишь на прохождение определенного расстояния пылегазовым облаком по вертикали. Согласно литературным данным [3, 4], при температуре воздуха 12° С пылегазовое облако считается сформированным через 60 с, а при температуре 25° С – 120 с. Поэтому можно утверждать, что именно разница температур окружающей среды влияет на формирование пылегазового облака.

Из проведенных исследований следует, что температура окружающей среды, сезон года, количество и тип взорванного ВВ, метеорологические условия, а также глубина карьера оказывают существенное влияние на высоту подъема пылегазового облака. На рис. 1 показано соотношение высоты подъема пылегазового облака при температуре окружающего воздуха –8 и +25° С соответственно. При взрыве ВВ массой 50-200 т твердые частицы диаметром 25-50 мкм переносятся на расстояние 10-15 км [1].

Таблица 1

Количество вредных газов выделяющихся в атмосферу с пылегазовым облаком, л/кг

Тип ВВ	Коэффициент крепости по проф. М.М. Протогьяконову	Количество ВВ, т			
		5	10	25	50
		Окись углерода CO			
Граммонит 79/21	14-16	69	138	344	688
	13-15	59	118	294	588
	12-13	54	109	272	544
	10-12	44	88	219	438
Граммонит 50/50	13-15	148	295	738	1475
	12-13	133	266	666	1331
Граммонит 79/21		Окислы азота NO+NO <sub>2</sub>			
	14-16	45	90	225	450
	13-15	60	120	300	600
	12-13	60	120	300	600
	10-12	120	240	600	1200
Граммонит 50/50	13-15	125	250	625	1250
Граммонит 50/50	13-15	50	100	250	500

Из рис. 1 видно, что увеличение количества взрываемого ВВ приводит к увеличению высоты подъема пылегазового облака около 10-15%, а увеличение разницы температур на 30° С увеличивает высоту подъема пылегазового облака до 30%, что совпадает с мнением авторов [1, 4].

Причем на высоту пылегазового облака будет оказывать влияние как глубина взрывааемых скважин, так и трещиноватость массива горных пород, а на содержание в нем пылевых фракций – обводненность массива, а также эффективность мероприятий, которые направлены на улучшение экологической обстановки в карьере и расположенных в непосредственной близости от него населенных пунктов после проведения массовых взрывов [5-7].

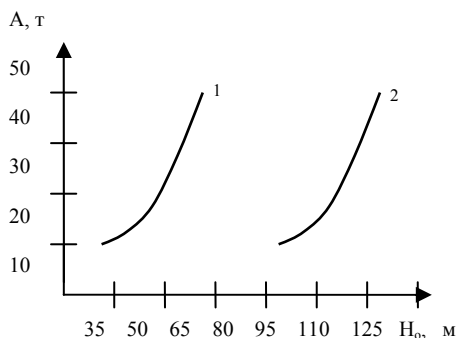


Рис. 1. Изменение высоты подъема пылегазового облака от температуры окружающей среды: 1, 2 – высота подъема пылегазового облака соответственно при температуре воздуха  $-8$  и  $+25^{\circ}C$

Подытоживая вышеизложенное можно сделать вывод, что выброс вредных веществ в окружающую среду во время производства массовых взрывов тесно связан с физико-механическими свойствами горных пород, а количество образующихся  $NO_x$  с типом и количеством применяемого ВВ.

Технология производства массовых взрывов, предусматривающая применение различных типов ВВ с

учетом метеорологических условий (сезон года), дает возможность широко управлять распространением пылегазового облака в карьере и за его пределами.

Зная особенности влияния вышеперечисленных факторов при производстве массовых взрывов, можно не только прогнозировать изменение концентрации вредных веществ с расстоянием, но и планировать и реализовать комплекс мер, направленных на уменьшение концентрации вредных веществ в карьере и за его пределами.

**Список литературы**

1. Зберовский А.В. Охрана атмосферы в экосистеме «карьер – окружающая среда – человек». – Д.: РИО АП ДКТ, 1997. – 136 с.
2. Методические подходы к выбору устойчивого развития территории / Под научн. ред. проф., д-ра техн. наук А.Г. Шапаря; НАН Украины: в 2-х т. Ин-т проблем природопользования и экологии, 1996.
3. Гопанюк Д.Г., Швец В.Ю., Пацера С.В. Способы уменьшения загрязнения окружающей природной среды от действия взрывных работ при разрушении горных пород // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 12. – С. 99-101.
4. Ефремов Э.И., Мартыненко В.П., Бережецкий А.А. Способ повышения эффективности взрыва и локализации пылегазовых выбросов // Вісник Кременчугського держ. політехн. ун-ту: Кременчук: КПДУ, 2002. – Вип. 2(13). – С. 3-5.
5. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологии в промышленности): Учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во Московского гос. горного ун-та, 1994. – Ч II. – 448 с.
6. Гуцин В.И. Взрывные работы на карьерах. – М.: Недра, 1975. – 248 с.
7. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М: Недра, 1983. – 344 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. А.Ю. Дриженком 17.11.08

В.Е. Кириченко, А.В. Романюков, А.А. Татуревич

## РАЗРАБОТКА УСОВЕРШЕНСТВОВАННОГО МЕТОДА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ НЕСТАЦИОНАРНЫХ ПРОЦЕССОВ В СЛОЖНЫХ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ СИСТЕМАХ

Проведено детальний аналіз методів моделювання нестационарних процесів в гідравлічних трубних системах різної складності. Из розмаїття існуючих на сьогодні методів вибрано найбільш відповідний для моделювання перехідних процесів у насосних та ерліфтних установках з урахуванням специфіки глибоководних гідропідйомів. Розроблено проблемно-орієнтований програмно-розрахунковий комплекс, що дозволяє моделювати нестационарні та перехідні процеси в елементах гідравлічних систем.

Проведен детальний обзор методов моделирования нестационарных процессов в гидравлических трубных системах различной сложности. Из множества существующих на сегодняшний день методов выбран наиболее подходящий для моделирования переходных процессов в насосных и эрлифтных установках с учетом специфики глибоководных гидродъемов. Разработан проблемно-ориентированный программно-вычислительный комплекс, позволяющий моделировать нестационарные и переходные процессы в элементах гидравлических систем.

The detailed browse of simulation methods of non-stationary processes in hydraulic tube systems of various complexity is made. From set of methods existing for today the most suitable to modeling of transients in pump- and airlift-based systems is selected taking into account specifics of deep-water hydroliftings. The problem-oriented software is developed, allowing to model non-stationary and transitive processes in hydraulic units.

**Введение.** На сегодняшний день одним из приоритетных направлений развития отечественной горной промышленности является разработка глубоководных месторождений полезных ископаемых.

Дефицит некоторых цветных металлов, добываемых традиционным способом из континентальных месторождений, придает особое внимание работам, направленным на освоение рудных месторождений Мирового океана. Решением Совета национальной безопасности и обороны Украины от 16 мая 2008 года «Про заходи щодо забезпечення розвитку України як морської держави», приведенним в действие Указом Президента Украины № 463/2008 от 20 мая 2008 года, предусмотрена разработка новой «Національної програми дослідження та використання ресурсів Азово-Чорноморського басейну, інших районів Світового океану на 2009-2034 роки».

Исследования ученых, занимающихся развитием этой новой ветви горного дела, сконцентрированы на создании эффективных способов и средств добычи, транспортирования и переработки минерального сырья. Специалисты выделяют конкурирующие на сегодняшний день эрлифтный и насосный варианты гидродъема полезных ископаемых на базовое плавсредство. Опыт их эксплуатации в шахтных условиях показывает, что в различных нештатных (аварийных) ситуациях, а также переходных режимах, работа установок часто сопровождается быстрыми нестационарными процессами, среди которых наиболее опасным в плане целостности и работоспособности оборудования является гидроудар. Дополнительные трудности возникают при эксплуатации горного оборудования в сложных условиях больших глубин, в связи с жесткими требованиями, предъявляемыми к работоспособности и живучести трубного става (ТС) гидродъема, силовых агрегатов, запорно-регулирующей арматуры и так далее.

Трубный став – это несущая конструкция для всего подводного оборудования и, ввиду больших протяженностей и массогабаритов, характеризуется опасными на разрыв продольными статическим напряжениями. При движении судна-носителя конструкция ТС со свободным ходовым концом принимает изогнутую деформированную неравновесную форму и испытывает динамические нагрузки, обусловленные волновой качкой, а также различными видами аэрогидроупругой неустойчивости со стороны окружающей морской среды (эоловы колебания, галопирование, флаттер). Кроме того, возможны потери дивергентной устойчивости ТС и возникновение параметрического резонанса вследствие взаимодействия со стационарным и пульсирующим потоком транспортируемой жидкости.

Таким образом, даже незначительное дополнительное динамическое напряжение, связанное с гидроударом, может оказаться фатальным для целостности конструкции. Поэтому на стадии проектирования важно правильно оценить степень влияния таких процессов на параметры установок и выдать соответствующие инженерные рекомендации, в том числе и на проектирование АСУ технологического процесса добычи.

Как известно, в проточных частях глубоководных насосных и эрлифтных установок при рабочих режимах движутся двух- и трехкомпонентные потоки. Наряду с этим неотъемлемой частью процессов пуска-останова является фаза «гомогенного течения», связанная с разгоном жидкости до сверхкритической скорости, предшествующей подаче твердого материала из бункера-накопителя.

Уравнения гидромеханики, описывающие одномерное нестационарное движение вязкой жидкости, являются уравнениями гиперболического типа в частных производных, для которых предложено много

способов решения [1, 2]. Поэтому построение адекватной математической модели и поиск простого в использовании и достаточного точного метода расчета параметров переходных процессов в глубоководных добычных установках – **актуальная задача** современного горного дела.

Рассмотрим гидравлическую схему глубоководной добычной установки, изображенную на рис. 1.

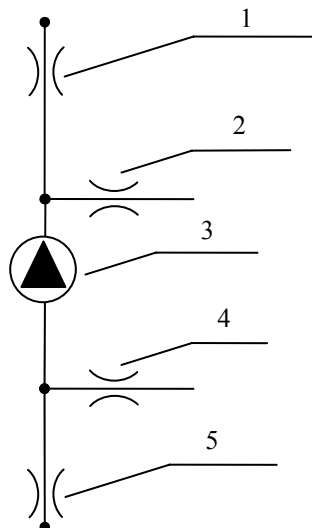


Рис. 1. Гидравлическая схема глубоководной добычной установки: 1 – кран шаровый (КШ1); 2 – клапан аварийного сброса (КАС1); 3 – насосный агрегат; 4 – клапан аварийного сброса (КАС2); 5 – кран шаровый (КШ2)

Добыча происходит с глубины 6000 м. Частичная или полная закупорка трубопровода, разрыв трубопроводов и арматуры, запуск и останов насосов, аварийная остановка насосов, повторное включение насоса за короткий промежуток после его останова, захват воздуха в систему, а также быстрое перекрытие или открытие запорно-регулирующей арматуры – вот неполный перечень явлений, которые сопровождают работу описанной выше гидросистемы. Все они могут представлять собой существенную опасность в плане негативных воздействий гидравлического удара на систему.

Для получения конкретных значений динамических параметров течения при заданных начальных и граничных условиях используются различные методы расчета.

**Цель статьи\*** – проанализировать существующие методы моделирования нестационарных процессов в сложных гидравлических системах и выбрать из их многообразия наиболее подходящий для построения методики расчетов неустановившихся и переходных процессов в насосных и эрлифтных установках.

Система уравнений нестационарного движения жидкости в цилиндрических трубах имеет вид [3]

\*Работа выполнена при поддержке Фонда гражданских исследований и развития США (CRDF), грант № USB1-021-DP-07.

$$\begin{cases} \frac{1}{\rho} \frac{\partial p}{\partial x} + v \frac{\partial v}{\partial x} = - \frac{\partial v}{\partial t} - g \cdot \sin \alpha - \frac{2C_f}{d} |v|v; \\ \frac{\partial p}{\partial t} + v \frac{\partial p}{\partial x} + \rho c^2 \frac{\partial v}{\partial x} = 0, \end{cases} \quad (1)$$

где  $v$  – скорость течения (средняя по поперечному сечению);  $g$  – ускорение земного тяготения;  $p$  – давление;  $\rho$  – плотность движущейся жидкости;  $c$  – скорость Жуковского (скорость распространения малых возмущений в жидкости с учётом податливости стенок трубопровода);  $d$  – проходной диаметр трубопровода;  $C_f$  – коэффициент потерь на трение в формуле Вайсбаха-Дарси

$$\tau = C_f \rho \frac{|v|v}{2};$$

$\alpha$  – угол наклона трубопровода к горизонтальной плоскости;  $x$  – координата, отсчитываемая вдоль оси трубопровода.

Скорость Жуковского  $c$  равна

$$c = \sqrt{\frac{K}{\rho}},$$

где  $K$  – приведенный модуль объёмного сжатия.

Получение аналитических решений системы (1) возможно только ценой их упрощения за счёт избавления от нелинейных членов. Обычным упрощением является предположение о том, что нелинейным членом  $v \frac{\partial p}{\partial x}$  в уравнении неразрывности и членами

$v \frac{\partial v}{\partial x}$  и  $\frac{2C_f |v|v}{d}$  в уравнении количества движения можно пренебречь. Это не всегда так, но во многих случаях такое предположение оправдано.

Пренебрежение членом  $\frac{2C_f |v|v}{d}$  означает полное пренебрежение трением, что можно допустить лишь в том случае, когда потери напора на трение составляют малую долю от статического напора.

Предположение об отсутствии трения является очень важным: без него невозможно получить аналитическое решение.

Упрощённые таким образом уравнения (уравнения Жуковского – Аллиеви) имеют вид [4]

$$\begin{cases} \frac{\partial v}{\partial x} = - \frac{1}{\rho c^2} \frac{\partial p}{\partial t}; \\ \frac{\partial v}{\partial t} = - \frac{1}{\rho} \frac{\partial p}{\partial x}, \end{cases} \quad (2)$$

**Аналитическое решение** этих уравнений в форме Даламбера имеет вид [3, 4]

$$P - P_0 = F\left(t + \frac{x}{c}\right) + f\left(t - \frac{x}{c}\right);$$



$$v - v_0 = -\frac{1}{\rho c} \left[ F\left(t + \frac{x}{c}\right) - f\left(t - \frac{x}{c}\right) \right],$$

где  $F$  и  $f$  – произвольные функции от своих аргументов.

Указанная упрощённая система обычно используется для анализа коротких систем или для наиболее грубой приближённой оценки явлений, связанных с гидроударом. Она полностью игнорирует наличие сил трения и поэтому совершенно непригодна для анализа процессов с затуханием волн, а также выхода на стационарный режим и ухода с такого режима при возникновении в каком-либо месте сети нестационарного явления.

Несколько другая форма упрощения системы уравнений (1) состоит в её линеаризации в окрестности некоторого стационарного состояния и последующем пренебрежении конвективными составляющими [4]

$$\begin{cases} \frac{\partial p}{\partial t} + \rho c^2 \frac{\partial v}{\partial x} = 0; \\ \frac{\partial v}{\partial t} + \frac{1}{\rho} \frac{\partial p}{\partial x} = -kv, \end{cases} \quad (3)$$

которая отличается от системы (2) только наличием в ней члена  $-kv$ , учитывающего нестационарное трение в линейном приближении по отношению к нестационарной добавке. Следует отметить, что в системе (3) величины  $p$  и  $v$  означают нестационарные добавки по отношению к своим установившимся значениям.

Система (3) относится к типу телеграфных уравнений, которые в настоящее время являются хорошо изученными. Методам их интегрирования посвящена обширная литература. Они рассматриваются в акустике, электротехнике, гидродинамике, а также в курсах математической физики.

Среди аналитических методов их интегрирования укажем следующие:

- а) метод разделения переменных (метод Фурье);
- б) операционный метод (метод преобразования Лапласа);
- в) метод контурного интегрирования [5] (метод интегралов Фурье);
- г) метод Римана.

Метод разделения переменных, являющийся обобщением классического метода Фурье, является несколько громоздким; он позволяет сравнительно просто получать решение только в тех случаях, когда система фундаментальных функций, из которых строится решение, ортогональна, что в свою очередь зависит от типа граничных условий. Если же система функций неортогональна, то решение существенно усложняется.

Операционный метод позволяет довольно быстрым путём получать решение задачи только в тех случаях, когда получаемые “изображения” находятся среди стандартных табличных данных. Если же “изображение”, получаемое в процессе решения, не находится в числе табличных, переход от “изображений” к “оригиналам” при помощи вычисления соответ-

ствующих квадратур может оказаться довольно сложным и утомительным.

Близким к операционному методу является метод контурного интегрирования, который представляет собой обобщение метода Фурье, поскольку решение ищется в виде интеграла Фурье.

В случае линейных граничных условий с коэффициентами, зависящими от времени, удобным оказывается применение метода Римана, позволяющего свести задачу к решению интегральных уравнений Вольтерра.

**Метод электрической аналогии.** Запишем линеаризованные уравнения движения жидкости в виде [6, 7]

$$\begin{cases} -\frac{\partial h}{\partial x} = \frac{1}{gS} \frac{\partial Q}{\partial t} + 2\xi |Q_0| Q; \\ -\frac{\partial h}{\partial t} = \frac{c^2}{gS} \frac{\partial Q}{\partial x}. \end{cases} \quad (4)$$

Как видно, система (4) записана в терминах напора  $h$  и расхода  $Q$ , где  $\xi$  – удельное сопротивление трубопровода;  $S$  – площадь живого сечения трубопровода;  $Q_0$  – расход, соответствующий установившемуся режиму в трубопроводе.

Сравним систему (4) с уравнениями распространения электрического тока по кабелю

$$\begin{cases} -\frac{\partial U}{\partial x} = L \frac{\partial i}{\partial t} + Ri; \\ -\frac{\partial U}{\partial t} = \frac{1}{\tilde{N}} \frac{\partial i}{\partial x}, \end{cases} \quad (5)$$

где  $U$  – напряжение;  $i$  – сила тока;  $L$  – индуктивность;  $C$  – ёмкость;  $R$  – сопротивление.

Как видно, уравнения (4) и (5) абсолютно идентичны. Очевидно, что при одинаковых начальных и граничных условиях решения этих систем будут одинаковыми. Аналогичные величины для гидравлических и электрических процессов сведены в [6, 7].

Расчет параметров нестационарного течения по методу электрической аналогии сводится к построению электрических схем, моделирующих соответствующие гидравлические системы. Сборка электрических схем, очевидно, проще, чем построение гидравлических моделей для проведения соответствующих экспериментов, поэтому метод электрических аналогий был широко распространен до тех пор, пока мощность вычислительных машин не достигла уровня, который позволил применять численные методы с достаточной большой частотой дискретизации.

Однако актуальность метода не утрачена и сегодня благодаря переходу процесса сборки электрических схем в виртуальную плоскость. Выход на рынок таких программных симуляторов, как Electronics Workbench и ее продолжения Multisim, позволил значительно сократить время проектирования и построения модельных схем [6, 7].

К недостаткам методики следует отнести сложности при построении нестандартных элементов схем, а также невозможность моделирования непрямого гидравлического удара. Последнее связано с отсутствием в имеющихся на сегодняшний день в распоряжении авторов программных продуктах возможности регулирования скорости срабатывания ключей.

**Импедансный метод.** Из подобия уравнений (4) и (5) вытекает еще один метод расчета параметров нестационарных процессов в гидросистемах, называемый импедансным. Аналогично закону Ома введём понятие импеданса (комплексного сопротивления) сечения  $x$  [3, 5], которое в терминах изображений по Лапласу запишем в виде

$$Z(x, s) = \frac{P(x, s)}{Q(x, s)}.$$

При этом входной импеданс равен

$$Z(0, s) = \frac{P(0, s)}{Q(0, s)},$$

а конечной импеданс (импеданс нагрузки) запишется в виде

$$Z(l, s) = \frac{P(l, s)}{Q(l, s)}$$

Импедансы являются, вообще говоря, комплексными величинами, поскольку при нестационарных движениях возмущения давления и расхода по фазе не совпадают.

Пользуясь аналитическим решением системы (3), полученным с помощью упомянутого выше операционного метода, можно показать, что конечной импеданс  $Z(l, s)$  и входной импеданс  $Z(0, s)$  связаны между собой однозначной зависимостью, которую можно разрешить относительно  $Z(0, s)$

$$Z(0, s) = Z_B(s) \frac{Z(l, s)ch\gamma(s)l + Z_B(s)sh\gamma(s)l}{Z_B(s)ch\gamma(s)l + Z(l, s)sh\gamma(s)l}. \quad (6)$$

Выражение (6) обычно записывают через гиперболический тангенс в виде

$$Z(0, s) = Z_B(s) \frac{Z(l, s) + Z_B(s)th\gamma(s)l}{Z_B(s) + Z(l, s)th\gamma(s)l}.$$

Используя понятие угла нагрузки  $a_l$  можно показать, что

$$Z(x, s) = \frac{P(x, s)}{Q(x, s)} = Z_B(s)th[a_l + \gamma(s)(l - x)].$$

Если во всех вышеприведённых формулах положить  $s = i\omega$ , то можно получить амплитудно-частотные матрицы-характеристики и амплитудные значения давления и расхода в любом сечении сети  $x$ , выраженные через амплитуду давления в начальном сечении [5].

Нетрудно видеть, что можно записать значения амплитуд давления и расхода при различных типах задания граничных условий на концах сети. Для этого нужно иметь конкретный состав сети и знать закон, которым описывается каждый ее элемент.

Отметим, что если решение задачи найдено в изображениях, то переход к оригиналам  $p(x, t)$  и  $q(x, t)$  осуществляется по формулам обращения

$$p(x, t) = \frac{1}{2\pi i} \int_{\sigma - i\infty}^{\sigma + i\infty} e^{st} P(x, s) ds; \quad (7)$$

$$q(x, t) = \frac{1}{2\pi i} \int_{\sigma - i\infty}^{\sigma + i\infty} e^{st} Q(x, s) ds,$$

где интегрирование на комплексной плоскости  $s = \sigma + i\omega$  производится вдоль прямой, параллельной линии оси  $s$ , причём  $\sigma$  выбирается таким, чтобы все особые точки функций  $P(x, s)$  и  $Q(x, s)$  лежали слева от этой прямой.

Если в трубопроводной сети начать расчёт с той точки, где импеданс известен, то двигаясь от одного элемента к другому, можно рассчитать все импедансы, перемещаясь вверх по течению.

К недостаткам метода следует отнести то, что приходится производить утомительную работу по определению корней знаменателей выражений для  $P(x, s)$  и  $Q(x, s)$ . Вычисление интегралов (7) также имеет ряд особенностей, связанных с интегрированием по бесконечному контуру.

**Численные методы** решения уравнений нестационарного движения жидкости (прямые разностные схемы, метод прогонки и численный метод характеристик) позволяют, в отличие от аналитических, получать решения без упрощения исходных уравнений (линеаризации), задаваясь при этом граничными условиями, которые присущи сложным гидравлическим системам [8, 3]. Численные расчеты, будучи реализованы в виде программы для ЭВМ, являются весьма гибким инструментом для решения задач нестационарного течения и при этом в рамках рассматриваемой математической модели практически не накладывают ограничений на сложность как самих уравнений, так и краевых условий для них.

**Метод характеристик** является численным методом, и он наиболее полно может учесть наличие трения в трубопроводах и нелинейных эффектов для произвольных систем трубопроводов с любым числом и функциональным назначением элементов автоматики и турбомашин.

Приведём краткое изложение физических оснований метода характеристик.

Рассмотрим сначала протяжённый участок гидросистемы (между двумя элементами арматуры) и будем предполагать, что на этом участке сохраняются постоянными  $d, c, F, C_f$  (угол наклона трубопровода  $\alpha$  в принципе может быть переменным, но он должен быть известным в зависимости от  $x$ ). Ось  $x$  направим вдоль оси трубы. Введём в уравнения (1) вместо скорости  $v$  объёмный расход

$$q = vF,$$

где  $F$  – площадь проходного поперечного сечения трубопровода.

Система (1) теперь запишется в виде

$$\begin{cases} \frac{\partial P}{\partial t} + \frac{q}{F} \frac{\partial P}{\partial x} + \frac{\rho c^2}{F} \frac{\partial q}{\partial x} = 0; \\ \frac{\partial q}{\partial t} + \frac{q}{F} \frac{\partial q}{\partial x} + \frac{F}{\rho} \frac{\partial P}{\partial x} = -F \cdot g \cdot \sin \alpha - \frac{2C_f |q|q}{d \cdot F}. \end{cases} \quad (8)$$

Система (8) является гиперболической системой в частных производных для двух искомых функций  $p(x,t)$  и  $q(x,t)$ . По физическому смыслу локальные сопротивления являются местами разрыва давления, но расход на таких элементах непрерывен. Точно так же, если в гидросистеме находится турбина или насос, то отвлекаясь от геометрических размеров, такие объекты можно считать локальными элементами с разрывом давления (между входом и выходом).

Как известно, понятие характеристик возникает при рассмотрении задачи Коши для системы уравнений. Рассмотрим в плоскости переменных  $(x,t)$  некоторую кривую

$$x = f(t) \quad (9)$$

и будем считать, что на ней заданы значения искомых функций  $p(x,t)$  и  $q(x,t)$ , т. е.

$$\begin{aligned} p &= p(t, f(t)), \\ q &= q(t, f(t)). \end{aligned} \quad (10)$$

Задача Коши заключается в определении функций  $p$  и  $q$  в окрестности начальной кривой (9) по заданным начальным значениям (10) при помощи системы дифференциальных уравнений (8).

Для этого нужно найти все частные производные искомых функций  $\frac{\partial p}{\partial t}$ ,  $\frac{\partial p}{\partial x}$ ,  $\frac{\partial q}{\partial t}$  и  $\frac{\partial q}{\partial x}$  в точках на начальной кривой (9).

Если кривая (9) такова, что в её окрестности удастся решить локальную задачу Коши, то такая кривая является обычно волной. Если же кривая (9) такова, что в её окрестности задача Коши является неопределённой, то такая кривая называется характеристикой. Задача в окрестности характеристики становится определённой только в случае задания дополнительных данных, кроме данных заданных на ней. Из сказанного следует, что характеристики являются местом «склейки» различных решений

Дифференциальные уравнения для определения характеристических кривых записываются следующим образом [2]:

$$\begin{aligned} \left(\frac{dx}{dt}\right)_1 &= f'_1 = v + c; \\ \left(\frac{dx}{dt}\right)_2 &= f'_2 = v - c. \end{aligned} \quad (11)$$

Причем индексом «1» обозначим характеристики так называемого первого семейства, а индексом «2» – второго.

Физический смысл формул (11) заключается в том, что в трубопроводе существует два фронта распространения волн возмущений: один перемещается вдоль оси  $x$  со скоростью  $v + c$ , а другой – со скоростью  $v - c$ . Если труба не очень податлива, то обычно  $v < c$ , и это означает, что существуют волны возму-

щения, которые бегут вдоль положительного направления оси  $x$  (вниз по потоку) со скоростью  $v + c$ , и есть волны, которые бегут вдоль отрицательной оси  $x$  (вверх по потоку, навстречу потоку) со скоростью  $v - c$ . Если  $c \gg v$ , то при расчётах можно пренебречь величиной  $v$  по сравнению с  $c$ ; в этом случае можно считать, что волны распространяются по потоку и против потока со скоростью Жуковского  $c$ .

Соотношения, которые должны выполняться на характеристических линиях, выглядят следующим образом:

$$\begin{aligned} dp + \frac{\rho c}{F} dq + \rho c \left( g \cdot \sin \alpha + \frac{2C_f |q|q}{d \cdot F^2} \right) dt &= 0; \\ -dp + \frac{\rho c}{F} dq + \rho c \left( g \cdot \sin \alpha + \frac{2C_f |q|q}{d \cdot F^2} \right) dt &= 0. \end{aligned} \quad (12)$$

Уравнения характеристик (11) и условия (12) полностью заменяют исходную систему дифференциальных уравнений (8), и выгодно отличаются от неё тем, что представляют собой систему в полных дифференциалах.

В основу численного метода характеристик положена конечно-разностная аппроксимация характеристической системы уравнений (11), (12).

Общая процедура численного метода характеристик построена на использовании решения нескольких типовых задач для 3-х типов точек.

Для удобства рассуждений будем пользоваться фазовой плоскостью  $(x,t)$  (рис. 1).

**Первая типовая задача.** Пусть гидродинамические параметры известны в момент времени  $t_1$  в двух близких точках А и В (рис. 2). Найдём параметры в точке D пересечения характеристик разных семейств AD и BD, выходящих из точек А и В.

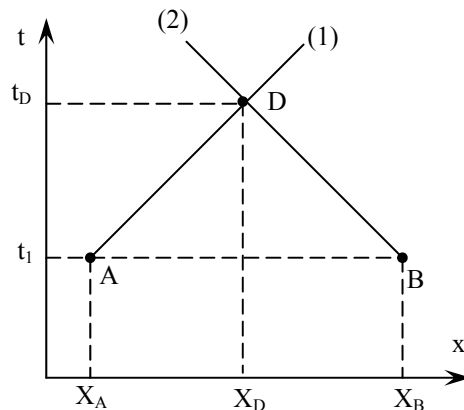


Рис. 2. Схема к решению первой элементарной задачи численного метода характеристик

Проведём из точки А элемент характеристики первого семейства, а через точку В прямую, касательную к характеристике второго семейства, для чего их дифференциальные уравнения (11) заменим в первом приближении конечно-разностными соотношениями:

$$x - x_A = \left(\frac{q}{F} + c\right)_A (t - t_A) \quad (13)$$

$$x - x_B = \left(\frac{q}{F} - c\right)_B (t - t_B) \quad (14)$$

Совместное решение двух уравнений (13) и (14) определяет координаты  $x_D$ ,  $t_D$  точки пересечения D элементов характеристик AD и BD на плоскости  $(x, t)$ , или, говоря физическим языком, момент встречи  $t_D$  и место встречи  $x_D$  фронтов прямой и обратной волн, вышедших в момент времени  $t_I = t_A = t_B$  соответственно из точек A и B.

Заметим, что определитель системы (13), (14) равен

$$\Delta_1 = \begin{vmatrix} 1 & -\left(\frac{q}{F} + c\right)_A \\ 1 & -\left(\frac{q}{F} - c\right)_B \end{vmatrix} = \left(\frac{q}{F} + c\right)_A - \left(\frac{q}{F} - c\right)_B = \left(\frac{q}{F}\right)_A - \left(\frac{q}{F}\right)_B + c_A + c_B$$

и при достаточно близких точках A и B не может обращаться в нуль, поскольку при  $B \rightarrow A$  имеем  $\Delta \rightarrow 2c_A$ .

Заменим теперь характеристические условия (12) вдоль характеристик первого семейства AD и второго семейства BD конечно-разностными соотношениями

$$P_D - P_A + \left(\frac{\rho c}{F}\right)_A (q_D - q_A) + \Phi_A(t_D - t_I) = 0; \quad (15)$$

$$-(P_D - P_B) + \left(\frac{\rho c}{F}\right)_B (q_D - q_B) + \Phi_B(t_D - t_I) = 0 \quad (16)$$

Поскольку  $t_D$  определено уже из решения системы (13), (14), то уравнения (15), (16) представляют собой систему для определения величин  $P_D$  и  $q_D$ . Заметим, что определитель этой системы

$$\Delta_2 = \begin{vmatrix} 1 & \left(\frac{\rho c}{F}\right)_A \\ -1 & \left(\frac{\rho c}{F}\right)_B \end{vmatrix} = \left(\frac{\rho c}{F}\right)_A + \left(\frac{\rho c}{F}\right)_B = 2\frac{\rho c}{F}$$

не обращается в нуль (на рассматриваемом участке трубопровода мы считаем  $c$  и  $F$  постоянными).

Таким образом, первая типовая задача всегда разрешима и позволяет найти параметры течения в момент времени  $t_D > t_I$  в точке  $x_D$ , в которой встречаются фронты двух волн, вышедших из точек A и B на встречу друг с другом.

Для исследуемой гидравлической системы (рис. 1) в рамках первой элементарной задачи можно отыскать параметры в любом из сечений трубопровода, попадающем на узловые точки фазовой плоскости.

**Вторая типовая задача.** Пусть известны параметры течения в точке K в момент времени  $t_I$  слева от сосредоточенного элемента арматуры, расположенного в точке  $x = l$  (рис. 3). Требуется, зная динамический закон этого элемента, найти параметры течения на этом элементе в момент  $t_N$  прихода к нему прямой волны из точки K.

Запишем уравнение прямой характеристики:

$$x - x_K = \left(\frac{q}{F} + c\right)_K (t - t_K), \quad (17)$$

и, пользуясь тем, что местоположение сосредоточенного элемента фиксировано, т. е.  $x_N = x_M = l$ , из (17) найдём время прихода фронта прямой волны от точки K к данному элементу

$$t_N = \frac{l - x_K}{\left(\frac{q}{F} + c\right)_K} + t_K.$$

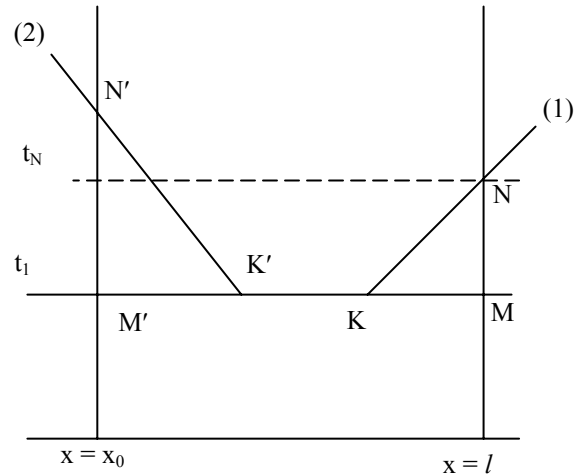


Рис. 3. Схема к решению второй элементарной задачи численного метода характеристик

Вдоль участка KN характеристики 1-го семейства имеет место соотношение, аналогичное (15)

$$P_N - P_K + \left(\frac{\rho c}{F}\right)_K (q_N - q_M) + \Phi_A(t_N - t_I) = 0. \quad (18)$$

Это уравнение содержит две неизвестных величины  $P_N$  и  $q_N$ , и для их определения нужно знать динамические характеристики рассматриваемого элемента арматуры.

Во многих ситуациях динамический закон сосредоточенного элемента может быть представлен как

$$p'' - p' = f(q), \quad (19)$$

где  $p''$  – давление на выходе;  $p'$  – давление на входе в данный элемент.

Например, такой вид имеет формула Вайсбаха-Дарси для потери давления на произвольном местном сопротивлении. В таком же виде можно представить “расходно-напорную характеристику” турбины или насоса, включенного в гидросистему.

В несколько ином виде записывается динамический закон для таких элементов, как редуктор давления или регулировочный кран, у которых проходное сечение меняется под действием перепада давления, упругих сил пружин и сил трения.

Нетрудно видеть, что имея заданную динамическую характеристику сосредоточенного элемента, например, в виде (19), можно, решив совместно систему (18), (19), получить искомые значения  $P_N$  и  $q_N$ .

Аналогичным образом решается вторая типовая задача и для случая, когда локальный элемент с динамическим законом типа (19) находится в точке  $x = 0$  выше по потоку от точки  $K'$ ; в этом случае следует рассмотреть элемент характеристики второго семейства  $K'N'$  и конечно-разностную аппроксимацию (16) на  $K'N'$ .

Применительно к запорной арматуре рассматриваемой гидравлической системы (рис. 1) описанная задача выглядит следующим образом: в точке  $x=l$  имеем клапан (например, КАС1), динамический закон сосредоточенного элемента КАС1 определяется коэффициентом сопротивления запорной арматуры  $\xi = \xi(t)$ , который в свою очередь является функцией времени управления. Тогда в терминах напора  $h$  и скорости  $V$  справедливо соотношение

$$h'' - h' = \xi(t) \frac{V''^2}{2g} \text{sign}(V''),$$

которое является аналогом закона (19) для рассматриваемой гидравлической системы.

**Третья типовая задача.** В пределах линий (не на концах) расположен локальный элемент (рис. 4) с динамическим законом вида (19).

Требуется найти параметр на этом элементе в последующий момент времени, если в предыдущий момент времени  $t_1$  эти параметры слева и справа на участках линии известны.

Такому закону, как уже говорилось, удовлетворяет турбина или насос в процессе раскрутки и выключения, а также некоторые другие элементы автоматики.

Пусть рассматриваемый элемент расположен в точке  $x = x_0$  (рис. 3).

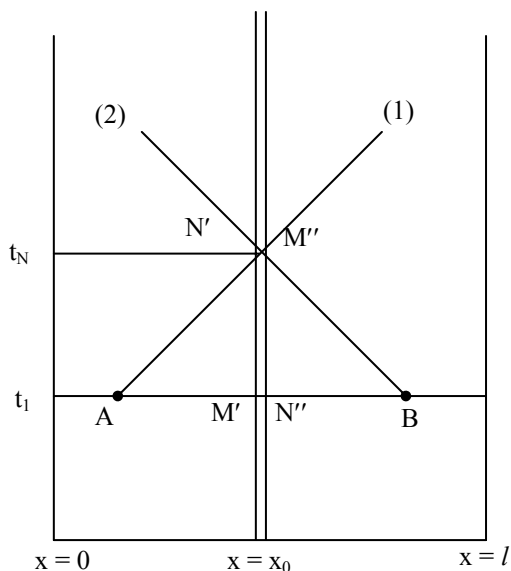


Рис. 4. Схема к решению третьей элементарной задачи метода характеристик

Трубопроводы перед и за этим элементом могут иметь различные геометрические и механические характеристики.

Выберем в момент времени  $t_1$  две точки А и В, одну перед рассматриваемым элементом, вторую – за ним. Проведём через точку А прямую, касательную к характеристике первого семейства в точке А

$$x - x_A = \left( \frac{q}{F} + c \right)_A (t - t_1), \quad (20)$$

а через точку В – прямую, касательную к характеристике 2-го семейства в точке В

$$x - x_B = \left( \frac{q}{F} - c \right)_B (t - t_1), \quad (t_A = t_B = t_1) \quad (21)$$

и подберём точки А и В так, чтобы прямые (20) и (21) пересекались в точке N с координатой  $x_N = x_0$ .

Теперь запишем в конечно-разностном виде характеристические условия вдоль  $AN'$  и  $BN''$ , соответственно (через  $N'$  и  $N''$  обозначены точки, принадлежащие входу и выходу данного элемента в момент времени  $t_N$ ). Имеем

$$P_N - P_A + \left( \frac{\rho c}{F} \right)_A (q_N - q_A) + \Phi_A(t_N - t_1) = 0; \quad (22)$$

$$-(P_N - P_B) + \left( \frac{\rho c}{F} \right)_B (q_N - q_B) + \Phi_B(t_N - t_1) = 0. \quad (23)$$

Здесь  $P_N = P'_N$  и  $P_N = P''_N$  – давления на входе и на выходе для данного элемента в момент времени  $t_N$ .

При написании системы (22), (23) мы учли, что расход через сосредоточенный элемент на входе и выходе одинаков и равен  $q_N$ .

Система (22), (23) содержит три неизвестных величины  $q_N$ ,  $P'_N$  и  $P''_N$ , которые связаны между собой ещё и уравнением (19).

Поскольку параметры элемента в момент времени  $t_1$  известны, то уравнение (19) целесообразно линеаризовать в окрестности точки M ( $t_1, q_M$ )

$$P''_N - P'_N = f(t_1, q_M) + \frac{\partial f}{\partial t}(t_1, q_M)(t_N - t_1) + \frac{\partial f}{\partial q}(t_1, q_M)(q_N - q_M), \quad (24)$$

причём

$$f(t_1, q_M) = P''_M - P'_M.$$

Решая совместно (22), (23) и (24) находим величины  $P''_N$ ,  $P'_N$ ,  $q_N$  в новый момент времени  $t_N$ .

Последняя система уравнений определяет, как влияет сеть вниз и вверх по потоку на работу такого элемента гидросети, как, скажем, турбина или насос.

Для исследуемой системы (рис. 1), описанная выше задача возникает, например, для насоса 3 (рис. 1), т.к. его положение не обязательно совпадает с положением узловой точки на фазовой плоскости. В этом случае в качестве закона, замыкающего систему (22), (23), используется уравнение насоса

$$h'' - h' = p_0 \left( \frac{\omega}{\omega_n} \right)^2 + A \frac{\omega}{\omega_n} Q - BQ^2,$$

где  $p_0$  – давление, создаваемое насосом при нулевой подаче;  $A, B$  – коэффициенты пропорциональности;  $\omega$  и  $\omega_n$  – действительная и номинальная частоты вращения вала насосного агрегата.

На основе изложенного анализа существующих на сегодняшний день методов расчета нестационарных процессов в сложных гидросистемах авторами для создания проблемно-ориентированного программного комплекса был выбран численный метод характеристик. Это связано с тем, что именно численный метод характеристик наиболее полно может учесть наличие трения в трубах и нелинейных эффектов для произвольных систем трубопроводов с любым числом и функциональным назначением элементов автоматики, запорно-регулирующей арматуры, насосов и турбомашин.

Интерфейс разработанного программно-алгоритмического пакета представлен на рис. 5.

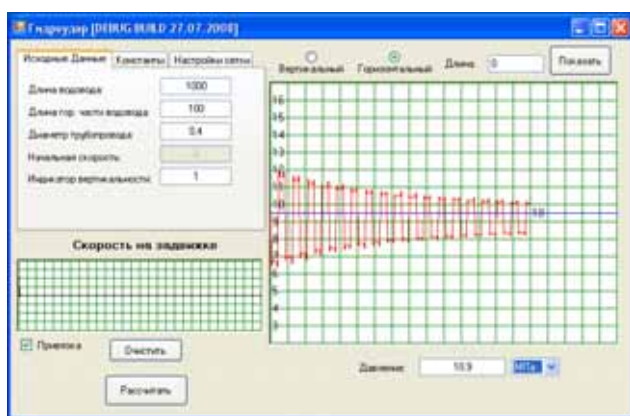


Рис. 5. Интерфейс разработанного программного обеспечения

Программа позволяет задавать параметры трубопроводов, начальные и граничные условия, включая различные законы перекрытия запорно-регулирующей арматуры и характеристики насосного оборудования, а также получать результаты в графическом виде и в виде таблиц численных значений (рис. 4). Приложение также позволяет работать с графическими результатами экспериментов, полученными другими авторами, оцифровывая их и сравнивая с полученными при тех же условиях результатами расчетов.

Метод характеристик для заданной гидросистемы с определёнными геометрическими параметрами и локальными элементами с известными динамическими законами допускает простую алгоритмизацию и позволяет путём непосредственного вычислительного эксперимента моделировать всевозможные переходные нестационарные режимы, возникающие в сети при любом режиме работы элементов автоматики и агрегатов сети. Ни один из упомянутых методов моделирования нестационарных процессов в гидросистемах не позволяет также легко оперировать множеством сложных начальных и граничных условий, как метод характеристик. Такая особенность метода вкупе с достаточно простой численной реализацией дает широкие возможности для моделирования нестационарных процессов в глубоководных добычных установках.

С помощью разработанного проблемно-ориентированного программно-вычислительного комплекса авторами был проведен ряд вычислительных экспериментов по расчетам параметров исследуемой установки в различных нестационарных режимах ее работы.

Проведенные исследования позволяют сформулировать следующий **научный результат**: разработан и реализован на ЭВМ усовершенствованный метод расчета параметров нестационарных процессов в сложных гидравлических системах, основой вычислительного аппарата которого является численный метод характеристик.

Детальный анализ упомянутых выше методов и условий их применения позволяет сделать следующие **выводы**.

1. Предложенный метод расчета параметров нестационарных процессов является усовершенствованием классического численного метода характеристик с учетом специфики глубоководных гидравлических систем.

2. Разработанный проблемно-ориентированный программно-вычислительный комплекс позволяет моделировать динамические процессы в сложных гидравлических системах, транспортирующих однородные жидкости в рамках принципа конечно-разностной аппроксимации характеристических соотношений.

Дальнейшим этапом исследований является моделирование всевозможных эксплуатационных режимов в глубоководных добычных установках при транспортировании гетерогенных смесей.

#### Список литературы

1. Гинзбург И.П. Прикладная гидрогазодинамика. Л.: Изд-во Ленинградского ун-та, 1958.
2. Чарный И.А. Неустойчившееся движение реальной жидкости в трубах. – М.: ГИТТЛ, 1951.
3. Фокс Д. А. Гидравлический анализ неустойчившегося течения в трубопроводах. – М.: Энергоиздат, 1982. – 248 с.
4. Бержерон Л. От гидравлического удара в трубах до разряда в электрической сети. – М.: ГНТИМЛ, 1962. – 348 с.
5. Снеддон Н. Преобразование Фурье. – М.: ИЛ, 1955.
6. Кириченко Е.А., Трояновская Ю.М., Романюков А.В. К вопросу о перспективах метода электрического моделирования нестационарных процессов в шахтных трубопроводах // Научовий вісник НГУ. – 2006. – № 1. – С. 54-60.
7. Исследование параметров гидроудара в рамках виртуальной электрической модели / Кириченко Е.А., Гоман О.Г., Корсун Ф.А., Романюков А.В. // Научовий вісник НГУ. – 2006. – № 6. – С. 67-74.
8. Картвелишвили Н.А. Динамика напорных трубопроводов. – М.: Энергия, 1979. – 224 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Самусею 12.01.09

УДК 622.831

И.А. Ковалевская

## ПРОГНОЗ МИНИМАЛЬНО ВОЗМОЖНОЙ НАГРУЗКИ НА ПОДСИСТЕМУ «УПРОЧНЕННЫЕ ПОРОДЫ – КРЕПЬ»

Наведено аналіз функції цілі при оптимізації режимів взаємодії системи «масив – зміцнені породи – кріплення» і графічний метод визначення мінімального навантаження на кріплення виробки.

Приведен анализ функции цели при оптимизации режимов взаимодействия системы «массив – упрочненные породы – крепь» и графический метод определения минимальной нагрузки на крепь выработки.

The analysis of function of the purpose is resulted by optimization of modes of interaction of system «massif – strengthened a rocks-support» and a graphic method of definition of the minimal loading on support working.

Выполненный анализ современных исследований геомеханики взаимодействия крепи с породным массивом позволяет утверждать, что перспективное, с точки зрения ресурсосбережения, направление активного вовлечения приконтурного породного массива в окрестности выработки по противодействию горному давлению настоятельно требует научного обоснования и разработки методов интенсивного воздействия на геомеханические процессы в массиве с помощью крепи через посредничество весьма значимого элемента – упрочненных (тем или иным способом) приконтурных пород. Учитывая взаимосвязь и взаимовлияние указанных структур, на наш взгляд, целесообразно рассматривать геомеханику триединой системы «массив – упрочненные породы – крепь», как наиболее адекватно отражающей процесс поддержания горной выработки. В данном контексте комплекс разработанных аналитических методов послужит базой для выработки эффективных технических решений по повышению устойчивости подземных выработок ресурсосберегающими технологиями.

По совокупности рассмотренного материала следует сделать вывод, что большинство наиболее широко распространенных типов крепей имеют периодический характер изменения своей реакции вдоль выработки. Существующие методы упрочнения приконтурных пород анкерами и твердеющими смесями еще более усиливают неравномерность эпюры реакции крепи вдоль выработки. Поэтому является актуальным, на наш взгляд, рассмотрение реально существующего периодического изменения реакции крепей вдоль выработки с целью исследования степени влияния этого явления на несущую способность крепи и устойчивость выработки в целом.

Уменьшение периодического изменения реакции подсистемы «упрочненные породы – крепь» вдоль выработки может быть достигнуто, с одной стороны, уменьшением длины  $L_2$  периода изменения (сокращение шага установки рамных и анкерных крепей, расстояния между кондукторами для подачи твердеющих смесей и т.п.), а, с другой, – рассредоточением вдоль выработки элементов подсистемы, вызывающих концентрации в эпюре ее реакции. Действи-

тельно, уменьшение длины  $L_2$  периода изменения реакции способствует повышению ее минимума  $q_{K\min}$  при постоянном максимальном значении  $q_{K\max}$ . Но можно на эту ситуацию взглянуть и с другой стороны: минимум  $q_{K\min}$  остается постоянным (равным  $P_{\max}$ ), тогда максимум реакции  $q_{K\max}$  можно снизить при уменьшении длины  $L_2$  периода изменения (рис. 1, а). При этом функция цели [1] выполняется в гораздо большей степени, что легко видеть по площадям между  $q_K(Z)$  и  $P(Z)$  на рис. 1, а.

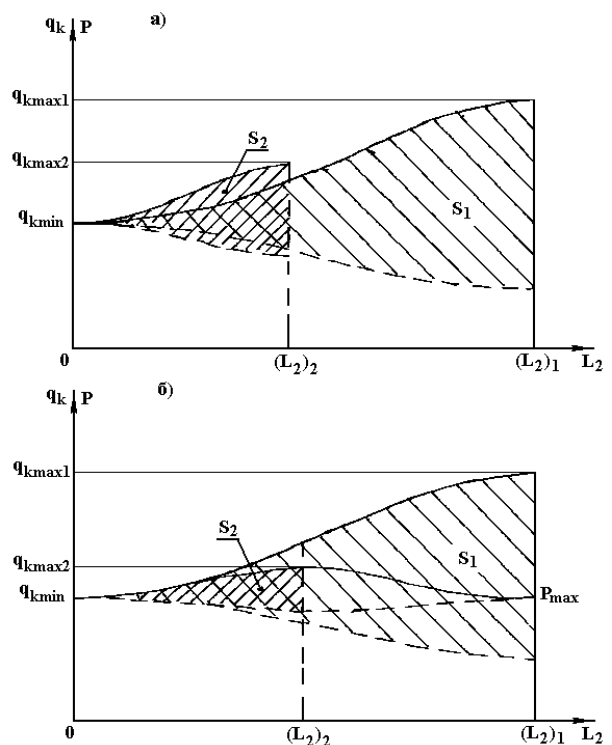


Рис. 1. Графическая интерпретация путей выполнения функции цели посредством уменьшения длины  $L_2$  периода изменения реакции (а) и рассредоточения концентраторов реакции (б) подсистемы «упрочненные породы – крепь»

Аналогичная картина наблюдается и при рассредоточении дискретно действующих усилий от элементов подсистемы «упрочненные породы-крепь». По сути, здесь механизм явления такой же, как и в предыдущем случае. При разделении вдоль выработки концентраторов реакции подсистемы можно уменьшить величину максимума  $q_{Kmax}$ , не нарушая условия  $q_{Kmin} = P_{max}$  (рис. 1,б).

В поперечном сечении выработки относительно эпоры реакции подсистемы «упрочненные породы-крепь» можно сделать рекомендацию такого характера. Желательно, чтобы эпора реакции подсистемы не имела ярко выраженных максимумов и минимумов (тем более нескольких) по контуру выработки, а плавно изменялась от максимума в кровле до минимума в почве выработки (рис. 2). Тогда будет наблюдаться наибольшее соответствие эпоры реакции  $q_K(\theta)$  эпоре нагрузки  $P(\theta)$  и, следовательно, лучшее выполнение функции цели. Максимальное соответствие этих эпор имеет место при  $\alpha_2 = (0,4...0,6)\alpha_1$  и  $\alpha_3 = (0,1...0,25)\alpha_1$ , где  $\alpha_1$ ,  $\alpha_2$  и  $\alpha_3$  – относительные составляющие, учитывающие неравномерность распределения реакции системы в функции цели оптимизации ее параметров [1].

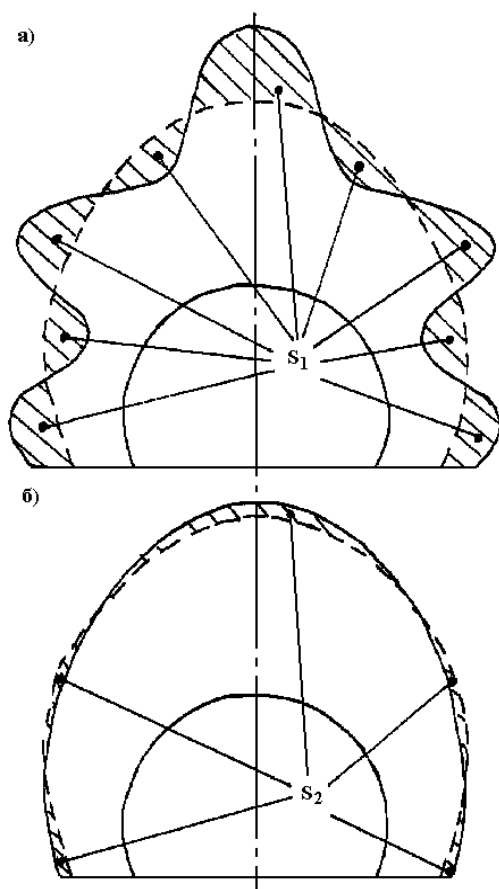


Рис. 2. Нерациональная (а) и рациональная (б) эпоры реакции подсистемы «упрочненные породы – крепь» в поперечном сечении выработки при оптимальном выполнении функции цели

Помимо сказанного следует также отметить, что уменьшение параметра  $\sigma_{\tilde{n}\tilde{a}}^0 \varphi$  (остаточная прочность на одноосное сжатие и угол внутреннего трения породы в зоне неустойчивого равновесия) и увеличение радиуса  $r_{II}$  зоны предельного равновесия способствует повышению интенсивности приближения к функциям цели.

Исследуя пути достижения рациональной реакции подсистемы «упрочненные породы-крепь» по приведенным в работе [1] функциям цели, был выполнен всесторонний численный анализ базового уравнения [2], связывающего пространственную эпору нагрузки на подсистему с пространственной эпорой ее реакции. В результате разработан графический метод определения минимально возможной (в данных горно-геологических и горнотехнических условиях поддержания выработки) нагрузки на крепь при оптимальном выполнении функций цели в сечении выработки с минимальной реакцией подсистемы с учетом объективно существующего периодического изменения эпоры реакции вдоль выработки. В этом опасном сечении выработки эпора минимально возможной нагрузки на крепь определяется по уравнению

$$P(\theta) = P_{0max} (1 + \beta_{1max} \cos \theta + \beta_{2max} \cos 2\theta + \beta_{3max} \cos 3\theta), \text{ кПа}, \quad (1)$$

где  $P_{0max}$  – равномерная составляющая эпоры оптимальной нагрузки, кПа;  $\beta_{nmax}$ , ( $n = 1, 2, 3$ ) – коэффициенты неравномерных составляющих нагрузки.

Параметры  $P_{0max}$ ,  $\beta_{1max}$ ,  $\beta_{2max}$  и  $\beta_{3max}$  эпоры распределения минимально возможной нагрузки (от веса пород зоны неустойчивого равновесия) на подсистему «упрочненные породы-крепь» по уравнению (1) определяются по номограммам, приведенным на рис. 3 и 4.

По номограмме на рис. 3 определяется равномерная составляющая  $P_{0max}$  эпоры оптимальной нагрузки по квадрантам I...IV и V...VII в соответствии с ходом ключа (пунктирная ломаная линия). Например, для исходных данных: радиус выработки  $r_{\tilde{a}} = 2,5$  м, относительный радиус зоны предельного равновесия  $r_{\tilde{\gamma}} = 4$ , относительная длина периодического изменения реакции крепи вдоль выработки (шаг анкеров, кондукторов для подачи твердеющей смеси и т.п.)

$\frac{L_2}{r_{\tilde{a}}} = 0,2$ , отношение минимальной и максимальной реакции крепи в кровле вдоль выработки

$\frac{q_{\tilde{a}min}}{q_{\tilde{a}max}} = 0,75$ , остаточная прочность породы на сжатие  $\sigma_{\tilde{n}\tilde{a}}^0 = 2$  МПа и ее угол внутреннего трения

$\varphi = 25^\circ$  (параметр  $\sigma_{\tilde{n}\tilde{a}}^0 \varphi = 50$  МПа-град) расчет выполняется в следующей последовательности. В соответствии с ходом ключа по квадрантам I и II получаем точку А на верхней горизонтальной границе квад-



ранта II. В квадранте III на его нижней горизонтальной границе получаем точку В. Соединяя точки А и В в квадранте IV на горизонтальной шкале получаем значение параметра  $\Phi_1 = 21$ , которое используется в

квадранте VII. Далее, в соответствии с ходом ключа по квадрантам V...VII получаем результат расчетов на горизонтальной шкале квадранта VII:  $P_{0max} = 30$  кПа.

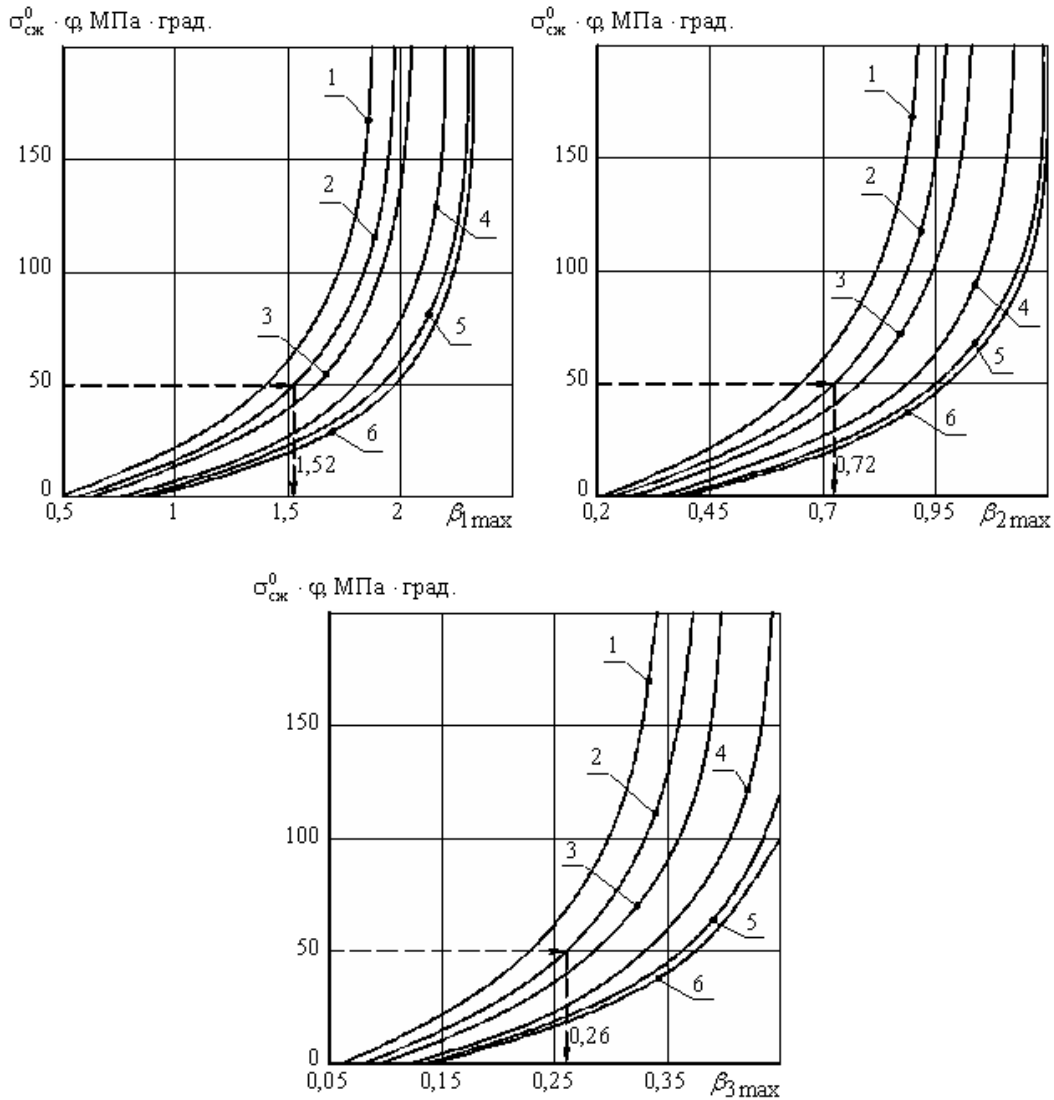


Рис. 3. Номограмма для расчета равномерной составляющей оптимальной загрузки

Для определения коэффициентов  $\beta_{1max}$ ,  $\beta_{2max}$  и  $\beta_{3max}$  неравномерных составляющих нагрузки  $P_{max}(\theta)$  используются соответствующие номограммы на рис. 4. Для указанных выше исходных данных получаем  $\beta_{1max} = 1,52$ ,  $\beta_{2max} = 0,72$  и  $\beta_{3max} = 0,26$ . Таким образом, оптимальная эпюра реакции крепи должна иметь вид (для конкретного случая)  $q_{min}(\theta) = 30(1 + 1,52 \cos \theta + 0,72 \cos 2\theta + 0,26 \cos 3\theta)$  кПа, а максимальная реакция крепи в кровле выработки

$$q_{amax} = \frac{30}{0,75}(1 + 1,52 + 0,72 + 0,26) = 140 \text{ кПа}$$

при длине периода изменения реакции вдоль выработки  $L_2 = 0,2 \cdot 2,5 \text{ м} = 0,5 \text{ м}$ .

В реальных конструкциях поддерживающих крепей и типов подсистемы «упрочненные породы-крепь» достичь полного соответствия эпюры их реакции  $q_{min}(\theta)$  эпюре нагрузки  $q_{max}(\theta)$  практически невозможно. Поэтому следует использовать условия функций цели [1] в процессе приближения к желаемому результату. В первом приближении условие устойчивого состояния выработки можно записать так

$$\left. \begin{aligned} q_{0min} &\geq P_{0max} ; \\ \alpha_{1min} &\geq \beta_{1max} ; \\ \alpha_{2min} &\geq \beta_{2min} ; \\ \alpha_{3min} &\geq \beta_{3min} \end{aligned} \right\}, \tag{2}$$

где  $(\alpha_n)_{\min}$  ( $n = 1, 2, 3$ ) – коэффициенты при произвольных членах тригонометрического ряда, описывающего поверхность зоны неустойчивого равнове-

сия пород по [3];  $q_{0\min}$  – постоянная минимально допустимая по периметру выработки составляющая реакции подсистемы, кПа.

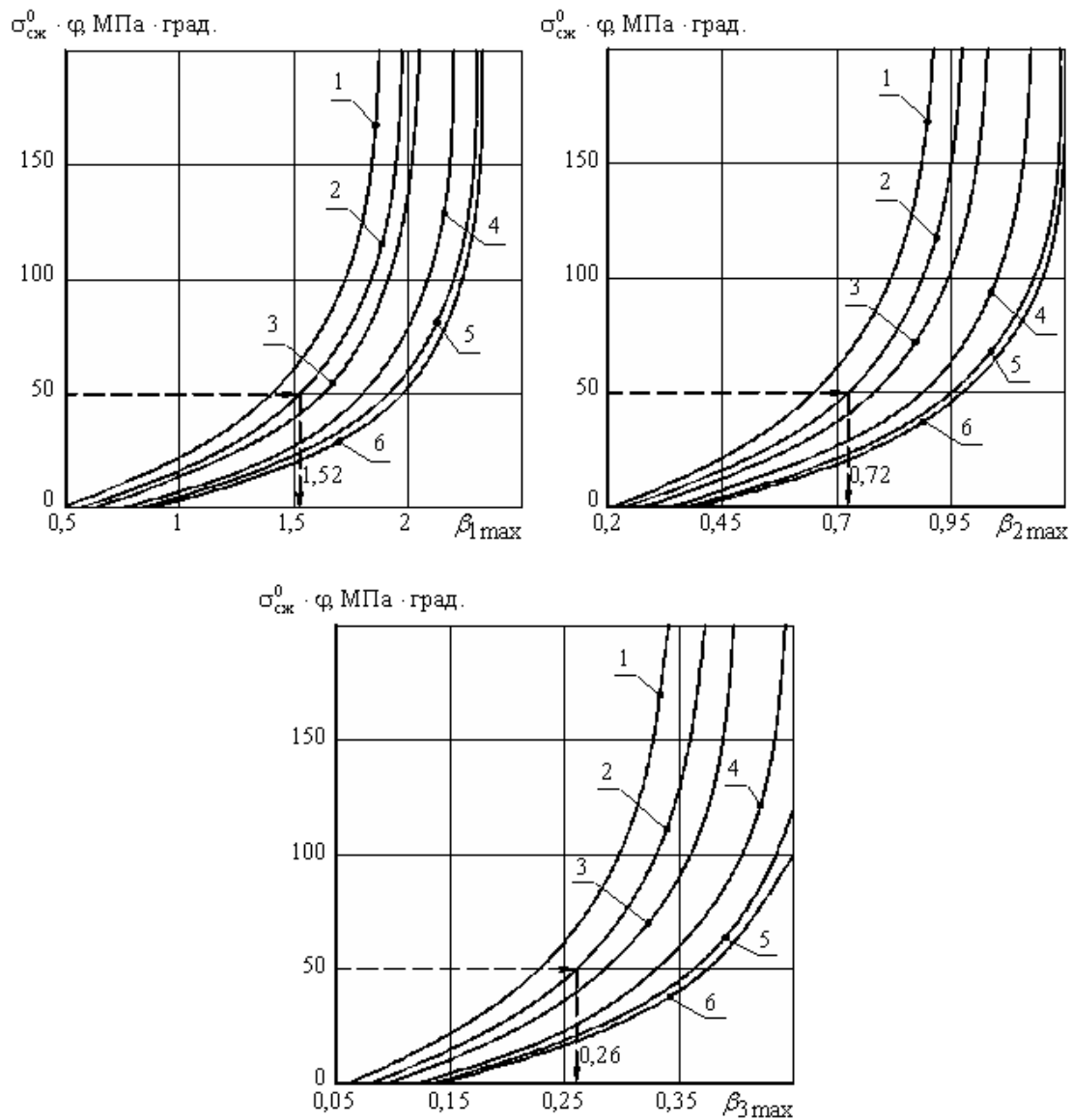


Рис. 4. Номограммы для расчета коэффициентов неравномерности эпюры распределения по контуру выработки оптимальной нагрузки: 1 –  $\frac{L_2}{r_a} = 0$ ; 2 –  $\frac{L_2}{r_a} = 0,2$ ; 3 –  $\frac{L_2}{r_a} = 0,4$ ; 4 –  $\frac{L_2}{r_a} = 1$ ; 5 –  $\frac{L_2}{r_a} = 2$ ; 6 –  $\frac{L_2}{r_a} = 5$

Номограммы на рис. 3 и 4 позволяют быстро и с достаточной степенью точности произвести оценку необходимой несущей способности подсистемы «упрочненные породы – крепь» в конкретных условиях сооружения выработки.

**Список литературы**

1. Ковалевская И.А. Построение функции цели для выбора рациональной деформационной характеристики подсистемы «упрочненные породы – крепь» // Науковий вісник НГУ. – 2009. – № 1. – С. 20-22.

2. Ковалевская И.А. Расчет нагрузки на крепь выработки и оценка ее достоверности с учетом пространственной системы «горный массив – упрочненные породы – крепь» // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 8. – С. 11-14.

3. Ковалевская И.А. Взаимосвязь нагрузки на подсистему «упрочненные породы – крепь» и ее реакции // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 3. – С. 17-20.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Бондаренком 17.02.09

УДК 622.235

С.В. Тищенко, С.А. Жуков, В.В. Цариковский

## АНАЛИЗ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ СИЛОВЫХ ПОЛЕЙ ПРИ ВЗРЫВЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Досліджено закономірності формування силових полів при підірванні кристалічного міцного середовища. Під хвилю руйнування розуміється умовна поверхня, що розповсюджується в руйнованому середовищі, яка відділяє незруйнований матеріал від зруйнованого.

Исследованы закономерности формирования силовых полей при взрывном разрушении кристаллической крепкой среды. Под волной разрушения понимается условная поверхность, которая распространяется в разрушаемом массиве, отделяющая неразрушенный материал от разрушенного.

Conformities to the objective law of forming of power fields at blasting of crystalline hard surrounding are explored. Under the wave of destruction a surface which spreads in the destroyed array is understood, dissociating the unblasted massif from blasted one.

Качество дробления взорванной горной массы – это один из основных показателей эффективной работы буровзрывного комплекса. Последнее во многом зависит от технологии ведения взрывных работ, включающей в себя способы размещения, формирования и инициирования скважинных зарядов ВВ. Эти составляющие технологии ведения взрывных работ в значительной степени определяют характер распределения энергии взрыва в разрушаемом массиве. Очень быстрое выделение большого количества энергии в разрушаемом объеме горных пород сопровождается весьма специфическими процессами разрушения. Определение зависимости между этими процессами – одна из задач теории разрушения твердых тел при взрыве, интерпретацию которой авторы предлагают в данной статье.

Исследованию физических процессов взрывного разрушения кристаллических сред, включая и скальные горные породы в обозначенной постановке, посвящено множество исследований [1-5], но большинство из них основное внимание сосредотачивают либо на чисто физических явлениях, либо на гранулометрической эффективности, в то время, когда важно знать и особенности формирования и взаимодействия силовых полей скважинных зарядов ВВ, взрывааемых в одной ступени замедления. Основную роль в процессе разрушения горного массива при этих условиях играют различные зоны силовых полей разрушения. Поэтому авторы ставят задачу исследований таким образом, чтобы подбором  $P(t)$  (величина импульса взрывной полости) в каждом из взаимодействующих зарядов можно было регулировать процесс взрывного нагружения, в зависимости от конкретных горно-геологических условий ведения взрывных работ. При этом исходя из посылки, что за счет изменения способов формирования и размещения зарядов ВВ в разрушаемом объеме, можно влиять на процесс разрушения, зная особенности формирования силовых полей.

Для изучения особенностей формирования силовых полей разрушения при взрывной отбойке горных

пород скважинными зарядами ВВ, рассмотрим структуру и закономерность формирования области разрушения цилиндрического заряда на основе теоретических схем и условий, приведенных в [1-2].

Введем следующие обозначения: зона I – область  $\sigma_\theta = \alpha \sigma_r = \beta$ ,  $\sigma_r < \sigma_\theta < 0$  в плоскости напряжений  $\sigma_r, \sigma_\theta$  и соответствующая ей область разрушения, зона II – область  $\sigma_\theta = 0$  в плоскости напряжений и соответствующая ей область разрушения, зона III – область возмущенного физического пространства, где среда находится в неразрушенном состоянии. Зоны I, II, III располагаются в порядке их удаления от взрывной полости (рис. 1).

Поверхность разрушения находится на границе зон II и III. Для рассматриваемого случая линейные соотношения между напряжениями  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  имеют вид:  $\sigma_\theta = \alpha \sigma_r + \beta$  ( $0^\circ < \delta < 90^\circ$ ), где

$$\alpha = \frac{1 - \sin \delta}{1 + \sin \delta}; \quad \beta = \frac{2k \cos \delta}{1 + \sin \delta}.$$

Здесь  $k$  и  $\delta$  – коэффициент сцепления и угол внутреннего трения.

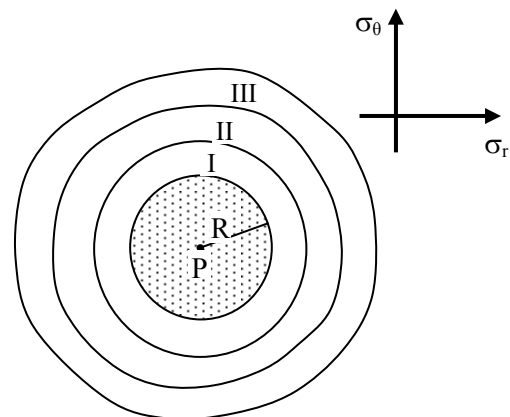


Рис. 1. Структура силового поля цилиндрического заряда ВВ

Для того, чтобы указать общую замкнутую систему уравнений для описания процесса разрушения твердой среды под действием взрыва, остановимся на представлении о разрушении фиксированной материальной частицы.

Если ударная волна сжатия в начале имеет большую интенсивность, то разрушение частицы происходит непосредственно на переднем фронте волны. В этом случае поверхность разрушения совпадает с фронтом ударной волны. Если интенсивность ударной волны недостаточно велика, то скорость распространения поверхности разрушения меньше скорости распространения переднего фронта возмущения, величина поверхности разрушения является постоянной и зависит от прочностных свойств разрушаемой среды. В этом случае вначале частица в неразрушенном состоянии подвергается некоторому возмущению, находящемуся в упругой области, а затем начинается постепенное разрушение. Дробление частицы тем больше, чем ближе она расположена к месту взрыва. Поверхности разрушения, как некоторой границе возможной полости в разрушаемой среде, придается геометрический смысл. Определение поверхности разрушения основано на положениях, изложенных в работе [3].

В каждой точке поверхности разрушения выполняется уравнение сохранения массы  $\rho_0 (V_n - v_{n0}) = \rho (V_n - v_n)$ , уравнение сохранения импульса  $\sigma_{n0} - \sigma_n = \rho_0 (v_{n0} - V_n)(v_{i0} - v_i)$  ( $i=1,2$ ), тогда поверхность разрушения определяется как:

$$\theta = \frac{1}{2}(V_n - v_{n0})^2 + v_0 - \frac{\sigma_{n0}}{\rho} - \frac{1}{2}(V_n - v_n)^2 - v + \frac{\sigma_n}{\rho}. \quad (1)$$

Здесь индекс  $\theta$  относится к неразрушенному состоянию;  $n$  – внешняя нормаль к поверхности;  $\sigma_n$ ,  $\tau_i$  – компоненты вектора напряжения;  $v_n$  – скорость распространения поверхности разрушения;  $v$  – упругий потенциал единицы массы;  $\rho$ ,  $V$  – плотность и скорость материальных частиц. Для рассматриваемых зон основного поля разрушений цилиндрического заряда будем считать процесс расширения газа в полости квазистатическим и политропным:

$$Pr_i(t)^{3\gamma} = P_0 \cdot R^{3\gamma}, \quad (2)$$

где  $r_i(t)$  – радиус взрывной полости в момент времени  $t$ ;  $\gamma$  – показатель политропы.

Компонентами вектора смещения и скорости материальной частицы будут радиальные составляющие  $u$  и  $v$ . Будет использована эйлерова координата  $r$  и начальная координата  $r_0$  материальной точки.

Для зоны I система уравнений имеет вид:

– уравнение движения:

$$\rho(\partial v / \partial t + v \partial v / \partial r) = \partial \sigma_r / \partial r + 2(1 - \alpha)(\sigma_r - 2\beta)r^{-1};$$

– уравнение сохранения массы:

$$r^{-2} \partial(r^2 v) / \partial r = 0 \quad (3)$$

и следующие тождества:

– в эйлеровых координатах:

$$r = r_0 + u(r, m), \quad v = \partial u / \partial t + v \cdot \partial u / \partial r;$$

– в лагранжевых координатах:

$$r = r_0 + u(r_0, m), \quad v = \partial r / \partial t = \partial u / \partial t.$$

Согласно законам сохранения массы:

$$v = f'(t)r^{-2}, \quad (4)$$

где  $f(t)$  – произвольная функция.

Тогда с учетом изложенного:

$$u = r - f_2(r^3 - 3f(t)). \quad (5)$$

$\sigma_r = f_1(t) \cdot r^{-2(\alpha+1)} + \beta(1-\alpha)^{-1} - \rho f_1'' \cdot r^{-1} + \rho f_1'^2 \cdot 1/2r^4$ , где  $f_1(t)$  и  $f_2(t)$  – произвольные функции.

Из условия (2) находим  $f_1$  и в результате получим:

$$\sigma_r = \left(\frac{r_1}{r}\right)^{2(1-\alpha)} \left( \frac{-\beta}{1-\alpha} - \alpha_0 r_1^{-3} + \frac{\rho f_1''(t)}{r_1} - \frac{\rho f_1'^2(t)}{2r_1^4} \right) + \frac{\beta}{1-\alpha} - \frac{\rho f_1''(t)}{r} + \frac{\rho f_1'^2(t)}{2r^4}, \quad (6)$$

где  $\alpha_0 = P_0 R^{3\gamma}$ .

Из первого равенства (5) можно найти  $f_2(t)$ , а  $f_1(0)$  можно принять равным нулю. И в результате получим:

$$u = r - r_0 = r - (r^3 - 3f_1(t))^{1/3}. \quad (7)$$

Общее решение исходных уравнений для зоны I дают формулы (4), (6) и (7). Данное решение содержит произвольные функции:  $r_1(t)$  и  $f(t)$ .

Система уравнений для нахождения основных характеристик для зоны II имеет вид:

$$\rho \partial^2 u / \partial t^2 = \partial \sigma_r / \partial r + 2\sigma_r / r;$$

$$\sigma_r = E \partial u / \partial r - P_0(1 - 2\nu);$$

$$\sigma_\theta = 0.$$

Общее решение задачи для зоны II выражается через две произвольные функции  $f_2$  и  $f_1$ :

$$u = r^{-1}(f_2(c_1 t - r) + f_3(c_1 t + r)) + r P_0(1 - 2\nu)E^{-1};$$

$$v = (c_1 / r)(f_2'(c_1 t - r) + f_3'(c_1 t + r));$$

$$\sigma_r = (E/r)(f_3'(c_1 t + r) - f_1'(c_1 t - r)) - (E/r^2)(f_2(c_1 t - r) + f_3(c_1 t + r)), \quad (8)$$

где  $c_1 = \sqrt{E/\rho}$ .

Система уравнений для зоны III определена согласно несжимаемости среды разрушения как

$$\rho_0 \partial^2 u / \partial t^2 = \partial \sigma_r / \partial r + 2/r(\sigma_r - \sigma_\theta);$$

$$\sigma_r = -P_0 - P + 2\mu \partial u / \partial r; \quad (9)$$

$$\sigma_\theta = -P_0 - P + 2\mu u / r;$$

$$\partial u / \partial r = -2ur^{-1}.$$

Общее решение данной системы имеет вид:

$$u = r_0^{-2} \cdot f_4(t); \quad v = r_0^{-2} \cdot f_4'(t);$$

$$\sigma_r = -4\mu r_0^{-3} \cdot f_4(t) - \rho_0 r_0^{-1} \cdot f_4''(t) - P_0;$$

$$\sigma_\theta = 2\mu r_0^{-3} \cdot f_4(t) - \rho_0 r_0^{-1} \cdot f_4''(t) - P_0,$$

где  $f_4(t)$  – произвольная функция напряжения на бесконечности по условию равна  $-P_0$ .

Представленное силовое поле разрушения на плоскости цилиндрического заряда ВВ должно отвечать следующим требованиям: смещение – непрерывно; потоки массы и импульса при переходе через зоны сохраняются; на поверхности разрушения должно выполняться условие, определяющее  $\theta$ .

Основные геометрические параметры силового поля за достаточно большой промежуток времени ( $t \rightarrow \infty$ ) определяются из условия, что произвольные функции  $f_m(m = \overline{1,4})$  в общем решении превращаются в постоянные  $c_m(m = \overline{1,4})$  и решения на основании формул (6) – (9) принимают следующий вид:

$$\begin{aligned} & (r_1 < r < r_2) - \text{зона I;} \\ & u = r - r_0 = r - (r^3 - 3c_1)^{1/3} \quad (\sigma_r = \alpha\sigma_r + \beta); \\ & \sigma_r = \left(\frac{r_1}{r}\right)^{2(1-\alpha)} \left(\frac{\beta}{\alpha-1} - \alpha_0 r_1^{-3\alpha}\right) + \frac{\beta}{1-\alpha}; \end{aligned} \quad (10)$$

$$\begin{aligned} & (r_2 < r < r_3) - \text{зона II;} \\ & u = c_2 r^{-1} + r P_0 (1 - 2\nu) E^{-1} + c_4; \\ & \sigma_r = -E c_2 r^{-2}, \quad \sigma_\theta = 0 \end{aligned} \quad (11)$$

$$\begin{aligned} & (r_3 < r < \infty) - \text{зона III;} \\ & u = c_3 r^{-2}; \\ & \sigma_r = -P_0 - 4\mu c_3 r^{-2}; \\ & \sigma_\theta = -P_0 + 2\mu c_3 r^{-3}. \end{aligned} \quad (12)$$

Показатель  $x$  соответствует последнему этапу расширения газа.

Окончательные размеры отдельных зон силового поля взрывного нагружения разрушаемой среды определяются как:

$$\begin{aligned} & r_1 = R / \lambda; \\ & r_2 = (1 - \lambda^3)^{1/3} \cdot r_1; \\ & (0 < \lambda < 1); \\ & r_3 = r_2 (E \eta_2 / P_0 + 4\mu \eta_3)^{1/2}. \end{aligned}$$

Для решений (10), (11) и (12) постоянные  $c_m(m = \overline{1,4})$  равны:

$$\begin{aligned} & c_1 = R^3 (1 - \lambda^3) / 3\lambda^3, \quad c_2 = \eta_3 r_2^2, \quad c_3 = \eta_3 r_3^3; \\ & c_4 = -\frac{2P_0(1-\nu) + \eta_3(4\mu - E)}{E r_3^{-1}}. \end{aligned}$$

Здесь  $\eta_2$  и  $\eta_3$  – положительные корни уравнений:

$$\begin{aligned} & \nu \cdot \eta_3^2 + 2\nu(3-\nu)\eta_2 \left(\frac{\beta}{E} - \alpha\eta_2\right) + (1+3\nu^2) \left(\frac{\beta}{E} - \alpha\eta_2\right)^2 = 0; \\ & \nu^2 \left(\frac{P_0}{\mu} + 4\eta_3\right)^2 - 2\nu(3-\nu) \left(\frac{P_0}{\mu} + 4\eta_3\right) \left(\frac{P_0}{\mu} - 2\eta_3\right) + \\ & + (1+3\nu^2) \left(\frac{P_0}{\mu} - 2\eta_3\right)^2 = 4(1+\nu)^3 \frac{\rho\theta}{E}. \end{aligned}$$

Учитывая, что граница зоны I и II не является фронтом разрушения, при взрыве мощного скважинного заряда ВВ зона II возникает на сравнительно поздних стадиях процесса и на достаточном удалении от взрывной полости. В зависимости от давления газа в полости могут реализоваться самые различные сочетания зон I, II и III.

Для теории и практики ведения взрывных работ важно знать особенности формирования и взаимодействия силовых полей скважинных зарядов ВВ, взрывааемых в одной ступени замедления. Основную роль в процессе разрушения горного массива при этих условиях играют зоны I и II силовых полей разрушения. Подбором  $P(t)$  (величина импульса взрывной полости) в каждом из взаимодействующих зарядов можно регулировать процесс взрывного нагружения в зависимости от конкретных горно-геологических условий ведения взрывных работ. За счет изменения способов формирования и размещения зарядов ВВ в разрушаемом объеме можно влиять на процесс разрушения, зная особенности формирования силовых полей.

Характер формирования и основные характеристики зоны III важны для изучения разрушения горного массива, приведенного в напряженное состояние от ранее взорванных скважинных зарядов ВВ.

### Выводы

Таким образом, учитывая временные и геометрические характеристики зоны III, можно предположить, что напряженное состояние горного массива будет полностью отвечать физическим параметрам интегральной зоны образованной от ранее взорвавшихся скважинных зарядов ВВ. Полученные результаты могут быть использованы для разработки взрывных технологий, основанных на разрушении горного массива, приведенного предварительно в напряженное состояние от взрыва зарядов ВВ, расположенных на его границе.

### Список литературы

1. Григорян С.С. Некоторые вопросы математической теории деформирования и разрушения твердых горных пород // ПММ, 1967. – Т. 31. – С. 157-245.
2. Партон В.З., Черепанов Г.П. Механика разрушения // Механика в СССР за 50 лет. – М.: Наука, 1972. – Т. 3.
3. Черепанов Г.П. Механика хрупкого разрушения. – М.: Наука, 1974. – 640 с.
4. Основы теории и методы взрывного дробления горных пород / Э.И. Ефремов, В.С. Кравцов, Н.И. Мячина и др. – К.: Наукова думка, 1979. – 223 с.
5. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982. – 248 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.В. Перегудовим 23.01.09

УДК 622.235.43

Л.Н. Шиман, В.В. Соболев

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ХАРАКТЕРИСТИК ПАТРОНИРОВАННЫХ ЭВВ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ СТАБИЛЬНОСТЬ КОМПОНЕНТОВ

Розроблено рецептури патроніваних емульсійних ВВ, виготовлено експериментальні зразки, встановлено їх основні вибухові характеристики, визначено параметри безпеки та стабільності, клас небезпечності при зберіганні та транспортуванні.

Разработаны рецептуры патронированных эмульсионных ВВ, изготовлены экспериментальные образцы и установлены их основные взрывчатые характеристики, определены параметры безопасности и стабильности, класс опасности при хранении и транспортировании.

Compounding of cartridge emulsive explosive is developed, experimental samples are made, their basic explosive characteristics are established, safety and stability parameters, the hazard class-room are defined at storage and transportation.

Эмульсионные ВВ марки «ЕРА» представляют собой гетерогенную систему, состоящую из эмульсионной матрицы, наполненной аммиачной селитрой, а в некоторых случаях – различных добавок: энергетических, технологических и пр. Эмульсионная матрица является классической обратной эмульсией, полученной путем диспергирования в горючей фазе растворов аммиачной селитры и/или аммиачной селитры в смеси с кальциевой и натриевой селитрами. Горючая фаза является смесью углеводородов и эмульгатора [1, 2].

В результате проведенных на ПХЗ исследований разработаны классические ЭВВ и несколько марок наливных ЭВВ с использованием продуктов переработки ТРТ в качестве энергетических добавок [3, 4]. ЭВВ, выпускаемые с продуктами переработки ТРТ, используются при механизированном зарядании скважин [5, 6]. Установлено [7], что добавка продуктов переработки ТРТ в количестве до 10% в эмульсионной среде выполняет энергетическую функцию, при этом эксплуатационные характеристики не ухудшаются, а образование токсичных газов в продуктах детонации практически остается неизменным.

С точки зрения экономической и технологической целесообразности зарядание шпуров следует производить ЭВВ в патронированном виде.

Цель исследований состоит в определении взрывчатых характеристик, параметров стабильности и безопасности патронированных ЭВВ, содержащих алюминиевый порошок, ТРТ и полимерную матрицу (ПМ) I-III ступеней, извлеченных из ракетных двигателей. Определение перечисленных характеристик и параметров как исходных данных необходимо для выдачи рекомендаций при проектировании производства и разработки директивного регламента по технологии изготовления патронированных ЭВВ марки «ЕРА».

Материалы, приборы и методики исследований. Для изготовления патронированных ЭВВ использовались эмульсии двух рецептур.

Эмульсия № 1: аммиачная селитра (AN) – 70,6%; NaN – 13,0%; эмульгатор – 3,0%; парафин – 2,0%; церезин – 2,0%; вода – 9,4%.

Эмульсия № 2: AN – 72,0%; CaN – 14,0%; эмульгатор – 3,0%; парафин – 4,0%; вода – 7,0%.

Экспериментальные образцы патронированных ЭВВ были приготовлены на основе эмульсии № 1 и № 2 с различным содержанием алюминия от 5 до 4,25% и ТРТ – от 8 до 10%. Суммарное количество алюминия и гранулированной аммиачной селитры оставалось постоянным и равным 25%. Изготовление ЭВВ производилось в смесителе СПУ-2 при скорости перемешивания 25 об/мин. Получено четыре различных состава ЭВВ в соответствии с соотношением содержания «алюминий / гранулированная AN»: I – 4,25/20,75; II – 4,5/20,5; III – 4,75/20,25; IV – 5/20.

Все образцы ЭВВ были испытаны на определение параметров безопасности и взрывчатых характеристик с использованием рекомендаций [8-10].

Для определения параметров безопасности использованы следующие методики: 1) чувствительность ЭВВ к удару; 2) чувствительность ЭВВ к удару на большом копре; 3) чувствительность ЭВВ к фрикционным воздействиям; 4) чувствительности ЭВВ к электростатическому разряду; 5) чувствительность к детонационному импульсу; 6) термическая стабильность; 7) склонность к переходу горения во взрыв (детонацию); 8) горючесть. Для определения взрывчатых характеристик использованы методики и стандарты: 1) критический диаметр; 2) скорость детонации; 3) бризантность; 4) теплота взрыва; 5) критическая скорость детонации; 6) передача детонации между сухими патронами и патронами после выдержки в воде по ГОСТ 14839.15-69.

Приборы для исследования физико-механических и взрывчатых характеристик: температура плавления и начала разложения вещества, изменение массы определялись на "Diamond" TG/DTA (США); микроскопический анализ вещества определялись с помощью микроскопа Leika DM ILM (Германия); гранулометрический анализ и контроль дисперсности осуществлялись лазерным дифракционным анализатором частиц – SALD 301V (Япония); теплотворная способность веществ – калориметром ИКА С-2000

(Германия); определение характеристик при сжатии и растяжении, ударной вязкости проводились с использованием испытательных машин РМИ-60, РМИ-250, ИР-5046 и маятникового копр МК-0,5-1 (Россия); взрывчатые характеристики ЭВВ при механическом воздействии исследовались приборами компании “Reichel & Parter” (Германия) и т.д.

Физико-химические и взрывчатые характеристики четырех составов ЭВВ с различным содержанием алюминия приведены в табл. 1, из которой следует, что с увеличением содержания алюминиевого порошка в рецептуре ЭВВ, изготовленных на основе эмульсии № 1, увеличивается энергия взрыва (от 4170 до 4250 кДж/кг) и количество угарного газа – от 0,3% до 1,75%. Кислородный баланс изменяется от –

0,19 до 1,0%. В рецептуре ЭВВ, изготовленного на основе эмульсии № 2, с увеличением содержания алюминиевого порошка увеличивается энергия взрыва (от 4300 до 4470 кДж/кг) и выход окислов азота, при этом увеличивается количество угарного газа; кислородный баланс снижается с +0,60 до –0,27 %. В продуктах взрыва ЭВВ (с эмульсией № 1) увеличение окислов азота прямо пропорционально увеличению содержания алюминия. В случае, когда выход NO<sub>x</sub> увеличивается либо снижается, соответственно снижается либо увеличивается концентрация угарного газа, при этом, как правило, существуют положения концентрации кривых, при которых общее содержание вредных газов в продуктах взрыва имеют минимальное значение.

Таблица 1  
Физико-химические и взрывчатые характеристики ЭВВ, изготовленных на основе эмульсий № 1 и №2

Рецептура ЭВВ. Количество компонентов, %	С эмульсией № 1				С эмульсией № 2			
	Теплота взрыва, кДж/кг	Кислородный баланс, %	Вредные выбросы, %		Теплота взрыва, кДж/кг	Кислородный баланс, %	Вредные выбросы, %	
			СО	NO <sub>x</sub>			СО	NO <sub>x</sub>
I – Al (4,25)/ гранулированная AN (20,75)	4170	-0,19	0,32	0	4300	+0,60	0	1,05
II – Al (4, 5)/ гранулированная AN (20,25)	4200	-0,47	0,80	0	4340	+0,28	0	0,55
III – Al (4,75)/ гранулированная AN (20,25)	4220	-0,74	1,27	0	4370	+0,01	0	0,25
IV – Al (5)/ гранулированная AN (20)	4250	-1,01	1,75	0	4470	-0,27	0,45	0

В исследованиях, кроме алюминиевого порошка, в состав эмульсионных ВВ в количестве от 8 до 10% добавлялось твердое ракетное топливо. Как пример в табл. 2 приведены физико-химические и взрывчатые характеристики эмульсионных ВВ, изготовленных на

основе эмульсии № 1 и содержащих ТРТ III ступени. Из полученных данных следует, что с увеличением процентного содержания ТРТ III ступени (от 8 до 10%), энергия взрыва увеличивается от 3840 до 3970 кДж/кг, количество СО возрастает от 0,45 до 2,5%.

Таблица 2  
Физико-химические и взрывчатые характеристики ЭВВ с добавками ТРТ III ступени

Рецептура ЭВВ. Количество компонентов, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Кислородный баланс, %	Вредные выбросы, %	
			СО	NO <sub>x</sub>
1 Эмульсия № 1 (75); AN гранул. (17); Al (1,28); Пр.28 (1,9); AND (3,48); АН (0,56); Связующее (0,78)	3840	-0,15	0,45	0
2 Эмульсия № 1 (75); AN гранул. (16); Al (1,44); Пр.28 (2,14); AND (3,91); АН (0,63); Связующее (0,87)	3860	-0,70	1,46	0
3 Эмульсия № 1 (75); AN гранул. (15); Al (1,6); Пр.28 (2,38); AND (3,35); АН (0,7); Связующее (0,97)	3970	-1,28	2,50	0

Испытанные ЭВВ чувствительны к детонационному импульсу, электростатическому разряду (>0,11 Дж), обладают низкой чувствительностью к механическим воздействиям (табл. 3): чувствительность к удару более 50 Дж (чувствительность к удару ЭВВ с ТРТ I, II, III ступеней и ПМ III ступени соответственно равна 35, 40, 15 и 10 Дж, что ниже пороговой величины – 50 Дж); чувствительность к удару на большом копре более 4 м; чувствительность к трению – более 360 Н. Температура начала разложения выше критической (160° С), что свидетельствует о стабильности патронированных эмульсионных ВВ. Скорость детонации ЭВВ зависит от содержания алюминия или ТРТ и колеблется от 3,9 до 4,58 км/с, табл. 4.

Таблица 3  
Результаты определения параметров безопасности патронированных ЭВВ

№	Рецептура ЭВВ, содержащая	Чувствительность ЭВВ		
		к трению, Н, более	к удару, Дж, более	к ЭСР, Дж, более
1	ТРТ I ступени	360	<b>35</b>	0,125
2	ТРТ II ступени	360	<b>40</b>	0,125
3	ТРТ III ступени	360	<b>15</b>	0,110
4	ПМ I мобильной ступени	360	50	0,125
5	ПМ I ступени	360	50	0,110
6	ПМ II ступени	360	50	0,110
7	ПМ III ступени	360	<b>10</b>	0,120

Экспериментальные значения взрывчатых характеристик ЭВВ

№ п/п	Эмульсионные ВВ с добавками алюминия и ТРТ	Скорость детонации, м/с	Бризантность, мм	Критический диаметр детонации, мм	Критическая плотность, г/см <sup>3</sup>	Передача детонации, см (диаметр патрона)	Температура начала разложения, °С
<b>1 – с алюминием</b>							
1.1	4,25 % Al, эмульсия по рецептуре № 1	3900	12	25	1,08	2 – (Ø 25, 36 мм); 4 – (Ø 55, 60 мм)	270
1.2	4,5 % Al, эмульсия по рецептуре № 1	4000	11	15	1,10	3 – (Ø 25мм); 4 – (Ø 45 мм)	271
1.3	4,25 % Al, эмульсия по рецептуре № 2	4500	10	25	1,12	4 – (Ø 50мм); 6 – (Ø 60-90 мм)	269
1.4	4,5 % Al, эмульсия по рецептуре № 2	4560	10	25	1,11	2 – (Ø 36, 55мм); 4 – (Ø 75, 90 мм)	293
<b>2 – с ТРТ</b>							
2.1	8 % ТРТ, эмульсия по рецептуре № 1	4200	11	25	1,01	4 – (Ø 50 мм); 6 – (Ø 60-90 мм)	231
2.2	9 % ТРТ, эмульсия по рецептуре № 1	4580	14	25	1,08	2 – (Ø 36, 60 мм); 5 – (Ø 75, 90 мм)	288
2.3	10 % ТРТ, эмульсия по рецептуре № 1	4000	11	25	1,08	2 – (Ø 32, 36 мм); 4 – (Ø 55, 70 мм)	281
2.4	8 % ТРТ, эмульсия по рецептуре № 2	4300	12	25	1,07	2 – (Ø 32, 36 мм); 6 – (Ø 70, 90 мм)	251
2.5	9 % ТРТ, эмульсия по рецептуре № 2	4000	14	22	1,08	2 – (Ø 32, 36 мм); 4 – (Ø 40, 50 мм)	252
2.6	10 % ТРТ, эмульсия по рецептуре № 2	4300	12	20	1,08	2 – (Ø 32, 36 мм); 4 – (Ø 50, 80 мм)	225

Таким образом, испытанные ЭВВ чувствительны к детонационному импульсу, обладают низкой чувствительностью к механическим воздействиям:

- чувствительность к удару более 50 Дж;
- чувствительность к удару на большом копре – более 4 м;
- чувствительность к трению – более 360 Н;
- чувствительность к электростатическому разряду более 0,11 Дж.

Приведенные параметры чувствительности ЭВВ к механическим воздействиям и электростатическому разряду ниже критериальных значений, что характеризует патронированные ЭВВ как система безопасная и стабильная, соответствующая II классу опасности по применению.

На основании исследованных характеристик ЭВВ выданы рекомендации на проектирование производства и разработку директивного регламента по технологии изготовления патронированных ЭВВ марки «ЕРА».

#### Список литературы

1. Барон В.Л., Кантор В.Х. Техника и технология взрывных работ в США. – М.: Недра, 1989. – 376 с.
2. Сторчак С.О., Кравцов М.В., Поплавский В.А. Виготовлення і застосування емульсійних вибухових речовин на кар'єрах. – К.: Экспоната, 2004. – 95 с.
3. Ефремов Э.И., Комир В.М., Никифорова А.А. Оценка эффективности действия смесевых зарядов ВВ с энергоактивными добавками // Сб. научн. тр. НГАУ. – 1999. – № 8. – С. 77-80.
4. Подготовка полуфабрикатов эмульсионных ВВ с использованием продуктов гидромеханического извлечения ТРТ из ракетных двигателей / Л.И. Подкаменная, Е.Б. Устименко, Л.Н. Шиман и др. // Комплексная утилизация обычных видов боеприпасов: тезисы докл. – Красноармейск, 2005. – С. 258-260.
5. Шиман Л.Н., Устименко Е.Б., Соболев В.В. Промышленное применение на открытых работах эмульсионных ВВ с добавками продуктов переработки твердого ракетного топлива // Metallurgical and горнорудная промышленность. – 2008. – № 6. – С. 61-64.
6. Опыт применения бестротилового эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» на взрывных работах при зарядании скважин механизированным способом с использованием смесительно-зарядных машин / Л.Н. Шиман, Е.Б. Устименко, Л.И. Подкаменная, А.Л. Кириченко и др. // Вестник КГПУ имени Михаила Остроградского. – 2007. – № 5. – С. 113-117.
7. Опыт использования продуктов переработки ТРТ, извлекаемого гидромеханическим методом из корпусов ракетных двигателей, в составах промышленных водосодержащих ВВ / Е.Б. Устименко, Л.Н. Шиман, Л.И. Подкаменная, А.Л. Кириченко // Комплексная утилизация обычных видов боеприпасов: междунар. конф.: тезисы докл. – Красноармейск, 2007. – С. 211–215.
8. Шиман Л.Н., Соболев В.В. Наливные эмульсионные взрывчатые вещества. 3. Добавки в рецептуру ЭВВ твердого ракетного топлива и полимерных матриц наполнителя 1-3 ступеней ракет // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 11. – С. 40-44.
9. Шиман Л.Н., Устименко Е.Б., Соболев В.В. Наливные эмульсионные взрывчатые вещества. 1. Специальные добавки высокоэнергетических компонентов в рецептуру ЭВВ // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 9. – С. 51-55.
10. Шиман Л.Н., Соболев В.В. Наливные эмульсионные взрывчатые вещества. 2. Добавки в рецептуру ЭВВ продуктов глубокой переработки твердого ракетного топлива // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 10. – С. 43-45.

Рекомендовано до публікації д.т.н. О.М. Шашенком 13.01.09



УДК 622.235.5:504

І.І. Усик, О.В. Мандрікевич

## ПРИРОДОЗБЕРІГАЮЧИЙ СПОСІБ РУЙНУВАННЯ ВИБУХОМ СКЕЛЬНИХ ПОРІД УСТУПІВ У ЗОНІ НЕРОБОЧИХ БОРТІВ КАР'ЄРІВ

У роботі розглянуті природоохоронні способи висадження свердловинних зарядів вибухової речовини в зоні неробочих бортів кар'єрів, що забезпечують схоронність природної сплошності законтурного масиву гірських порід.

В работе рассмотрены природоохранные способы взрывания скважинных зарядов взрывчатого вещества в зоне нерабочих бортов карьеров, обеспечивающих сохранность естественной сплошности законтурного массива горных пород.

In operation nature protection firing methods of blasthole charges of explosive in a zone of non-working boards of the opencasts providing safety natural сплошности for a planimetric rock mass are considered.

На залізорудних, гранітних та флюсових кар'єрах України уступи неробочого борту відпрацьовуються при проходці і розрізних траншеях у процесі розкриття горизонтів, а надалі при веденні очисних робіт у його зоні. При цьому фланги блоків, що підриваються, примикають до неробочого борту під різними кутами (30-90°) залежно від його конфігурації та застосовуваного навантажувально-транспортного устаткування.

Руйнування гірських порід у зоні неробочого борту кар'єру здійснюється з застосуванням багаторядного короткоуповільненого висадження, параметри якого змінюються залежно від міцнісних властивостей гірських порід, їх тестурно-структурної побудови, діаметрів вибухових свердловин і властивостей використовуваних ВР. У даний час на кар'єрах України широко застосовуються різні бурові верстати, серед яких найбільш поширені верстати шарошкового буріння 2СБШ-200, 4СБШ-200 СБШ-250 та їх модифікації, що забезпечують буріння підривних свердловин діаметром 0,20-0,22 і 0,25-0,27 м відповідно. Упроваджені також верстати, що здатні бурити свердловини діаметром навіть більше 0,32 м. При використанні верстатів термічного буріння СБО-160/20 у Кривбасі діаметр свердловини змінюється від 0,2 до 0,36 м і більше.

При проведенні підривних робіт у зоні неробочого борту кар'єру вирішуються два основних завдання: забезпечення високої інтенсивності подрібнення гірських порід вибухом і руйнування масиву гірських порід до заданого контуру з метою дотримання проєктної геометрії уступу.

Прагнення досягти високої якості висаджувального руйнування порід пов'язано зі збільшенням питомих витрат ВР у сполученні з багатозарядним розміщенням свердловинних зарядів і їх висадженням у затиснутому середовищі. Ці фактори збільшують як сейсмічну дію вибуху, так і зону порушення природної суцільності масиву за контуром обсягу, який підривається, що є вкрай небажаним, бо значно знижує стійкість уступів неробочих бортів траншей та кар'єрів. Викладене також пов'язано

з ускладненням можливості підтримування, протягом експлуатації, їх заданої геометрії, а внаслідок чого значно збільшуються робочі зони кар'єрів (їх площа), що потребує суттєвого розширення меж гірничого відводу. Аналізуючи лише площі гранітних кар'єрів Дніпропетровщини, можна уявити, яка кількість землі додатково порушується кар'єрами задля підтримки безпечної ширини берм безпеки неробочих бортів (табл. 1, табл. 2).

Ця статистика значно погіршується за рахунок збільшення як витрат на видобування додаткових обсягів гірських порід, так і пов'язаних з цим збільшенням земельних ділянок під відвали пустих порід, які не кращим чином впливають на навколишнє середовище.

При відпрацьовуванні уступів неробочого борту кар'єру головним є дотримання заданої геометрії уступу, яка визначена з урахуванням властивостей гірських порід і терміну служби кар'єру. Це завдання вирішується в процесі завідкоски уступів, що здійснюється декількома способами: застосуванням додаткових укорочених вертикальних і похилих свердловин, влаштуванням додаткових зарядів у верхній частині глибоких свердловин останнього ряду блоку, що підривається, застосуванням контурного висадження (такі розробки широко відомі та проводяться різними авторами починаючи з 70-х років минулого століття).

Як показує практика, застосування укорочених і глибоких похилих свердловин є більш дорогим і технічно складним методом у порівнянні з застосуванням вертикальних укорочених свердловин, що розташовуються між верхньою брівкою уступу і контурним рядом глибоких свердловин, що підриваються при масовій відбійці порід як при проходженні траншей, так і при фронтальній відбійці в зоні неробочих бортів кар'єрів. Унаслідок простоти здійснення цей метод найбільш широко застосовується на кар'єрах.

Як показує аналіз стану уступів неробочих бортів кар'єрів, жоден з перерахованих вище методів не дозволяє забезпечити задану геометрію уступів унаслідок високого порушення природної суцільності останніх. При цьому великий вплив також спричиняє

текстурно-структурна побудова масиву і його наша-  
рування.

Таблиця 1

Середньорічні показники роботи кар'єрів з видобутку  
гранітів для виробництва будівельних матеріалів

Кар'єр / показник	Граніти			
	Новопавловський	Коростеньський	Тригузівський	Бородасівський
Обсяг видобутку, тис. м <sup>3</sup> /рік				
- корисна копалина	1273	830	130	260
- розкриття	250	383	10	82,2
Розміри кар'єру, м:				
- довжина	1950	950	500	600
- ширина	650	456	270	400
- глибина	70	104	75	125
Вантажообіг кар'єру, тис.ткм. по				
- корисній копалині	3819	1162	195	390
- розкриття	875	498	23	205
Відстань перевезення, км:				
- корисної копалини	2,9-3,1	1,3-1,5	1,5	1,5
- розкриття	3,5	1,2-1,4	2,3	2,5
Витрата ресурсів на 1 м <sup>3</sup> ко- рисної копалини, кг:				
- дизпаливо	1,042	0,63	0,48	0,504
- бензин, гас	0,098	0,114	0,016	0,042
- мазут, мастильні матеріали	0,385	0,381	0,122	0,122
Електрична енергія кВт ч/м <sup>3</sup>	5,62	6,80	6,50	3,75
у т.ч. на 1 м <sup>3</sup> розкриття*	3,06	1,944	-	1,611
Площа земельного відводу, га	130,7	132,4	18,3	53,7
у т.ч. кар'єри	99,8	101	11,1	29,4
відвали й відстійники	20,0	31,4	4,5	15,5

\*У витраті враховані витрати електроенергії на  
переробку корисної копалини на ДСЗ.

Однак, незважаючи на особливу важливість цього  
фактора, визнати його головним не можна, бо при тій  
самій текстурно-структурній побудові масиву різні  
методи підривних робіт дають різні результати – кут  
укошу уступу змінюється від 35 до 85<sup>0</sup>. Таким чином,  
головним фактором є порушення суцільності масиву  
дією вибуху в процесі виконання підривних робіт,  
метою яких є завідокуса уступів.

Дуже значне порушення суцільності порід уступу  
дією вибуху є наслідком того, що буріння і виса-  
дження свердловин як при проходці траншей уздовж  
контуру неробочих бортів, так і при фронтальній від-  
бійці в їхній зоні здійснюється без урахування проєк-  
тної геометрії уступу нижнього горизонту. Аналіз  
широко застосовуваної схеми розміщення свердло-  
вин при відпрацьовуванні неробочих бортів (рис. 1.)  
показує, що при веденні підривних робіт на горизонті  
1 основні свердловини мають однакову глибину не-  
залежно від того, де вони розміщені стосовно транс-  
портної чи запобіжної берми й укошу уступу на ниж-  
ньому горизонті 2 (рис. 1,а, свердл. 1-8).

При здійсненні вибуху частиною зарядів, що зна-  
ходяться в перебурах, руйнується верхня частина  
уступу горизонту 2 (рис. 1,б) на глибину 3-4 м і бі-  
льше.

Таблиця 2

Середньорічні показники роботи кар'єрів з видобутку  
мігматитів для виробництва будівельних матеріалів

Кар'єр / показник	Мігматити	
	Рибальський	Старокодакський
Обсяг видобутку, тис. м <sup>3</sup> /рік		
- корисна копалина	1000	157,23
- розкриття	969,66	12,19
Розміри кар'єру, м:		
- довжина	900	380
- ширина	800	310
- глибина	130	93
Вантажообіг кар'єру, тис.ткм. по		
- корисній копалині	1500	126
- розкриття	4848	24
Відстань перевезення, км:		
- корисної копалини	1,5	0,8
- розкриття	5,0	2,0
Витрата ресурсів на 1 м <sup>3</sup> корис- ної копалини, кг:		
- дизпаливо	1,53	1,92
- бензин, гас	0,013	0,11
- мазут, мастильні матеріали	0,47	0,349
Електрична енергія кВт ч/м <sup>3</sup>	4,322	12,7*
у т.ч. на 1 м <sup>3</sup> розкриття*	1,297	0,6
Площа земельного відводу, га	111,9	24,2
у т.ч. кар'єри	64	11,7
відвали й відстійники	14,8	10,8

\*У витраті враховані витрати електроенергії на  
переробку корисної копалини на ДСЗ.

При відпрацьовуванні уступу горизонту 2 надалі  
вибухом зарядів основних (1-2) і укороченої (9) свер-  
дловин додатково руйнується як верхня частина  
уступу горизонту 2, так і та його частина, що знахо-  
диться в зоні проєктного положення укошу уступу.  
Внаслідок цього після екскавації висадженої гірської  
маси укис уступу горизонту 2 у нижній частині має  
кут  $\alpha$  за величиною близький до проєктного, а у вер-  
хній – кут  $\alpha_1$ , що значно менше кута  $\alpha$  (рис. 1,в). Це  
призводить до того, що фактичне положення верх-  
ньої брівки уступу горизонту 2 у багатьох випадках  
на 2-3 м відхиляється убік неробочого борту кар'єру,  
зменшуючи на таку ж величину проєктну ширину S  
транспортної чи запобіжної берми (рис. 1,в).

Дотримання проєктної ширини транспортної чи  
запобіжної берми в таких випадках можливо за раху-  
нок відступу від неробочого борту. При цьому сверд-

ловина 5 (рис. 1,б) і наступні свердловини зміщуються убік від нижньої брівки нижнього уступу горизон-горизонту 2. З цим пов'язане зменшення кута погашення кар'єру, збільшення коефіцієнта розкриття і втрата корисної копалини, що є економічно невиправданим.

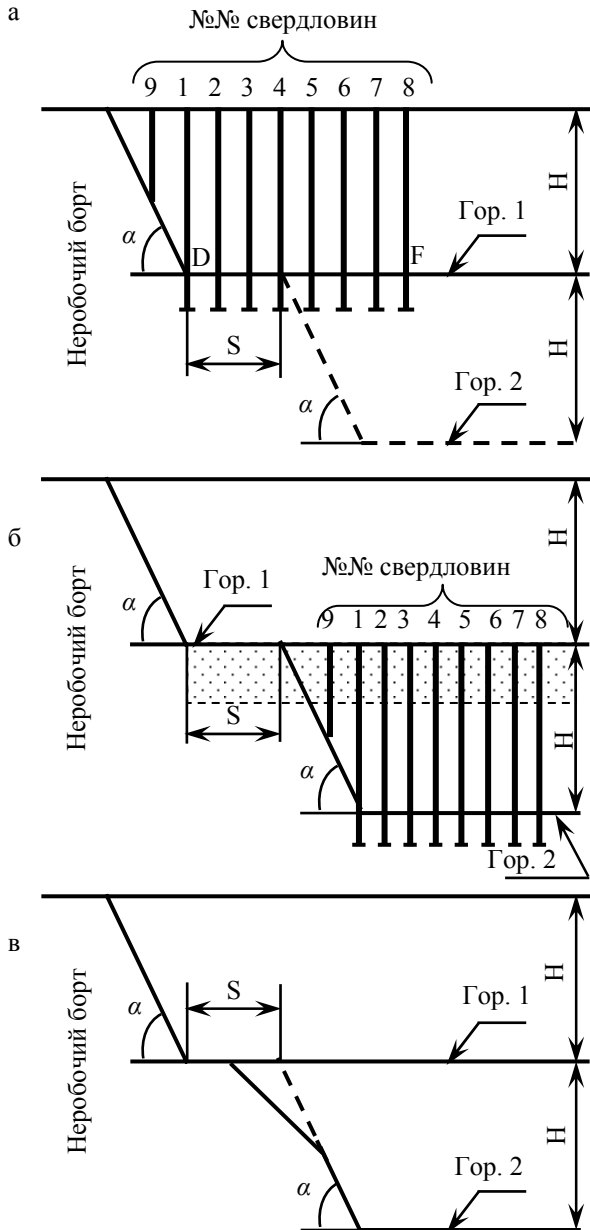


Рис. 1. Найбільш поширена схема розташування свердловин у зоні неробочого борту кар'єру

Таким чином, з метою вирішення проблеми відпрацювання уступів неробочих бортів кар'єру необхідно вишукати можливість зменшення порушення природної суцільності масиву порід у його приукісній зоні та здійснення ведення БПР з урахуванням проектної геометрії уступу на нижньому горизонті. Це дозволить не тільки забезпечити дотримання заданої геометрії уступів, але й підвищить їх стійкість,

що є одним із головних завдань при відпрацюванні неробочих бортів кар'єрів.

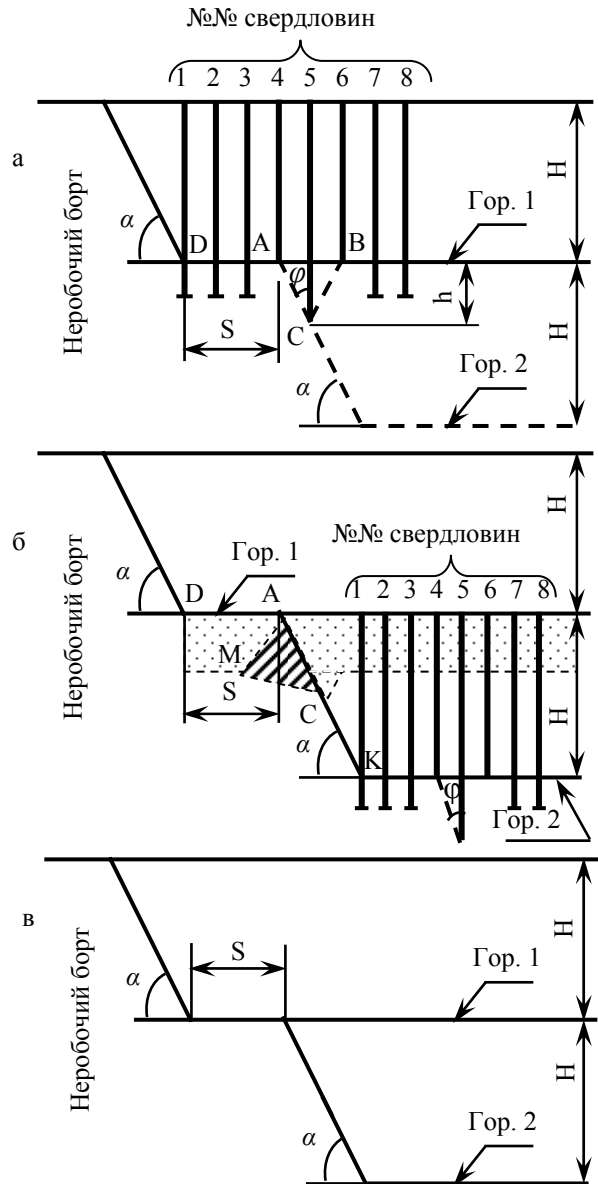


Рис. 2. Нова схема розташування свердловин руйнування вибухом скельних порід в зоні неробочого борту кар'єру

Результати теоретичних і експериментальних досліджень показують, що, змінюючи глибину закладення свердловинного заряду, можна регулювати параметри лійки дроблення, яка утворена його вибухом. Це покладено в основу нового методу висадження уступів у зоні неробочих бортів кар'єрів [1].

Сутність цього методу полягає в тому, що верхня половина уступу нижнього горизонту 2 (рис. 2) при постановці його в кінцеве положення, вибухає в затиснутому середовищі (при одній відслоненій поверхні), що здійснюється завчасно при веденні БПР на верхньому горизонті 1 у цій зоні. Це досягається відповідним розміщенням системи свердловинних зарядів, глибина закладення яких визначена з урахуван-

ням проектної геометрії уступу нижнього горизонту 2. При цьому глибина закладення свердловин 1-3 (рис. 2) складає  $H + h$ ; глибина закладення свердловин 4 і 6 дорівнює висоті уступу, а свердловина 5 – забезпечує дотримання проектної геометрії верхньої половини уступу нижнього горизонту 2.

Підриванням частини зарядів, що знаходяться в перебурах свердловин 1-3, руйнується масив у верхній частині уступу горизонту 2 у зоні АДЕМ, а вибухом зривши частини заряду, що знаходиться в свердловині 5, нижче відмітки горизонту, що відпрацьовується – у зоні АВС (рис. 2,а) до проектного контуру уступу горизонту 2. Між зазначеними зонами утворюється цілика у вигляді трикутної призми, переріз якої (АМС) на рис. 2 заштрихований. Після екскавації висадженої гірської маси цілика у верхній частині уступу запобігає обваленню і підвищує його стійкість. Запобігання цього цілика від руйнування наступним вибухом зарядів свердловин 1-3 (рис. 2,б) досягається за рахунок того, що раніше висаджена гірська маса в зоні АВС (рис. 2,а) виконує роль «подушки» і локалізує руйнуючу дію вибуху цих зарядів у напрямку верхньої частини уступу горизонту 2. Вибухом же цих зарядів і, особливо заряду свердловини 1, здійснюється відрив масиву лише по лінії КС (рис. 2,б), що відповідає нижній частині проектного укосу уступу горизонту 2. Ця частина уступу вибухає в умовах затиску, що обмежує руйнуючу дію вибуху у горизонтальній площині убік неробочого борту кар'єру через нескінченно великий опір у даному напрямку. Внаслідок цього забезпечуються мінімальні розміри лійки дроблення і незначне руйнування масиву в привідкосній зоні уступу.

Вищевикладені висновки підтверджуються аналізом траншейних вибухів при відбійці гірських порід, що мають різні властивості. Результати цього аналізу показують, що зазвичай сильно руйнується верхня половина уступу, у зоні якої радіус лійок дроблення досягає максимального значення. Нижня ж половина уступу зберігає свою монолітність і високу стійкість при куті укосу  $65^{\circ}$  і більше. Запропонований же метод дозволяє забезпечити умови висадження нижньої частини уступу, аналогічні тим, що мають місце при висадженні нижньої частини уступу, що здійснюється в даний час при використанні існуючих методів вибухової відбійки гірських порід.

Переваги запропонованого методу не вичерпуються тим, що він забезпечує дотримання заданої геометрії уступу при мінімальному порушенні його суцільності в приукісній зоні. Метод дуже технологічний і відрізняється від існуючих методів завідрокоски уступів простотою його здійснення: свердловини буряться з однієї установки бурових верстатів, конструкція заряду – звичайна колонкова, не потрібно збільшення витрат засобів висадження і додаткових піротехнічних сповільнювачів.

### Список літератури

1. Усик И.И., Переясловский Л.Г., Куц В.С. Рациональный способ взрывания уступов нерабочих бортов карьеров /ИГТМ/. – Днепропетровск, 1980. 7 с. – Деп. в ВИНТИ 21.02.1980, № 640-80.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. В.П. Франчуком 08.01.09*

## ВИЗНАЧЕННЯ ЗАКОНУ РОЗПОДІЛУ КОРИСНОГО КОМПОНЕНТА ПРИ ВТОРИННОМУ ВІДПРАЦЮВАННІ РОДОВИЩА БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД

Визначено особливості будови гірського масиву, який підлягає вторинному відпрацюванню. Зроблено класифікацію рудних “покладів” за геолого-техногенними особливостями. Розглянуто теоретичну базу обґрунтування методики підрахунку середніх значень вмісту заліза залежно від геолого-техногенної будови експлуатаційних одиниць.

Определены особенности строения горного массива, подлежащего вторичной отработке. Сделана классификация рудных “залежей” по геолого-техногенным особенностям. Рассмотрена теоретическая база обоснования методики подсчёта средних значений содержания железа в зависимости от геолого-техногенного строения эксплуатационных единиц.

The article is focused on the features of rocks structure that are subject to the second processing. Iron ore “deposits” are classified according to their geological and technogenic features. The author has examined theoretical base to create methods of calculating mean values of ferrous concentration in the iron ore deposits depending on geological and technogenic structure of the processable volumes.

Закон розподілу корисних компонентів в межах досліджуваного масиву та вплив цієї характеристики на підрахунок середнього вмісту розглянуто багатьма авторами. Так, у працях [1, 2] автори доводять необхідність уважного ставлення до цієї величини для попередження значних похибок при підрахунках запасів та якості сировини. У праці Ж. Матерона – одного із засновників геостатистики – детально описано не лише функції розподілу, але й їхній взаємозв'язок із просторовим розташуванням рудних тіл, варіаціями можливих похибок та багатьма іншими параметрами [3].

При первинному відпрацюванні родовищ підземним способом в процесі розвитку зони зрушення та обвалення спостерігаються значні зміни геологічного середовища. Вони призводять до розірвання та перебудови усіх раніше визначених зв'язків і закономірностей. Тому з початком вторинного відпрацювання неможливо об'єктивно судити про характеристики розподілу корисного компонента в масиві і відповідно визначити метод підрахунку середнього його вмісту.

Вторинне відпрацювання Саксаганського родовища багатих залізних руд (м. Кривий Ріг) здійснюється кар'єром “Північний” гірничо-збагачувального комплексу “Укрмеханобр” ВАТ “Маріупольський металургійний комбінат імені Ілліча”. Гірничі роботи проводяться в межах неактивної зони зрушення та обвалення, яка утворилася при відпрацюванні родовища підземним способом шахтами колишнього рудоуправління імені Держинського. Державною геологічною службою родовищу надано 4-ту категорію за складністю геологічної будови. В межах родовища представлені утворення саксаганської та скелюватської світи криворізької серії палеопротерозою та кайнозойські відклади. Під зону ведення сучасних гірни-

чих робіт потрапляють також ділянки розвитку техногенних відкладів – старі відвали, засипані розкритими породами воронки обвалення та колишнє пульпосховище шахти “Гігант-Глибока”. Утворення саксаганської світи приурочені до східного крила, осової частини та фрагменту західного крила Саксаганської синклінали та представлені чертвртим, п'ятим та шостим сланцевими і залізистими горизонтами. Утворення скелюватської світи приурочені до західного фрагменту Саксаганської синклінали і залягають поза площиною зрушення Саксаганського насуву, відслонюючись у західному борті кар'єру.

У 2007 р. на підприємстві постало питання належного забезпечення достовірною геологічною інформацією для поточного та перспективного планування гірничих робіт. У зв'язку з цим було запроваджено геофізичні дослідження та використання геоінформаційних технологій при обробці геологічної та маркшейдерської інформації.

Першочерговим завданням було визначення закону розподілу корисного компонента для обґрунтування методики підрахунку середніх вмістів. За фактичну основу було взято результати геофізичних досліджень, проведених у 2007-2008 рр. Геофізичні дослідження полягали у проведенні гамма-гамма каротажу підричних та розвідувальних свердловин шарошкового буріння з використанням каротажної станції “Кар'єр-Кривбас”. Фактичний інтервал визначення вмісту складав 0,1 м, але для спрощення розрахунків та зменшення обсягів інформації у подальших розрахунках бралось середнє значення на довжину інтервалу 0,5 м. Загальна кількість вимірів інтервалами по 0,5 м на сьогодні складає більш ніж 25 тис. значень. Первинна обробка результатів геофізичних робіт проводилася за допомогою електронної таблиці пакета “OpenOffice.org”, статистична обробка результатів

та графічне оформлення виконане за допомогою програмного комплексу "Statistica 6.0".

Під час проведення робіт з визначення закону розподілу корисного компонента в межах гірничого відводу кар'єру "Північний" було визначено декілька "варіантів будови" породного масиву та оконтурено чотири ділянки надр. Ці ділянки характеризуються різними геологічними будовами та різною інтенсив-

ністю накладених техногенних процесів. Схему розташування цих ділянок в межах гірничого відводу кар'єру наведено на рис. 1. Коротку характеристику ділянок (окрім ділянки "Західна") подано у табл. 1. Ділянка "Західна" потрапляє у зону суцільного розвитку процесів обвалення. Через відсутність в межах цієї зони рудної сировини ретельні дослідження на цій ділянці до теперішнього часу не проводилися.

Таблиця 1

Коротка характеристика різних за геолого-техногенною будовою ділянок в межах гірничого відводу кар'єру "Північний"

Характеристика	Ділянки		
	"Південна"	"Північна"	"Східна"
Геологічні відміни масиву	Замикання шостого сланцевого та п'ятого залізного горизонтів. Зона вилуговування разом із зоною суцільного зруденіння	Замикання шостого залізного горизонту. Породи частково вилужені (у східному борті). Зруденіння у вигляді окремих лінзо- та штоковидних покладів	Зона розвитку четвертого сланцевого та лежачого боку четвертого залізного горизонтів. У південній частині родовища породи слабо вилужені. Зруденіння у вигляді декількох паралельних покладів лінзовидних преривчастих тіл
Гірничо-технічні відміни масиву	Масив нестійкий. Очисний простір "задавлено" вищезалюгаючими породами. Контури гірничих виробок майже не збереглися, простежуються фрагменти міжкамерних ціликів, також у порушеному заляганні	Масив стійкий. Очисний простір заповнений породами висячого боку зі збереженням контурів гірничих виробок	Масив стійкий. Більша частина масиву потрапляє до зон охоронних ціликів колишніх шахт. Нечисленні гірничі виробки забутовано розкритими породами глибших горизонтів шахт або осадовими утвореннями
Характеристика рудної сировини	Суміш порід і руд із переважаючим вмістом мартизової руди. Додаткова сировина – "бідні руди" – вилужені джеспіліти з вмістом заліза 43-47%. Руди у незмішаному стані зустрічаються лише у фрагментах міжкамерних ціликів	Суміш порід і руд із переважаючим вмістом мартизової та гематито-мартизової руди. На окремих ділянках – гематитові руди. Вся рудна маса засмічена брилами вміщуючих порід розмірами від 0,2-0,5 до 5-7 м. Руди у непорушеному заляганні зустрічаються в зонах проходки капітальних гірничих виробок (у східному борті кар'єру)	Переважає гематито-мартизова руда. На верхніх горизонтах в зоні молоді кори вивітрювання простежуються малопотужні лінзовидні поклади гематитових руд. Переважає кількість рудної маси у корінному заляганні (за виключенням площин зрушення по нашаруванню)
Характеристика стану порід масиву	Породи "м'які", внаслідок чого інтенсивно подрібнені та перемішані	Породи міцні. Обвалена маса має крупнобрилову будову	Породи міцні. Більша частина знаходиться у корінному заляганні
Розвиток процесів зрушення та обвалення	Широкий розвиток порожнин обвалення, заповнених глинистими породами кайнозойського віку та утвореннями скелюватської світи. Частина воронок уздовж західного борту засипано розкритими породами	Потужна товща кварцитів шостого сланцевого горизонту стримувала процес обвалення висячого боку. У зв'язку з чим камери відпрацювання заповнені сумішами кварцитів та джеспілітів п'ятого залізного горизонту, або талькових сланців скелюватської світи і кварцитів шостого сланцевого горизонту	Розвиток процесів зрушення лежачого боку. Разом із корінними породами зрушення зазнали й осадові утворення. Нечисленні капітальні гірничі виробки забутовано розкритими породами глибших горизонтів шахт та кайнозойськими утвореннями
Ефективність геофізичного дослідження та опробування шлам	Унаслідок пластичності порід стінки свердловин рівні. Ускладнень при проведенні каротажу не виникає. Дані шламового опробування та дані каротажу підтверджуються гірничими роботами при видобуванні сировини	Унаслідок крупнобрилової будови масиву стінки свердловин кавернозні, що викликає ускладнення при проведенні каротажу. Відкриті порожнини на стиках окремих брил обумовлюють втрату шлам при бурінні. У значній мірі дані каротажу та шламового опробування не підтверджуються гірничими роботами	Незначна порушеність масиву сприяє стійкості стінок свердловин. Текстурно-структурні особливості четвертого залізного горизонту – чергування потужних кварцитових, сланцевих та рудних прошарків інколи викликають ускладнення при інтерпретації даних каротажу. Результати опробування та гамма-гамма каротажу підтверджуються гірничими роботами

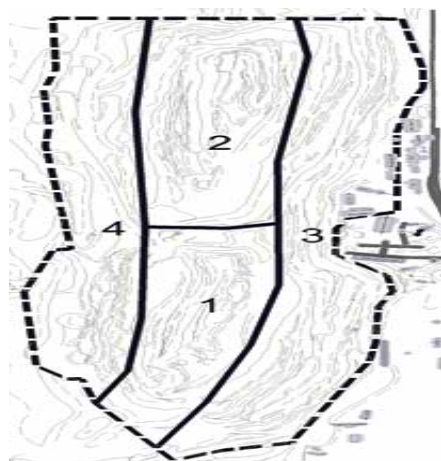


Рис. 1

У цій статті розглянуто статистичні характеристики розподілу корисного компонента в межах ділянки "Східна", яка підлягала найбільш інтенсивному дослідженню. Характеристики розподілу в межах "Південної" та "Північної" ділянок буде розглянуто у наступних статтях.

Ділянка "Східна" приурочена до східного крила Саксаганської синкліналі і представлена утвореннями четвертого сланцевого та четвертого залізного горизонтів саксаганської світи криворізької серії. Порідний масив цієї ділянки характеризується слабким порушенням. Більша частина його потрапляє до охоронних ціликів колишніх шахт (Центральна, Гігант-Скіпова, Гігант-Клітьова, ім. Ворошилова, Північна, Саксагань). Наприкінці 80-х років гірничі роботи в межах цієї ділянки було призупинено і відпрацюванням підлягали південна і північна частина кар'єру (відповідно ділянки "Південна" і "Північна"). Уздовж східного борту кар'єру було прокладено капітальні автомобільні дороги для сполучення з експлуатаційними ділянками. Починаючи з 2006-2007 років гірничі роботи уздовж західного борту кар'єру було відновлено. Це пов'язано із необхідністю рознесення бортів кар'єру та поставлення їх на проектний контур. Упродовж 2007-2008 років в межах ділянки було пробурено 19 висаджуваних блоків. По цих блоках загальний об'єм гамма-гамма каротажу склав 5709 погонних метрів (разом із розвідувальними свердловинами шарошкового буріння глибиною 30 м). Загальна кількість прийнятих у підрахунок значень складала 11418. Середнє значення по вибірці складає 36,01. Середньоквадратичне відхилення дорівнює 9,90, абсолютна похибка – 0,09%. Асиметрія вибірки дорівнює 0,08, ексцес – 1,42. Гістограму розподілу вмістів заліза наведено на рис. 2.

Гістограму побудовано з інтервалом вмісту заліза в один відсоток. Для прикладу на рис. 2 зазначено еталонну криву нормального розподілу в інтервалах вмістів заліза 0-70%.

Характер гістограми (рис. 2) вказує на те, що в межах ділянки "Східна" розподіл вмістів заліза під-

порядковується нормальному закону, але помітна слабка правостороння асиметрія. Пік в межах значень нульового вмісту заліза пов'язаний із наявністю в межах дослідженого масиву незначних за кількістю підземних гірничих виробок, заповнених породами осадового чохла (глинами, пісками, суглинками). Статистичні функції (асиметрія та ексцес) також вказують на нормальний закон розподілу із незначним відхиленням.

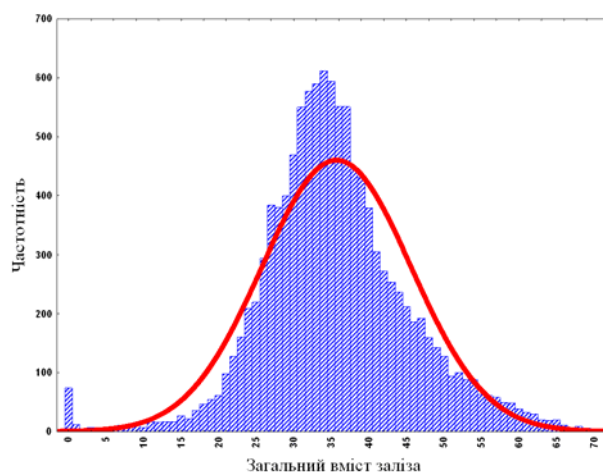


Рис. 2

Згідно з дослідженнями [2, 4, 5], за умов підпорядкування розподілу корисного компонента нормальному закону, для точного визначення середнього вмісту достатньо обчислення середнього арифметичного. За цих умов допустимо користуватися прямолінійною інтерполяцією при побудові графічного відображення розподілу та вмістів корисного компонента. Таким чином, для обчислення вмістів заліза у висаджуваних блоках, які пробурено в межах ділянки "Східна", можливе використання методу середнього арифметичного (за умови рівномірної сітки спостережень). При відбудові контурів із балансовим вмістом заліза достатньо методу прямолінійної інтерполяції.

#### Список літератури

1. Погребницкий Е.О., Парадеев С.В., Поротов Г.С. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, – 1977. – 405 с.
2. Богацкий В.В. Математический анализ разведочной сети. – М.: Госгеолтехиздат, 1963. – 212 с.
3. Матерон Ж. Основы прикладной геостатистики. – М.: Мир, – 1968. – 408 с.
4. Казаковский Д.А. Оценка точности результатов в связи с геометризацией и подсчетом запасов месторождений. – М.: Углетехиздат, 1948. – 131 с.
5. Романовский В.И. Элементарный курс математической статистики. – М.: Госпланиздат, 1939. – 360 с.

Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. А.І. Каталенцем 09.12.08

П.Г. Пігулевський

## ОСОБЛИВОСТІ ГЕОЛОГІЧНОЇ БУДОВИ ПРИАЗОВСЬКОГО МЕГАБЛОКУ ЗА РЕЗУЛЬТАТАМИ КОМПЛЕКСНИХ ГЕОЛОГО-ГЕОФІЗИЧНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ

У роботі розглядаються особливості геологічної будови ПМ УЩ за результатами комплексних геолого-геофізичних досліджень. Вони показують, що верхня частина кори ПМ складена осадово-вулканогенними утвореннями, які змінені метаморфічними і метасоматичними процесами та інтродовані тілами гранітів, діоритів, габро та ін.

В работе рассматриваются особенности геологического строения Приазовского мегаблока (ПМ) УЩ по результатам геолого-геофизических исследований. Они показывают, что верхняя часть земной коры ПМ сложена осадочно-вулканогенными образованиями, которые изменены метаморфическими, метасоматическими процессами и интродированы телами гранитов, диоритов, габбро и т.д.

The analysis of features physical and geological feature of rock sphere of the Priazov geoblock Ukrainian shield is dictated by presence here tectonic magmatic of patterns containing field of many mineral resources. The results of the executed studies demonstrate, that the top of a crust of the Priazov geoblock is folded sedimentary volcanic by formations resized by a metamorphism, metasomatism and breached by intrusive bodies.

**Вступ.** Однією з актуальних проблем сучасної геофізики є створення всебічно обґрунтованих геофізичних моделей будови земної кори. Дослідження в цьому напрямку почали активно розвиватися протягом останніх 25-30 років в першу чергу шляхом створення моделей за даними глибинного сейсмічного зондування (ГСЗ) і методу спільної глибинної точки (СГТ), магнітнотелуричного зондування (МТЗ), петрогустинного і петромагнітного моделювання та вивчення теплового потоку. Ключовою в цій ланці є петрогустинна модель, яка дозволяє отримати інформацію про геологічний розріз кори через спостережене гравітаційне поле і фізичні властивості гірських порід.

Створення геолого-геофізичної моделі для одного з найбільш перспективних для пошуків різних корисних копалин регіонів Українського щита (УЩ) – Приазовського мегаблоку (ПМ) – і насичення її сучасною геологічною інформацією дає змогу отримати не тільки нові дані про геологічну будову верхньої частини літосфери регіону, але й виявити загальні закономірності формування і розміщення родовищ корисних копалин та алмазовміщуючих тіл кімберлітів і лампроїтів.

**Результати досліджень.** Верхня частина кори ПМ (рис. 1) в цілому характеризується розвитком осадово-вулканогенних утворень, які змінені ультраметаморфізмом, метаморфізмом, діафторезом та метасоматозом і інтродовані інтрузивними тілами з інтенсивною тектонічною порушеністю. Така будова верхньої верстви в Західноприазовському блоці (ЗБ) обумовила велику кількість відбивальних сейсмічних границь, особливо в межах суперкрустальних утворень. Гомогенні гранітоїди неархею в ЗБ та протерозою в Східноприазовському блоці (СБ) характеризуються відсутністю чи значно меншою кількістю відбивальних границь, своєю загальною сейсмічною "однорідністю", за винятком областей, які насичені

останцями древнього фундаменту, а також розломних зон.

Оріхово-Павлоградський (Оріхівсько-Павлоградський) глибинний розлом (ОПГР) (рис. 1) трасується далеко за межі УЩ. Він чітко виражений в фізичних полях, а за сейсмічними матеріалами [1-3] картується зсувами з підняттями в розділі Мохоровичича (М), які розташовані на схід від його виходу на ерозійний зріз. У північній і південній частинах розлом виражений перегином ізоліній поверхні М з перепадом глибин від 6 до 10 км. У центральній частині відзначається більш спокійний характер поведінки поверхні М і розлом картується по вигинах ізоліній з відмітками –46 і –44 км. На поверхні ерозійного зрізу зона розлому характеризується широким ореолом метасоматичних змін, головним чином, інтенсивною мікроклінізацією. З розломом також пов'язані інтрузії габро-перидотитової формації Новопавлівської ділянки і габро-сієнітової – Мало-терсянського масиву.

Геоелектричний розріз і результати густинного моделювання свідчать, що ОПГР має загальне (генеральне) східне падіння. Кут нахилу змішувача з глибиною змінюється від 50-55° у верхній частині земної кори до 65-70° – в середній і 55-60° – в нижній, та 40-50° – у верхній мантії, що обумовлено зміною різних петрографічних верств порід, корового тиску, температури і швидкості деформації. Зона розлому має складну біфуркаційну будову. На кожному глибинному рівні розлом являє собою не єдину лінію змішувача, а складається зі структур більш високих порядків. На глибинному сейсмоелектричному розрізі по ізолініях ефективного опору і сейсмічних площадках фіксуються окремі похилі відгалуження ОПГР в низах кори ЗБ і в верхній мантії в центральній частині ПМ.

Салтичанська антиформа (рис. 1) складена переважно породами західноприазовської серії,



шевченківськими та обіточненськими гранітоїдами. Ці утворення прориваються штокоподібними тілами гранітів салтичанського та анадольського комплексів, дайками діабазів і трубоподібних тіл андезитів, габроїдів; ультрабазитів і кімберліто- та лампроїтоподібних порід коларівського комплексу. У межах антиформи виділяється значний за розмірами Обіточненський гранодіоритовий масив, можливо

добре простежується на картах ефективного опору на різних зрізах [4] за результатами 3D моделювання та підкреслюється дугоподібними магнітними аномаліями. На погоризонтних зрізах  $\rho_{ef}$  видно, що на різних глибинах він трансформує свою форму, це пов'язано зі зміною полів напруг і РТ-умов, які визначають оптимальні шляхи і форму його впровадження в різні поверхи земної кори.

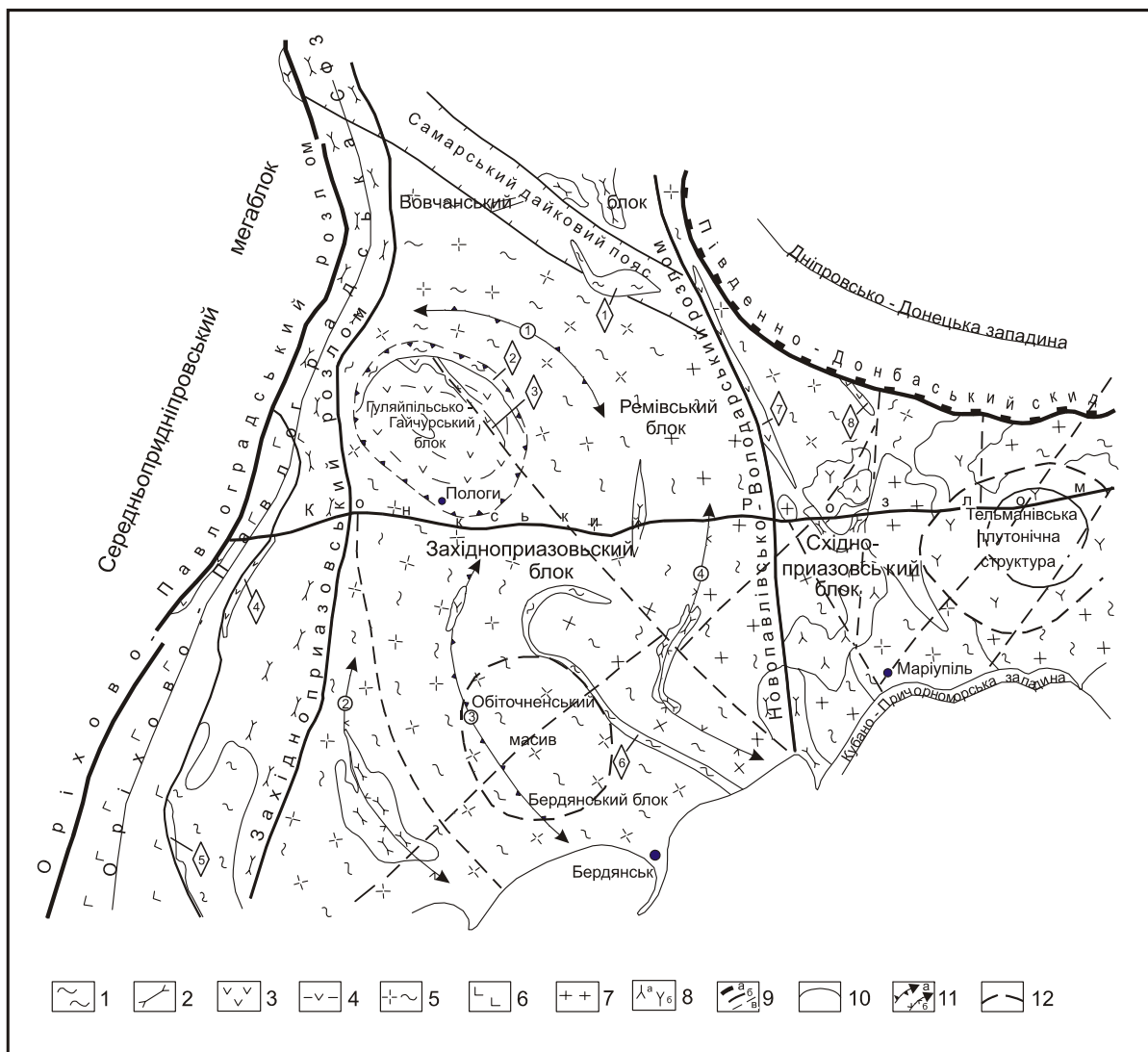


Рис. 1. Тектонічна схема Приазовського мегаблоку: Цифри в кружках: 1 – Вовчанська антиформа; 2 – Корсакська антиформа; 3 – Салтичанська антиформа; 4 – Центральноприазовська синкліналь. Цифри в ромбах: 1 – Шевченківсько-Федорівська ЗКС; 2 – Косівцевська ЗКС; 3 – Гайчурська ЗКС; 4 – Новогорівська ЗКС; 5 – Чистопільська ЗКС; 6 – Сорокінська ЗКС; 7 – Павлівська ЗКС; 8 – Зеленогайська ЗКС

1 – Нижній протерозой ( $Pr_1$ ): гуляйпільська, сорокінська, дібровська світи (залізисті кварцити, метапіщаники, сланці двослюдяні андалузит-ставролітові); 2 – верхній архей ( $AR_3$ ): Центральноприазовська серія (темрюкська, дем'янівська світи: гнейси біотитові, гранат-біотитові, графіт-біотитові, кальцифіри, залізисті кварцити); 3 – косівцевська товща (метабазити, метакомаїти); 4 – середній архей ( $AR_2$ ): новогорівська товща (амфіболіти, комаїти); 5 – нижній архей ( $AR_1$ ): – західноприазовська серія (мігматити по гнейсам біотитовим, амфібол-біотитові, піроксенові, кристалосланці); 6 – новопавлівська товща (піроксенові амфіболіти, скарноїди, ультраосновні породи). Магматичні інтрузивні утворення. 7 – нижній протерозой ( $Pr_1$ ): анадольський комплекс (граніти); 8 – нижній-середній протерозой ( $Pr_1, Pr_2$ ): – кам'яногорівський, октябрьський, південнокальчинський, хлібодарівський комплекси (сієніти, лужні граніти); 9 – розривні порушення: а – I порядку, б – II порядку, в – високі; 10 – геологічні границі; 11 – структури: а – антикліналі, б – синкліналі; 12 – прогнозні границі структур і масивів

У глибинній частині Салтичанської антиформи на границі розділу кора-мантія виділяються аномалії ізометричної форми з високими і пониженими електричними опором. Високоомна аномалія, яка розташована на північ від м. Бердянська, на геоелектричному розрізі простежується у вигляді стовпоподібного тіла, що протягується із мантії до глибин 14-15 км. В межах цього тіла величина ефективного питомого опору на рівні мантії складає від 5000 до 5500 Ом·м, в нижній частині земної кори – від 6000 до 8000 Ом·м, в середній – до 12 000-13 000 Ом·м. Густина порід при цьому змінюється від 3,4 до 3,1 г/см<sup>3</sup>. Це тіло зв'язується, на думку автора, з полями розвитку трубоподібних тіл лампроїтів коларівського комплексу в межах Салтичанської антиформи.

У межах Вовчанського блоку (рис. 1) встановлено низку інтенсивніших і більших за розмірами високоомних ділянок, що простежуються на поверхні М [4, 5]. Найбільша з них – Великомихайлівська, яка розташована на границі Вовчанського і Гуляйпольського блоків на піднятій до –40 км поверхні М, має інтенсивність більше 50 000 Ом·м. Друга – Першотравенська, розташована в прогині розділу М з мінімальною глибиною – 47 км. Значення ефективного опору в цій області перевищують 20 000 Ом·м. Вони розділені ступінню в розділі кора-мантія, яка має північно-східне простягання. Ці високоомні області не завжди чітко простежуються в середній і верхній корі через рідку мережу точок спостережень МТЗ, яка не дозволяє установити зміни аномальних тіл по розрізу. На поверхні фундаменту високоомні ділянки фіксуються дайками основного й ультраосновного складів (Самарський та Вовчанський пояси дайок). Речовинний склад мантії тут, ймовірно, „еклогітовий” [2], тому що розрахована густина становить 3,40-3,50 г/см<sup>3</sup>.

Розташований на сході ПМ СБ (рис. 1) розглядається окремими дослідниками як сублужна провінція південно-східної частини УЩ. В межах СБ не фіксуються границі різких перепадів швидкостей пружних хвиль, що спостерігаються під ЗБ, де визначаються границі умовно „базальтової”, „діоритової” і „гранітної” верств [1]. Гравімагнітні, сейсмічні і електророзвідувальні дослідження свідчать, що земна кора блоку складається з широкого спектру порід від кислого до ультраосновного складів. Під СБ за даними інтерпретації МТЗ на глибинах порядку 100-110 км була виділена провідна верства, яку можливо зв'язати зі слідами зони древньої „плавки” з властивою для силікатних розплавів електропровідністю. За результатами моделювання передбачається на глибині перехід від сублужних гранітів кам'яноомігильського комплексу (на заході) через сієніти до габро-сієнітів і перидотитів південнокальчицького і хлібодарівського комплексів (на сході). При цьому на сучасній поверхні фундаменту фіксуються великі „рої” дайок різного складу.

Основною структурою СБ є складнобудована Тельманівська плутонічна кільцева структура

мантіяного закладення (рис. 1). Вона обумовила підвищення теплового потоку, середньої швидкості повздовжніх хвиль, геоелектричного опору і переробила границю Конрада в блоці. Магматичний матеріал при формуванні масивів структури проникав по субвертикальних розломах в земну кору. По мірі розвитку магматичного процесу склад його продуктів змінювався від перидотитів, піроксенітів та сублужних габро з густиною від 3,06 до 3,34 г/см<sup>3</sup> та уявним опором 200 кОм·м до габро, габро-сієнітів, габро-монзонітів, піроксенітів хлібодарівського комплексу ( $\sigma_{роз.} = 2.90-3.08 \text{ г/см}^3$ ) і сублужних гранітоїдів

( $\sigma_{роз.} = 2.60-2.68 \text{ г/см}^3$ ) кам'яноомігильського та кварцових сієнітів ( $\sigma_{роз.} = 2.68-2.76 \text{ г/см}^3$ ) з уявним опором 10÷50 кОм·м хлібодарівського комплексів в верхній частині земної кори. Структура має наступні геометричні параметри: у верхній мантії її діаметр складає 10-20 км; в нижній частині земної кори – до 5-10 км, в середній – 15-25 та 25-40 км – у верхній. Густина верхньої верстви мантії під структурою складає 3,30-3,35 г/см<sup>3</sup>, що характерно для порід піроксенітового та перидотитового складів.

Для Покрово-Київського масиву характерним є наявність нефелінових сієнітів серед ультраосновних порід. Аналіз фізичних полів показує, що нефелінові сієніти просторово розташовані в зоні кільцевих мінімумів магнітних і гравітаційних полів, які співпадають у плані. Ця кільцева зона, очевидно, відображає останню фазу становлення Покрово-Київського масиву. За даними моделювання глибина поширення підшви камери ультраосновних порід масиву оцінюється в 13-15 км (при густині порід 3,34-3,14 г/см<sup>3</sup>). Результати моделювання в масштабі 1: 500 000 показують наявність каналу, по якому йшов підтік ультраосновної магми по мантіяному розлому.

Північна частина Павлівсько-Володарського розлому (рис. 1) співпадає з західним обмеженням Павлівської ЗКС (власне кажучи, остання і є частиною зони цього глибинного розлому), а південна частина встановлюється по обмеженню поширення на захід порід південнокальчицького комплексу. Розлом досить впевнено картується по морфології гравімагнітних полів. Він відокремлює триверстову кору ЗБ від одноверстової – СБ [5]. В останньому „відсутні” сейсмічні границі, що ототожнюються з розділом М, відзначається різке занурення мантії (на 5÷8 км) і збільшення потужності „коро-мантіяної суміші”. На геоелектричному розрізі він відокремлює низькоомну ЗБ від високоомної СБ [4]. Раніше границя СБ проводилася по Малоянісольському розлому, але більш логічно проводити границю відмежування лужної провінції СБ саме по Павлівсько-Володарському розлому. Далі на північ розлом переходить у систему розломів, які обмежують УЩ з північного сходу, що свідчить про значну ступінь успадкованості фанерозойських і докембрійських систем.

Під ПМ за розрахованими значеннями густини поширенні області „еклогітової” мантії зі значеннями більше  $3,40 \text{ г/см}^3$  та супутніх їй „амфолітової” і „вебстеритової” –  $3,35\text{-}3,40 \text{ г/см}^3$  [2]. „Еклогітова” мантія широко розвинута на крайньому північному заході мегаблоку, а також у її центральній і південно-західній частинах. Перша площа поширення розташована на півночі ЗБ і має розміри: 45 км у північно-західному і 30 км у північно-східному напрямках. Друга площа розвитку „еклогітової” мантії має форму витягнутого еліпсу і розміщена в південно-західній і центральній частинах ПГ. Її простягання північно-східне, довжина – 150 км, ширина – 35-50 км. У місцях поширення речовини мантії з густиною нижче  $3,30 \text{ г/см}^3$  передбачається формування альпінотипних порід дуніт-гарцбургітової формації, які утворились за рахунок підвищених теплових потоків в період тектоно-магматичної активізації ДДЗ. Вони розвинуті в північно-східній частині мегаблоку, а область їх розповсюдження має форму зрізаного овалу, що простягається в північно-західному напрямку на 70 км при максимальній ширині 25 км. Решту площі під ПМ займає „перидотитова” мантія зі значеннями розрахункової густини  $3,30\text{-}3,35 \text{ г/см}^3$ . Невеликі масиви габро, габро-сієнітів і габро-перидотитів (за даними МТЗ) мають спорадичне поширення по всій площі ПМ [2, 4].

При цьому відзначається наступна особливість – всі найбільші прояви лужних порід (Октябрський, Чернігівський, Малотерсянський масиви), а також порід сублужного Південнокальчицького комплексу і лампроїтові трубки Мрія, Конка тощо, приурочені до площ розвитку „амфолітової” і „вебстеритової” мантії. Це дозволяє зробити висновок, що пошуки алмазоутворюючих тіл кімберлітів і лампроїтів необхідно проводити на площах розвитку „еклогітової” і супутньої їй мантії „амфолітового” і „піроксенітового” складів.

З сублужними і лужними породами пов'язані родовища та рудопояви кольорових металів, флюориту, апатиту та ін. З масивами гранітної лужної формації – флюориту, олова, літію, ніобію, цезію, вісмуту, молібдену, вольфраму і т.п.

За даними інтерпретації матеріалів сейсморозвідки ГСЗ, електророзвідки МТЗ і 3D петрогустинних моделей верхня мантія ПМ розбита системою розломів різноманітних напрямків і кутів падіння. Положення у верхній мантії Оріхово-Павлоградської, Південнодонбаської, Павлівсько-Володарської, Кальміуської, Сорокинської, Грузько-Сланчицької зон розломів у більшості випадків відмінне від закартованих на докембрійській поверхні.

### Висновки

Виконані дослідження шляхом комплексної інтерпретації геолого-геофізичної інформації дали змогу встановити ряд особливостей геологічної будови ПМ УЩ, які полягають у наступному: речовинний склад верхньої мантії під ПМ імовірно представлений „еклогітами”, „піроксенітами”, „перидотитами” і

породами дуніт-гарцбургітової формації та перехідною речовиною типу – „амфоліт”; прояви лужних порід (Октябрський, Чернігівський, Малотерсянський масиви), а також порід сублужного Південнокальчицького комплексу і лампроїтові трубки Мрія та Конка та ін., розташовані в межах площ розвитку мантії „еклогітового” і „амфолітового” складів. Це дає змогу зробити висновок, що пошуки алмазоутворюючих тіл кімберлітів і лампроїтів необхідно проводити в межах площ їх розвитку; Тельманівська плутонічна кільцева структура має мантієне закладення. По мірі розвитку магматичного процесу склад його продуктів змінювався від перидотитів, піроксенітів та сублужних габро в низах кори до габро, габро-сієнітів, габро-монзонітів, піроксенітів та кварцевих сієнітів хлібодарівського комплексу і сублужних гранітоїдів в її верхній частині; вперше виділено глибинний Павлівсько-Володарський розлом мантієного закладення, який відокремлює грануліт-зеленокам'яний ЗБ від переважно сублужного СБ; положення зон розломів: Оріхово-Павлоградського, Південнодонбаського, Кальміуського, Грузько-Сланчицького у верхній мантії відмінне від закартованих на докембрійській поверхні.

Отримані результати можуть бути використані при геологічних дослідженнях різних масштабів та при пошуках корисних копалин.

### Список літератури

1. Некоторые результаты по составлению средне-масштабной геолого-структурной карты докембрійских образований юго-восточной части Украинского щита / Берзенин Б.З., Кичурчак В.М., Насад А.Г., Пигулевский П.И. // Геологія і магматизм докембрію Українського щита: Тез. докл. научн. практик. конф. – Киев, 30 мая – 1 июня 2000 г. – К.: ИГМР НАН Украины, 2000. – С. 12-13.
2. Кичурчак В.М., Пигулевський П.Г. До питання зв'язку розташування корисних копалин з петрологією верхньої мантії (на прикладі південно-східної частини УЩ) // Вісник Київ. ун-ту. Геологія. – 2004. – Вип. 31-32. – С. 36-40.
3. Геолого-геоелектрическая модель Орехово-Павлоградской шовной зоны Украинского щита / Азаров Н.Я., Анциферов А.В., Шеремет Е.М. и др. – К.: Наук. думка, 2005. – 190 с.
4. Пигулевський П.Г. Побудова моделі глибинної будови земної кори і верхньої мантії південно-східної частини Українського щита в М1:500000. – К.: Геоінформ, 2003. – 253 с.
5. Пигулевский П.И., Берзенин Б.З., Кичурчак В.М. Результаты составления геолого-структурной карты докембрійских образований юго-восточной части Украинского щита. – К.: Геоінформ, 1999. – 198 с.

Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. К.Ф. Тяпкіним 19.11.08

УДК 551.24:550.83

В.Ф. Приходченко, М.М. Довбнич, В.В. Манюк

### ТЕКТОНИЧЕСКАЯ И ГЕОДИНАМИЧЕСКАЯ ПОЗИЦИЯ ОСТРОВА ЗМЕИНЫЙ

Надано тектонічну і геодинамічну характеристику регіону о. Зміїний. Розглянуто результати оцінки полів напружень тектоносфери регіону, що зумовлені порушенням геоізоастазії за даними наземної гравіметрії. Обговорюється можливість використання полів напружень геоізоастатичної природи як додаткового критерію при тектонічних і геодинамічних дослідженнях.

Дана тектоническая и геодинамическая характеристика региона о. Змеиный. Рассмотрены результаты оценки полей напряжений тектоносферы региона, обусловленных нарушением геоизостазии по данным наземной гравиметрии. Обсуждается возможность использования полей напряжений геоизостатической природы как дополнительного критерия при тектонических и геодинамических исследованиях.

The tectonic and geodynamic characteristic of Zmeinyi region is given. The results of the estimation of the stress state of the tectonosphere produced by the disturbances of geostostasy on the ground gravimetric data are considered. The possibility of using of stresses fields of the geostostatic nature as the characteristics at the tectonic and geodynamic researches, are also discussed.

Территориально о. Змеиный находится в зоне сочленения Альпийско-Гималайского тектонически активного пояса, для которого характерна высокая сейсмическая активность и интенсивные современные тектонические процессы (рис. 1), и тектонически

пассивной Восточно-Европейской платформы. Для данного региона характерна длительная история геологического развития, проявляющаяся в нескольких последовательных эпохах тектонической активизации.

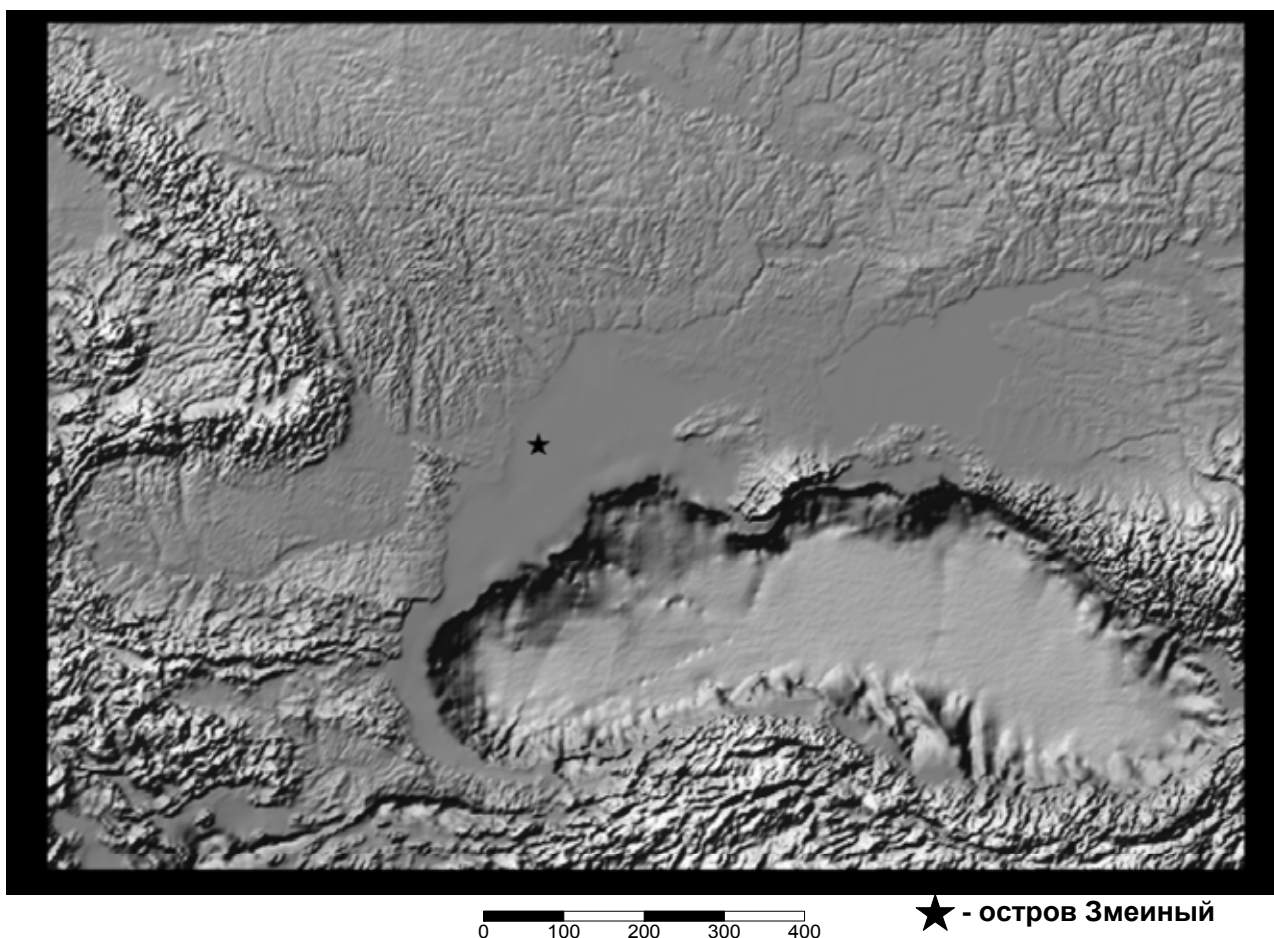


Рис. 1. Расположение о. Змеиный в ансамбле региональных тектонических структур

С точки зрения фиксизма тектонические особенности района определяются субширотной системой грабенов и горстов докембрийского фундамента, которые в свою очередь определяют палеозойский структурный план, когда толщи пород палеозоя подчиняются этой системе и возникает штамповая складчатость, усложненная сбросо-надвидами. Остров является фрагментом одного из сбросо-надвигов, расположенного в пределах горста с субвертикальными границами [1].

Согласно мобилистской концепции о. Змеиный расположен в районе высокой тектонической активности, которая проявляется с рифея до наших дней. В непосредственной близости находятся предельные области больших геотектонических элементов взаимодействия Евразийской и Африкано-аравийской литосферных плит. Главными из этих элементов являются коллизионные швы и многочисленные тектонические пластины, которые возникли в зонах коллизии и ограничены надвидами разного возраста и порядка. Считается, что геодинамика региона определяется положением и наклоном коллизионных швов или сутур [2].

Как отмечалось выше, регион о. Змеиный необходимо рассматривать как вероятную зону сочленения древней и молодой платформ. Результаты геофизических исследований дают основание проводить границу платформы через о. Змеиный, к западу от него приблизительно по осевой части Преддобруджской впадины, а на восток – к поднятию Голицына. Большинство исследователей юго-западной части Восточно-Европейской платформы сходятся во мнении, что ее граница проходит по системе глубинных разломов, северные крылья которых относятся к древней платформе, южные – к молодой [3].

Остров Змеиный представляет собой единственную точку выхода на поверхность палеозойских отложений в акватории Черного моря. Он является продолжением Добруджинского складчатого сооружения в восточном направлении. Последнее представляет собой поднятый участок складчатого фундамента эпипалеозойской платформы или большой горст, расчленяющийся глубинными разломами на несколько глыб низшего порядка.

Остров Змеиный находится в пределах Змеиноостровского блока Придунайской блочной зоны, ограниченного по зонам разломов: на севере – Вилковским поднятием, а на южном западе – Бабадаским блоком. Расположен он в зоне сочленения герцинид Северной Добруджи, Мизийской эпипалеозойской плиты, Преддобруджинского мезозойского прогиба и древней Восточно-Европейской платформы [4].

Придунайский горстовый мегаблок расположен между прибрежным разломом на западе и Одесским глубинным разломом на востоке. В определенной мере он отвечает выделенному И.А. Гаркаленко Кагульско-бакальскому выступу фундамента Восточноевропейской платформы [5]. Выступ разбит системой разрывных нарушений на Кагульский, Вилковский, Змеиноостровский, Сельский и Бакальский блоки. По данным сейсмической разведки методом отраженных волн (МОВ) и гравиметрии, к северу от острова Змеи-

ного на широте юго-восточного берега оз. Сасык в Приднестровье выделяется два горстовых поднятия, которые ассоциируют с блоками складчатого фундамента Скифской плиты: Северным или Змеиноостровским и Южным или Вилковским. Южный вместе с островом Змеиным в пределах акватории моря характеризуется стойким отражением сейсмических волн на малых глубинах – 300-500 м. От Вилковского он отделен узким субширотным прогибом, осложненным разломом, который на карте изоаномал силы тяжести проявляется в виде гравитационной ступени.

Вилковскому поднятию соответствует горстовый блок, в котором на сейсмическом профиле МОВ выделяются две горизонтальные зоны. Верхняя из них до глубины 1200-1600 м характеризуется отражением, что указывает на нормальное залегание осадочного чехла. В нижней зоне, напротив, устойчивое отражение почти отсутствуют, и это свидетельствует о наличии здесь сейсмически неслоистых пород, присущих складчатому фундаменту. Змеиноостровское и Вилковское поднятия представляют собой аналоги блочной структуры палеозойских образований и расположенной на прилегающем участке дельты Дуная в пределах Причерноморской зоны Северной Добруджи. В восточном направлении эти поднятия постепенно погружаются к Одесскому глубинному разлому. В более поздних исследованиях о. Змеиный рассматривается как фрагмент структуры, расположенной в пределах поднятой зоны палеозойских отложений, известной под названием Килийско-Змеиной с большим Вилковским и Губкинским блоками. Килийско-Змеиная зона поднята над смежными с ней Криловской и Михайловской депрессиями на 410 м соответственно и рассматривается как перспективная область накопления нефти и газа.

В профиле морского дна остров резко, по системе разломов, выступает в виде прямоугольника приблизительно на 70 м. По имеющимся геофизическим данным видно, что остров расположен в пределах мобильной области сочленения зон трех направлений. Часть разломов двух направлений – субмеридионального и северо-западного – четко определяется на острове. Третья, субширотная зона, также фиксируется в большинстве обнажений [6] и установленной южнее острова зоной умеренных градиентов силы тяжести и по данным магнитометрии [7]. Именно она является продолжением известной Сулинско-Тарханкутской тектонической линии.

В целом для толщи конгломератов острова Змеиный характерно залегание близкое к моноклинальному, но достаточно часто наблюдаются отклонения от него, предопределенные как складками, так и разрывами. Азимуты падения слоев изменяются от 95-100° в южной части острова до 50-60° в восточной и северной частях. Углы падения пород преимущественно 10-15°, но на участках, где наблюдаются локальные складки, они возрастают до 30-40°.

Территория исследований расположена в непосредственной близости двух сейсмически активных сегментов: Карпатского и Крымско-

Кавказского, как следствие его сейсмичность определяется главным образом сейсмичностью этих двух областей (рис. 2). По мнению сейсмологов [8], наибольшую сейсмическую опасность для данного региона представляют сотрясения от глубокофокусных землетрясений в области сочленения Южных и Восточных Карпат

(зона Вранча). В зоне Вранча землетрясения с магнитудой  $M = 7 \pm 0,25$  в среднем реализуются 1 раз в 15 лет, для периодов времени  $T \geq 500$  лет возможна реализация землетрясения с  $M = 8$ . При этом прогнозная сейсмическая опасность для района о. Змеиный составляет 8-9 баллов по шкале MSK-64 [8].

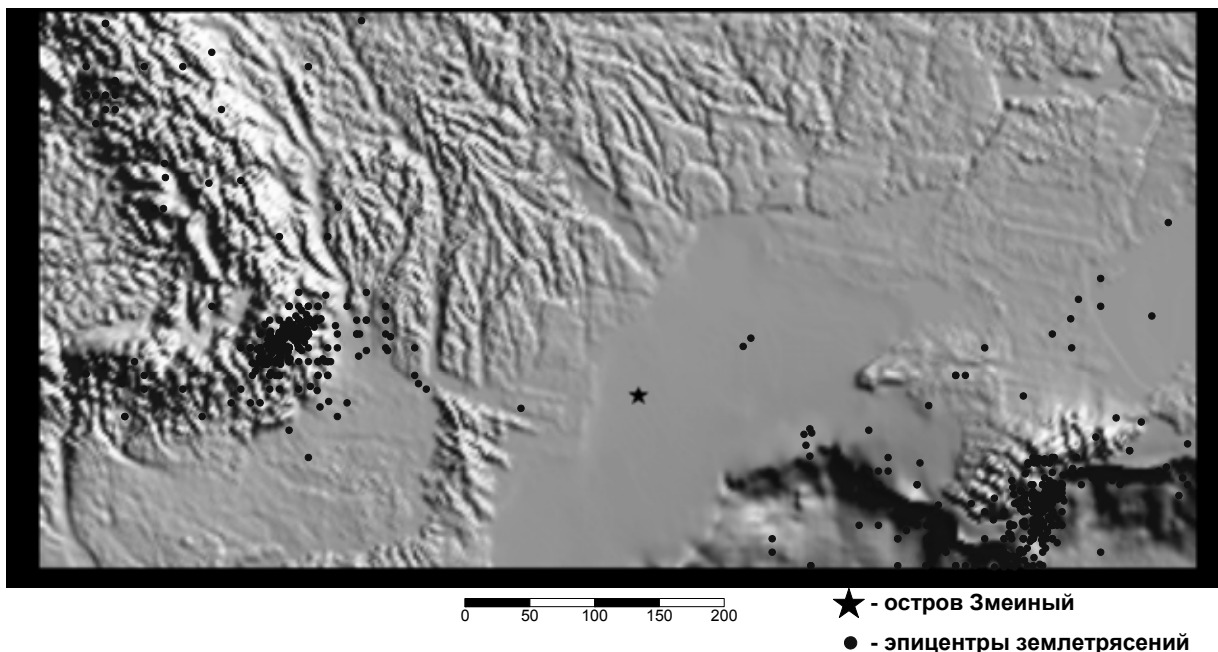


Рис. 2. Расположение о. Змеиный и основных элементов сейсмичности региона

В то же время, имеет место и местная сейсмичность [8], связанная с тектоническими структурами в фундаменте Восточно-Европейской платформы, шельфа и континентального склона западной части Черного моря (рис. 3). О потенциально высокой сейсмичности структур шельфа свидетельствуют сейсмические события, зарегистрированные сетью высокочувствительных станций Крыма. Только в 1992 г. здесь произошло 12 землетрясений с магнитудами в диапазоне  $M = 2-3.8$  и глубинами очагов  $H \approx 10$  км [9]. Одним из последних, значительных сейсмических событий было землетрясение, произошедшее в непосредственной близости от о. Змеиный 7 мая 2008 г., подземные толчки которого ощущались на значительном расстоянии от очага, в частности в городах Одесса и Измаил.

Авторам представляется, что дополнительную информацию о тектонике и геодинамике исследуемого региона может дать анализ нарушений геоизостазии и оценка возникающих при этом полей напряжений. Напряженно-деформированное состояние является одной из важнейших характеристик тектоносферы, определяющей развитие большинства тектонических и геодинамических процессов.

Модель равновесного состояния вращающейся Земли, предложенная К.Ф. Тяпкиным и названная *геоизостазией*, хорошо освещена в геологической и геофизической литературе [10]. В ранее опублико-

ванной авторами работе [11] рассмотрены физические основы и алгоритм расчета полей напряжений тектоносферы, обусловленных нарушением геоизостазии, на основе анализа аномалий геоида. В работе [12] на более детальном уровне рассмотрена методика оценки геоизостатических напряжений Азово-Черноморского региона.

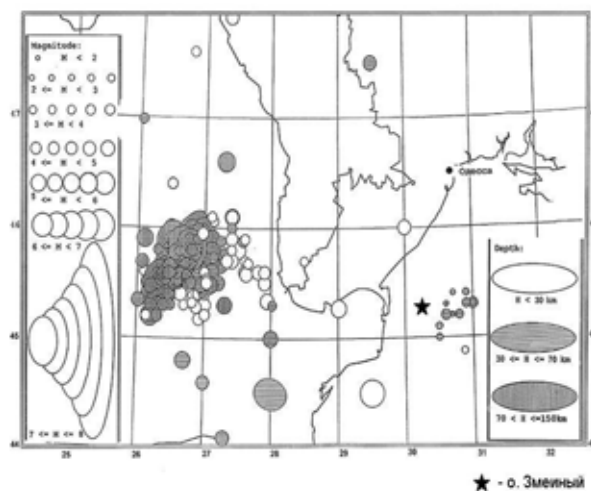


Рис. 3. Карта эпицентров землетрясений Одесской области и прилегающих районов (по данным Б.Г. Пустовитенко)

Полученные результаты для территории всего Азово-Черноморского региона (по спутниковым данным) и территории юга Крыма и сопредельной акватории Черного моря (по наземным и морским данным) свидетельствуют о высокой эффективности использования информации о напряженном состоянии тектоносферы, обусловленном нарушением геоизостазии, как дополнительного критерия при изучении тектоники и геодинамики.

В настоящей статье, не останавливаясь на деталях алгоритма расчета, дадим характеристику полей геоизостатических напряжений региона о. Змеиный и сопредельных территорий по материалам наземной и морской гравиметрической съемки.

Как и в предыдущих исследованиях, выполнялось разделение полей напряжений на локальную и

региональную составляющую. Разделение на локальную и региональную составляющую позволяет проанализировать напряженное состояние геологических структур земной коры разного порядка. Необходимо отметить, что локальная составляющая для шельфовой зоны северо-запада Черного моря оказалась малоинформативной, что вероятно связано с низкой тектонической активностью в пределах относительно небольших блоков земной коры. В то же время в региональной составляющей четко проявляется линейно вытянутая в субширотном направлении область аномально высоких касательных напряжений (рис. 4), простирающаяся через шельфовую зону, степной Крым и далее через северные предгорья Крымских гор.

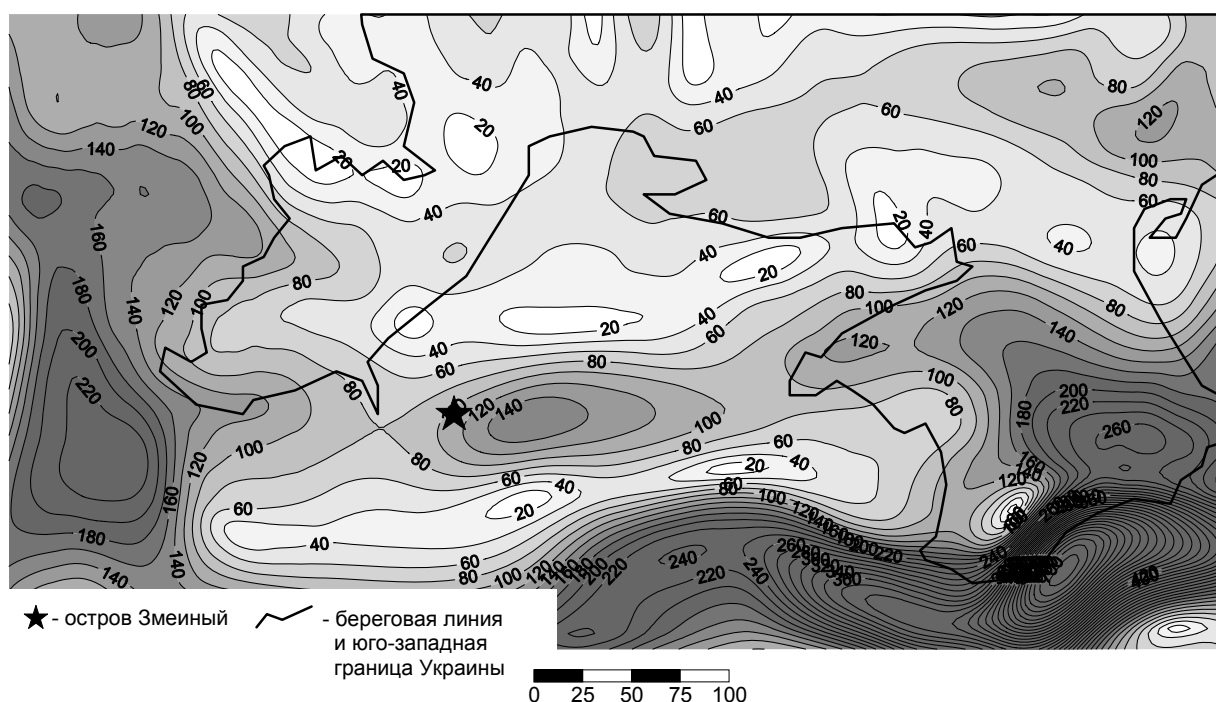


Рис. 4. Схема региональной составляющей интенсивности касательных напряжений (кПа), обусловленных нарушением геоизостазии северо-западной части Черноморского региона

Остров Змеиный попадает непосредственно в пределы данной зоны. Интенсивность напряжений в пределах рассматриваемой области значительно ниже, чем в коленаобразной зоне, расположенной южнее и являющейся границей Черноморской впадины, тем не менее, она четко прослеживается на фоне малоинтенсивных аномалий шельфа. Данная аномалия свидетельствует о наличии региональной, относительно геодинамически активной разломной зоны, с которой связана имеющая место сейсмичность степного Крыма и шельфовой зоны и хорошо коррелируется с расположением крупнейших разломов фундамента южной окраины Восточно-Европейской платформы и сопредельного складчатого обрамления, в частности с зоной Сулинско-Тарханкутского разлома. Характерно, что эпицентры землетрясений западнее о. Змеиный приурочены к максимуму касательных напряжений в пределах рассмат-

риваемой аномальной субширотной зоны. В геотектоническом отношении рассматриваемая зона приурочена к северному склону Добруджинско-Тарханкутского поднятия и является границей, по которой происходило поднятие блоков Добруджинско-Тарханкутского вала относительно северного Причерноморья. Эта же область аномально высоких касательных напряжений, вероятно, является фрагментом юго-западной зоны сочленения Восточно-Европейской платформы с более молодыми геологическими структурами. Таким образом, есть основания полагать, что местная сейсмичность о. Змеиный определяется субширотной разломной зоной; особенности расположения очагов землетрясений в пределах которой определяются границами взаимодействия тектонических блоков более мелкого порядка – разломами различного, в первую очередь северо-западного простирания.

## Список литературы

1. Геология СССР, Т. VIII, Крым, 2.1. Геологическое описание. – М.: Недра, 1969. – 362 с.
2. Дивергентные структуры Азово-Черноморского региона / Герасимов М. Е., Бондарчук Г. К., Юдин В. В. и др. // Теоретичні та прикладні проблеми нафтогазової геології. В 2 т. – К.: ІГН НАН України, 2000. – Т. 1. – С. 100-107.
3. К проблеме юго-западной границы Восточно-Европейской платформы / Чебаненко И.И., Дмитриева Б.И., Верховцев В.Г. и др. // Геол. журн. – 1989. – № 3. – С. 40-50.
4. О фациях и возрасте палеозойских отложений острова Змеиного на Черном море / Сулимов И.Н., Гурьевич К.Я., Анастасьева О.М. и др. // Докл. АН СССР. – 1975. – Т. 221. – № 3. – С. 692-694.
5. Гаркаленко Н.А. Глубинное строение и основные особенности развития северо-западного сектора Черного моря и прилегающих районов // Сов. геол. – 1969. – № 8. – С. 37-49.
6. Пошуки питних підземних вод і буріння розвідувально-експлуатаційних свердловин на воду на території АР Крим, землях м. Севастополя та о. Зміїний // Звіт у 6 кн. – А.А. Савчук, В.В. Манюк. – Д., 2002. – 60 с.
7. Ткаченко Г.Г., Пазюк Л.И., Самсонов А.И. Геология острова Змеиного // Геология побережья Черного и Азовского морей в пределах УССР. – Киев. ун-т. – 1969. – Вып. 3. – 244 с.
8. Сейсмическая опасность юго-западной части Украины / Пустовитенко Б.Г., Кульчицкий В.Е., Вольфман Ю.М. и др. // Будівельні конструкції. – 2000. – Вип. 60. – С. 114-119.
9. Сейсмологический бюллетень Украины за 1992 г. – Симферополь: Изд-во ИГ НАНУ, КЭС, 1995.
10. Тяпкин К. Ф. Новая модель геоизостазии и тектогенез // Геол. журн. – 1985. – № 6. – С. 1-10.
11. Довбнич М. М. Нарушение геоизостазии и напряженное состояние тектоносферы // Геофиз. журн. – 2008. – 30. – № 4. – С. 123-132.
12. Довбнич М. М., Тяпкин К. Ф. Отражение геодинамики Черноморской впадины в полях напряжений, обусловленных нарушением геоизостазии // Геология и полезные ископаемые мирового океана. – 2006. – № 4. – С. 21-30.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Ю.М. Нагорним 09.01.09*

УДК 552.3:622.37:679.8.06

**П.Н. Баранов, В.В. Коновалова**

### **ДЕКОРАТИВНЫЕ РАЗНОВИДНОСТИ ПИСЬМЕННЫХ ПЕГМАТИТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ “БАЛКА БОЛЬШОГО ЛАГЕРЯ” ЕЛИСЕЕВСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ**

Розкрита актуальність вивчення письмових пегматитів Західного Приазов'я. Виділено декоративні різновиди письмових пегматитів родовища “Балка Великого Табору” Єлисеївського поля.

Раскрыта актуальность изучения письменных пегматитов Западного Приазовья. Выделены декоративные разновидности письменных пегматитов месторождения “Балка Большого Лагеря” Елисеевского поля.

Actuality of study of graphic pegmatites on Western Priazovye is given in the article. The decorative varieties of graphic pegmatites are picked out within "Great Camp Girder" deposit of Eliseevskoye field.

**Постановка проблемы.** Письменные пегматиты (графический пегматит, еврейский камень, рунит) – разновидность гранитного пегматита, в котором полевой шпат и кварц закономерно срастаются друг с другом, образуя структуру, напоминающую древне-еврейские или древнескандинавские письмена [1].

Передовая роль в изучении этих образований принадлежит А.Е. Ферсману, который проделал огромный объем работы по изучению пегматитов и привел результаты исследований в своей общеизвестной монографии [2]. Здесь была отмечена художественная ценность данного камня и его возможная область применения в архитектуре и искусстве.

На территории Украины широко распространены крупные месторождения пегматитов. Они значительно развиты на Волини, в Подольской, Белоцерков-

ской, Побужской, Криворожско-Кременчугской, Кировоградской, Днепроградской и Приазовской областях. Самой высокой пегматитоносностью отличается Городнищенское, Полонно-Барановское, Кировоградское и Елисеевское пегматитовые поля. Одним из уникальных и хорошо изученных месторождений Елисеевского поля Западного Приазовья является месторождение “Балка Большого Лагеря”. В настоящее время пегматиты Елисеевского рудного поля используются в качестве сырья для керамической отрасли. Всестороннее изучение письменных пегматитов Елисеевского рудного поля позволит более рационально оценивать и эффективно их использовать, и будет способствовать расширению минерально-сырьевой базы страны.



**Цель.** Необходимо выявить декоративные разновидности письменных пегматитов месторождения “Балка Большого Лагеря” и установить их основные художественные достоинства.

**Изложение основного материала.** В геологическом строении месторождения принимают участие докембрийские, четвертичные и современные отложения. Докембрийские образования представлены метаморфическими и гранитоидными образованиями.

Метаморфические породы представлены диоритовыми и гранодиоритовыми мигматитами, амфиболитами, биотитовыми и амфибол-биотитовыми гнейсами и актинолитами архейского возраста.

Гранитоидные породы залегают в виде жил и представлены пегматитами, аплитами, полевым шпатом, кварцем и гранит-аплитом протерозойского возраста [3, 4].

Пегматитовые жилы на месторождении “Балка Большого Лагеря” сложены преимущественно пегматитом неясно-графической (51,1%) и графической (33%) структуры. Меньшую роль играют пегматиты пегматоидной, зернистой и блочной (1,1%) структуры.

Пегматит графической текстуры представляет собой розовую и светло-розовую породу, состоящую из микроклина, который закономерно прорастает длинными кристаллами (ихтиоглиптами) кварца. Реже встречается плагиоклаз.

Пегматит неясно-графической текстуры имеет серые оттенки. Встречаются участки, сложенные мозаичным полевошпатовым материалом и кварцем.

В статье рассматриваются пегматиты графической текстуры связи с тем, что они имеют наибольшую декоративность.

Декоративность камнесамоцветного сырья – это свойства камня, которые определяют область применения в камнеобрабатывающей и ювелирной промышленности (табл. 1). По своему назначению они подразделяются на технолого-эстетические (размер, форма, трещиноватость, полируемость, твердость) и эстетические (цвет, рисунок) свойства [5].

**Технолого-эстетические свойства.** *Размер.* Мощность зон пегматитов письменной текстуры в природном залегании составляет от 10 до 30 м. Однако после буровзрывных работ получить блоки примерно такого размера нет возможности. Для изготовления декоративно-художественных изделий обычно используют обломки размером 30 см и менее. Если исходить из возможности использования письменных пегматитов как материала для декоративно-художественных изделий, то их можно классифицировать на следующие группы (в сантиметрах): 1-2; 2-5; 5-30. Такая классификация определяется, прежде всего, теми видами изделий, которые в среднем характеризуют их размер. Также при определении области применения необходимо учитывать такой фактор, как размер текстурообразующих элементов (ихтиоглиптов кварца). По размеру вроски кварца письменных пегматитов Елисеевского месторождения делятся на: гигантские (более 10 до 30 мм); крупные (5-

10 мм); средние (2-5 мм); мелкие (до 2 мм); удлиненные (длина 5-10 мм и более, ширина 1 мм).

*Форма.* Пегматиты графической текстуры месторождения “Балка Большого Лагеря” представлены телами линзовидной формы. Они выдержаны по мощности, средняя их длина 25-30 м. Форма обломков письменных пегматитов изометричная, пластинчатая, удлиненная и неправильной формы. Форма и размер камнесамоцветного сырья определяют форму и размер изделия.

*Твердость* – способность декоративного камня сопротивляться механическим воздействиям. Это технологическое свойство камнесамоцветного сырья определяет выбор обрабатывающего инструмента. Твердость письменного пегматита определяется кварцем (7 по шкале Мооса) и полевыми шпатами (6-6,5 по шкале Мооса). Поскольку значения твердости очень высоки, то обработка графического пегматита будет производиться алмазным инструментом.

*Полируемость* – это способность декоративного камня принимать зеркальную (гладкую) поверхность. Качество полировки камня определяет пригодность его в декоративно-художественном искусстве. Степень полировки письменных пегматитов можно выразить с помощью процентного содержания площади зеркальной поверхности и классифицировать на три вида: 100% полируемость, площадь зеркальной поверхности 70-100%, площадь зеркальной поверхности 50-70%. Вроски прозрачного и дымчатого кварца образуют на полированной поверхности камня декоративный рисунок от мелкографического до гиганто-графического. Качество полировки определяется несколькими факторами: минеральным составом пегматитов, спайностью породообразующего полевого шпата (микроклина), качеством полировальников и мастерством полирующего. Зеркальная полировка письменных пегматитов позволяет их использовать как ювелирное сырье.

*Трещиноватость и спайность* – дефекты в камне, которые усложняют технологический процесс обработки камня. Эти технологические свойства определяют способ обработки и могут вызвать ограничение использования материала. Трещиноватость в генетическом отношении подразделяется на два вида: природную, залеченную впоследствии вторичными минералами; и техногенную, образовавшуюся в результате добычи, транспортировки и т.д. Данное сырье имеет как природную, так и наложенную трещиноватость. Природные трещины выполнены гидроксидами железа и частично слюдой. Первые образуют на полированной поверхности пегматита слабозаметные рыжеватые “ниточки”. Техногенная трещиноватость является следствием буровзрывных работ.

Некоторые затруднения при обработке письменных пегматитов может вызвать совершенная спайность микроклина. Камни могут скалываться при обработке, что повлечет за собой образование шероховатой поверхности.

Требования ювелирной отрасли и камнеобрабатывающей промышленности, предъявляемые к качеству письменных пегматитов

Вид изделий		Форма	Размер, см	Рисунок	Цвет	Трещиноватость	Полируемость
Ювелирные вставки		Изометричная, пластинчатая	1-2	Мелкографический	Яркий	Исключена	100% полируемость
			2-5	Мелкографический, среднеграфический			
Декоративно-художественные изделия	Изделия с плоскими поверхностями	Изометричная, пластинчатая, удлиненная	5-30	Мелкографический, среднеграфический, крупнографический	Все цвета и их насыщенность	Допустима, но не нарушающая целостность образца	100% полируемость, 70-100% площади зеркальной полировки
	Тела вращения						
Архитектурные элементы		Изометричная, пластинчатая, удлиненная	30 и выше	Крупнографический, гигантографический	Все цвета и их насыщенность	Допустима, но не нарушающая целостность образца	100% полируемость, 70-100%, 50-70% ,площади зеркальной полировки
Декоративная галька		Изометричная	3-5	Мелкографический, среднеграфический	Все цвета и их насыщенность	Допустима, но не нарушающая целостность образца	100% полируемость, 70-100% площади зеркальной полировки
Коллекционный материал		Пластинчатая, изометричная	5-30	Мелкографический, среднеграфический, крупнографический, гигантографический	Все цвета и их насыщенность	Допустима, но не нарушающая целостность образца	100% полируемость

**Эстетические свойства.** *Рисунок.* Письменные пегматиты Елисеевского рудного поля обладают эффектным, “графическим” рисунком, который образован благодаря закономерным срастаниям кварца и полевого шпата. Исследуемые пегматиты богаты разнообразием форм вростков кварца. Исходя из этого, ихтиоглипты кварца классифицируются по форме и размеру. Наблюдаются следующие разновидности форм графических прорастаний:

- волнообразные (крупные, изогнутые ихтиоглипты);
- пластинчатые (в виде пластинок, ориентированные в двух направлениях под углом 70-75°);
- пунктирные (до 5 мм длиной);
- карандашевидные (тонкие, более 5 мм длиной);
- изометричные;
- клиновидные.

Следует отметить тот факт, что клиновидную форму ихтиоглиптов можно увидеть только при по-

перечном резании. При продольном срезе эти же включения представлены в виде карандашевидной формы. Ферсман А.Е. в своей монографии писал, что письменные пегматиты приобретают более декоративный рисунок именно при поперечной ориентировке резания [2].

*Цвет.* Рассматриваемые письменные пегматиты богаты оттеночными вариациями розово-красного и светло-бежевого цвета, часто с перламутровым отливом, характерным для плоскостей спайности полевых шпатов. Они представлены следующими цветами: светло-розовый; розовый; светло-красный; насыщенный розовый с коричневым оттенком; насыщенный розовый с фиолетовым оттенком; светло-бежевый. Обломки письменных пегматитов, имеющие розово-красную окраску различной насыщенности, представлены в основном микроклином, который закономерно прорастает кристаллами кварца. Пегматиты светло-бежевого цвета в своем минеральном составе

имеют достаточно большое количество плагиоклаза (~15%). Цветовое обозначение пегматитов основывается на характере окраски порообразующего микроклина. Розово-красная, розовая с коричневатым оттенком и светло-бежевая окраски микроклина обусловлены микровключениями оксидов и гидроксидов трехвалентного железа [6]. Образование этих хромофоров связано с распадом твердого раствора, содержащего в составе железистый компонент  $KFeSi_3O_8$ . Разнообразие окраски микроклина вызвано их количественным содержанием в микроклине. Уменьшение концентрации пигментирующих фаз приводит к обесцвечиванию окраски до светло-бежевой. Появление сиреневого оттенка вызвано оксидом титана. Любая разновидность цвета письменных пегматитов, несмотря на степень насыщенности, очень привлекательна.

В письменном пегматите ценится оригинальный рисунок и красивое цветовое сочетание. Таким образом, именно текстурный рисунок и цвет графического пегматита определяют его декоративность. Учитывая декоративные свойства письменных пегматитов и их сочетание, выделяется 11 декоративных разновидностей: мраморный пегматит, розовый, степной, авантюриновый, аметистовый, паркетный, коралловый, тигровый, светло-красного, кремовый, леопардовый.

Мраморный пегматит имеет нежный светло-розовый цвет, но на его фоне не наблюдается “графика”. Наиболее презентабельными являются паркетный и кремовый пегматиты благодаря правильной ориентированности включений кварца на розовом фоне полевого шпата. Привлекательный, насыщенный цвет раскрывается с помощью полировки у кораллового, розового, степного, авантюринового, светло-красного и аметистового пегматитов. Особое внимание следует обратить на тигровый пегматит. Крупные, похожие на волны, включения кварца придают ему своеобразный и неповторимый рисунок. Леопардовый пегматит имеет отличный от остальных разновидностей светло-бежевый цвет. Но и этот цвет, и текстурный рисунок придают ему достаточную декоративность.

**Выводы.** Текстурный рисунок и цвет письменных пегматитов определяют его декоративность. Рисунок этого камня является своего рода “визитной карточкой”. Он определил и его название, и его уникальность. Других таких самоцветов-аналогов в природе не существует. Именно благодаря декоративно-художественным достоинствам графических пегматитов можно получить оригинальные изделия. Поэтому дальнейшие работы должны быть направлены на поиск дизайнерских решений, которые раскрывали бы уникальность и неповторимость текстурных рисунков письменных пегматитов. Форма и размер позволяют использовать это камнесамоцветное сырье в архитектуре, но для этого необходимо изменить технологию добычи. Высокая степень полировки, рисунок и цвет позволяют использовать в ювелирной отрасли.

### Список литературы

1. Декоративные разновидности цветного камня СССР. Справочное пособие / Под ред. Е.Я. Киевленко. – М.: Недра, 1989. – 272 с.
2. Ферсман А.Е. Пегматиты. – М.: Изд-во АН СССР, 1940. – 712 с.
3. Справочник по петрографии Украины (магматические и метаморфические породы). – К.: Наукова думка, 1975. – 580 с.
4. Юрк Ю.Ю. Граниты и пегматиты Украинского кристаллического щита. – К.: Изд-во АН УССР, 1956. – 123 с.
5. Баранов П.Н. Геммология: диагностика, дизайн, обработка, оценка самоцветов. – Д.: Изд-во «Металл», 2002. – 208 с.
6. Платонов А.Н., Платонова Е.А., Гелета О.Л. Опыт оптико-спектроскопического и колориметрического исследования порообразующего микроклина, окрашенного микровключениями оксидных железистых фаз // Минералогический журнал. – 2000. – 22. – № 4. – С. 3-7.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. О.Д. Додатком 19.01.09*

## ИССЛЕДОВАНИЕ ГЛУБИННОГО СТРОЕНИЯ ЮЖНОЙ ЧАСТИ КРИВОРОЖСКОГО СИНКЛИНОРИЯ МЕТОДАМИ ГРАВИМЕТРИИ

Використано розроблені раньше стійкі методи розв'язку оберненої лінійно-нелінійної задачі гравіметрії для визначення розподілу щільності в горизонтальних шарах потужністю 100-200 м до глибини 2000 м.

Использованы разработанные устойчивые методы решения обратной линейно-нелинейной задачи гравиметрии для определения площадного распределения плотности в горизонтальных слоях мощностью 100-200 м до глубины 2000 м.

Steady methods of the decision of a return linearly-nonlinear problem gravimetry for definition of the vulgar distribution of density in horizontal layers by capacity of 100-200 m to depths of 2000 m are used.

Известны гравиметрические методы исследования глубинного строения Криворожского синклинория (КС) [1]. Однако его южная часть методами гравиметрии не исследована, что обусловлено сложностью геологического строения, низкой точностью и неустойчивостью используемых методов интерпретации.

Целью настоящей работы является изучение распределения в трехмерном пространстве аномальной плотности (АП) горных пород на глубинах более 500 м.

Поставленная цель достигается использованием высокофильтрационных устойчивых методов решения обратной линейно-нелинейной задачи гравиметрии (ОЛНЗГ), обеспечивающих снижение влияния погрешностей, возникающих за счет использования простых аппроксимирующих сеточных моделей геологической среды [2-4].

Решение обратных задач гравиметрии (ОЗГ) выполняется итерационными методами с условной оптимизацией нескольких интерпретационных моделей (ИМ) с обеспечением сходимости всех решений по каждой модели к одному оптимальному решению [5]. Решение ОЗГ выполняется по карте поля силы тяжести, по карте разностей поля на двух высотах (КРП), по карте градиентной разности поля вдоль профиля. В ИМ используются блоки в виде прямоугольных параллелепипедов (ПП) с начальными размерами  $500 \times 500 \times 100$  м, расположенных в горизонтальных слоях. В процессе интерпретации нелинейными методами блоки приобретают оптимальные размеры по высоте. Начальная АП задается произвольно одинаковой для всех блоков, а в результате решения ОЗГ плотность каждого блока также принимает оптимальное значение.

На первом этапе ОЗГ решается для двухслойной модели, заполненной блоками. Первый верхний слой заполнен тонкими блоками, а второй – полубесконечными вертикальными блоками (ПВБ), контактирующими снизу с первым верхним слоем блоков. На рис. 1, 2 представлены две КРП силы тяжести на поверхности Земли и на высоте 500 м. Эти карты имеют зону перекрытия шириной 5,5 км.

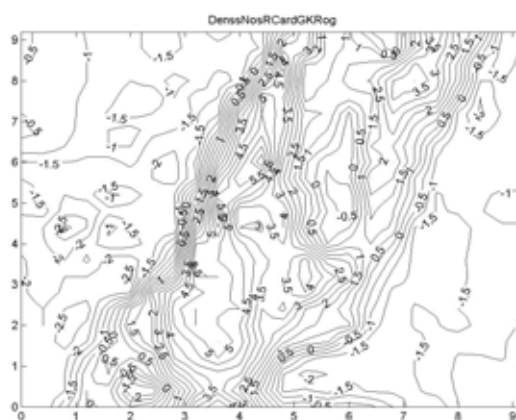


Рис. 1. Северная часть КРП силы тяжести (изолинии обозначены в мгл, расстояния – в тыс. м, направление на север – вверх)

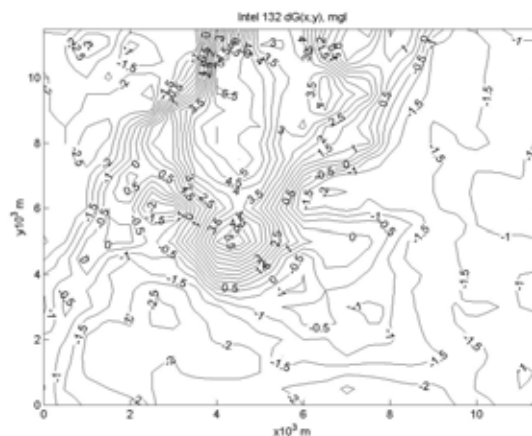


Рис. 2. Южная часть КРП силы тяжести

На картах выделяются несколько широтных зон тектонических нарушений (ТН). Первая отмечается в северной части КРП на уровне ординаты  $y = 0,5$  км, а в южной части  $-y = 6,0-6,5$  км. Вторая зона ТН отмечается в южной части КРП на уровне ординаты  $y = 1,0$  км, а остальные ТН имеют явно выраженное субширотное, диагональное или меридиональное

простираение. На рис. 3 приведена карта глубин до коренных пород кристаллического фундамента, полученная в результате решения ОЛНЗГ по карте рис. 1 и позволяющая наиболее точно учесть влияние первого верхнего слоя коренных пород при исключении его влияния из рассмотренной аномалии.

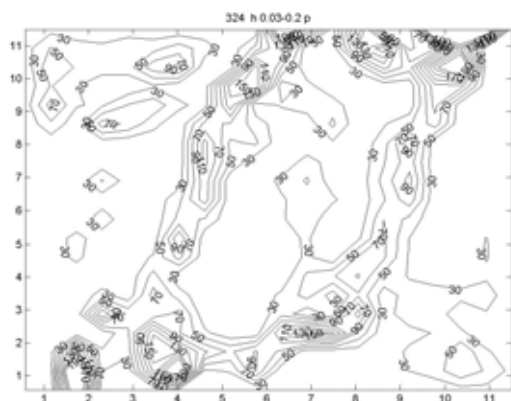


Рис. 3. Карта глубин до поверхности кристаллического фундамента (изолинии обозначены в м, расстояния – в тыс. м)

Сначала рассмотрим распределение АП под южной частью КРП (рис. 2). На рис. 4 представлена карта АП горных пород верхнего слоя до глубины 180 м. Железистые породы имеют избыточную АП 0,6-0,8 г/см<sup>3</sup> по отношению к гранитам (плотность 2,6 г/см<sup>3</sup>). АП сланцевых горных пород верхней свиты имеет избыточную плотность 0,2-0,5 г/см<sup>3</sup>.

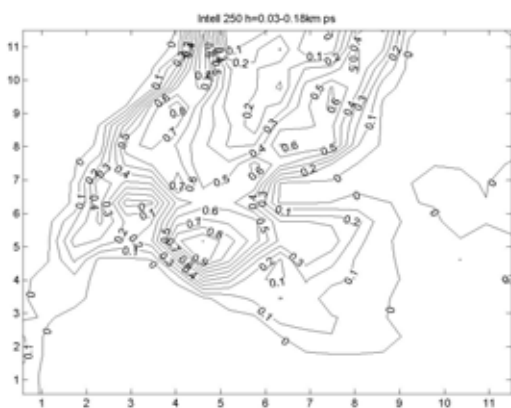


Рис. 4. Карта АП коренных пород кристаллического фундамента верхнего слоя до глубины 180 м (изолинии обозначены в г/см<sup>3</sup>, расстояния – в тыс. м)

На рис. 5 представлена карта АП коренных пород кристаллического фундамента четвертого верхнего слоя в пределах глубин от 380 м до 480 м. Здесь также по контуру геологической структуры находятся высокоплотные железистые горные породы, но горизонтальные размеры высокоплотной части структуры значительно меньше, что свидетельствует о стремлении железистых пластов к замыканию на шарнире.

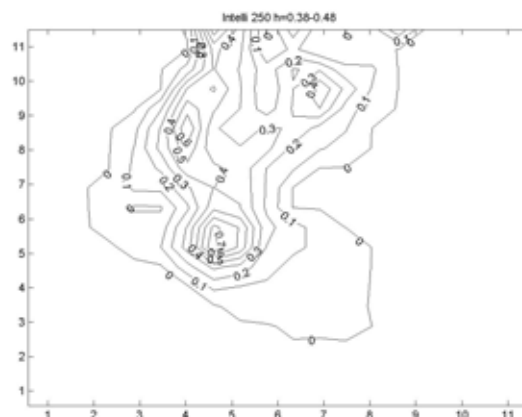


Рис. 5. Карта АП коренных пород кристаллического фундамента четвертого верхнего слоя в пределах глубин от 380 м до 480 м

На рис. 6 представлена карта АП коренных пород кристаллического фундамента пятого верхнего слоя в пределах глубин от 480 м до 680 м. И здесь также по контуру геологической структуры находятся высокоплотные железистые горные породы (ГП), но они находятся и в центре структуры, где их избыточная АП достигает 1,1 г/см<sup>3</sup>, а ГП верхней свиты  $K_3$  с меньшей АП 0,2-0,5 г/см<sup>3</sup> расположены в шарнире синклинория на расстоянии 4-6 км севернее его южного замыкания. Горизонтальные размеры высокоплотной части структуры на глубине 480 м почти в 2 раза меньше, чем на глубинах 180-380 м, что свидетельствует о том, что на этой глубине железистые пласты практически замыкаются, образуя шарнир.

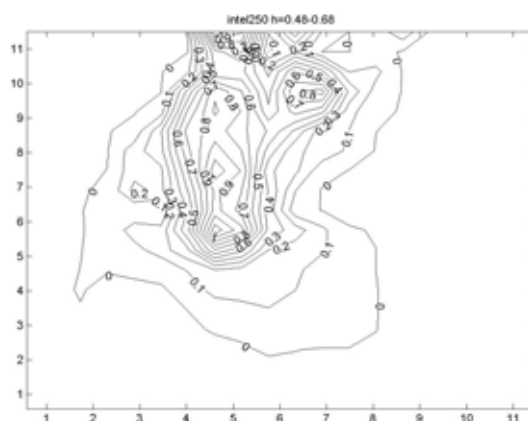


Рис. 6. Карта АП коренных пород кристаллического фундамента пятого верхнего слоя в пределах глубин от 480 м до 680 м

На рис. 7,а представлена карта АП коренных пород кристаллического фундамента последнего, подстилающего структуру шестого верхнего слоя ПВБ в пределах глубин > 680 м. Ниже 630 м в пределах ординат  $y = 4-6$  км и абсцисс  $x = 4-6$  км высокоплотных ГП уже нет, хотя выше на отметке 480 м там были ГП с избыточной АП 0,8-1,1 г/см<sup>3</sup>. На более детальной карте (рис. 7,б) видно, что на глубине 680 м

подстилающие 2-й железистый горизонт породы нижней свиты  $K_1$  практически выклиниваются. Однако севернее, в пределах ординат  $y = 7-10,5$  км и абсцисс  $x = 4,5-7$  км, высокоплотные ГП четвертого железистого горизонта с избыточной АП  $0,4-0,8$  г/см<sup>3</sup> распространяются ниже глубин 680 м. Площадь распространения железистых пород ниже этой глубины примерно в 4 раза меньше, чем на глубине 480 м.

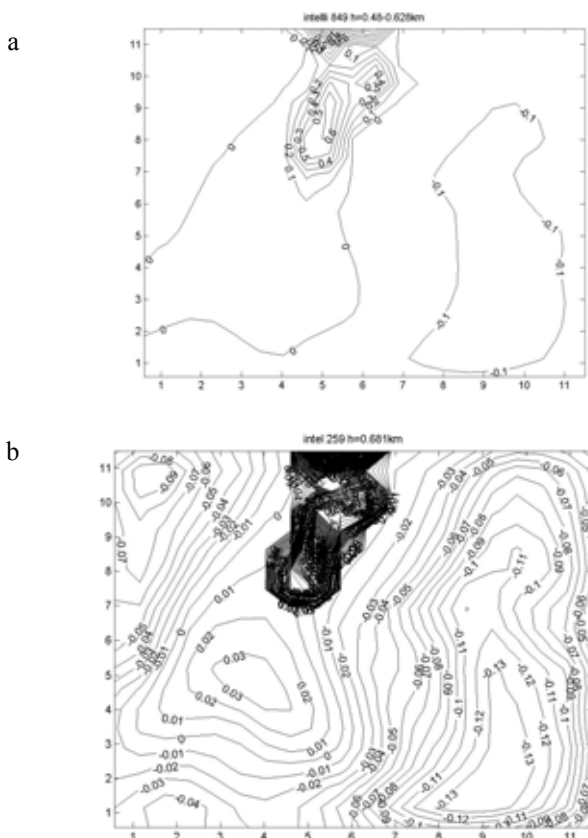


Рис. 7. Карта АП коренных пород кристаллического фундамента шестого верхнего слоя ПВБ в пределах глубин: а – >630 м (сечение изолиний 0,1 мг/л); б – >680 м (сечение изолиний 0,01 мг/л)

Далее, на рис. 8-9 приведены результаты интерпретации КРП силы тяжести алгоритмом, содержащим две ИМ с различными начальными условиями и обеспечивающим стремление обоих решений ОЗГ к одному оптимальному решению. На рис. 8, а, с конфигурации изолиний АП для двух ИМ практически везде повторяются, а размеры зон АП и интенсивности полученных решением ОЗГ значений АП для двух ИМ сходятся. Поскольку сходимость результатов интерпретации довольно высокая, то по второй модели приведен общий план распределения АП на глубинах 480 и 630 м (рис. 8, с, d), а по первой – приведены только детальные фрагменты карты АП (рис. 8, а, б). Точно так же для более мощного слоя ГП в пределах глубин 630-930 м для первой модели приведены полные карты распределения АП по всей площади (рис. 9, а, б), а для второй – только их детальные фрагменты (рис. 9, с, d).

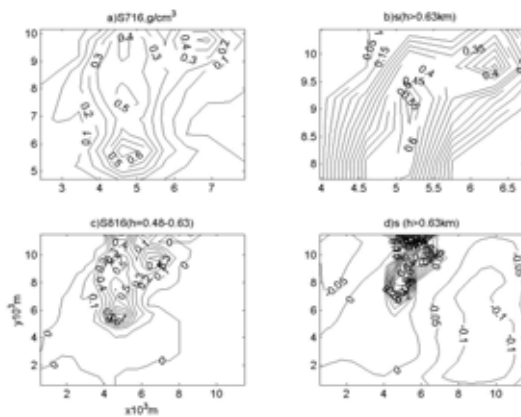


Рис. 8. Результаты решения ОЗГ по двум ИМ: а, с – карты АП коренных ГП в пределах глубин от 480 м до 630 м для первой и второй ИМ; б, d – то же для глубин > 630 м

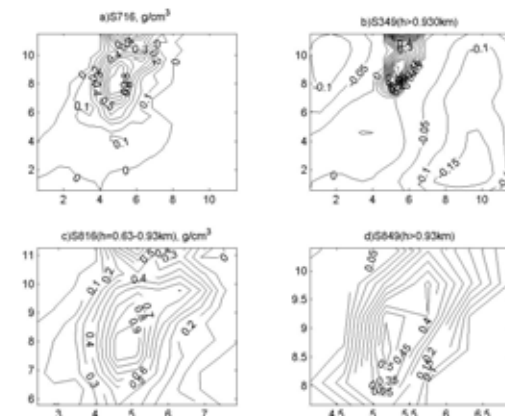


Рис. 9. Результаты решения ОЗГ по двум ИМ: а, с – карты АП коренных ГП в пределах глубин от 630 м до 930 м для первой и второй ИМ; б, d – то же для глубин > 930 м

Конфигурации зон с высокой избыточной АП на общих планах двух лежащих один на другом пластов в общих чертах совпадают (рис. 8, с, d и рис. 9, а, б), за исключением того, что на рис. 9, а отсутствует южное замыкание  $K_2^{2.ж}$ , а южная граница  $K_2^{4.ж}$  на рис. 9, б смещена на север примерно на 500 м, и это свидетельствует о наличии широтного разлома по ординате  $y = 6-6,5$  км.

Теперь рассмотрим результаты решения ОЗГ по северной части КРП (рис. 1) с целью установления глубины распространения высокоплотных железистых пород. На рис. 10 приведена карта АП первого верхнего слоя коренных ГП кристаллического фундамента от его контактной поверхности с верхними рыхлыми отложениями до глубины 250 м. Южная часть этой карты почти полностью повторяет особенности площадного распределения АП в северной части карты, приведенной на рис. 4 для верхнего слоя коренных ГП несколько меньшей мощности (глубина от 20-90 до 180 м).

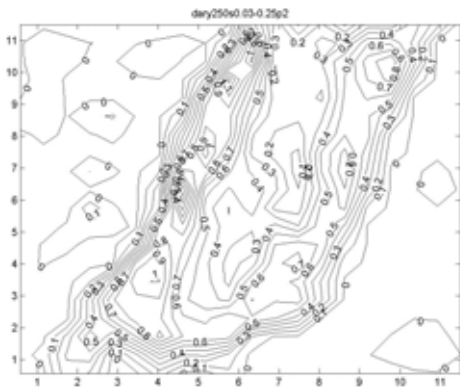


Рис. 10. Карта АП первого верхнего слоя коренных ГП кристаллического фундамента в пределах глубин от 20-90 до 250 м

северной части на этих глубинах находятся сланцевые ГП с избыточной АП 0,1-0,3 г/см<sup>3</sup>.

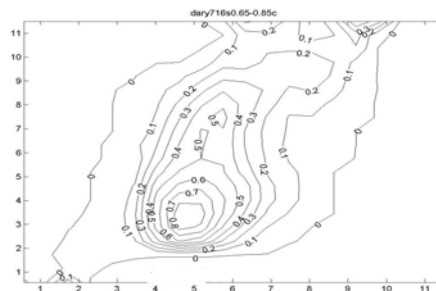


Рис. 13. Карта АП слоя коренных ГП кристаллического фундамента в пределах средних глубин от 650 до 850 м

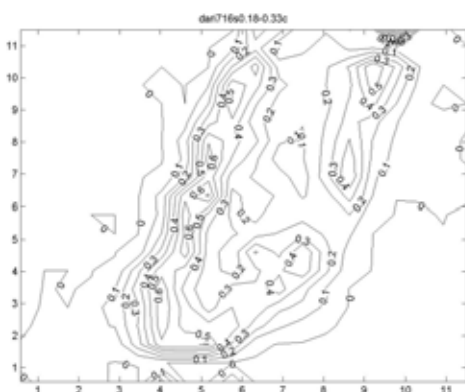


Рис. 14. Карта АП слоя коренных ГП кристаллического фундамента в пределах средних глубин от 1080 до 1230 м

Рис. 11. Карта АП второго верхнего слоя коренных ГП кристаллического фундамента в пределах глубин от 180 до 330 м

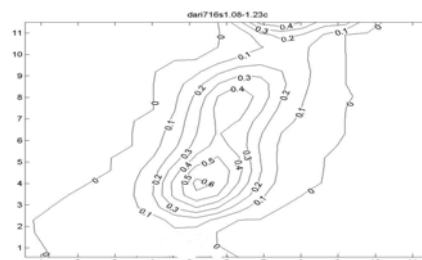


Рис. 15. Карта АП слоя коренных ГП кристаллического фундамента в пределах больших глубин от 1680 до 1780 м

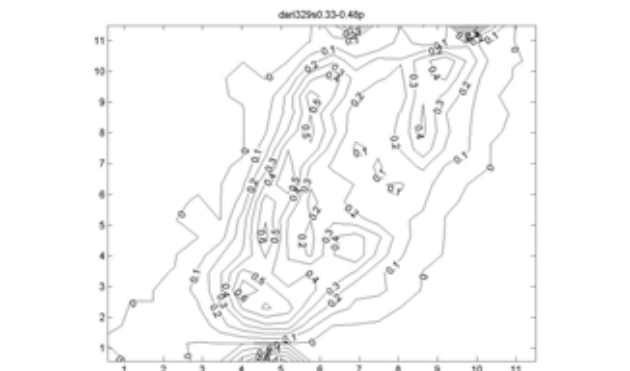


Рис. 12. Карта АП третьего верхнего слоя коренных ГП кристаллического фундамента в пределах глубин от 330 до 480 м



На рис. 14, 15 представлены карты АП двух слоев коренных ГП кристаллического фундамента в пределах глубин 1080-1230 м и 1680-1780 м, в которых избыточная плотность в центре структуры постепенно снижается от 0,8 до 0,3 г/см<sup>3</sup>, а площадь структуры в горизонтальном сечении также уменьшается. На рис. 16, 17 представлены карты АП коренных ГП кристаллического фундамента в последнем подстилающем слое полубесконечных блоков первой ИМ на глубинах более 1880 м и второй ИМ на глубинах более 1680 м. Площадь КС в горизонтальном сечении по первой ИМ не превышает 0,25 км<sup>2</sup>, а по второй ИМ – 1 км<sup>2</sup>. Таким образом, КС достигает на этом участке глубины 1,9 км в точке с координатами (6; 4,5 км).

На рис. 11, 12 приведены карты АП на глубинах от 180 до 480 м. Поскольку выше мы уже исследовали строение КС до глубин 630-680 м, то продолжим изучать его методами гравиметрии на глубинах более 650 м. На рис. 13. представлена карта АП слоя коренных ГП кристаллического фундамента в пределах глубин от 650 до 850 м. Наиболее плотные породы здесь, как и на рис. 9, а, с, имеют АП 0,4-0,8 г/см<sup>3</sup>. В

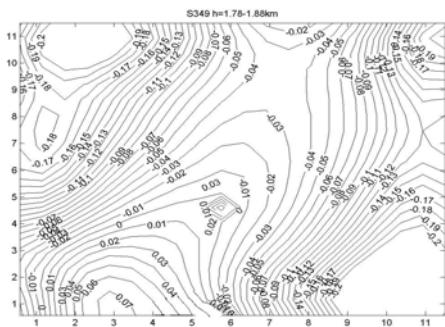


Рис. 16. Карта АП коренных ГП кристаллического фундамента в последнем подстилающем слое ПВБ первой ИМ на глубинах более 1880 м

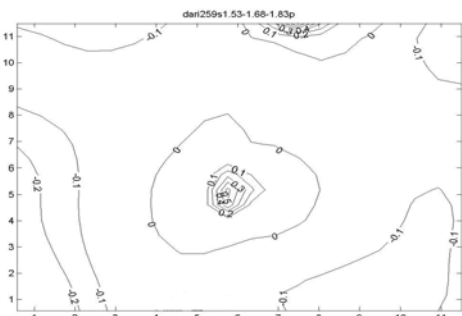


Рис. 17. Карта АП коренных ГП кристаллического фундамента в последнем подстилающем слое ПВБ второй ИМ на глубинах более 1680 м

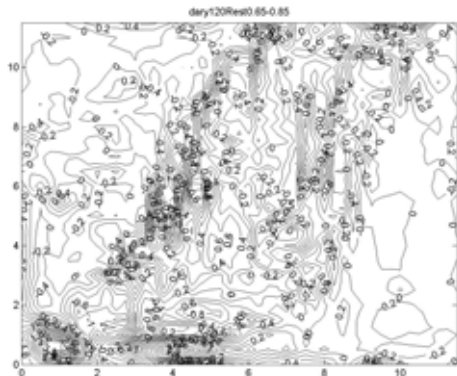


Рис. 18. Карта невязок поля после решения ОЗГ (сечение изолиний – 0,2 мгл, среднеквадратичное расхождение измеренного и вычисленного поля  $tr = 0,23$  мгл)

Точность подбора поля (ТПП) при решении ОЛЗГ получена в пределах 0,03-0,05 мгл для осредненного поля и 0,07-0,10 мгл для неосредненного поля. Для ОЛНЗГ она находится в пределах 0,13-0,3 мгл (рис. 18). Однако этот показатель не является существенным, поскольку методы решения ОЗГ являются высокофильтрационными и оставляют на карте невязок поля очень интенсивные одноточечные аномалии, не превращая их в плотность ГП. Тем не менее, ТПП вычисляется на каждой итерации и с ее помощью контролируется процесс решения ОЗГ.

Более существенным показателем является сходимость результатов определения АП или глубин по парам ИМ при решении ОЗГ оптимизационными методами, построенными на классе нескольких ИМ, объединенных под одним критерием оптимизации [5]. На рис. 19 приведены довольно хорошо сходящиеся результаты решения ОЗГ при использовании двух ИМ с одним критерием оптимизации.

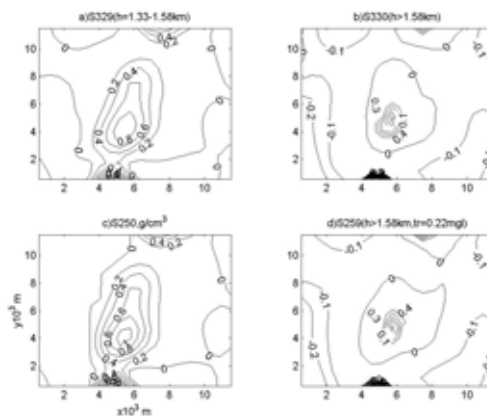


Рис. 19. Результаты решения ОЗГ по двум ИМ: а, с – карта АП слоя на глубинах 1330-1580 м; b, d – карта АП подстилающего слоя ПВБ на глубинах  $\geq 1580$

### Выводы

Предложенная методика позволяет изучать глубинное строение крупных, средних и мелких геологических структур, содержащих переслаивающиеся высокоплотные горные породы с целью прогнозирования перспектив добычи рудного сырья и углеводородов на месторождениях полезных ископаемых.

### Список литературы

1. Юньков А.А., Наугольников В.Б., Копнин М.В. Изучение глубинного строения Криворожской структуры по геофизическим данным. – М.: Недра, 1973. – 136 с.
2. Міненко П.О., Міненко Р.В., Мечников Ю.П. Оптимізація розв'язку оберненої лінійно-нелінійної задачі магнітометрії для досліджень структури кристалічного фундамента // Вісник Київського нац. ун-ту ім. Т. Шевченка. – 2007. – Вип. 41. – С. 39-33.
3. Миненко П.А. Методы и критерии оптимизации устойчивых решений обратной задачи глубинной морской гравиметрии // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 11. – С. 83-91.
4. Миненко П.А. Обратная нелинейная задача гравиметрии для структурных исследований // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 5. – С. 24-28.
5. Миненко П.А. Обратная нелинейная задача гравиметрии в классе интерпретационных моделей // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 8. – С. 73-76.

Рекомендовано до публікації к.т.н. О.Г. Бондаруком 22.12.08



М.С. Заборин, Л.А. Иванов, А.В. Савченко, А.Н. Хромов, И.К. Решетов

## ГЕОФИЗИЧЕСКАЯ ИДЕНТИФИКАЦИЯ ВОДОПРОНИЦАЕМОСТИ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ЗОН НА ШАХТНОМ ПОЛЕ

У межах поля ліквідованої шахти “Брянківська” геофізичними методами ЄІЕМПЗ та СГДК-А виконана оцінка будови та водопроникності геодинамічних зон. Визначена роль даних методів при вирішенні екологічних проблем ліквідації шахт.

В пределах поля ликвидированной шахты “Брянковская” геофизическими методами ЕИЭМПЗ и СГДК-А выполнена оценка строения и водопроницаемости геодинамических зон. Определена роль данных методов при решении экологических проблем ликвидации шахт.

Building and penetrability of geodynamic areas has been executed within the limits of “Bryankovskaya” closed mine field by geophysical NIEMFE and SGDM-A methods. The rule of these methods for solves of ecological problems of closing mines have been determined.

Высокоэффективное решение вопросов подтопления и заболачивания территорий, связанных с ликвидацией угольных шахт, возможно только с позиций зонально-блочного строения горного массива [1, 2].

По современным представлениям вся земная кора повсеместно разбита на блоки различных размеров. Границами между блоками земной коры являются геодинамические зоны (ГДЗ), представленные различными разрывными структурами [3, 4].

В зависимости от природы возникновения, сил определяющих их активность, ГДЗ могут обеспечивать повышенную фильтрацию как природных, так и техногенных загрязненных вод [4, 5]. Поэтому участки с высокой скоростью восстановления уровня подземных вод (УПВ) приурочены к местам влияния ГДЗ.

На проницаемость ГДЗ оказывают влияние положение главных осей тектонических напряжений, а также характер распределения в массиве горизонтальной составляющей напряженного состояния горных пород [6, 7]. В первом случае проницаемыми являются ГДЗ, которые сформировались в поле максимальных растягивающих тектонических усилий, либо испытывают (испытывали на каком-то этапе) их действие [6]. Во втором случае проницаемые участки пород приурочены к окрестностям зон повышенного напряженного состояния массива. При этом сами зоны являются водонепроницаемыми экранами. Установлено, что проницаемые участки трещиноватости, развитые между зонами повышенных напряжений и в их окрестностях, играют первостепенную роль в высокой производительности нефтяных скважин [7].

Верхняя часть разреза угольного месторождения является зоной снятия напряженного состояния массива и развития процессов гипергенеза. В этой части разреза, примерно до глубины 200 м, происходит резкое увеличение пористости и сопутствующее ему резкое уменьшение плотностных, электрических, упругих и прочностных свойств всех типов пород [8, 9]. Однако силы горизонтальных напряжений, под воздействием которых происходят дислокации, дефор-

мации и разрушения массивов пород, в данной части разреза частью сохраняют свое действие.

Очевидно, что на скорость водоподъема, а также на поведение УПВ на различных участках шахтного поля будут оказывать количество ГДЗ, их природа, а также мощность, протяженность в плане и на глубину. Развитие процессов подтопления и заболачивания дневной поверхности, в первую очередь, следует ожидать в местах выхода ГДЗ, которые зачастую определяют формирование орографической сети.

На сегодняшний день для выявления ГДЗ (геодинамическое картирование) существует ряд достоверных и проверенных практикой геолого-геофизических методов. К ним относятся дистанционные методы, морфометрический метод анализа топографических карт, комплекс геофизических методов – эманационные, структурно-геодинамического картирования (азимутальный), магнитодинамические, электрометрические и др. [3-5, 10].

В пределах поля ликвидированной шахты «Брянковская» (Луганская область) выполнено геодинамическое картирование [6, 11, 12].

Шахтное поле характеризуется складчатым залеганием толщи с углами падения до 50°. В геологическом разрезе преобладают песчано-глинистые породы с подчиненным значением пластов известняков и углей среднего карбона. Разрывные нарушения представлены крупными надвигами. Все нарушения являются соскладчатыми и их ориентировка совпадает с простиранием пород.

На первом этапе с применением дистанционных методов были определены закономерности геодинамического строения шахтного поля (рис. 1).

Также, по данным реконструкции полей тектонических напряжений, была выполнена оценка проницаемости и активности выделенных структур. Наиболее активными являются разломы субширотной (СШ), субмеридиональной (СМ), а также диагональной (СВ 40-45) ориентировок [6]. К наиболее проницаемым в пределах поля шахты «Брянковская» отне-

сены СМ структуры, испытывавшие максимальные растягивающие усилия, структуры, примыкающие к крупным разломам и являющиеся отрывами [6]. Меньшей проницаемостью характеризуются разломы СВ  $45^{\circ}$  ориентировки, сформировавшиеся в сдвиговом тектоническом поле, а также разломы с простиранием  $10-45^{\circ}$  и  $60-65^{\circ}$ . К практически непроницаемым отнесены СШ структуры, испытывавших воздействие наибольших сжимающих усилий.

На втором этапе на отдельных участках шахтного поля проведено геофизическое профилирование методами естественного импульсного электромагнитного поля Земли (ЕИЭМПЗ) и структурно-геодинамического картирования (азимутальный) – СГДК-А (см. рис. 1).

Метод ЕИЭМПЗ основан на регистрации естественной импульсной электромагнитной эмиссии, зависящей от деформаций пород, возникающих под действием полей напряжений. Метод позволяет оценить напряженно-деформированное состояние горного массива. Так, обводненные и разуплотненные участки характеризуются снижением плотности потока ЕИЭМПЗ. Напряженное состояние массива находит отражение в повышенных значениях данного параметра. Метод СГДК-А оперирует гармоническими полями и базируется на установленном явлении азимутальной неоднородности электропроводности различных сред поверхностного горизонта в связи с текущими геодинамическими процессами коренного массива [13].

Геофизические исследования преследовали цель подтверждения выделенных ранее структур, оценки их обводненности, а также напряженного состояния в их пределах и на прилегающих участках.

Наблюдательные профили были заложены вкост разломов, сформировавшихся в условиях максимальных растягивающих усилий и, как следствие, характеризующихся максимальной проницаемостью [6]. В данном случае рассматривались структуры, сопряженные с разломом Лозовая-средняя и являющиеся по отношению к нему отрывами (см. рис. 1). Разлом № 1 был пересечен профилями № 3, 4, разлом № 2 – профилями 5, 6. Кроме того, был исследован участок надвига а-б на предмет его возможной проницаемости (профили № 1, 2).

В настоящее время такой тип нарушений принято рассматривать как непроницаемый экран. Вместе с тем, обновление нарушений в более поздние геологические эпохи не позволяют утверждать так однозначно [6].

На определенную проницаемость надвига а-б указывают продолжительные (до двух лет) водопритоки в горные выработки со значительными дебитами – до  $100 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

Методом ЕИЭМПЗ пройдено шесть профилей различной протяженности с шагом пять м. В каждой точке проводился замер вертикальной составляющей скорости следования импульсов ( $N_{Z(\text{верт})}$ ) за одну секунду. Общее количество точек наблюдений – 164. В качестве аномальных принимались участки с пони-

женными или повышенными значениями параметра на протяжении не менее пяти пикетов. Аномальность также сопоставлялась с предполагаемой мощностью нарушения.

Методом СГДКА-А выполнены замеры по трем профилям. Общее количество замеров 80. Аномальность оценивалась по критерию  $K_I$ , который отражает вариации ориентировок дисперсии осей максимальной азимутальной электропроводности грунтов вдоль профиля и характеризует степень изменения фонового поля данного параметра над нарушенными зонами. Критерий  $K_I$  оценивался по результатам сглаживания значений изменения фонового поля по пяти точкам. Аномальным всплеском здесь считается амплитуда  $\Sigma K_I$ , равная девяти и более усл. ед. При этом, решающим фактором является как амплитуда, так и протяженность всплеска. Все аномалии, протяженность которых менее пяти пикетов, часто отражают случайные процессы и поэтому на стадиях анализа отнесены к шумам.

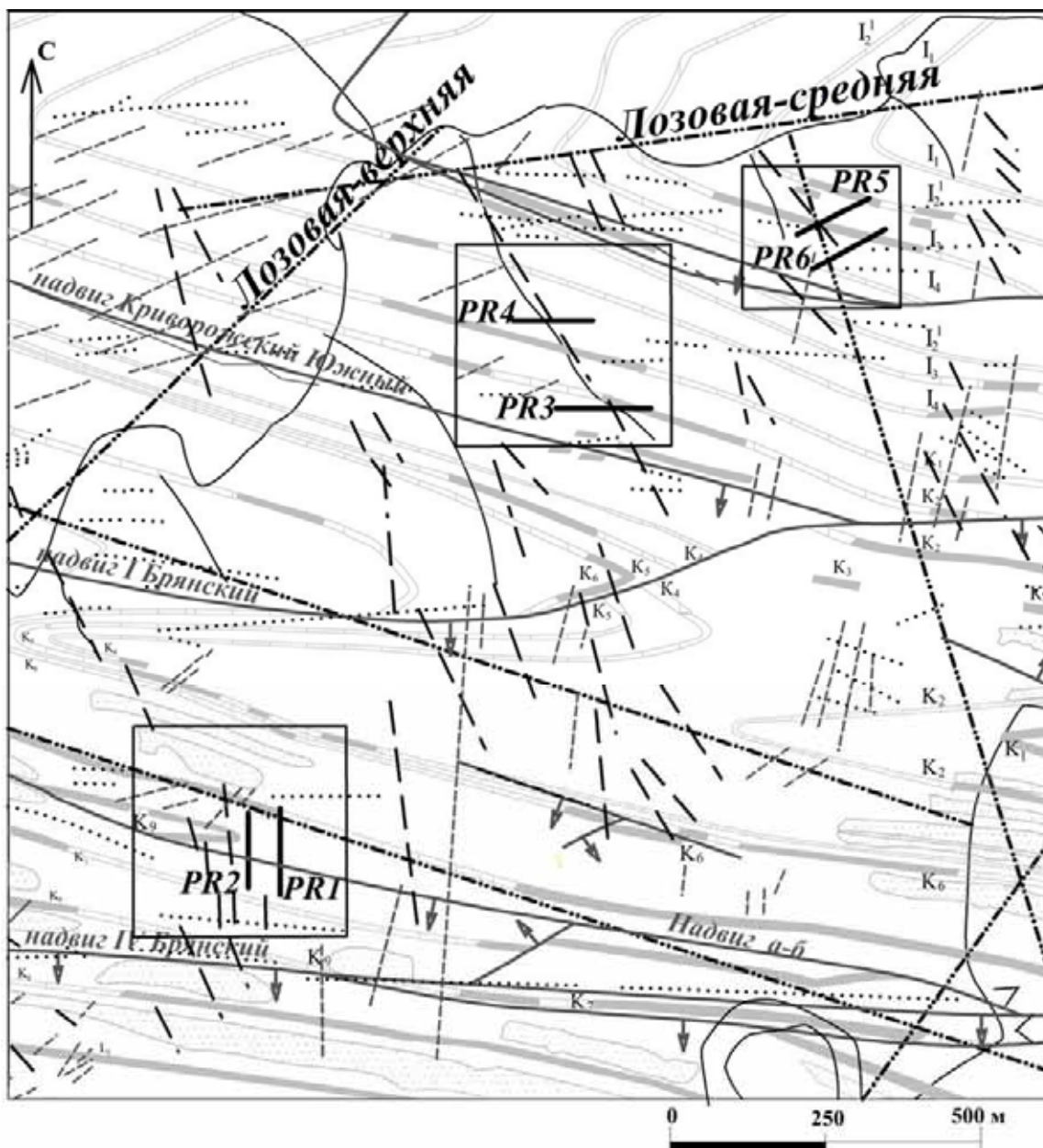
Рассмотрим результаты полевых исследований.

Профили № 1 и № 2 методом ЕИЭМПЗ пройдены вкост надвига а-б. Расстояние между профилями 90 м. Длина профиля № 1 – 140 м, длина профиля № 2 – 120 м. Простирание надвига –  $290-300^{\circ}$ . Амплитуда смещения надвига до 25-28 м, мощность нарушенной зоны – 25-35 м.

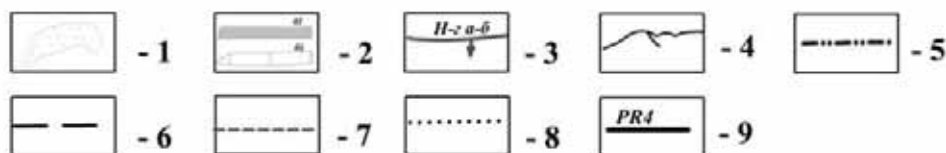
При анализе совмещенных диаграмм вертикальной составляющей ЕИЭМПЗ по двум профилям в интервале 40-60 м ( $50-75$  м для профиля № 2) наблюдаются пониженные значения данного параметра (рис. 2,А и 2,Б).

По нашему мнению, данный участок диаграммы отражает нарушенную зону надвига. Его протяженность соответствует представлениям о мощности разрывного нарушения. На отрезке 50-60 м, на общем пониженном фоне ЕИЭМПЗ, наблюдается некоторое повышение значений данного параметра. Это может свидетельствовать о напряженном состоянии массива на данном отрезке и, следовательно, меньшей проницаемости. Кроме того, вдоль профиля № 1, в интервале 95-115 м также имеет место снижение плотности потока, что может быть обусловлено наличием трещиноватой, обводненной зоны. Горный массив между упомянутыми отрезками характеризуется повышенными значениями данного параметра, что может указывать на его напряженное состояние.

В пределах профиля № 2 наблюдается несколько иная картина. Если до четко выраженного минимума в пределах 50-75 м кривая ЕИЭМПЗ характеризуется большим разбросом значений, то после него – не превышает пяти единиц. По-видимому, на напряженное состояние массива могут оказывать влияние разломы низких порядков, расположенные в 25-50 м от профиля. В первой трети профиля максимально близко (до 20-25 м) залегает проницаемый разлом (Т-отрыв) [6]. В конце профиля расположены «полу-проницаемые» разломы, представленные в данном случае левым сдвигом (см. рис. 2,В).



**УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ:**



1 – песчаник; 2 – известняк: а – выход; б – построенный; 3 – разрывные нарушения; 4 – гидрографическая сеть; 5 – линеаменты первого порядка; 6 – проницаемые разломы; 7 – «полупроницаемые» разломы; 8 – непроницаемые разломы; 9 – геофизические профили

Рис. 1. Зонально-блочное строение участка исследований по данным дешифрирования космических снимков масштаба 1:5000 и расположение геофизических профилей

Вдоль профиля 1 также выполнены исследования методом СГДК-А. Замеры производились в 25 точках с шагом пять метров.

В интервале 40-60 м наблюдается всплеск кривой параметра  $K_7$ , что свидетельствует о нарушенном состоянии массива на данном отрезке (см. рис. 2,А).

Местоположение аномального участка практически совпадает с результатами, полученными методом ЕИЭМПЗ.

Аномальный участок, выделенный методом ЕИЭМПЗ в интервале 95-115 м, методом СГДК-А подтвержден отчасти. В интервале 80-85, 90-105 м

наблюдаются всплески параметра  $K_1$  до 3 усл. ед., что, однако, при принятом критерии аномальности, не позволяет достаточно достоверно отнести данный

участок к нарушенным. Для уточнения степени нарушенности участка требуются дополнительные исследования.

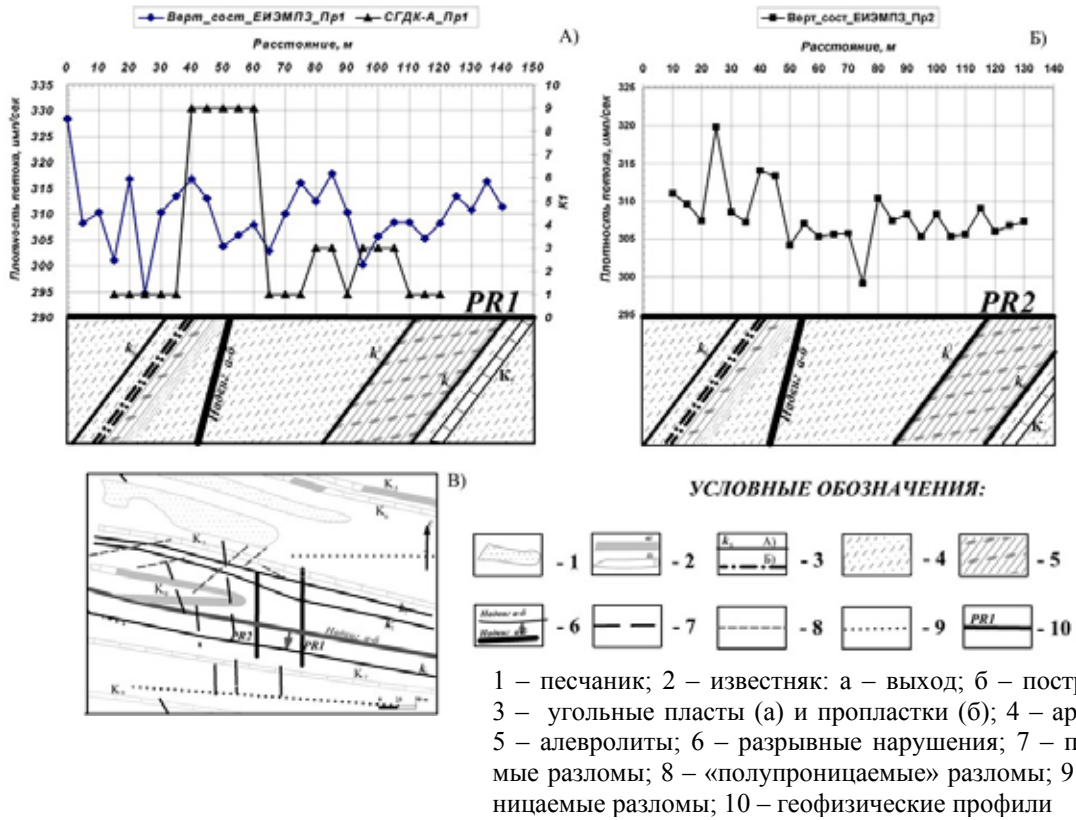


Рис. 2. Результаты геофизического профилирования методами ЕИЭМПЗ и СГДК-А вкост надвига а-б

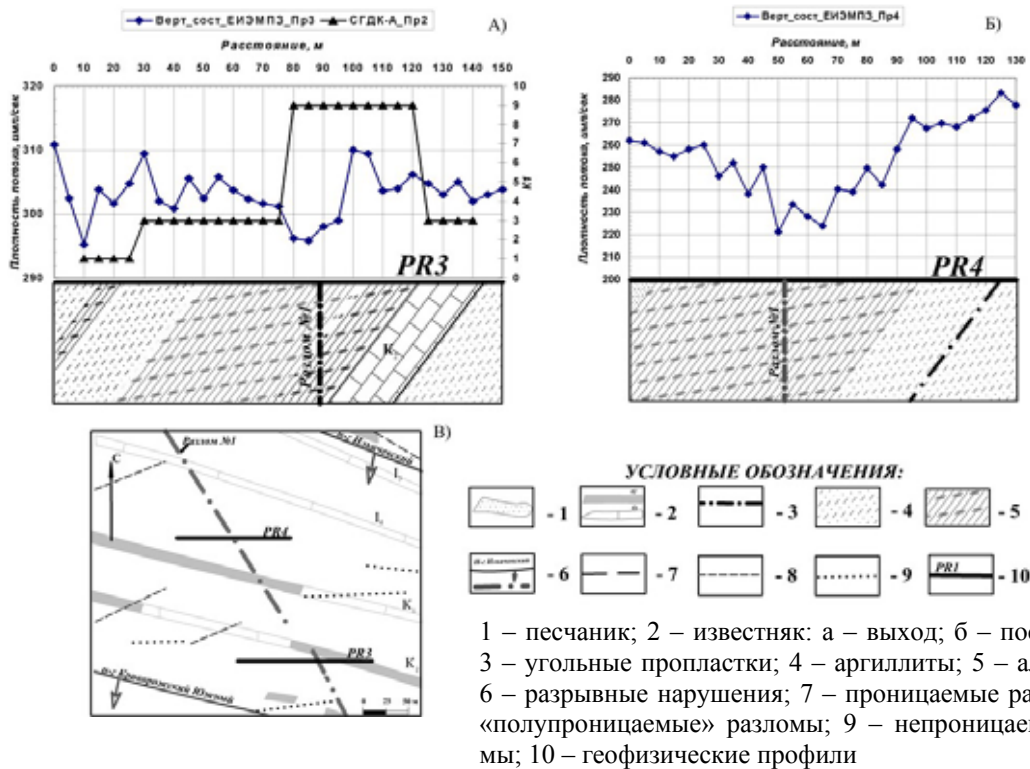


Рис. 3. Результаты геофизического профилирования методами ЕИЭМПЗ и СГДК-А вкост разлома № 1

Профили № 3-6 методом ЕИЭМПЗ пройдены вкрест разломов отрыва, сопряженных с разломом Лозовая-средняя (см. рис. 1). Простирание рассматриваемых структур 330°.

Профили № 3-4 на расстоянии 125 м друг от друга пересекают вкрест одну из структур (рис. 3,В). Длина профиля 5-150 м, профиля 6-130 м.

Предполагаемая мощность нарушенной зоны – 20-30 м.

Минимум кривой плотности потока в пределах профиля № 3 наблюдается в интервале 70-75 м (рис. 3,А). Причем, на участке 55-70 м наблюдается устойчивое снижение данного параметра, что также может свидетельствовать об обводненности, либо нарушенности массива на данном отрезке.

График плотности потока профиля № 4 имеет вид параболы, с минимум в пределах отрезка 50-70 м (рис. 3,Б).

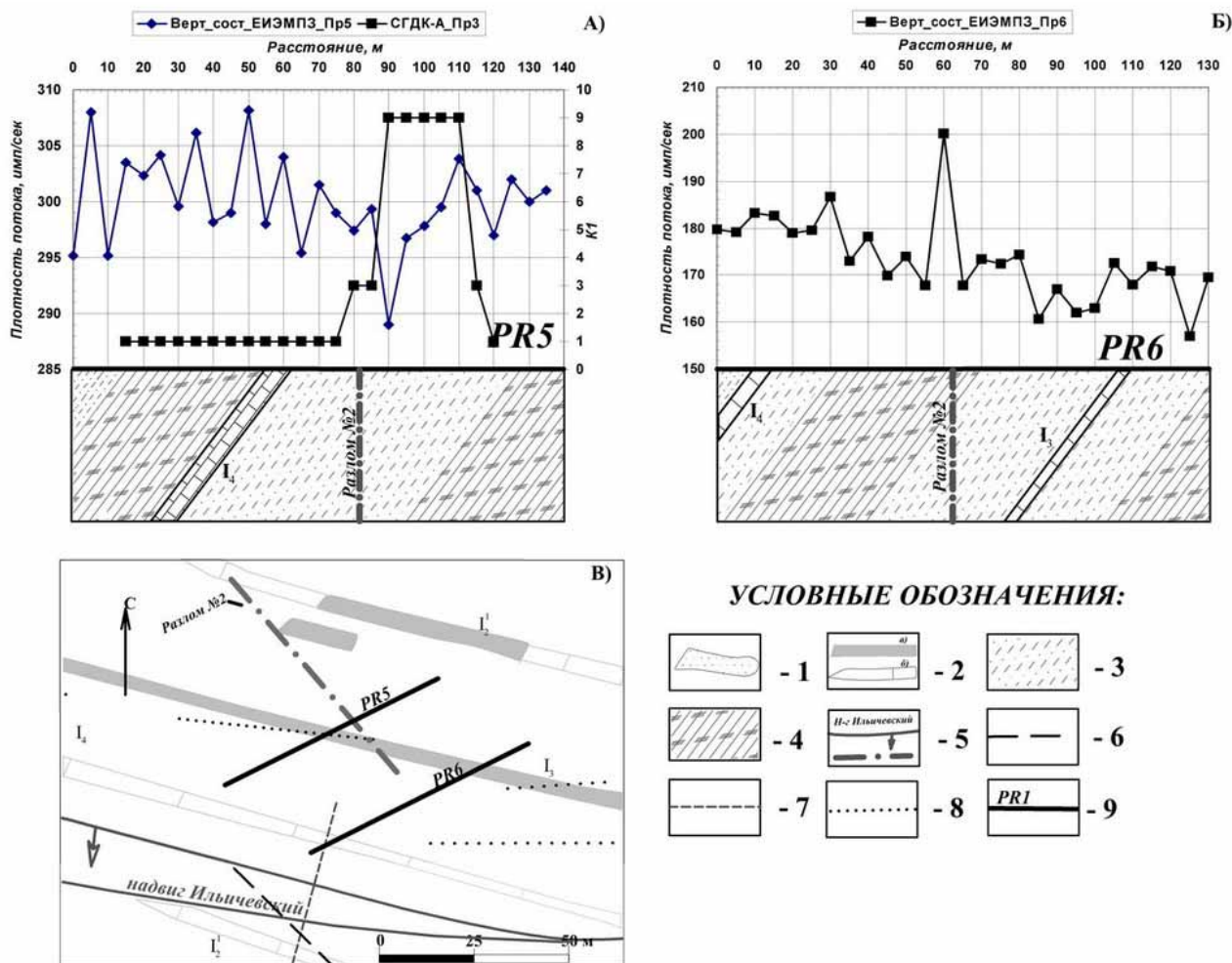
Тенденция к снижению значений плотности потока, начиная от первых пикетов профиля, также позволяет сделать предположение об обводненности данного участка.

Профиль № 2 методом СГДК-А пройден вдоль профиля № 3 (метод ЕИЭМПЗ). Общее количество замеров – 30, шаг пять метров.

Кривая  $K_f$  имеет выраженный ступенчатый вид. Фоновые значения параметра составляют один-три усл. ед. в интервале 10-75 м и достигает аномального значения девять усл.ед. на участке 80-120 м (см. рис. 3,А). Таким образом, мощность нарушенной зоны согласно метода СГДК-А составляет 40 м. Несмотря на несколько большее значение ее положение отвечает результатам, полученным методом ЕИЭМПЗ.

Профили № 5, 6 расположены в 380 м северо-восточнее профилей № 3, 4. Расстояние между профилями № 5 и 6 соответственно 135 и 130 м (рис. 4,В).

Значения параметра ЕИЭМПЗ вдоль профиля № 5 характеризуются разновекторной направленностью. Четко выраженный минимум приходится на интервал 85-105 м (рис. 4,А).



1 – песчаник; 2 – известняк: а – выход; б – построенный; 3 – аргиллиты; 4 – алевролиты; 5 – разрывные нарушения; 6 – проницаемые разломы; 7 – «полупроницаемые» разломы; 8 – непроницаемые разломы; 9 – геофизические профили

Рис. 4. Результаты геофизического профилирования методами ЕИЭМПЗ и СГДК-А вкрест разлома № 2

Кривая ЕИЭМПЗ вдоль профиля № 6 характеризуется уменьшением значения параметра от начала к окончанию профиля (рис. 4,Б).

Минимум расположен в интервале 80-100 м. Данный участок не совпадает с положением разлома, выделенного по данным дистанционного зондирования, а находится на удалении порядка 10-15 м от него.

Методом СГДК-А (профиль № 3) выполнены 25 замеров с шагом пять метров.

На большей части профиля значения  $K_1$  не отличаются от фоновых. Всплеск значений параметра отмечается в интервале 90–110 м (см. рис. 4,А). Таким образом, положение нарушенной зоны в целом совпадает с результатами профилирования методом ЕИЭМПЗ.

Проведенные геофизические исследования позволяют сделать следующие выводы.

Пространственное положение геодинамических зон (ГДЗ), предварительно установленное геодинамическим картированием, находит отражение в изменении естественного импульсного электромагнитного поля Земли (ЕИЭМПЗ) и дисперсии осей азимутальной электропроводности грунтов (метода СГДК-А) вдоль профилей, пройденных вкрест простирания разломов.

ГДЗ, сформировавшиеся в условиях максимальных растягивающих усилий и, как следствие, обладающие максимальной проницаемостью и обводненностью, характеризуются образованием отрицательных аномалий ЕИЭМПЗ. При этом ширина обводненной приразломной зоны определяется протяженностью разлома и изменяется от 10 до 40 м. Надвиг а-б характеризуется чередованием положительных и отрицательных аномалий ЕИЭМПЗ, указывающих на наличие в напряженном массиве проницаемых участков. На определенную проницаемость также указывают продолжительные водопритоки в горные выработки со значительными дебитами.

ГДЗ, независимо от условий образования, выделяются методом СГДК-А по положительным аномалиям.

Применение геофизических методов ЕИЭМПЗ и СГДК-А в комплексе с методами дешифрирования космоснимков позволяет определить проницаемость массива и на основании этого выполнить оценку эколого-гидрогеологических последствий ликвидации угольных шахт.

### Список литературы

1. Заборин М.С., Богун Л.Д., Воевода Б.И. Геодинамика и ее влияние на восстановление гидрогеологических условий в пределах закрытых шахт // Уголь Украины. – 2007. – № 2. – С. 31-33.

2. Кипко Э.Я., Соболев Е.Г., Савченко О.В. О предотвращении экологического ущерба при мокрой консервации шахт // Уголь Украины. – 1997. – № 10. – С. 27-31.

3. Воевода Б.И., Соболев Е.Г., Русанов А.Н. Геодинамическое состояние горных массивов и последствия землетрясений // Наукові праці ДонНТУ. Серія гірничо-геологічна. – 2001. – Вип. 32. – С. 80-87.

4. Современные геодинамически активные зоны платформ / Макаров В.И., Дорошко А.Л., Макаров Н.В., Макеев В.М. // Геоэкология. – 2007. – № 2. – С. 99-110.

5. Геодинамические зоны, как пути загрязнения подземных источников водоснабжения / Соболев Е.Г., Савченко О.В., Петенко С.А. и др. // Проблемы экологии – 2002. – № 2. – С. 17-23.

6. Проницаемость геодинамических зон в пределах поля шахты «Брянковская» / Заборин М.С., Корчемагин В.А., Решетов И.К., Ефименко К.Н. // Вісник ХНУ ім. В.Н. Каразіна. Серія Геологія, географія, екологія. – 2008. – № 824. – С. 40-48.

7. Жуланов И.Н. Развитие технологий акустических исследования в нефтегазовых скважинах: Автореф. дис. ... д-ра техн. наук – Пермь, 2007. – 42 с.

8. Гречухин В.В. Изучение угленосных формаций геофизическими методами. – М.: Недра, 1980. – 360 с.

9. Иванов Л.А., Б.И. Воевода. Современная глубина как фактор изменения скорости распространения упругих продольных волн  $V_p$  угленосных пород Донбасса // Наук. праці ДонНТУ. Серія гірничо-геологічна. – 2003. – Вип. 63. – С. 127-133.

10. Мельник В.В., Замятин А.Л. Изучение строения участка земной коры и создание его геологоструктурной модели // [http://igd.uran.ru/geomech/articles/zal\\_001/index.htm](http://igd.uran.ru/geomech/articles/zal_001/index.htm)

11. Заборин М.С., Воевода Б.И., Хромов А.Н. Геодинамическое картирование в пределах поля закрытой шахты «Брянковская» (Луганская область) // Сб. науч. ст. 3-й межвуз. научн.-практич. конф. «Наукова парадигма географічної освіти України в ХХІ столітті». – Донецк: ДИСО, 2007. – С. 25-33.

12. Заборин М.С. Геодинамическое строение поля закрытой шахты «Брянковская» по данным аэрокосмического метода. [http://lomonosov-msu.ru/2008/06/06\\_6.pdf](http://lomonosov-msu.ru/2008/06/06_6.pdf)

13. Панов Б.С., Тахтамиров Е.П. Новое в геолого-геофизических исследованиях // Изв. вузов. Геология и разведка. – 1993. – № 3. – С. 57-67.

*Рекомендовано до публікації д.г.н. В.Ф. Приходченком 21.01.08*

УДК 622.7:741.6:532.5

В.П. Надутый, В.И. Елисеев, В.И. Луценко, И.П. Хмеленко

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ОПУСКАНИЯ ЖИДКОСТИ В ПОРОВЫХ КАНАЛАХ ВЛАЖНОЙ ГОРНОЙ МАССЫ, ЛЕЖАЩЕЙ НА СЕТКЕ

Наведено математичний опис опускання рідини в порових каналах з проходженням через комірчасту поверхню. Подано результати теоретичних досліджень впливу мениска на процес обезводнення.

Представлено математическое описание опускания жидкости в поровых каналах с прохождением через ячеистую поверхность. Приведены результаты теоретических исследований влияния мениска на процесс обезвоживания.

Mathematical description of lowering of a liquid in channels with passing through a cellular surface is represented. The theoretical researches results of influencing of a meniscus on the dehydration process are resulted.

Поровые каналы во влажной горной массе играют основную роль при обезвоживании, однако их модельное представление требует дополнительных исследований по их структуре и характеру процесса. В случае же нахождения влажной горной массы на сетке, например, на грохоте тонкой классификации пульпы, возникают вопросы о представлении движения жидкости по поровым каналам и через сетку, их замыкающую. При наложении вибрации на такую структуру процесс обезвоживания приобретает динамический характер. Для его понимания и представления в модельном виде необходимо установить ряд зависимостей и рассмотреть особенности процесса для принятия допущений. В частности: необходимо изучить поведение мениска в устье порового канала при наложении дополнительных ускорений при вибрации; влияние эквивалентного диаметра канала на процесс истечения жидкости; влияние разрушения струн при выходе из канала через сетку на процесс; влияние скорости истечения жидкости и высоты порового канала в слое обезвоживаемого материала; учесть сопротивление сетки в статике и динамике на выходе струи; установить влияние частоты и амплитуды колебаний слоя обезвоживаемого материала.

Целью работы является исследование перечисленных выше вопросов в принятой упрощенной схеме слоя влажного сыпучего материала, в котором поровые каналы моделируются стеклянными трубочками различного диаметра. При этом концы трубок на сливе имеют сменную сетку с различными размерами ячеек.

Поровые каналы в сыпучих материалах представляют собой топологически сложные области, которые практически не поддаются простому математическому описанию. Некоторые статистические обработки (например, для волоконных материалов [1]) дают слабое представление о структуре поровых каналов. Для рассмотрения некоторых гидродинамических задач имеются значительные геометрические упрощения каналов, которые позволяют соответственно упростить задачу и рассмотреть качественные, а иногда и количественные особенности течения. Так в [2] поровой канал представлен в виде осесиммет-

ричного канала с периодически меняющимся радиусом. Наиболее простым и широко используемым представлением является просто цилиндрическая трубка [3]. Для наших целей этой схемы будет достаточно. Учитывая, что сыпучий материал лежит на мелкоячеистой сетке, у которой размер ячейки может быть значительно меньше характерного размера порового канала (усредненного диаметра), добавим к этому каналу внизу дополнительное сопротивление, в виде бесконечно тонкого слоя. Таким образом, рассмотрим опускание капиллярной жидкости в канале, представленном на рис. 1.

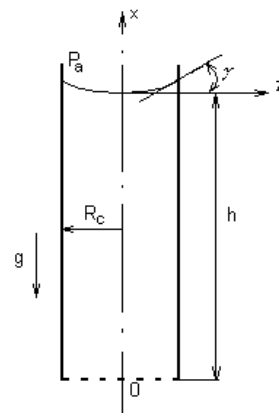


Рис. 1. Схема порового канала с сеткой

Задача о движении слоя жидкости в капиллярах давно привлекала внимание исследователей. В [4] на основе общих законов механики выведены уравнения движения мениска в капиллярной трубке и приведены простые решения. Для исследования движения капиллярной жидкости в колеблющихся трубках в [5] получено следующее уравнение

$$h \left( \frac{d^2 h}{dt^2} + \frac{dU_c}{dt} \right) + gh + 8 \frac{\mu}{\rho R_c^2} h \frac{dh}{dt} - 2 \frac{\sigma}{\rho R_c} \frac{\theta}{(1 + \theta^2)^{1/2}} = \frac{p_0 - p_a}{\rho}, \quad (1)$$

где  $t$  – время, с;  $R_c$  – радиус трубки, м;  $h$  – высота столба жидкости в трубке в системе координат, связанной с трубкой, м;  $U_c$  – скорость движения трубки, м/с;  $g$  – ускорение свободно падающего тела, м/с<sup>2</sup>;  $\rho$  – плотность жидкости, кг/м<sup>3</sup>;  $\mu$  – коэффициент динамической вязкости, кг/(м·с);  $p_a, p_b$  – давление, соответственно атмосферное и в нижнем сечении трубки, Н/м<sup>2</sup>;  $\theta = \text{tg}\gamma = 1/\text{tg}\alpha$ ;  $\gamma$  – угол между текущим радиусом трубки и касательной к поверхности мениска (рис. 1);  $\alpha$  – угол смачивания.

Дополним предоставленное уравнение тем сопротивлением, которое оказывает сетка. Принимая  $p_0$  как давление в жидкости перед сеткой и полагая, что внизу непосредственно за сеткой давление равно некоторой величине  $p_b$ , запишем, что

$$\frac{p_0 - p_b}{\rho} = -k(u - U_c), \quad (2)$$

где  $k$  – коэффициент сопротивления м/с;  $u$  – скорость жидкости в неподвижной системе координат, м/с. Учитывая, что  $u = \frac{dh}{dt} + U_c$ , перепишем уравнение (1) в виде

$$h \left( \frac{d^2 h}{dt^2} + \frac{dU_c}{dt} \right) + gh + 8 \frac{\mu}{\rho R_c^2} h \frac{dh}{dt} - 2 \frac{\sigma}{\rho R_c} \frac{\theta}{(1 + \theta^2)^{1/2}} = -k \frac{dh}{dt} - \frac{p_a - p_b}{\rho}. \quad (3)$$

Уравнение (3) может служить для качественного описания движения некоторого слоя жидкости в поровом пространстве сыпучего материала при колебаниях его на сетке. Колебания могут осуществляться либо движением сетки (скорость  $U_c$  тогда будет зависеть от времени), либо изменением давления  $p_b$ .

Из уравнения (3) видно, что при постоянном давлении  $p_b$  помимо нестационарных членов в нем присутствуют три члена, которые определяют стационарное решение вида

$$h = 2 \frac{\sigma}{\rho g R_c} \frac{\theta}{(1 + \theta^2)^{1/2}} - \frac{p_a - p_b}{\rho g}. \quad (4)$$

Из вида уравнения (3) следует, что решение (4) является тем значением высоты слоя, к которому будут стремиться все остальные решения независимо от начальных условий, однако возмущающее действие колебаний и основные определяющие параметры могут несколько изменять физический сценарий процесса опускания мениска. Несмотря на всю кажущуюся простоту выражений (3) и (4) процесс установления высоты слоя в трубке далеко неоднозначен. Как показано в [5], стационарные со-

стояния слоев жидкости имеют гистерезисы, заключающиеся в том, что установившееся положение слоя зависит от предыстории его движения. В указанной работе существование гистерезисов обусловлено наличием небольших изменений радиусов каналов и переменной поверхностной шероховатости канала. В рассматриваемом здесь случае примем, что радиус трубки постоянный, а стенки гладкие, однако возможно следующее явление. При истечении жидкости из трубки, вследствие неустойчивости по Рэлею [6], происходит разрушение струи. Процесс разрушения является сложным и точное определение места качественного изменения течения от струйного к капельному не представляется возможным. Как правило, такой переход зависит от начального диаметра струи, и от начальной скорости, и от физических параметров жидкости. С уменьшением скорости струйный участок укорачивается и при малых скоростях возможен момент, когда вся струя распадается на ряд струек, определяемых характерным размером ячейки сита или каким-то его участком. В этом случае начинает действовать поверхностное натяжение на сетке. Это может привести к появлению дополнительной силы, величина которой, вследствие малых размеров ячеек, может резко возрасти. В [7] показано, что поверхностное натяжение в ячейке может держать значительные по своей толщине слои жидкости. В результате действия такой силы слой останавливается. Его величина уже не определяется уравнением (4).

Таким образом, в зависимости от скорости истечения и соответственно размеров ячеек сита слои могут иметь различные высоты. В реальном случае они практически непредсказуемы, но природа такой непредсказуемости представляет значительный научный интерес и может быть изучена. Исходя из вышесказанного, будем считать, что режим опускания, описываемый уравнением (3) является динамическим. Он характерен тем, что сетка полностью находится в жидкости, вследствие чего поверхностное натяжение на ней не оказывает влияния. Для квазиравновесных состояний, когда часть поверхности сеток может быть сухой, уравнение (3) становится неприменимым.

Если положить в формуле (4)  $h = 0$ , то получим, что перепад давления в поровом канале слоя определяется из выражения

$$\Delta p = p_a - p_b = 2 \frac{\sigma}{R_c} \frac{\theta}{(1 + \theta^2)^{1/2}} = 2 \frac{\sigma}{R_c} \text{Cos}\alpha. \quad (5)$$

Таким образом, перепад давления пропорционален поверхностному натяжению жидкости  $\sigma$ , угла смачивания  $\alpha$  и обратно пропорционален радиусу трубки  $R_c$ . Поэтому если перепад давления больше указанной в (5) величины, то стол жидкости в трубке должен опуститься до сетки без мениска. На сетке появляются другие условия, и эта задача требует отдельного рассмотрения.



В том случае, когда перепад давления меньше или равен указанной в (5) величине, вопрос о существовании решения уравнения (3), проходящего через точку  $h = 0$ , строго говоря, требует математического анализа. Однако само значение  $h$  в какой-то момент времени в зависимости от начальных условий и определяющих параметров может быть достаточно близко к нулю. В этом случае вступает еще один механизм, который очень сложно математически включить в данную задачу – это разрушение тонкой пленки, которая образуется в конце трубки в районе сетки. Если сопротивление сетки не очень большое, такая пленка может порваться, тогда практически весь канал обезвоживается, что на практике и необходимо. Если сопротивление достаточно большое, то, как отмечено выше, разрушение струи происходит внизу за сеткой на некотором расстоянии от нее. При достижении минимума в значении  $h$ , если он меньше указанной в (4) величины, слой должен начать возрастать, в результате чего та часть жидкости, которая прилегает к сетке снизу, должна вновь подняться в канал. Если сопротивление в канале большое (узкий канал, коэффициент вязкости большой) слой может просто плавно опуститься до стационарной величины (4). На рис. 2. приведен пример расчета для трубки с  $R_c = 0,5$  мм, для коэффициента сопротивления  $k = 0,1$  (кривая 1);  $k = 1,0$  (2);  $k = 10$  (3) и  $\Delta p$ , равном нулю и  $0,01$  атм.

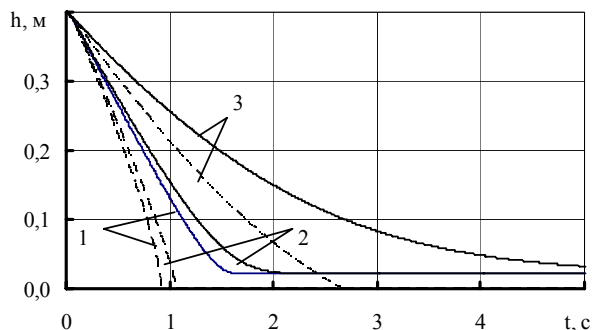


Рис. 2. Зависимость изменения высоты слоя жидкости в трубке радиусом  $R_c = 0,5 \cdot 10^{-3}$  м от времени: 1 –  $k = 0,1$  м/с; 2 –  $k = 1,0$  м/с; 3 –  $k = 10$  м/с. Пунктирные линии –  $\Delta p = 0$ , сплошные –  $\Delta p = 0,01 \cdot p_a$

Из рис. 2 видно, что для нулевого перепада давления (сплошные кривые) все три кривые без всяких колебаний выходят на стационарное значение. Это говорит о том, что сопротивление в канале достаточно большое и оно не позволяет опуститься слою ниже равновесной отметки даже при сравнительно небольшом сопротивлении сетки. При большом сопротивлении влияние сетки увеличивается и кривая падения мениска идет значительно положе. При

$\Delta p = 0,01 \cdot p_a$  (пунктирные кривые) происходит практически обезвоживание канала, т.е., по крайней мере, мениск доходит до сетки и здесь, как это отмечено выше, мы должны перейти к другой задаче – задаче о слоях жидкости в ячейках сетки, частично рассмотренных ранее в [7].

Представим теперь, что сетка находится в колебательном движении вместе с трубкой (или с поровым каналом в слое материала). Скорость перемещений описывается гармоническим законом

$$U_c = 2\pi f a \sin(2\pi f t), \quad (6)$$

где  $a$  – амплитуда, м;  $f$  – частота, Гц.

Чтобы показать влияние размера диаметра и вязкости жидкости на качественную картину процесса выполнены расчеты для трубок с двумя разными диаметрами  $R_c = 2,5$  и  $R_c = 0,5$  мм. Кроме того, для демонстрации влияния сетки величина сопротивления в расчетах принималась в широких пределах  $k = 0,01; 0,1; 1,0; 10$ . На рис. 3,а приведены результаты расчета изменения высоты опускающегося слоя во времени для трубки с  $R_c = 2,5$  мм при частоте  $f = 2$  Гц и амплитуде  $a = 1$  мм в зависимости от сопротивления сетки. Из рис. 3,а видно, что, например, в случае  $k = 0,1$  при  $f = 0,312$  и  $h = 0,66 \cdot 10^{-4}$  м, т.е. в этой точке возможен разрыв тонкой пленки жидкости на сетке и обезвоживание канала. В случае, если это не произойдет, то высота слоя жидкости будет подниматься и затем мениск будет колебаться около равновесного состояния. В реальном случае снизу от сетки отделяются отдельные капли, поэтому объем воды, засасываемый после каждого опускания и подъема мениска вверх, уменьшается. Вследствие чего и высота столба в канале постепенно понижается. Для больших величин  $k = 1,0$  и  $k = 10,0$  мениск сильно не опускается, т.е. если снизу сетки капли не будут отрываться, то уровень слоя будет в районе равновесного значения.

На рис. 3,б показано изменение высоты слоя при колебаниях с частотой  $f = 10$  Гц. Здесь также, как и в предыдущем случае, показано изменение высоты в разных масштабах. При этом видно, что для небольшого сопротивления  $k = 0,1$  уровень мениска достигает величины около 2,5 мм. Такая пленка более устойчивая на сетке и такой частоты и амплитуды может быть недостаточно для обезвоживания слоя за сыпки.

В случае, когда поровый канал более узкий, влияние вязкости увеличивается, в результате чего равновесный слой увеличивается. На рис. 4,а показано опускание слоя жидкости в трубке радиусом 0,5 мм. При этом для амплитуды  $a = 1,0$  мм и частоте  $f = 10,0$  Гц мениск совершает простые гармонические колебания вокруг равновесного слоя. Если увеличить амплитуду, то уровень минимальных величин высот слоя может понизиться.

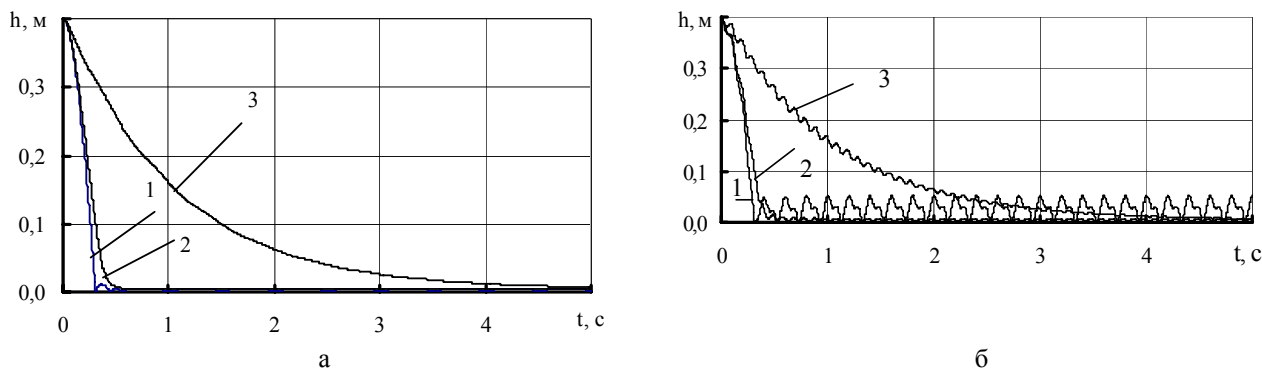


Рис. 3. Зависимость изменения высоты слоя жидкости в трубке радиусом  $R_c = 2,5 \cdot 10^{-3}$  м от времени при гармонических колебаниях сетки с амплитудой  $a = 1 \cdot 10^{-3}$  м и частотой  $f = 10$  Гц (а),  $f = 2$  Гц (б): 1 –  $k = 0,1$  м/с; 2 –  $k = 1,0$  м/с; 3 –  $k = 10$  м/с

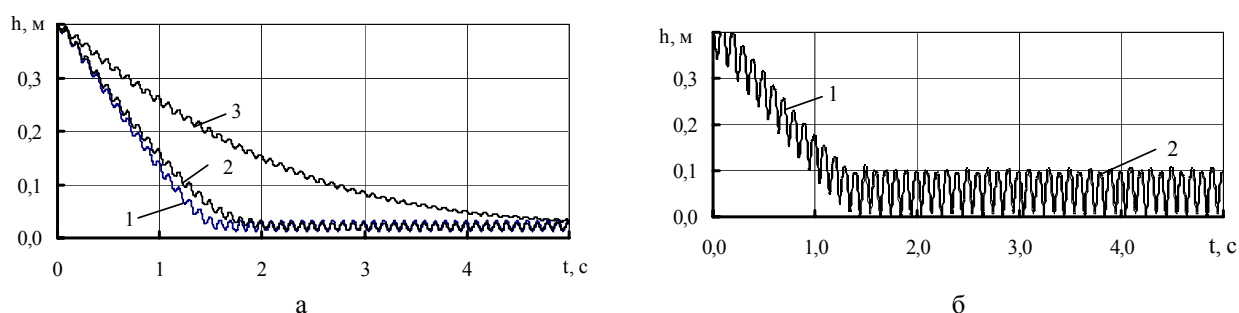


Рис. 4. Зависимость изменения высоты слоя жидкости в трубке радиусом  $R_c = 0,5 \cdot 10^{-3}$  м от времени при гармонических колебаниях сетки с частотой  $f = 10$  Гц и амплитудой  $a = 1 \cdot 10^{-3}$  м (а),  $a = 5 \cdot 10^{-3}$  м (б): 1 –  $k = 0,01$  м/с; 2 –  $k = 0,1$  м/с; 3 –  $k = 1,0$  м/с

Так, на рис. 4,б показано опускание и дальнейшее колебание слоя жидкости для частоты  $f = 10,0$  Гц с амплитудой  $a = 5,0$  мм. В нижних точках уровень жидкости при  $k = 0,01$  достигает около 1,5 мм, а при  $k = 0,1$  – около 2,5 мм.

**Выводы**

Таким образом, увеличение амплитуды приводит к более тонким пленкам на сетках. Разрыв пленок в этом случае более вероятен, что способствует процессу обезвоживания слоя материала на сетке. Роль менисков в поровых каналах в процессе обезвоживания мокрой массы, находящейся на сетке, очень велика. Для снижения отрицательного влияния мениска необходимо добиваться снижения коэффициента сопротивления менее  $k = 0,1$ , увеличение условного диаметра поровых каналов более 2,0 мм. Существенное влияние вибрации на обезвоживание сказывается при амплитуде  $a = 5,0$  мм и частоте более  $f = 10,0$  Гц.

**Список литературы**

1. Косторнов А.Г. Проницаемые металлические волокновые материалы. – К.: Техніка, 1983. – 128 с.

2. Ковалев С.А., Соловьев С.Л. Испарение и конденсация в тепловых трубах. – М.: Наука, 1989. – 112 с.  
 3. Аэров М.Э., Тодес О.М. Гидравлические и тепловые основы аппаратов со стационарным и кипящим зернистым слоем. – М.: Химия, 1968. – 208 с.  
 4. Быховский А.И. Растекание. – К.: Наук. думка, 1983. – 192 с.  
 5. Eliseyev V.I., Lutsenko V.I., Prisiakov V.F. The phenomena of the hysteresis in capillaries / Proceedings of the VII Minsk International Seminar “Heat Pipes, Heat Pumps, Refrigerators, Power Sources”. – Minsk, Belarus, 8-11 September 2008. – Pp. 388-394.  
 6. Шкадов В.Я. Некоторые методы и задачи теории гидродинамической устойчивости // Научн. тр. / МГУ. – М., 1973. – № 25. – 226 с.  
 7. Равновесные слои жидкости в капиллярной ситовой ячейке / Елисеев В.И., Луценко В.И., Надутый В.П., Хмеленко И.П. // Геотехническая механика: Межотрасл. сб. научн. тр. / Ин-т геотехн. механики им. Н.С. Полякова НАН Украины. – Д., 2008. – Вып. 74 – С. 44-54.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Є.С. Лапишиним 10.02.09

УДК 625.28

В.В. Проців

## ПОРІВНЯЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ КОЛІСНО-КОЛОДКОВИХ ГАЛЬМ РІЗНОЇ КОНСТРУКЦІЇ НА ШАХТНОМУ ШАРНІРНО-ЗЧЛЕНОВАНОМУ ЛОКОМОТИВІ

Проведено порівняльні експериментальні дослідження традиційного колісно-колодкового гальма і нового гальма оригінальної конструкції. Встановлено, що в гальмі нового типу виключено вплив коливань колісних пар відносно рами візка на величину гальмівного зусилля, що значно знижує частоту і амплітуду пульсацій гальмівної сили, а час його спрацьовування істотно менший, ніж у традиційного.

Проведены сравнительные экспериментальные исследования традиционного колесно-колодочного тормоза и нового тормоза оригинальной конструкции. Установлено, что в тормозе нового типа исключено влияние колебаний колесных пар относительно рамы тележки на величину тормозного усилия, что значительно снижает частоту и амплитуду пульсаций тормозной силы, а время его срабатывания существенно меньше, чем у традиционного.

Comparative experimental researches of traditional shoe wheeled-tree brake and new brake of original construction are conducted. Exposed that in the brake of new type influencing of vibrations of wheels is removed in relation to the vehicle on the value of brake effort, that considerably reduces frequency and amplitude of pulsations of brake force, and time of its wearing-out is substantially less, than at traditional.

Підвищення ефективності гальмівної системи шахтного локомотива є важливим завданням вдосконалення локомотивної відкатки, особливо при використанні на вугільних і рудних шахтах важких шарнірно-зчленованих електровозів [1]. Застосування акумуляторних батарей підвищеної місткості та встановлення потужніших тягових двигунів, зокрема

асинхронних з плавним пуском і регулюванням швидкості, на кабельних електровозах вимагає розробки потужних гальм. Стає обов'язковим багаторазове резервування гальмівної системи шляхом встановлення на таких локомотивах декількох паралельно працюючих гальм різних типів, як це показано на рис. 1.

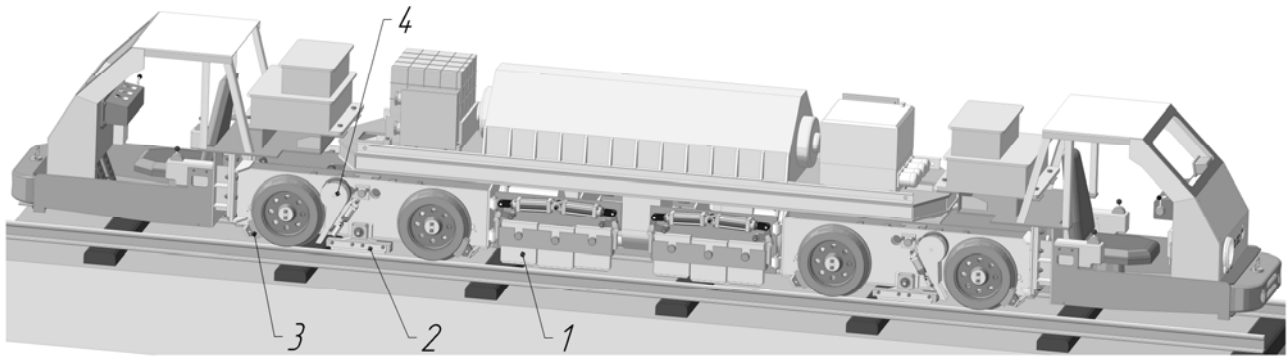


Рис. 1. Шарнірно-зчленований шахтний електровоз Э-10

Крім магніторейкових 1 та гравітаційних 2 рейкових гальм встановлюють також дискові. Застосування, колісно-колодкових гальм 3 традиційної конструкції, на шарнірно-зчленованих локомотивах вважалося малоефективним [2] через обмеження по зчепленню колеса з рейкою, що на ухилах більше 30% робить зупинку завантаженого потягу практично неможливою. Крім того, конструктивні особливості таких гальм не забезпечують постійності реалізації гальмівної сили при русі локомотива в кривій та на реальній шахтній рейковій колії із значною недосконалістю в плані та профілі, хоча пропонувалися [3] секціоновані гальмівні колодки з пружним зв'язком між її основою та фрикціонами.

Модернізований шарнірно-зчленований кабельний електровоз Э10, показаний на рис. 1, обладнано колісно-колодковим гальмом 3 оригінальної конструкції [4]. Додаткову ефективність йому надає використання пісочниць 4 барабанного типу [5], які гарантовано забезпечують примусову подачу піску практично будь-якої вологості під колеса локомотива, що рухається. При цьому також поліпшуються умови роботи рейкових гальм [6].

Вдосконалене колісно-колодкове гальмо із осьовим замиканням гальмівного зусилля показане на рис. 2. Колодка 1 встановлена в черевіку, який шарнірно закріплений на важелі 2. Вказаний важіль має можливість обернутися через гумометалевий

шарнір навколо осі 3. Ця вісь нерухомо закріплена на рамі 4 візка тягової секції локомотива.

При наїзді колеса на вертикальну нерівність колії важіль 5 разом з колісною парою 6 повертається навколо осі 3, примушуючи деформуватися пружину підвіски 7 горизонтального типу. На буксі 8 шарнірно закріплений корпус 9 гальмівного гідроциліндра, шток 10 якого повертає важіль 2 навколо осі 3, притискаючи гальмівну колодку 1 до поверхні катання колеса, що створює гальмівний момент.

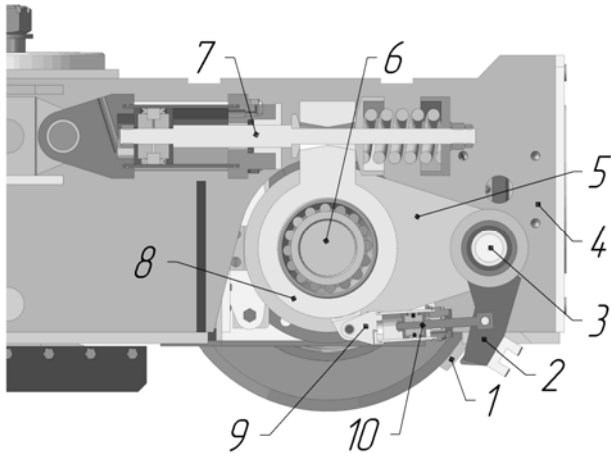


Рис. 2. Запропонована конструкція з осьовим замиканням гальмівного зусилля

Є можливість встановлення пружинного механізму, що притискає гальмівні колодки до коліс у разі потреби екстреної зупинки локомотива або при виникненні аварійної ситуації, наприклад, при розриві трубопроводів гальмівної системи або відключенні насоса. Можлива також установка ручного приводу на включення-відключення такого гальма, що обумовлено вимогами безпечної експлуатації локомотивної відкатки.

На відміну від запропонованої конструкції з осьовим замиканням гальмівного зусилля, в існуючих колісно-колодкових гальмах локомотивів із щелепним буксовим підвішуванням гальмівні важелі спираються на раму візка локомотива.

Для проведення порівняльних випробувань двох видів колісно-колодкових гальм, на одному з візків електровоза Э10 змінено спосіб обпирання корпусу гідроциліндра 9. Він зроблений відповідним традиційній конструкції таких гальм, як це видно на рис. 3.

Корпус циліндра 9 кріпиться не на буксі 8, а на рамі 4 візка тягової секції. У такій конструкції вертикальні коливання рами щодо колісної пари призводять до поворотів важеля 2 навколо осі 3 і, отже, до зміни зусилля притиснення гальмівної колодки до поверхні катання колеса, що знижує ефективність застосування традиційної конструкції з рамним замиканням гальмівного зусилля.

Порівняльні випробування нової та традиційної конструкції колісно-колодкових гальм проводилися

на шахті «Тернівська» ВО «Павлоградвугілля». Експерименти робили на прямій горизонтальній ділянці шахтної рейкової колії завдовжки близько 100 м, що має синусоїдальні просідання рейкових ниток амплітудою близько 7 мм, коливання поперечного ухилу колії  $\pm 20\%$  та сходинки рейкових стиків від 5 до 10 мм. Схема експерименту показана на рис. 4. Тяговий локомотив 1 переміщував (на рисунку вліво) одночасно дві тягові секції електровоза Э10 з відключеними тяговими двигунами. Динамометричною тягою 2 через буферно-зчпний пристрій тяговий локомотив 1 з'єднували з першою секцією 3, що оснащена колодковим гальмом традиційної конструкції. А через шкворневу тягу 4, що проходить під першою секцією 3, і динамометричну тягу 5 тяговий локомотив сполучали з другою секцією 6, що оснащена колодковим гальмом нової конструкції. Колійний датчик 7 закріплений на одній з секцій, обгумований ролик якого вільно котиться по рейці, реєстрував швидкість та пройдений шлях потягу.

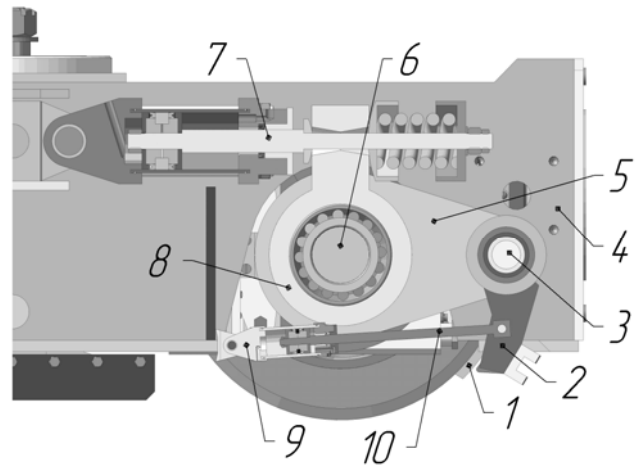


Рис. 3. Традиційна конструкція з рамним замиканням гальмівного зусилля

Таким чином, під час кожного заїзду одночасно реєстрували гальмівну силу, що розвивається колісно-колодковими гальмами першої 3 та другої 6 секцій. Результати експериментів записували за допомогою променевого осцилографу на світлочутливий папір. Для створення рівних умов роботи гальмівних систем на кожній секції їх маслопроводи були об'єднані в загальну систему й управлялися від спільного золотника-регулятора, що забезпечувало однаковий тиск в кожному гальмівному циліндрі.

Запис показань динамометричних тяг 2 та 5 виконувався в різних режимах руху потягу, зокрема при русі з місця з накладеними гальмами, а також їх включенні після розгону та досягнення рухомим складом сталої швидкості. Величина тиску мастила в трубопроводах варіювалася, що дозволяло створювати різні зусилля притиснення гальмівних колодок до поверхонь катання коліс і формувати таким чином різне значення гальмівної сили, що реалізовується секцією локомотива. Візки 3 та 6, які оснащені коліс-

но-колодковими гальмами різної конструкції, мінялися місцями в потягу для виключення впливу шкво-

рневої тяги 4 на величину гальмівної сили, що реєструється динамометром 5.

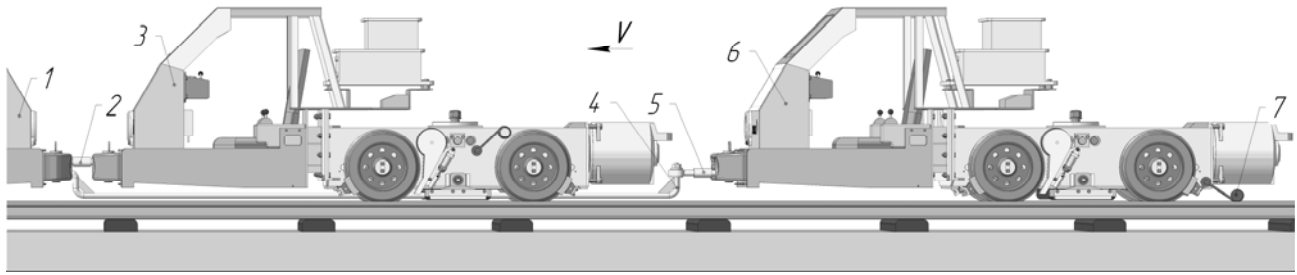


Рис. 4. Схема експерименту

Одна з осцилограм експерименту наведена на рис. 5. Тут сигнал 1 відповідає колійному датчику (поз. 7 на рис. 4), крива 2 представляє сигнал від динамометра, через який тягнули секцію з колісно-колодковим гальмом традиційного типу (поз. 2 на рис. 4), а шлейф 3 реєстрував сигнал від динамометра перед секцією з колодковим гальмом нового типу (поз. 5 на рис. 4). Прямая лінія 4 позначає розрахункове значення максимальної гальмівної сили  $F_{m\psi}$  тягової секції для конкретних умов забрудненості рейок, яку можуть створити колісно-колодкові гальма перед блокуванням коліс, після чого настане явище

юзів і сила гальмування колісного екіпажу значно зменшиться. Значення цієї сили визначали по виразу

$$F_{m\psi} = \sum_{n,j=1}^2 \psi N_{inj},$$

де  $\psi$  – коефіцієнт зчеплення локомотива, що приймається за експериментальними даними [7] залежно від забрудненості доріжок катання рейкових ниток шахтної колії;  $N_{inj}$  – нормальна реакція горизонтальної рейки під колесом.

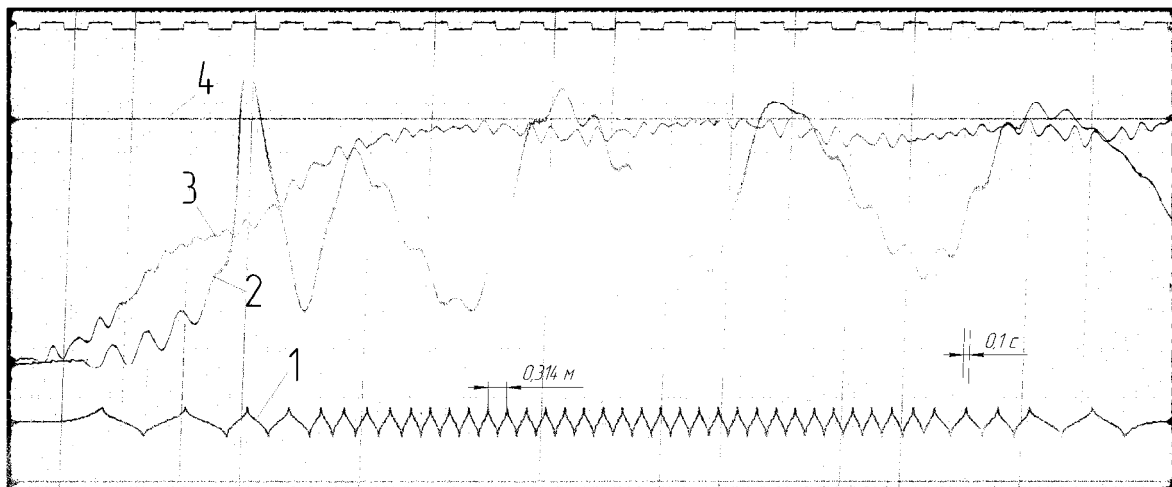


Рис. 5. Осцилограма експерименту

Нижні індекси тут і далі позначають наступне:  $i$  – для тягових секцій ( $i = 1, 2$ );  $in$  – для колісних пар  $i$ -ї секції ( $n = 1, 2$ );  $inj$  – для коліс  $in$ -ї пари ( $j = 1, 2$ ).

Для сухих чистих рейок шахтної колії без використання підсирання піску коефіцієнт зчеплення приймали рівним 0,17, а найбільше розрахункове значення максимальної гальмівної сили позначали як  $F_{m\psi 0}$ .

Після початку руху тиск в гальмівній системі колісно-колодкових гальм обох секцій плавно піднімали протягом приблизно 6 с і встановлювали таким, щоб навантажити колеса максимальним

гальмівним моментом (не досягаючи юза). Для цього відповідним чином налаштовували клапан обмеження тиску. Наприклад, при русі по сухих чистих рейках шахтної колії без підсирання піску тиск в гальмівній магістралі встановлювали рівним приблизно 4 МПа.

Як видно на осцилограмі, після плавного початку руху потягу гальмівна сила на першому і другому візку зростала неоднаково. На першому візку (гальмо традиційної конструкції з рамним замиканням гальмівного зусилля) вона значно коливалася (крива 2), іноді перевищуючи допустиму величину (пряму 4). Це відбувалося тому, що корпус 9 гальмівного цилін-

дру встановлений на рамі 4 (див. рис. 3) візка, а його коливання, що виникають при русі по нерівностях колії (різної частоти і амплітуди), призводили до гойдання важеля 2 навколо осі 3, що в результаті періодично зменшувало або збільшувало силу притиснення колодки до поверхні катання колеса. На другому візку (гальмо нової конструкції з осьовим замиканням гальмівного зусилля) гальмівна сила змінювалася плавніше (крива 3 на рис. 5). Коливання підвіски призводили лише до незначних деформацій еластичних елементів в гумометалевому шарнірі, що сполучає важіль 2 (див. рис. 2) та вісь 3, і, – невеликим пульсаціям гальмівної сили. Низькочастотні коливання сигналу 3 відображають місцеві прогини рейкових ниток і локальні зміни значення подовжнього ухилу рейкової колії.

В експериментах на швидкостях  $v$  до 4 м/с моделювали різний стан поверхонь доріжок катання рейок, – від практично чистих, до покритих плівкою рідкого вугільно-порідного бруду. Також застосовували підсилення піску з пісочниць 4 (див. рис. 1) барабанного типу, якими обладнаний локомотив Э10. Для кількісної оцінки ефективності гальм, колісних колодок різних конструкцій, функцію гальмівної сили тягової секції від швидкості  $F_{mi} = f(v)$  представимо у вигляді

$$F_{mi} = F_0 \exp(-\alpha v),$$

де  $F_0$  – гальмівна сила при  $v = 0$ ;  $\alpha$  – коефіцієнт апроксимації.

Використовуючи метод найменших квадратів отримаємо

$$\alpha = \left( \sum_{p=1}^n v \ln F_p \right) \left( \sum_{p=1}^n v^2 \right)^{-1},$$

де  $F_p, v_p$  – експериментальні дані гальмівної сили та швидкості руху, відповідно в  $p$ -му досліді.

За результатами експериментів одержані залежності, наведені на графіку (рис. 6).

Відношення гальмівної сили  $F_{m\psi i}$  до величини максимально можливої гальмівної сили  $F_{m\psi 0}$  залежить від швидкості руху локомотива. Прямі 1 відповідає відношенню величини максимально можливої гальмівної сили для сухих рейок без підсилення піску до  $F_{m\psi 0}$  (за визначенням дорівнює одиниці). Прямі 2 та 3 показують відношення величини максимально можливої гальмівної сили для мокрих чистих рейок ( $\psi = 0,13$ ) та покритих плівкою рідкого вугільно-порідного бруду ( $\psi = 0,08$ ) відповідно до  $F_{m\psi 0}$ . Криві 4 та 5 відповідають відношенню середньої змі-

ряної гальмівної сили візка, обладнаного колісно-колодковим гальмом нової ( $F_{m2}$ ) і традиційної ( $F_{m1}$ ) конструкції відповідно до  $F_{m\psi 0}$  на сухих рейках без підсилення піску. Залежності 6 та 7 аналогічні кривим 4 і 5, але вони отримані в умовах руху локомотива по мокрих чистих рейках, а криві 8 та 9 – по покритих плівкою рідкого вугільно-порідного бруду рейках без підсилення піску.

В результаті аналізу одержаних даних можна зробити висновок, що середнє діюче значення гальмівної сили на візку, обладнаному гальмами нового типу, виявилось на 29 % більше, ніж на візку з традиційними колодковими гальмами. При цьому небезпека короточасного блокування коліс практично відсутня.

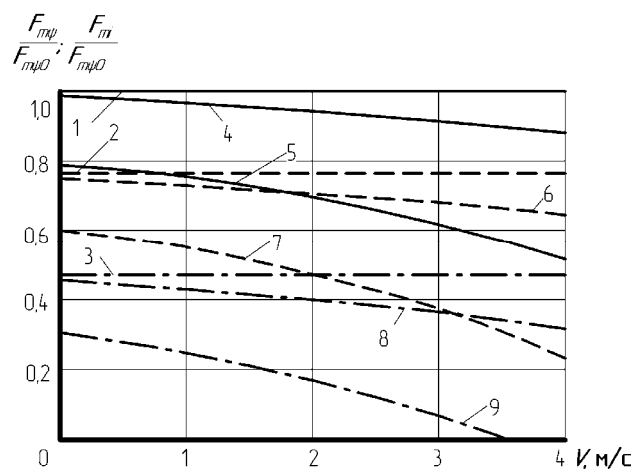


Рис. 6. Залежність відношення виміряної гальмівної сили до величини максимально можливої гальмівної сили

Порівняльні випробування показали, що за рахунок оригінальної конструкції гальмівної системи нового типу виключено вплив горизонтальних подовжніх та поперечних, а також вертикальних коливань колісних пар відносно рами візка, що значно знижує частоту й амплітуду пульсацій гальмівної сили. У новому гальмі черевики колісно-колодкового гальма розташовані біля коліс практично без зазору. За рахунок цього час спрацьовування гальма істотно менше (на третину), ніж у традиційного, а поверхні катання коліс під час руху постійно зачищаються.

За рахунок установа важеля приводу гальмівного черевика на осі через гумометалеву втулку забезпечується суттєве зниження коливань притискного зусилля колодки до поверхні катання колеса а, отже, й гальмівної сили.

Нова конструкція колісно-колодкового гальма, дозволяє також здійснювати плавне регулювання величини та вирівнювання гальмівних моментів на колодках однієї тягової секції, а також забезпечувати досягнення максимально можливої гальмівної зусилля (в разі екстреного гальмування), при якому не настає юз.

## Список літератури

1. Шахтный кабельный электровоз / В.А. Салов, В.Н. Дорожкин, В.В. Процив, С.В. Федоренко // Промышленный транспорт. – 1986. – № 6. – С. 7.
2. Процив В.В., Мона А.Г. Экспериментальное определение характеристик сцепления шахтного локомотива в режиме торможения // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2003. – № 2. – С. 95-97.
3. Таран И.А., Денищенко А.В., Коптовец А.Н. Экспериментальное определение параметров взаимодействия секционной тормозной колодки с поверхностью катания колеса // Науковий вісник НГА України. – 1998. – № 3. – С. 41-43.
4. А. с. 1504138 СССР, МКИЗ В 61/00. Тормоз рельсового транспортного средства / Процив В.В., Мишин В.В., Лебедев А.И., Салов В.А., Зябров В.А.; Оpubл. 30.08.89. Бюл. № 32 // Открытия. Изобретения. – 1989. – № 32.
5. А. с. 1606356 СССР, МКИЗ В 39/00. Устройство для подачи песка к колесам транспортного средства / Процив В.В., Мишин В.В., Лебедев А.И., Салов В.А.; Оpubл. 15.11.90. Бюл. № 42 // Открытия. Изобретения. – 1990. – № 42.
6. Процив В.В. Вплив підсипання піску на реалізацію гальмівної сили гравітаційним рейковим гальмом // Прогресивні технології і системи машинобудування: Міжнарод. зб. наук. праць. – Донецьк: ДонНТУ, 2008. – Вип. 36. – С. 171-180.
7. Ренгевич А.А. Коэффициент сцепления электровозов // Вопросы рудничного транспорта / Под общ. ред. Н.С. Полякова. – М., 1961. – Вып. 5. – С.227-247.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. С.Е. Блохіним 20.01.09*

УДК 622.271

**А.О. Бондаренко**

### ФІЗИЧНЕ ДОСЛІДЖЕННЯ СТРУМИННОГО ФОРМУВАННЯ ПІДВОДНОГО ВИБОЮ ЗЕМЛЕСОСНОГО СНАРЯДА

Виконано фізичні дослідження, встановлено основні форми зони розмиву й фізичні закономірності розмивання незв'язного ґрунту, розроблена фізична модель процесу розмиву ґрунту в підводному вибої землесосного снаряда.

Выполнены физические исследования, установлены основные формы зоны размыва и физические закономерности процесса размывания несвязного грунта, разработана физическая модель процесса размыва грунта в подводном забое землесосного снаряда.

Physical researches are executed, the washout zone basic forms and physical conformities of incoherent soil washout process are set, the physical model of soil washout process in shallow dredge submarine face is developed.

Ефективна робота земснаряда багато в чому визначається процесом породозабору. Найбільш поширеним способом підготовки гірських порід підводного масиву до виймання є механічний спосіб. Проте при розробці незцементованих, неущільнених, а також піщаних, піщано-глинистих, піщано-гравійних і м'яких розкритих порід з коефіцієнтом міцності (за М.М. Протодьяконовим)  $f_{\text{сд}} \leq 3-4$  широке застосування знаходять гідравлічні способи руйнування підводного масиву [1]. Слід зазначити, що до категорії перелічених вище ґрунтів відноситься переважна кількість природних і техногенних родовищ будівельних, скляних, формувальних пісків, а також вугільних, марганцевих, залізрудних та інших шламів. Дослідження показали, наприклад, що застосування гідравлічних розпушувачів на ґрунтозаборних пристроях різної конструкції, при роботі в вказаних ґрунтах, збільшує продуктивність землесосних снарядів від 25 до 560%.

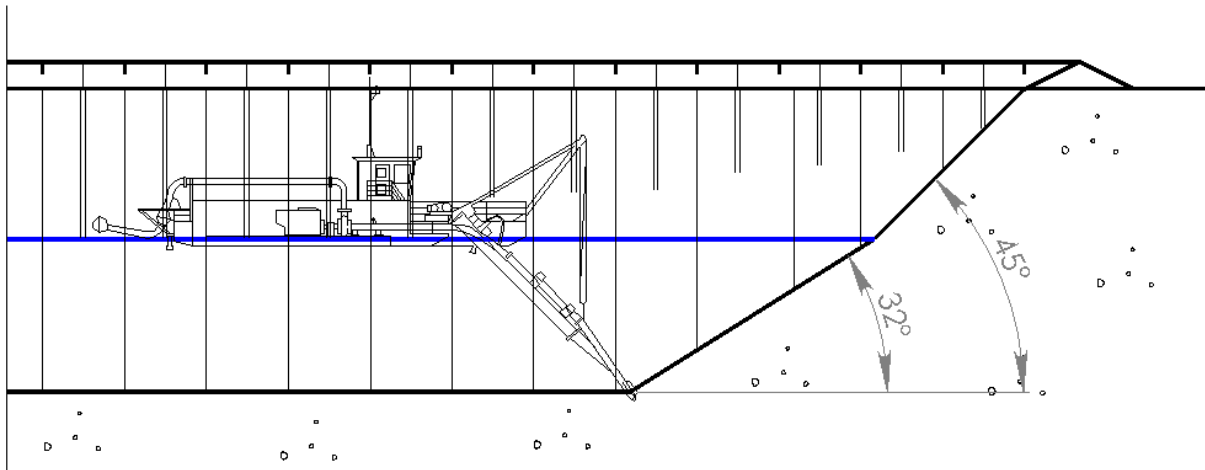
Гірничо-технічні умови розробки підводних родовищ постійно ускладнюються, тому для збереження економічної ефективності процесу виникає необхідність зниження метало- та енергоємності, підви-

щення надійності роботи ґрунтозабірних пристроїв і к.к.д. їх застосування.

Одним із напрямів підвищення ефективності процесу підводного видобутку ґрунтів землесосними снарядами є раціоналізація технологічних і конструктивних параметрів розпушувачів виконавчих органів.

На даний момент до кінця не вивченим є основний процес, що відбувається у вибої землесосного снаряда з гідравлічним розпушуванням масиву гірської породи. Відомо, що технологія розробки корисної копалини землесосним снарядом передбачає розпушування та всмоктування ґрунту в підшві підводного уступу (рис. 1). При цьому встановлено, що кут нахилу робочого уступу підводного вибою незв'язного ґрунту дорівнює  $32^\circ$  [2].

Проведення візуальних спостережень за процесом підводного розмивання ґрунту проведені під кутом нахилу вісі форсунки згідно з рядом:  $0,15,30,45,60,75$  і  $90^\circ$ , показали, що залежно від кута нахилу струменя та його витрати зона розмиву у вертикальній площині, що проходить через подовжню вісь форсунки, має різні форми.



Вивчення процесу розмивання незв'язного ґрунту у підводному вибої землесосного снаряда може бути виконане шляхом побудови фізичної моделі за результатами візуальних спостережень під час експериментальних досліджень. Візуальні спостереження процесу розмивання ґрунту проведені з використанням лабораторної установки (рис. 2). Як досліджуваний ґрунт використовували кварцовий річковий пісок з середньою крупністю  $d_{cp} = 0,265$  мм.

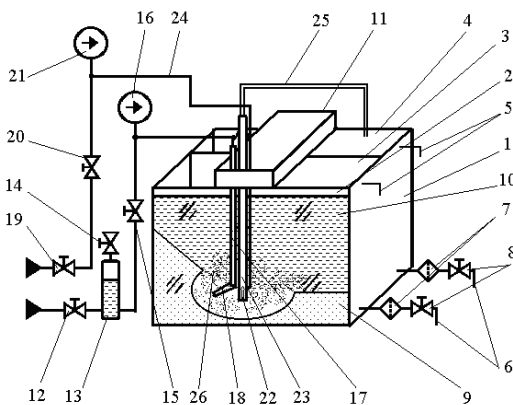


Рис. 2. Схема лабораторної установки: 1 – двосекційний бак; 2 – оглядове вікно; 3, 4 – передня та задня секції бака; 5 – переливні патрубки; 6 – зливні патрубки; 7 – сітчасті фільтри; 8, 12, 14, 15, 19, 20 – вентилі; 9 – досліджуваний ґрунт; 10 – шар води; 11 – рамна конструкція; 13 – ресивер; 16, 21 – манометр; 17 – трубка подавання води; 18 – змінна розмиваюча форсунка; 22 – струминний насос; 23 – усмоктувальний патрубок; 24 – напірний патрубок; 25 – пульзовий патрубок; 26 – підводний вибій

Проведення візуальних спостережень за процесом підводного розмивання ґрунту проведені під кутом нахилу вісі форсунки згідно з рядом: 0, 15, 30, 45, 60, 75 і 90°, показали, що залежно від кута нахилу струменя та його витрати зона розмиву у вертикальній площині, що проходить через подовжню вісь форсунки, мала різні форми.

На підставі вивчення закономірностей напрямку руху потоків гетерогенної пульпи в підводній зоні розмиву можна виділити п'ять ділянок: ділянка похилого струменя, ділянка повороту струменя, ділянка зворотного потоку, ділянка зважування, ділянка осадження.

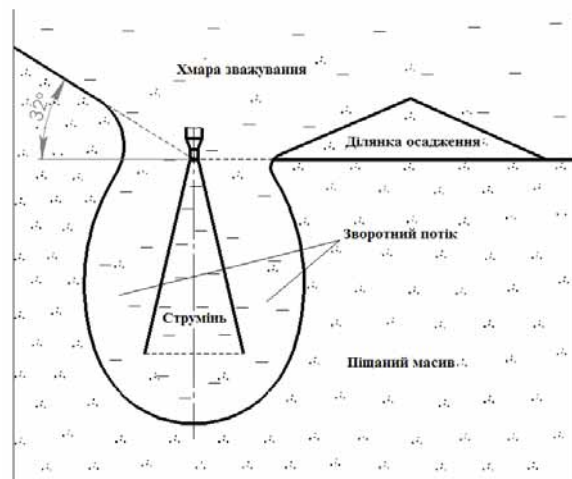


Рис. 3. Схема підводного розмивання ґрунту при куті нахилу осі струменя 0 град

На ділянці похилого струменя спостерігається інтенсивний розмив ґрунту водяним струменем. Практично відразу після виходу з сопла форсунки водяний струмінь насичається частинками ґрунту. Подальший розмив ґрунту відбувається вже потоком пульпи за формою водяного струменя. Частинки ґрунту рухаються за прямолінійними траєкторіями з наростанням ширини ділянки похилого струменя у міру його віддалення від сопла форсунки. Ділянка повороту струменя є безпосереднім продовженням ділянки похилого струменя. На ділянці спостерігається різка зміна напрямку потоку пульпи вгору при швидкості потоку ще достатній для розмивання ґрунту та зважування і переміщення його частинок. Кут повороту вектора подовжньої швидкості потоку на ділянці змінюється від 170-180° (близький до вертикалі стру-



мін) до  $30^\circ$  (горизонтальний струмінь). Частинки рухаються за криволінійними траєкторіями. В кінці ділянки повороту швидкості частинок усереднюються, із зсувом максимальних значень швидкості від осі потоку у бік нерозмитого масиву ґрунту.

Слід зазначити особливості ділянки повороту струменя при різних кутах нахилу його осі. При куті нахилу  $0^\circ$  (рис. 3) струмінь має симетричну форму. Зона розмиву, що знаходиться нижче за підшову підводного уступу, також має симетричну форму. Проте на поверхні підшови з боку протилежного уступу відбувається відкладення частинок ґрунту (ділянка осадження).

При кутах нахилу  $15-60^\circ$  спостерігається поворот потоку з обгинанням струменя зверху (рис. 4). При кутах  $75-90^\circ$  подібного явища не спостерігається, потік пульпи змінює напрям руху під кутом близьким до  $90^\circ$  (рис. 5).

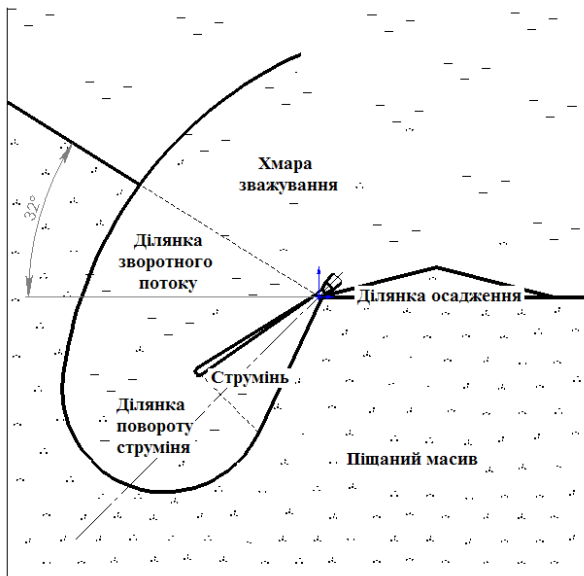


Рис. 4. Схема підводного розмивання ґрунту при куті нахилу осі струменя  $15-60^\circ$  град

Ділянка зворотного потоку є продовженням ділянки повороту струменя і завершується входом потоку пульпи в придонний водний простір з утворенням каламутної хмари і подальшим осадженням частинок ґрунту під дією гравітаційних сил на ділянці осадження. Частинки ґрунту рухаються вгору, поздовжня швидкість частинок плавно зменшується від максимальної на осі потоку до мінімальної біля його границь. Сталих переміщень частинок поперечно по-

току не спостерігається. Потік пульпи робить періодичні девіаційні відхилення. Ширина ділянки висхідного потоку практично постійна.

Таким чином, при сталому підводному розмиванні весь ґрунт, що знаходиться над похилим струменем, перебуває у рухливому (дезінтегрованому) стані.

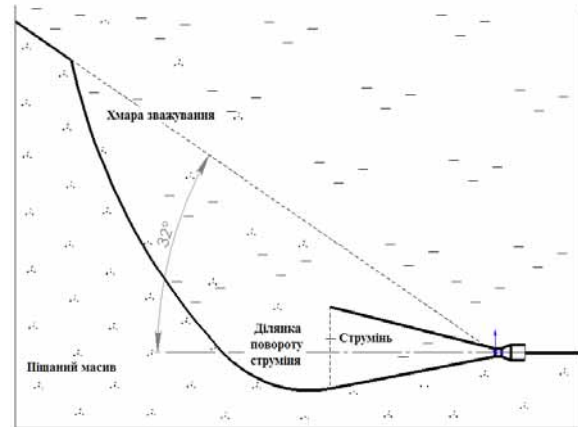


Рис. 5. Схема підводного розмивання ґрунту при куті нахилу осі струменя  $75-90^\circ$  град

У цілому, експериментальні дослідження підводного розмивання незв'язного ґрунту дозволили встановити основні форми зони розмиву й фізичні закономірності процесу розмивання незв'язного ґрунту в підводному вибої земснаряда залежно від початкових параметрів похилого струменя. Розроблено фізичну модель процесу розмивання ґрунту в підводному вибої земснаряда. Результати спостережень будуть використані при розробці математичної моделі процесу розмивання ґрунту у підводному вибої землесосного снаряда з метою обґрунтування раціональних параметрів системи розмивання ґрунтозабірного пристрою.

#### Список літератури

1. Нурок Г.А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ: Учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 471 с.
2. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных предприятий. – Л. – Стройиздат, 1977. – 366 с.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.П. Франчуком 15.12.08

УДК 622.232

В.В. Ткачев, Н.И. Стадник, А.В. Бубликов

## АЛГОРИТМ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩЕГО УПРАВЛЕНИЯ УГОЛЬНЫМ КОМБАЙНОМ

У статті розглянуті актуальні питання підвищення ефективності роботи за рахунок поліпшення принципів керування вугільними машинами.

В статье рассмотрены актуальные вопросы повышения эффективности работы за счет улучшения принципов управления угольными машинами.

The questions of work effectiveness increase at the expense of improvement of principles of control by cutter-loaders are considered in the article.

**Последние достижения.** Сегодня автоматическое управление угольных комбайнов реализуется согласно минимальному варианту автоматизации, при котором органически поддерживают два режима:

– стабилизация нагрузки привода резания за счет изменения скорости подачи;

– стабилизация скорости подачи при неизменной скорости резания с ограничением по перегрузочной способности привода.

**Цель статьи, постановка задач.** Поскольку условия работы комбайна постоянно меняются непредсказуемым образом, автоматическая система управления комбайном должна быть адаптивной, осуществляющей поиск скорости подачи, при которой работа комбайна будет происходить в нормальном режиме с оптимальными экономическими показателями.

Поставленная задача требует совершенствования принципа построения автоматических систем управления для угольных комбайнов. Для ее решения необходимо определить закон изменения скорости подачи комбайна, обеспечивающий поддержание экономических показателей на оптимальном уровне.

Одним из основных экономических показателей работы комбайна является удельное энергопотребление. В статье поставлена задача – исследовать закономерности изменения энергосберегающего режима работы угольных комбайнов с целью оптимизации алгоритма управления по критерию минимальных удельных энергозатрат.

### Изложение основного материала исследований.

На мощных пластах технические ограничения не препятствуют работе угольных комбайнов с максимальным использованием мощности привода резания. Поэтому минимальный вариант автоматизации обеспечивает работу комбайнов с максимальной производительностью и минимальными удельными энергозатратами. Но на маломощных пластах из-за ограниченного забойного пространства комбайны имеют другое конструктивное исполнение, при котором значительно снижается погрузочная способность исполнительного органа. Минимальный вариант автоматизации режимов работы становится неэффективным, поскольку при увеличении скорости перемещения комбайна момент заштыбовки шнека на-

ступает задолго до момента максимального использования мощности привода резания. Это приводит к тому, что угольные комбайны работают в режиме затянувшейся заштыбовки шнека, при котором в 1,5-2 раза увеличиваются удельные энергозатраты.

С целью выявления недостатков существующих алгоритмов управления добычными комбайнами на маломощных пластах по алгоритму, заложенному в минимальном варианте автоматизации добычных комбайнов, в приложении программы Matlab “Simulink” проведено имитационное моделирование процесса автоматического управления комбайном УКД300 регулятором нагрузки.

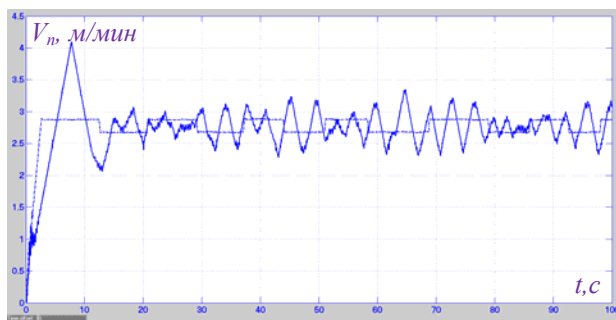


Рис. 1. Временная характеристика скорости подачи при автоматическом управлении добычным комбайном УКД300: сплошной линией – по существующему алгоритму; пунктирной – по предложенному

Как видно из рис. 1, изменение скорости подачи при автоматическом управлении комбайном УКД300 согласно минимальному варианту автоматизации происходит в виде колебаний со случайной амплитудой в диапазоне 2,3-3,4 м/мин. При превышении скорости подачи значения 2,7 м/мин в рабочей зоне исполнительного органа постепенно накапливается уголь, поскольку шнек не справляется с выгрузкой угля в интенсивном режиме работы комбайна. Снижение скорости подачи начинается в тот момент, когда мощность, потребляемая электродвигателем привода резания, превысит устойчивое значение (215 кВт). Для выгрузки накопившегося угля и соответственно снижения мощности регулятор нагрузки

уменьшает скорость подачи до тех пор, пока мощность двигателя привода резания не станет меньше устойчивого значения. Чтобы это произошло, скорость подачи должно некоторое время быть ниже своего критического значения по заштыбовке (2,77 м/мин), что можно наблюдать на рис. 1. Заново увеличение скорости подачи начинается в тот момент, когда мощность двигателя привода резания становится ниже 215 кВт. Из-за влияния составляющей мощности, связанной с разрушением угля, мощность превышает устойчивое значение при различных объемах циркулирующего угля, чем объясняется случайные значения амплитуды скорости подачи при ее колебаниях. Рассчитаем среднюю скорость подачи:

$$V_{n,cp} = \frac{\sum_{i=1}^{10000} V_{n,i}}{10000} = 2,77 \text{ м/мин,}$$

где  $V_{n,i}$  – мгновенное значение скорости подачи комбайна, м/мин.

Отсюда можно сделать вывод, что средняя теоретическая производительность добычного комбайна УКД300 ограничивается погрузочной способностью шнека и составляет:

$$Q_{m,cp} = \gamma_n \cdot D \cdot B_z \cdot V_{n,cp} \cdot 60 = 1,43 \cdot 0,9 \cdot 0,7 \cdot 2,77 \cdot 60 = 150 \text{ т/ч.}$$

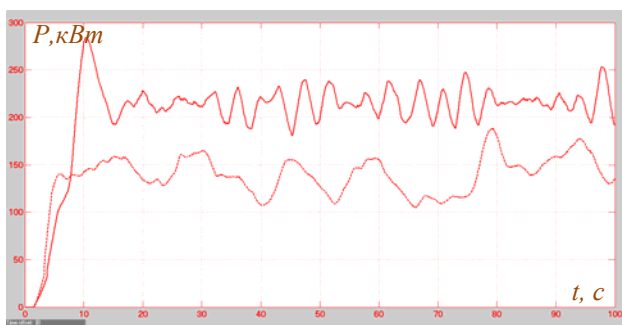


Рис. 2. Временная характеристика средней мощности электродвигателя привода резания при автоматическом управлении добычным комбайном УКД300: сплошной линией – по существующему алгоритму; пунктирной – по предложенному

Проведем оценку энергетической эффективности автоматического управления комбайном по отношению к минимальному варианту автоматизации. На рис. 2 видно, что среднее значение мощности электродвигателя привода резания изменяется во времени случайным образом вокруг своего устойчивого значения. Таким образом, имеет место полное использование мощности привода резания, несмотря на то, что производительность комбайна является заниженной. Это происходит из-за того, что работа комбайна протекает с постоянным присутствием в рабочем пространстве шнека циркулирующего угля, который занимает в среднем 65% рабочего объема шнека. Около 38% мощности электродвигателя (82 кВт) тратится на преодоление силы трения угля о поверхности лопастей при его заклинивании между лопастями

и корпусом редуктора в процессе заштыбовке шнека. Среднее значение мощности, потребляемой электродвигателем привода резания:

$$P_{\text{дв.ср}} = \frac{\sum_{i=1}^{10000} P_{\text{дв.}i}}{10000} = 212 \text{ кВт,}$$

где  $P_{\text{дв.}i}$  – мгновенное значение мощности, потребляемой электродвигателем привода резания, кВт.

Определим средние удельные энергозатраты на разрушение и погрузку угля шнеком:

$$H_{w,у.ср} = \frac{P_{\text{дв.ср}}}{Q_{m,ср}} = \frac{212}{150} = 1,413 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т.}$$

Учитывая, что удельные энергозатраты на разрушение и погрузку угля при перемещении добычного комбайна с постоянной скоростью 2,77 м/мин без наличия процесса заштыбовки шнека составляют 0,841 кВт·ч/т, управление добычным комбайном на маломощных пластах регулятором нагрузки, реализующим минимальный вариант автоматизации, приводит к увеличению удельных энергозатрат на 68%.

Для снижения удельных энергозатрат добычного комбайна, работающего на тонких пластах, необходимо обеспечить работу шнека на грани заштыбовки с незначительным объемом циркулирующего угля в рабочем пространстве. Это можно реализовать только в том случае, если автоматическая система будет обладать способностью обнаруживать заштыбовку шнека на ранней стадии. В настоящее время отсутствуют датчики фиксирования заштыбовки исполнительного органа добычных комбайнов по причине невозможности их установки в рабочей зоне исполнительного органа из-за агрессивной внешней среды. Вследствие этого необходима разработка способа определения момента начала заштыбовки шнека косвенным путем. Авторами предложен способ определения начала процесса заштыбовки шнека косвенным путем, в основе которого лежит анализ динамики мощности двигателя привода резания добычного комбайна в режимах несилевой и силовой погрузок угля.

Условно мощность электродвигателя привода резания можно представить векторной суммой двух составляющих, первая из которых связана с процессом разрушения резами угольного массива, а вторая с процессом транспортирования и погрузки угля шнеком. Рассмотрим динамику второй составляющей при различных режимах погрузки угля шнеком. Для этого после 20 с моделирования увеличим скорость подачи комбайна с 2,77 до 2,9 м/мин, которая в дальнейшем будет неизменной. Таким образом, будет наблюдаться заштыбовка шнека с незначительным и постоянным приростом объема циркулирующего угля ( $0,063 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$  или 2,6 % рабочего объема шнека).

На рис. 3,б значение “1” черной линии по оси ординат соответствует интервалу времени, в течение которого имеет место силовая погрузка или транспортирование угля. Значение “0” соответствует ре-

жиму несилевой погрузки или транспортирования угля. Значение “1,2” красной линии соответствует интервалу времени, в течение которого имеют место I и III четверти периода оборота шнека. Значение “0” – когда протекают II и IV четверти периода оборота шнека.

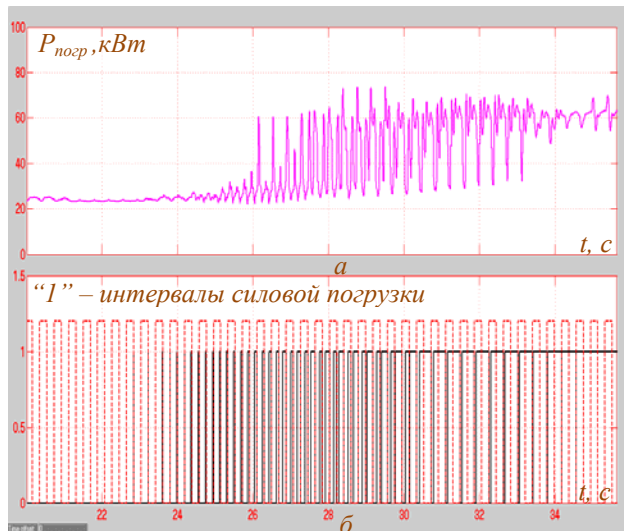


Рис. 3. Временная диаграмма: а – мощности погрузки угля при заштыбовке шнека; б – интервалов силовой погрузки (сплошная линия) на четвертях периода оборота шнека (пунктирная)

Как видно из рис.3,б, на начальной стадии процесса заштыбовки длительность интервалов силовой погрузки незначительная (до 26 с), но далее интервалы силовой погрузки угля становятся постепенно шире и после 34 с моделирования значение “1” черной линии по оси ординат наблюдается почти постоянно. Соответственно, если смотреть на рис.3,а, до 26 с наблюдаются короткие скачки мощности с 24 кВт до 61 кВт. Далее, с 26 по 34 с моделирования, длительность интервалов, когда мощность погрузки имеет значение 61 кВт, постепенно увеличивается, становясь шире с увеличением объема циркулирующего угля. После 34 с моделирования мощность погрузки в основном находится на уровне 61 кВт.

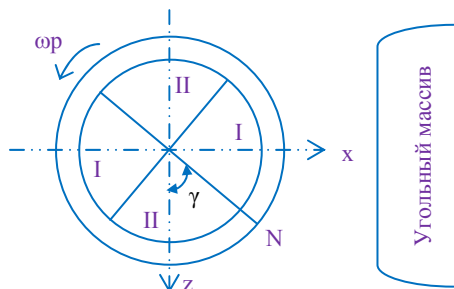


Рис. 4. Схема исполнительного органа (вид со стороны разгрузочного торца)

В процессе анализа динамики мощности погрузки при заштыбовке шнека были выявлены следующие особенности:

- если за начальное положение шнека принять тот момент, когда конечный участок лопасти выходит из зоны скопившегося угля возле разгрузочного торца (точка N на рис. 4, угол  $\gamma = 50^\circ$ ), то интервал силового транспортирования угля появляется в конце периода оборота шнека. Он имеет место, когда лопасть находится на слишком близком расстоянии от корпуса редуктора привода резания в зоне скопившегося угля, из-за чего окно выгрузки угля уже закрыто, и оставшийся в рабочем объеме уголь заклинивается между поверхностями лопасти и корпуса редуктора. Интервал силового транспортирования угля постоянно заканчивается в конце периода оборота шнека, когда лопасть уходит из зоны скопившегося угля возле разгрузочного торца исполнительного органа. Если заштыбовка затягивается, интервал силового транспортирования угля удлиняется в сторону начала периода оборота шнека;

- интервалы силовой погрузки всегда заканчиваются в момент закрытия окна выгрузки (для комбайна УКД300 с двулопастным шнеком диаметра 0,9 м. он равен 4,681 рад.) на 0,572 секунде оборота шнека, период вращения которого равен 0,768 секундам. Если заштыбовка затягивается, интервал силовой погрузки угля удлиняется в сторону начала периода оборота шнека.

В силу приведенных наблюдений можно сделать следующий вывод: если период оборота двухзаходного шнека разбить на четверти, как показано на рис. 4, то в начальной стадии заштыбовки шнека интервалы силовой погрузки и транспортирования угля будут приходиться на вторую и четвертую четверти оборота шнека. Данное положение подтверждает рис. 3,б, на котором видно, что значение “1” черной линии приходится в основном на временные интервалы, на которых значение красной линии равно “0”. Из выше сделанного вывода следует, что мощность, замеренная в течение вторых и четвертых четвертей периода оборота шнека с двумя лопастями, при начале заштыбовки становится больше по сравнению со средней мощностью, замеренной на первых и третьих четвертях периода оборота шнека. Это утверждение справедливо только в случае, когда начало замера мощности на первой четверти совпадает с положением шнека, показанного на рис. 4. Описанное явление используется для обнаружения начала процесса заштыбовки шнека. При этом предложен численный критерий начала заштыбовки:

$$k_{от.i} = \sum_{x=i-300}^i \begin{cases} \frac{P_{x-24}}{P_x} & \text{если } 0 < \varphi < 90 \text{ и } 180 < \varphi < 270 \\ \frac{P_x}{P_{x-24}} & \text{если } 90 < \varphi < 180 \text{ и } 270 < \varphi < 360 \end{cases}$$

где  $P_x$  – мгновенное значение мощности электродвигателя привода резания в текущий момент времени, кВт;  $P_{x-24}$  – мгновенное значение мощности электро-

двигателя привода резания 24 временных такта назад (один временной такт равен 0,008 с), кВт;  $\varphi$  – угол поворота шнека относительно начального положения, град.;  $x$  – номер временного такта.

В результате исследования на имитационной модели поведения коэффициента отношения мощностей  $k_{om.i}$  при заштыбовке шнека при разрушении массива угля с учетом случайных изменений прочностных свойств угольного массива, было установлено:

- коэффициент отношения мощностей изменяется случайным образом с доверительной вероятностью 0,99 в интервале  $0,93 \cdot K_{om.cp} < K_{om.cp} < 1,07 \cdot K_{om.cp}$  при объеме циркулирующего угля меньше 30% рабочего объема шнека и выходит из данного интервала при превышении объема циркулирующего угля 30% рабочего объема шнека;

- коэффициент отношения мощностей возвращается в указанные пределы изменения либо при уменьшении объема циркулирующего угля меньше 30% рабочего объема шнека, либо при превышении объема циркулирующего угля 45% рабочего объема шнека;

- максимальное отклонение коэффициента  $k_{om.i}$  и временной интервал, в течение которого коэффициент  $k_{om.i}$  находится за установленными пределами, при заштыбовке обратно пропорционально зависят от прироста объема циркулирующего угля за оборот шнека;

- время обнаружения заштыбовки обратно пропорционально зависит от времени, в течение которого объем циркулирующего угля достигнет значения 30 % от рабочего объема шнека, то есть от прироста объема циркулирующего угля за оборот шнека.

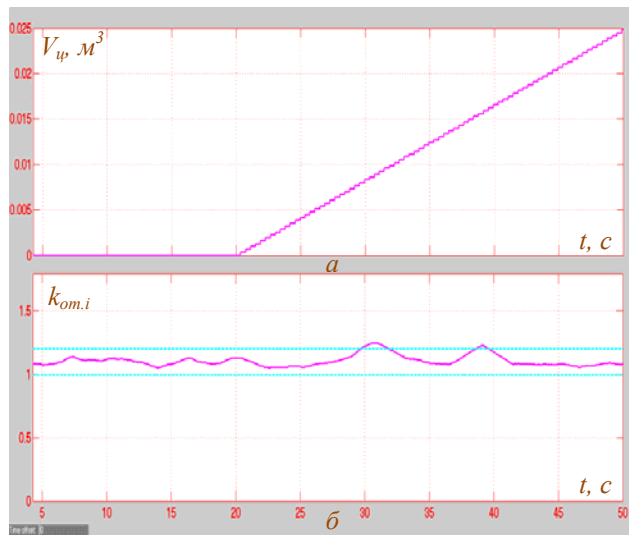


Рис. 5. Временная характеристика: а – объема циркулирующего угля в рабочем пространстве шнека; б – численного критерия определения начала заштыбовки шнека

На рис. 5 можно увидеть подтверждение некоторых перечисленных особенностей динамики критерия начала заштыбовки. Процесс заштыбовки начинается на 20-й с моделирования, следовательно, объем циркулирующего угля до 20-й с равен “0” (см.

рис. 5,а). До этого события, как видно из рис. 5,б, коэффициент отношения мощностей  $k_{om.i}$  изменяется в пределах от “1,023” до “1,177”. После наступления заштыбовки через 10 с коэффициент  $k_{om.i}$  выходит за установленные пределы, когда объем циркулирующего угля достигает значения 0,0073 м³, что составляет 30% от рабочего объема шнека. Спустя 2,5 с, когда объем циркулирующего угля достигает 45% рабочего объема шнека, коэффициент  $k_{om.i}$  становится меньше верхнего предельного значения “1,177”.

Из анализа динамики коэффициента отношения мощностей следует, что существует противоречивая связь между показателями, которые определяют качество работы автоматической системы. С одной стороны, увеличение прироста объема циркулирующего угля за оборот шнека уменьшит время поиска критической по заштыбовки скорости подачи. С другой стороны, при этом уменьшится величина и длительность скачка коэффициента отношения мощностей при заштыбовке, что приведет к снижению вероятности фиксирования автоматической системой заштыбовки шнека. С учетом того, что значение критической по заштыбовке скорости подачи остается величиной неизменной в процессе работы комбайна, более приоритетным принят показатель, который определяет вероятность фиксирования автоматической системой заштыбовки шнека. За данный показатель взят коэффициент  $k_{вер.заш}$ :

$$k_{вер.заш} = \frac{\max(k_{om})}{P^0(k_{om})},$$

где  $\max(k_{om})$  – максимальная величина скачка коэффициента отношения мощностей;  $P^0(k_{om})$  – значение коэффициента отношения мощностей, теоретическая вероятность появления которого равна “0”. Чтобы работа автоматической системы происходила с постоянным обнаружением процесса заштыбовки, необходимо чтобы  $k_{вер.заш} > 1$ . В ходе исследований установлено, что  $P^0(k_{om}) = 1,21$  и чтобы значение  $\max(k_{om})$  было больше “1,21”, необходимо, чтобы величина прироста объема циркулирующего угля за оборот шнека не превышала 2,6% от его рабочего объема. Отсюда вытекает требование к закону изменения скорости подачи для обеспечения фиксирования заштыбовки автоматической системой с теоретической вероятностью, равной “1”: необходимо, чтобы с момента заштыбовки средняя скорость подачи оставалась неизменной и отличалась от критического значения по заштыбовке не более, чем на 0,1 м/мин (при этом прирост объема циркулирующего угля за оборот шнека взят на 0,6% меньше).

Время, достаточное для оценки состояния погружки угля шнеком, определяется по формуле:

$$t_{оц.заш} = \frac{V_{фикс.заш}}{\Delta V_{цирк.мин}} \cdot T_{пер.шн}$$

где  $V_{фикс.заш}$  – объем циркулирующего угля, достаточный для обнаружения заштыбовки шнека (30% рабочего объема шнека), м³;  $\Delta V_{цирк.мин}$  –

минимальный прирост циркулирующего угля за оборот шнека, при котором возможно фиксирование заштыбовки (ранее принят 0,6% от рабочего объема шнека),  $m^3$ ;  $T_{пер.шн}$  – период оборота шнека, с. Для комбайна УКД300 время оценки состояния погрузки угля шнеком составило 38 с.

Момент расштыбовки шнека определяется по коэффициенту отношения мощностей, текущее значение которого опускается ниже “1,1” при оставшемся объеме циркулирующего угля, равном 3-6% от рабочего объема шнека.

Полученные результаты исследования закономерностей изменения коэффициента отношения мощностей используются для разработки алгоритма автоматического управления комбайном (рис. 6).

Поскольку среднее значение критической по заштыбовке скорости подачи не меняется при работе комбайна, можно выделить два основных режима автоматического управления добычным комбайном для тонких пластов – режим поиска критической по заштыбовке скорости подачи, и режим ее отслеживания.

Перед описанием алгоритма управления отметим, что при разработке автоматической системы управления добычным комбайном для тонких пластов по критерию минимальных удельных энергозатрат регулятор режимов работы, реализующий минимальный вариант автоматизации, без каких-либо изменений остается на добычном комбайне. Разрабатываемая автоматическая система является системой управления, которая стоит на более высоком уровне и задачей ее является формирование уставки скорости подачи для регулятора режимов работы комбайна таким образом, чтобы удельные энергозатраты на разрушение и погрузку угля были минимальными.

Поиск критической по заштыбовке скорости подачи протекает следующим образом. После нажатия кнопки “Пуск”, состояние которой проверяется в блоке 1, автоматическая система управления задает в блоке 2 уставку скорости подачи 1 м/мин. Как показали исследования, при скорости подачи 1 м/мин двухзаходные шнеки диаметром 0,7 м и выше (с высотой борта конвейера 0,228 м) справляются с погрузкой угля на забойный конвейер. Увеличение начальной скорости подачи, с которой начинается поиск критического по заштыбовке значения, позволяет сократить время поиска. Далее в блоке 3 происходит опрос датчика скорости подачи с шагом замера 0,1 с. Согласно [1] скорость подачи изменяется в диапазоне частот 0,5-3 Гц, поэтому время опроса датчика скорости подачи рассчитывается с условием, что частота наивысшей гармоники, которую необходимо учитывать, равна 5 Гц. В блоке 4 проверяется, находится ли текущая скорость подачи в диапазоне  $0,9 \cdot V_{н.уст} < V_n < 1,1 \cdot V_{н.уст}$ . Автоматическая система будет продолжать опрашивать датчик скорости подачи не предпринимая никаких действий, пока текущая скорость подачи не окажется в указанном диапазоне. После этого в блоке 5 произойдет обнуление таймера и его запуск. В блоке 6 опять производится опрос датчика скорости подачи для того, чтобы в блоке 7 проверить на-

хождение текущей скорости подачи в указанных пределах. Если текущая скорость подачи выходит из пределов  $0,9 \cdot V_{н.уст} < V_n < 1,1 \cdot V_{н.уст}$ , то система в блоке 8 приостанавливает таймер и не предпринимает никаких действий, пока текущая скорость подачи не возвратится в указанные пределы. Если условие в блоке 7 соблюдается, то в блоке 9 происходит опрос датчика мощности электродвигателя привода резания с шагом 0,01 с. Как показали исследования [1], частоты собственных колебаний электродвигателей приводов резания комбайнов лежат в пределах 9-18 Гц. Время опроса датчика мощности рассчитано для условия учета наивысшей гармоники с частотой 50 Гц. Колебания мощности электродвигателя привода резания с большими частотами не имеют существенно-го веса в спектре частот.

Далее, в блоке 10, вычисляется скользящее среднее значение коэффициента отношения мощностей  $k_{ом.в}$ , время усреднения которого равно 2,2 с. Как показали исследования, это достаточное время для оценки среднего значения высокочастотных колебаний мощности привода резания, чтобы отношение дисперсии оценки к среднему значению, замеренному в течение длительного времени, было меньше “0,01”.

В блоке 11 проверяется условие возникновения заштыбовки шнека. Если заштыбовка отсутствует и условие в блоке 11 соблюдается, в блоке 12 проверяется содержимое таймера. Если с момента последнего сброса таймера не прошло 38 с, то осуществляется опрос датчика скорости подачи в блоке 6 и цикл повторяется. Если условие в блоке 12 не соблюдается, то в блоке 13 увеличивается уставка скорости подачи на 0,1 м/мин, далее в блоке 5 сбрасывается таймер, и в течение следующих 38 с. будет иметь место описанное выше циклическое выполнение действий автоматической системой.

По описанному замкнутому циклу работа автоматической системы управления добычным комбайном по критерию минимальных удельных энергозатрат будет происходить до тех пор, пока при определенном значении скорости подачи не наступит заштыбовка шнека. После этого автоматическая система перейдет в режим отслеживания критической по заштыбовке скорости подачи. При наступлении заштыбовки шнека спустя 9-37,9 с с момента сброса таймера в блоке 11 перестанет выполняться условие. При этом в блоке 14 произойдет уменьшение уставки скорости подачи на 0,2 м/мин. Уменьшение уставки скорости подачи на двойное значение шага итерации объясняется тем, что при предыдущем значении уставки могла иметь место заштыбовка шнека столь слабо выраженная, что автоматическая система не зафиксировала ее наличие в течение 38 с ( $\Delta V_{цирк.} < 0,6\%$  рабочего объема шнека). То есть предыдущее уставочное значение скорости подачи может оказаться больше либо равным критической скорости подачи по заштыбовке, а для устранения циркулирующего угля в рабочем пространстве шнека необходимо, чтобы имелся некоторый запас по погрузочной способности шнека.

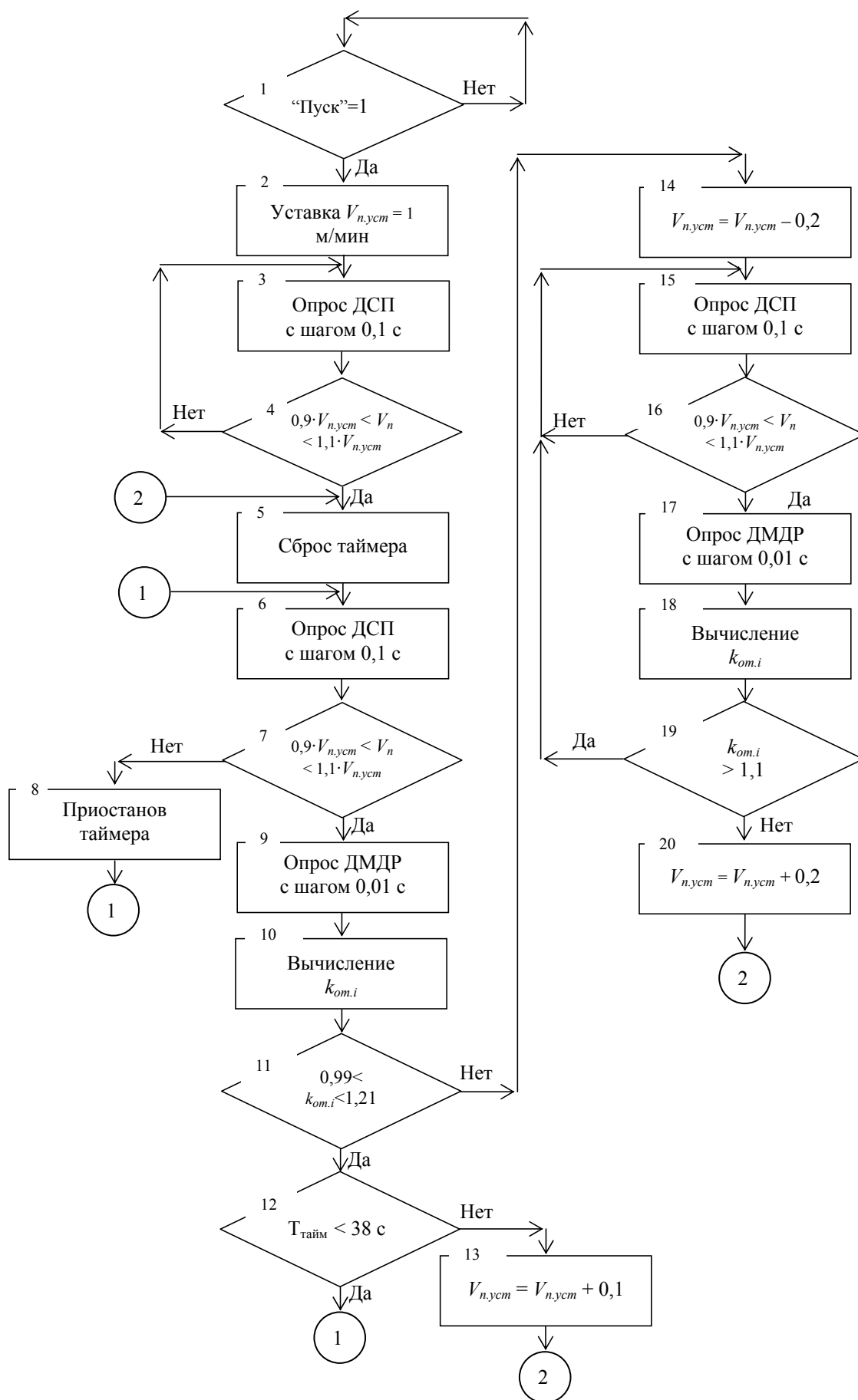


Рис. 6. Схема алгоритма управления комбайном по критерию минимальных удельных энергозатрат

В блоке 15 опрашивається датчик скорости подачи, в 16 – проверяется нахождение текущего значения скорости подачи в интервале  $0,9 \cdot V_{н.уст} < V_n < 1,1 \cdot V_{н.уст}$ . Если скорость подачи не находится в данном интервале, автоматическая система не предпринимает никаких действий, происходит только опрос датчика скорости подачи. Если условие в блоке 16 соблюдается, в блоке 17 опрашивается датчик мощности электродвигателя привода резания. Далее в блоке 18 вычисляется коэффициент отношения мощностей  $k_{om.i}$ . В блоке 19 коэффициент  $k_{om.i}$  сравнивается со значением “1,1”, и если он превышает данное значение, что означает наличие заштыбовки шнека, то в блоке 15 автоматическая система опрашивает датчик скорости подачи, и описанные действия системы циклически повторяются. Если коэффициент  $k_{om.i}$  стал меньше или равным значению “1,1”, то в блоке 20 автоматическая система увеличивает уставку скорости подачи на 0,2 м/мин, в блоке 5 сбрасывается таймер, и осуществляются циклические действия в блоках 6-12 пока автоматическая система снова не зафиксирует заштыбовку шнека в блоке 11. Таким образом автоматическая система периодически переводит комбайн в режим работы с заштыбовкой шнека и проверяет установленное критическое значение скорости подачи для того, чтобы обеспечить работу комбайна с максимальной возможной погрузочной способностью шнека даже при условии, что последняя может меняться в процессе работы комбайна.

С целью подтверждения эффективности предложенного алгоритма управления комбайном проведено имитационное моделирование работы автоматической системы управления угольным комбайном по критерию минимальных удельных энергозатрат в режиме отслеживания критической по заштыбовке скорости подачи. На рис. 1 (пунктирная линия) видно, что скорость подачи комбайна при автоматическом управлении по новому алгоритму изменяется ступенчато в диапазоне от 2,7 до 2,9 м/мин. При этом угольный комбайн работает с заштыбовкой шнека в среднем 10 секунд. Рассчитаем среднюю скорость подачи:

$$V_{n.cp} = \frac{\sum_{i=1}^{10000} V_{n.i}}{10000} = 2,77 \text{ м/мин,}$$

где  $V_{n.i}$  – мгновенное значение скорости подачи комбайна, м/мин.

Благодаря тому, что объем циркулирующего угля в рабочем объеме шнека снизился в 2,2 раза, значительно снизились границы изменения мощности двигателя привода резания, как заметно из рис. 2 (пунктирная линия). При управлении комбайном по новому алгоритму средняя мощность двигателя изменяется в пределах от 100 до 190 кВт. Среднее значение мощности, потребляемой электродвигателем привода резания:

$$P_{\text{дв.ср}} = \frac{\sum_{i=1}^{10000} P_{\text{дв.}i}}{10000} = 140 \text{ кВт,}$$

где  $P_{\text{дв.}i}$  – мгновенное значение мощности, потребляемой электродвигателем привода резания, кВт.

Определим теоретическую производительность угольного комбайна при управлении по новому алгоритму:

$$Q_{m.cp} = \gamma_n \cdot D \cdot B_3 \cdot V_{\text{нод}} \cdot 60 = 1,43 \cdot 0,9 \cdot 0,7 \cdot 2,77 \cdot 60 = 150 \text{ т/ч.}$$

Определим удельные энергозатраты на разрушение и погрузку угля при управлении комбайном по новому алгоритму:

$$H_{w.uu.cp} = \frac{P_{\text{дв.ср}}}{Q_{m.cp}} = \frac{140}{150} = 0,933 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т.}$$

Следовательно, можно сделать вывод, что управление добычным комбайном для тонких пластов по предложенному алгоритму с точки зрения расхода электроэнергии при работе комбайна намного эффективнее управления согласно минимальному варианту автоматизации, которое является единственным вариантом на сегодняшний день. Как показали результаты вычислительного эксперимента, новый алгоритм управления снижает удельные энергозатраты на 58% (на 0,413 кВт·ч/т). Средняя производительность добычного комбайна УКД300 при автоматическом управлении согласно минимальному варианту автоматизации и по предложенному алгоритму является одинаковой.

**Выводы.** Существующий на сегодняшний день алгоритм управления автоматической системой добычными комбайнами для тонких пластов является энергетически неэффективным из-за постоянного присутствия в рабочем пространстве шнека циркулирующего угля, который занимает в среднем 65% рабочего объема шнека. Около 38% мощности электродвигателя (82 кВт) тратится на преодоление силы трения угля о поверхности лопастей при его заклинивании между лопастями и корпусом редуктора в процессе заштыбовки шнека.

Минимизация удельных энергозатрат комбайна возможна путем автоматического управления на основе коэффициента отношения мощностей, который изменяется случайным образом в интервале  $0,93 \cdot K_{om.cp} < K_{om.cp} < 1,07 \cdot K_{om.cp}$  с доверительной вероятностью 0,99 при объеме циркулирующего угля меньше 30% рабочего объема шнека и выходит из данного интервала при его превышении.

Управление добычным комбайном для тонких пластов по предложенному алгоритму с точки зрения расхода электроэнергии при работе комбайна намного эффективнее управления согласно минимальному варианту автоматизации, которое является единственным вариантом на сегодняшний день. Как показали результаты вычислительного эксперимента, новый алгоритм управления снижает удельные энергозатраты на 58% (на 0,413 кВт·ч/т).

### Список литературы

1. Стариков Б.Я., Азарх В.Л., Рабинович З.М. Асинхронный электропривод очистных комбайнов. – М.: Недра, 1981. – 288 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Г.В. Кузнецовим 12.08.08*



## УТИЛИЗАЦИЯ ТВЕРДЫХ ОТХОДОВ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ, РАБОТАЮЩИХ НА ЖИДКОМ ТОПЛИВЕ

Надано результати прикладних досліджень на предмет отримання ванадієвого чавуна з шихтових матеріалів з додаванням зольних залишків, що утворюються під час згоряння нафтопродуктів на електричних станціях. Запропонована технологія вилучення металу з відходів виробництва за допомогою водно-кислотного вилуговування шихти та швидкісного високотемпературного гідролізу.

Представлены результаты прикладных исследований на предмет получения ванадиевого чугуна из шихтовых материалов с добавлением зольных остатков, образующихся при сжигании нефтепродуктов на электрических станциях. Предложена технология извлечения металла из отходов производства с помощью водно-кислотного выщелачивания шихты и скоростного высокотемпературного гидролиза.

The researches about reception of vanadium cast iron from charging scales materials with addition of the cindery rests formed at burning of mineral oil on power plants have been presented. The technology of extraction of metal from production wastes by means of hydro-acid mix material wetting and high-speed high-temperature hydrolysis has been offered.

**Введение.** По мере выработки минерального сырья с высоким содержанием полезных компонентов промышленность должна будет перейти на использование бедного и нетрадиционного сырья. Многие отходы могут являться сырьем для других производств. Высокая эффективность использования побочных продуктов и промышленных отходов (ПО) приведет к значительному повышению их удельного веса в общем балансе сырьевых ресурсов. Это в свою очередь будет способствовать сбережению природного сырья и решению многих экологических вопросов. В связи с этим эффективная утилизация вторичного сырья становится одной из наиболее важных проблем современности.

**Анализ публикаций.** Переработка ванадиевых шлаков обычно производится следующими способами: 1) окислительным обжигом с поваренной солью; 2) окислительным обжигом с содой; 3) хлорированием [1].

В практике работы промышленных предприятий для выделения ванадия из растворов, получаемых после переработки карнотитовых руд, применяются ионитные и экстракционные процессы. В современной металлургической промышленности все большее распространение получают сорбционные методы, которые рассматриваются в работе Кунаева А.М. [2].

Кавайси Яцухиро предложены также щелочные способы обработки золы с целью извлечения ванадия. Суть данного способа заключается в выщелачивании щелочным раствором при одновременном продувании газом-окислителем (например, сжатый воздух), и взаимодействии полученного раствора с солью аммония [3].

Также существуют способы извлечения ванадия из ванадийсодержащего сырья путем электрохимического выщелачивания [4, 5], при котором в качестве электролита используются растворы, содержащие хлориды и карбонаты щелочных металлов. Недостатком такого способа является свойство электролитов, содержащие хлор-ионы, вызывать коррозию аппаратуры.

**Цель работы** – разработка технологии утилизации зольных остатков, образующихся на ТЭС при сжигании высокосернистых мазутов, которая позволит наиболее эффективно использовать отходы производства для получения ценного ванадийсодержащего продукта.

**Использование зольных остатков в черной металлургии.** Остаток термической переработки нефти, имеющий температуру начала кипения 330-350° С, называется мазутом и служит топливом для многих тепловых электростанций. Основной элементный состав мазутов приведен в табл. 1.

Химический состав зольных остатков, получаемых при сжигании мазутов на ряде электростанций, приведен в табл. 2.

Для утилизации зольных остатков, образующихся на ТЭС при сжигании высокосернистых мазутов, авторами данной статьи разработана перспективная технология использования их в черной металлургии.

Известен способ получения чугуна из ванадийсодержащих железорудных материалов в шахтной печи, заключающийся в том, что ванадийсодержащие руды обогащают до содержания железа в них более 60%, что соответствует содержанию пентаоксида ванадия 0,45-0,66%, загружают их в печь и получают чугун с содержанием ванадия 0,4-0,55% [6, 7].

К недостаткам этого способа относится невозможность получения чугуна с содержанием ванадия более 0,6%. Известен также способ получения чугуна, который заключается в том, что шихтовые материалы обогащают и подают в печь, а в горн печи вдувают нефтепродукты в количестве до 80 кг/т чугуна для улучшения режимов горения топлива. В золе этих нефтепродуктов может содержаться до 20% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. При таком содержании золы в мазуте на 1 т чугуна вносится 0,027 кг V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, т.е. обогащение чугуна ванадием незначительно [1].

Таблица 1

Элементный состав энергетических мазутов, % масс.

Вид мазута	Элементный состав				Зольность	Влажность
	C <sup>r</sup>	H <sup>r</sup>	O <sup>r</sup> +N <sup>r</sup>	S <sup>u</sup>	A <sup>p</sup>	W <sup>p</sup>
Малосернистый	87,8	10,7	0,8	0,7	0-0,2	0-9
Высокосернистый	84,0	11,5	0,5	4,0	0,3	0-9

Таблица 2

Состав зольных остатков, получаемых при сжигании мазутов на ТЭС

Место отбора проб зольных остатков	Содержание компонентов, % масс.					
	Fe <sub>общ.</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	проч.
Ново-Рязанская ТЭЦ	5,3	10,8	30,1	19,6	0,4	30,8
Литовская ГРЭС	22,1	9,6	22,4	2,63	0,34	25,6
Харьковская ТЭЦ-4	24,3	6,3	6,3	5,02	3,6	45,4

**Получение чугуна с повышенным содержанием ванадия.** Известные способы не позволяют улучшить качество чугуна из-за низкого содержания в нем ванадия, что связано с невысоким содержанием его в исходной руде и во вносимых материалах шихты. Расход зольных остатков в количестве менее 20 кг/т чугуна не эффективен, т.к. увеличение содержания ванадия в чугуне незначительно по сравнению с существующим. При подаче в печь зольных остатков более 60 кг/т чугуна ухудшается работа горна печи и качество чугуна (последнее в связи со значительным количеством серы, вносимой зольными остатками) [8].

Вдувание зольных остатков вместо ввода их в аглошхту, обеспечивает более равномерное распределение ванадия и высокое его усвоение. Предварительно обогащенная и окускованная руда и другие добавки подаются в печь. Одновременно в горн печи вдувают предварительно подготовленные зольные остатки.

На первой стадии исследований проводили выплавку ванадиевого чугуна из шихтовых материалов, состав и расход которых аналогичны условиям Чусовского металлургического завода (Российская Федерация). Предварительно измельченная шихта проплавляется в тигле, помещенном в печь, при температуре 1630-1680° С в течение 1 ч. Выплавку ванадиевого чугуна проводят без добавки к шихтовым материалам зольных остатков. На второй стадии к шихтовым материалам (количество, как на первой стадии) добавляют зольные остатки сжигания нефтепродуктов на электрических станциях, например высокосернистых мазутов, с содержанием V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> от 2 до 25%. Выплавку осуществляют при тех параметрах процесса, что и на первой стадии. Содержание V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в шихте для всех опытов составляет 0,54%.

Как показали результаты опытов, содержание ванадия в готовом чугуне возросло от 0,54 до 1,18% [8, 9].

**Технология извлечения металла из отходов производства.** В настоящее время разработана безотходная технология извлечения ванадия и никеля из

отходов производства Запорожского титано-магниевого комбината. Технология обеспечивает получение 4-х товарных продуктов: высокосортного технического оксида ванадия; феррованадия; сульфата алюминия; комплексной никель-ванадиевой лигатуры.

Достоинства технологии:

- технология создана для замещения критического импорта Украины;
- получение дорогостоящей и дефицитной для Украины продукции – оксида ванадия, феррованадия, никель-ванадиевой лигатуры;
- значительный эколого-экономический и социальный эффект;
- снижение себестоимости товарной продукции металлургических заводов;
- утилизация крупнотоннажных отходов на территории Украины.

Компоненты шихты измельчают, смешивают и гранулируют. Гранулы поступают на окислительный обжиг и выщелачивание водой и раствором серной кислоты. Гидролитическое осаждение технического оксида ванадия (ТОВ) ведут с корректировкой pH среды в высокотемпературных газо-жидкостных струях. Преимуществом использования измельченных компонентов шихты является повышение степени вскрытия ванадийсодержащего сырья на 5-10%. Грануляция улучшает контакт взаимодействующих фаз, увеличивает производительность печи, сокращает потери ванадия с пылеуносом при обжиге.

К преимуществам водно-кислотного выщелачивания шихты и скоростного высокотемпературного гидролиза относятся возможность повышения степени перехода в раствор и выделения из него ионов ведущего металла (V<sup>5+</sup>), чистота получаемого продукта, снижение энергозатрат, защита атмосферы рабочих мест.

Этот метод может быть одним из наиболее перспективных для выделения V<sup>5+</sup>. Степень его перехода в раствор составляет в зависимости от условий выщелачивания 95-96,5%. Концентрация V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в водных

растворах после выщелачивания – 20-40 г/дм<sup>3</sup>, в сернокислотных – 40-60 г/дм<sup>3</sup> (в пересчете). Изучение кинетических закономерностей при выщелачивании обожженной шихты вели при постоянных значениях рН и Т : Ж при заданных интервале температур и продолжительности процесса.

Переход ванадия в раствор при выщелачивании описывается общим кинетическим уравнением:

$$\alpha = 1 - [1 - (1 - \beta) \cdot K_0 \cdot e^{-E/KE} \cdot S \cdot 10^{-n_{H^+}} \cdot pH \tau]^{1/(1-\beta)}, \quad (1)$$

где  $\alpha$  – степень перехода  $V$  в раствор;  $\tau$  – продолжительность процесса;  $S_0$  – исходная удельная поверхность частиц твердой фазы;  $\beta$  и  $n_{H^+}$  – кажущийся порядок реакции по твердой фазе и ионам  $H^+$ ; соответственно;  $K_0$  – предэкспоненциальный множитель;  $E$  – кажущаяся энергия активации;  $R$  – универсальная газовая постоянная;  $T$  – температура процесса.

По данным расчетов и экспериментов найдено:

$$E = 32,2 \pm 1,6 \text{ кДж/моль}; n_{H^+} = 0,44 \pm 0,02;$$

$$\beta = 2,4 \pm 0,1; K_0 = 1,4 \cdot 10^5 \pm 0,1 \cdot 10^5 \text{ мин}^{-1} (\text{моль/дм}^3)^{0,44}.$$

После подстановки указанных параметров в (1) получаем уравнение, описывающее непрерывный процесс выщелачивания обожженной шихты растворами серной кислоты:

$$\alpha = 1 - [1 + 2 \cdot 10^6 \cdot e^{-3870/T} \cdot 10^{-0,44} \cdot pH \cdot \tau]^{-0,71}. \quad (2)$$

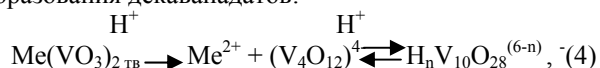
Для периодического процесса остаточная концентрация ванадия в твердой фазе:

$$\varphi(T; pH; \tau) = C_{ост}(T; pH; \tau),$$

где

$$C_{ост} = 1 - \alpha(T; pH; \tau) = [1 + 2 \cdot 10^6 \cdot e^{-3870/T} \cdot 10^{-0,44} \cdot pH \cdot \tau]^{-0,71}. \quad (3)$$

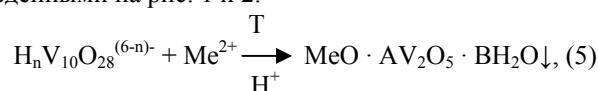
Установлено, что кислотное выщелачивание обожженного с известняком ванадиевого сырья протекает преимущественно с образованием растворимых декаванадатов Ca, Na и др. Me (Fe, Mn, и др.). Реакция протекает в 2 последовательные стадии. Первая стадия приблизительно описывается реакцией образования декаванадатов:



где Me – Na, Ca, Mn, Fe и др.

Вторая стадия, являющаяся продолжением первой, представляет собой процесс разложения образовавшихся декаванадатов ряда металлов с выделением малорастворимых соединений поливанадатов.

Изменение концентрации ванадия в сернокислотном растворе зависит от скоростей протекания реакций (4) и (5) и иллюстрируется зависимостями, приведенными на рис. 1 и 2.



где  $n = 0; 1; 2$ ; A и B = 1 - 4 (экспериментальные коэффициенты).

Характер кривой на рис. 1 связан с преимущественным протеканием реакции (4) на участке  $ab$  при малом влиянии или отсутствии реакции (1); участок кривой  $bc$  соответствует равновесному состоянию процесса; на участке  $cd$  преимущественно протекает реакция (5).

В процессе окислительного обжига шихты происходит активное выделение газообразных продуктов, состоящих преимущественно из HCl, летучих фракций галогенидов и оксогалогенидов Me (Al, Fe, Ti и др.), а также пылей, выделяющихся при образовании газов и паров и в процессе перемещения шихты в обжиговой печи. При окислительном обжиге отмечено образование HCl, AlCl<sub>3</sub>, VCl<sub>3</sub>, VOCl<sub>2</sub>, VOCl<sub>3</sub> и в небольших количествах TiCl<sub>4</sub>, FeCl<sub>3</sub> и Cl<sub>2</sub>.

Это требует создания 2-3-ступенчатой газоочистки для улавливания пылегазовых выбросов.

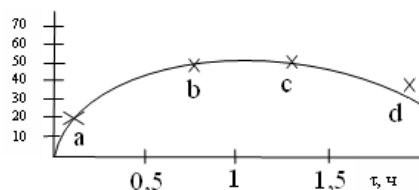


Рис. 1. Изменение концентрации  $V_2O_5$  в сернокислотном растворе

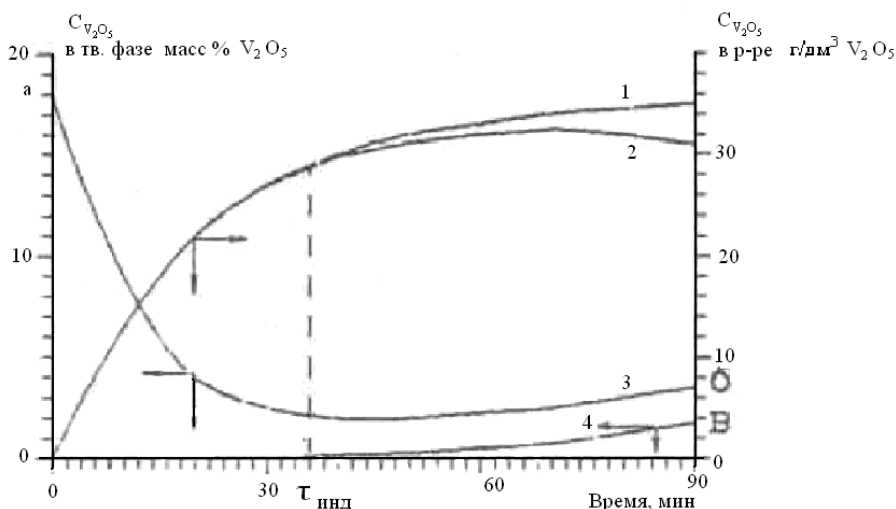


Рис. 2. Изменение содержания ванадия в жидкой и твердой фазах в процессе выщелачивания шихты: 1 – содержание ванадия в растворе, рассчитанное по общему кинетическому уравнению; 2 – содержание ванадия в растворе по экспериментальным данным; 3 – общее содержание ванадия в твердой фазе; 4 – содержание ванадия в твердой фазе в виде поливанадатов

### Выводы

Предлагаемый способ обеспечивает получение ванадийсодержащего чугуна с повышенным и регулируемым содержанием ванадия, позволяет утилизировать соединения редких металлов, в частности, ванадия, являющегося дорогостоящим и дефицитным компонентом при производстве многих видов промышленной продукции.

При этом обеспечивается комплексная переработка отходов тепловых электростанций, которые в настоящее время занимают значительные земельные площади и загрязняют окружающую природную среду токсичными соединениями ванадия.

### Список литературы

1. Химия и технология редких и рассеянных элементов. Ч. III / Под ред. К.А. Большакова. – М.: Высшая школа, 1976. – С. 16-36.
2. Кунаев А.М. Пиро-гидрометаллургические способы переработки ванадиевого сырья Казахстана. – Алма-Ата: Наука, 1971. – С. 17-21.
3. Каваёси Яцухиро. Извлечение ванадия // Заявка 60-161339, Япония. Заявл. 30.01.84, №59-13332, опубл. 23.08.85. МКИ С 01 G 31/00, С 22 В 34/22. цит. по РЖ Хим 13Л126, 1986.
4. Поляков А.Ю. Основы металлургии ванадия. – М.: Металлургиздат, 1959.
5. Слотвинский-Сидак Н.Г., Потапов И.В. // Изв. вузов. Цветная металлургия. – 1962. – № 3. – С. 100-107.
6. Касимов А.М. Технология извлечения соединений V и Ni из зольных остатков сжигания высокосернистых мазутов // Тез. докл. III Междунар. конф. «Благородные и редкие металлы БРМ-2000». – Донецк: ДонГТУ, 2000. – С. 169.
7. Касимов А.М. Технология извлечения соединений ванадия и никеля из зольных остатков сжигания высокосернистых мазутов. Редкие металлы – взгляд в будущее // Сб. научн. тр. / ИГН НАН Украины. – К., 2001. – С. 59.
8. Касимов А.М. Скоростное и глубокое выделение ванадия с использованием высокотемпературных газожидкостных струй. Редкие металлы – взгляд в будущее // Сб. научн. тр. / ИГН НАН Украины. – К., 2001. – С. 60.
9. Касимов А.М., Семенов В.Т., Романовский А.А. Промышленные отходы. Проблемы и решения. Технологии и оборудование. – Х.: ХНАГХ, 2007. – 411 с.
10. Касимов А.М. Технология утилизации ванадийсодержащих отходов ЗТМК // Тез. докл. II Междунар. конф. „Сотрудничество для решения проблемы отходов”. – Х.: ИД „ИНЖЭК”, 2005. – С. 63.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. В.С. Колесником 23.01.09*

## ВПЛИВ НЕПРОДУКТИВНИХ ВИТРАТ ПІДПРИЄМСТВА НА РІВЕНЬ КОМПЕНСАЦІЇ ВИРОБНИЧИХ ВИТРАТ ТА ПРОЦЕС ВІДТВОРЕННЯ ВИРОБНИЧИХ РЕСУРСІВ

Досліджується управління процесом компенсації виробничих витрат підприємства з метою відтворення виробничих ресурсів під впливом непродуктивних витрат.

Исследуется управление процессом компенсации производственных затрат предприятия с целью воспроизводства производственных ресурсов под влиянием непродуктивных затрат.

Management of compensation process for production costs with the object of production resources renewing influenced by unproductive costs.

**Постановка проблеми.** Однією з найважливіших проблем економічного розвитку промислових підприємств України є створення умов постійного забезпечення підприємства виробничими ресурсами у ході реалізації продукції. У зв'язку з цим особливого значення набувають питання, пов'язані з управлінням процесом відтворення виробничих ресурсів з метою забезпечення їх постійної наявності у процесі виробництва. Слід підкреслити, що рівень забезпеченості виробництва ресурсами як матеріальними так і трудовими, впливає на стабільність функціонування підприємства в цілому та залежить від рівня компенсації понесених виробничих витрат.

Таким чином, удосконалення процесу управління компенсацією виробничих витрат являє собою актуальне наукове та практичне завдання для розв'язання загальної проблеми відтворення виробничих ресурсів промислового підприємства.

**Аналіз останніх досліджень.** Питанням управління процесом компенсації виробничих витрат та управління виробничими ресурсами в цілому присвятили свої праці вітчизняні та зарубіжні вчені, серед яких І.О. Бланк [1], В.В. Бойко [2], С.О. Волонцевич [3], О.С. Галушко [4], С.Ф. Голов [5], К. Друрі [6], У.І. Когут [7], Т.О. Мокроусова [8], Т.В. Назарчук [9], В.М. Нижник [10], О.В. Огнянова [11] та ін.

**Невирішені питання.** Однак під час аналізу досліджень було виявлено, що деяким питанням управління процесом компенсації виробничих витрат з метою відтворення виробничих ресурсів не приділено достатньої уваги і тому вони потребують подальшого розв'язання.

Досягнення мети відтворення виробничих ресурсів під час управління процесом компенсації виробничих витрат багато в чому залежить від аналізу та визначення впливу факторів на рівень компенсації понесених виробничих витрат. Такий організаційно-економічний фактор як наявність непродуктивних витрат у зв'язку з виготовленням неякісної продукції (браку) відволікає фінансові ресурси від процесу виробництва та суттєво зменшує рівень компенсації понесених виробничих витрат виручкою від реалізації продукції, тоді як виробничі ресурси потребують

повного відтворення шляхом повної компенсації виробничих витрат. Дотепер існуючий методичний інструментарій управління процесом компенсації виробничих витрат не дозволяє кількісно врахувати вплив непродуктивних витрат підприємства на рівень компенсації виробничих витрат виручкою від реалізації та процес відтворення виробничих ресурсів.

**Мета та завдання.** Таким чином, мета дослідження, результати якого викладено у цій статті, полягає в удосконаленні та розвитку науково-методичних засад управління відтворенням виробничих ресурсів на основі забезпечення повної компенсації понесених виробничих витрат. Для цього розв'язанню підлягає завдання з удосконалення методичного інструментарію управління процесом компенсації виробничих витрат на основі встановлення залежностей впливу непродуктивних витрат підприємства на рівень компенсації виробничих витрат та процес відтворення виробничих ресурсів.

**Результати.** За визначенням, брак у виробництві – це продукція, напівфабрикати, роботи, що не відповідають за якістю встановленим стандартам або технічним вимогам та не можуть бути використані за прямим призначенням або можуть бути використані за прямим призначенням тільки після додаткових витрат на виправлення. Понесені непродуктивні витрати підприємства внаслідок виникнення внутрішнього або зовнішнього, виправного або остаточного браку відображають непродуктивно використані матеріальні та трудові виробничі ресурси підприємства. Наявність остаточного браку спричиняє додаткові виробничі витрати, які не супроводжуються випуском якісної продукції та її реалізацією. Непродуктивні витрати, що виникли внаслідок виправного браку, містять додаткові виробничі витрати на усунення дефектів неякісної продукції.

Таким чином, непродуктивні витрати підприємства внаслідок виготовлення неякісної продукції суттєво впливають на рівень компенсації понесених виробничих витрат виручкою від реалізації продукції та рівень відтворення використаних виробничих ресурсів. Крім того, підприємство виходить на ринок з підвищеними витратами, що при ринкових цінах знижує комерційну

маржу. Це простежується шляхом встановлення відповідності між видами виробничого браку залежно від причини його виникнення та рахунками бухгалтерського обліку, на які відносяться та з яких надалі компенсуються понесені непродуктивні витрати (рис. 1).

Непродуктивні витрати підприємства, що виникли з технологічно неминучих причин, виключаються у виробничу собівартість реалізованої продукції та компенсуються виручкою від реалізації. Цей факт призводить до збільшення собівартості якісної продукції та зменшення комерційної маржі, втрати потенційних вигод від неефективно використаних виробничих ресурсів внаслідок виготовлення неякісної

продукції та зменшення рівня реалізації вигод від ефективно використаних виробничих ресурсів на якісну реалізовану продукцію шляхом навантаження на її собівартість непродуктивних витрат, спричинених технологією.

Аналогічні економічні наслідки щодо рівня компенсації виробничих витрат викликають непродуктивні витрати з причин, які не можна встановити, або у форс-мажорних обставинах, та компенсуються шляхом їх включення до інших операційних витрат, що у подальшому компенсуються за рахунок виручки від реалізації продукції.



Рис. 1. Вплив непродуктивних витрат підприємства на рівень компенсації виробничих витрат та процес відтворення виробничих ресурсів

З точки зору необхідності створення на підприємстві умов безперервного відтворення виробничих ресурсів особливої уваги потребують непродуктивні витрати, що виникли з вини постачальників та робітників, а також з інших причин, оскільки ці виробничі витрати не компенсуються виручкою від реалізації (не включаються у собівартість реалізованої продукції), а потребують компенсації з інших джерел. В свою чергу, це спричиняє суттєвий негативний вплив на ефективність діяльності підприємства та потребує врахування під час управління відтворенням виробничих ресурсів шляхом управління процесом компенсації виробничих витрат.

Непродуктивні витрати, що виникли внаслідок виготовлення неякісної продукції з вини постачальників та робітників не можуть бути компенсовані виручкою від реалізації, що ставить під загрозу своєчасне, безперервне та безбиткове відтворення виробничих ресурсів, які у цьому виробничому циклі були використані неефективно.

Визнання понесених непродуктивно використаних виробничих ресурсів запасами на балансі підприємства внаслідок будь-яких інших причин окрім перелічених вище, передбачає подальшу реалізацію цих запасів, наприклад, як металобрухту або низькоякісної сировини. При цьому рівень реалізації економічних вигод від використаних виробничих ресурсів підприємства буде значно менший за потенційний, що міг бути реалізований у разі виготовлення та продажу якісної продукції. Своєчасне відтворення непродуктивно використаних виробничих ресурсів, які віднесені до виробничих запасів підприємства, ускладнене тим, що потребує пошуку та залучення інших джерел фінансових ресурсів для своєчасної повної компенсації цих виробничих витрат.

Таким чином, загальний вплив непродуктивних витрат підприємства внаслідок виготовлення неякісної продукції (браку) на рівень компенсації виробничих витрат, процес відтворення виробничих ресурсів та рівень реалізації економічних вигод виражається у скороченні комерційної маржі підприємства внаслідок виникнення непродуктивних витрат з технологічних причин та форс-мажорних обставин, що компенсуються з виробничої собівартості реалізованої продукції, та у скороченні обсягу планової якісної реалізованої продукції внаслідок виникнення непродуктивних витрат з вини постачальників, робітників та з інших причин, що компенсуються з інших джерел. Цей негативний вплив непродуктивних витрат на ефективність діяльності підприємства слід брати до уваги під час управління відтворенням виробничих ресурсів.

За рахунок непродуктивних витрат з технологічних та форс-мажорних причин втрати економічних вигод підприємства, виражені у скороченні комерційної маржі, можуть бути представлені у такий спосіб:

$$\begin{aligned} C_{рин} - C_{вир} - C_{невир} &= P_2; \\ C_{рин} - C_{вир} &= P_1; \end{aligned} \quad (1)$$

$$P_1 - P_2 = \Delta P_B, \quad (2)$$

де  $C_{рин}$  – ринкова ціна одиниці продукції (грн);  $C_{вир}, C_{невир}$  – відповідно продуктивно та не продуктивно понесені витрати на одиницю продукції (грн);  $P_1$  – прибуток на одиницю продукції (грн);  $P_2$  – прибуток на одиницю продукції з урахуванням непродуктивних витрат (грн);  $\Delta P_B$  – втрата прибутку на одиницю продукції внаслідок збільшення виробничих витрат одиниці продукції в результаті наявності непродуктивних витрат, що спричинені появою браку з технологічних причин (грн).

За рахунок непродуктивних витрат з причин вини постачальників, робітників та інших причин, втрати економічних вигод підприємства, виражені у скороченні планового обсягу реалізації якісної продукції, можуть бути представлені у такий спосіб:

$$Q_{пл} - Q_{ф} = \Delta Q, \quad (3)$$

де  $Q_{пл}$  – плановий обсяг виробництва і реалізації продукції (нат. од.);  $Q_{ф}$  – фактичний обсяг виробництва і реалізації продукції (нат. од.);  $\Delta Q$  – втрата обсягу виробництва і реалізації продукції внаслідок неефективно використаних виробничих ресурсів, непродуктивні витрати за якими не компенсуються виручкою від реалізації продукції (нат. од.).

Загальна втрата підприємством прибутку під впливом непродуктивних витрат розраховується наступним чином:

$$\Delta Q \cdot \Delta P_B = \Delta P. \quad (4)$$

Важливим аспектом розв'язання завдання з удосконалення методичного інструментарію управління процесом компенсації виробничих витрат підприємства з метою відтворення виробничих ресурсів є кількісне визначення непродуктивних витрат, спричинених виготовленням неякісної продукції, що можуть виникнути у наступному виробничому циклі внаслідок певних техніко-економічних факторів цих витрат. Це має особливе значення для удосконалення управління відтворенням виробничих ресурсів, оскільки дозволяє наперед спрогнозувати рівень їх не відтворення у некомпенсованих непродуктивних виробничих витратах, проаналізувати можливості джерел компенсації та своєчасно, повно та безбитково відтворити усі виробничі ресурси підприємства.

Традиційно на підприємстві плануються непродуктивні витрати, що виникають внаслідок технологічно неминучих причин, на основі нормативів технологічної документації обладнання. Але його фактична величина часто є більшою за планову, оскільки відсутні корегування цих нормативів на вік обладнання, умови виробництва та інші фактори. Непродуктивні витрати, що виникають з інших причин не плануються і не враховуються у кошторисі витрат виробництва

і реалізації продукції, тоді як саме їх величина суттєво впливає на рівень компенсації понесених виробничих витрат та рівень відтворення виробничих ресурсів, і тому повинна підлягати прогнозі розрахункам.

Встановити аналітичні залежності обсягів непродуктивних витрат від певних факторів достатньо складно. Наприклад, факторами технологічного браку є не достатня керованість операціями технологічного процесу, пов'язана з не достатнім знанням фізико-хімічних властивостей матеріалів, що використовуються; не досконалість технологічного обладнання та вимірювальної техніки; не відповідність матеріалів оптимальним вимогам виробництва. Факторами браку з вини робітника є фізично-психологічний стан робітника, який допустив брак.

Тому методичний інструментарій управління процесом компенсації виробничих витрат може бути удосконалений шляхом застосування методів математичної статистики та кореляційно-регресійного аналізу на основі статистичної вибірки даних щодо величин непродуктивних витрат та значень факторів для встановлення можливого впливу непродуктивних витрат на рівень відтворення виробничих ресурсів підприємства.

Запропонована модель прогнозування рівня непродуктивних витрат внаслідок виготовлення неякісної продукції враховує змінний характер величин цих витрат та змінний характер величин факторів, що на них впливають шляхом встановлення кореляційно-регресійного зв'язку між ними. Модель дозволяє визначити мінімально можливий рівень компенсації понесених виробничих витрат та відтворення використаних виробничих ресурсів виручкою від реалізації шляхом встановлення максимально можливого рівня непродуктивних виробничих витрат, що виникли внаслідок виготовлення неякісної продукції (браку).

Максимально можливий рівень непродуктивних виробничих витрат внаслідок виготовлення неякісної продукції (браку),  $C_B^{B(\max)}$ , при певному значенні фактору розраховується у такий спосіб:

$$C_B^{B(\max)} = \bar{C}_B^B + \Phi^{-1}(\beta) \cdot \sigma_B, \quad (5)$$

де  $\bar{C}_B^B$  – середні непродуктивні витрати (грн);  $\varepsilon_B$  – довірчий інтервал відхилення непродуктивних витрат від середніх (грн);  $\beta$  – імовірність, інтервалу відхилення;  $(\Phi^{-1}(\beta))$  – зворотне значення функції Лапласа, тобто таке значення аргументу (квантиля), при якому функція Лапласа дорівнює  $\beta$ ;  $\sigma_B$  – середнє квадратичне відхилення непродуктивних витрат від середніх при певному значенні фактору.

Припустимо, що кореляційно-регресійний аналіз встановив між фактором та середньою величиною непродуктивних витрат, а також між фактором та квадратичним відхиленням значень непродуктивних витрат від середніх деякі функціональні залежності:

$$\bar{C}_B^B = f(K); \quad \sigma_B = f(K), \quad (6)$$

де  $K$  – фактор, що впливає на виникнення непродуктивних витрат.

Максимально можливий кількісний рівень фактору виготовлення неякісної продукції, що призводить до виникнення високого рівня непродуктивних виробничих витрат та низького рівня компенсації виробничих витрат та низького рівня відтворення виробничих ресурсів визначається наступним чином:

$$K^{\max} = \bar{K} + \Phi^{-1}(\beta) \cdot \sigma_K. \quad (7)$$

Таким чином, визначення максимально можливого рівня непродуктивних витрат внаслідок виготовлення неякісної продукції з будь-якої причини, яка кількісно виражена та щодо якої встановлено кореляційний зв'язок з обсягами непродуктивних витрат, з метою своєчасного, повного та беззбиткового відтворення виробничих ресурсів має вигляд:

$$\begin{cases} C_B^{B(\max)} = \bar{C}_B^B + \Phi^{-1}(\beta) \cdot \sigma_B; \\ \bar{C}_B^B = f(K), \quad \sigma_B = f(K); \\ K = \bar{K} \pm \Phi^{-1}(\beta) \cdot \sigma_K. \end{cases} \quad (8)$$

## Висновки

Удосконалення методичного інструментарію управління процесом компенсації виробничих витрат промислового підприємства з метою відтворення виробничих ресурсів полягає у наступному. Обґрунтовано та встановлено залежності для визначення впливу непродуктивних витрат підприємства, що виникли внаслідок виготовлення неякісної продукції (браку), на рівень компенсації виробничих витрат, рівень відтворення виробничих ресурсів та рівень реалізації економічних вигод. Це виражено у низькому рівні компенсації виручкою від реалізації понесених виробничих витрат, відсутності фінансових ресурсів на відтворення виробничих ресурсів, скороченні комерційної маржі та скороченні обсягів виробництва і реалізації якісної продукції. Обґрунтовано та встановлено залежності для визначення максимально можливого рівня непродуктивних витрат внаслідок виготовлення неякісної продукції з будь-якої причини, яка кількісно виражена та щодо якої встановлено кореляційний зв'язок з обсягами непродуктивних витрат, з метою своєчасного, повного та беззбиткового відтворення виробничих ресурсів.

*Перспективи.* В подальшому удосконалення управління процесом компенсації виробничих витрат з метою відтворення виробничих ресурсів полягатиме у врахуванні впливу більш широкого кола факторів на рівень компенсації виробничих витрат та ефективність діяльності підприємства в цілому.



## Список літератури

1. Бланк И.А. Управление активами / И.А. Бланк. – К.: Ника-Центр, 2000.– 720 с.
2. Бойко В.В. Економіка підприємств України: Навчальний посібник. – 2-е вид., переробл. і доп. / В.В. Бойко. – Д.: Національний гірничий університет, 2002. – 535 с.
3. Волонцевич С.О. Оптимізація структури витрат як фактор підвищення конкурентоспроможності промислових підприємств: автореф. дис. ... канд. екон. наук: 08.07.01 / Харківський тех. ун-т “Харківський політехнічний інститут”. – Харків, 2006. – 18 с.
4. Галушко О.С. Финансы предприятий / О.С. Галушко, А.Б. Вайченко. – Д.: НГУ, 2000. – 203 с.
5. Голов С.Ф. Управленческий бухгалтерский учет / С.Ф. Голов. – К.: “СКАРБИ”, 1998. – 384 с.
6. Друри, К. Введение в управленческий и производственный учет: Пер. с англ. / К. Друри; ред. С.А. Табалина. – М.: Аудит, ЮНИТИ, 1997. – 560 с.
7. Когут У.І. Урахування дегресивних і прогресивних витрат в економічному оцінюванні діяльності машинобудівного підприємства: автореф. дис. ... канд. екон. наук: 08.00.04 / Нац. ун-т “Львівська політехніка”. – Львів, 2007. – 30 с.
8. Мокроусова Т.О. Управління витратами підприємств машинобудування: автореф. дис. ... канд. екон. наук: 08.00.04 / Ін-т економіки промисловості. – Донецьк, 2007. – 24 с.
9. Назарчук Т.В. Удосконалення системи управління витратами машинобудівних підприємств: автореф. дис. ... канд. екон. наук: 08.00.04 / Хмельницький нац. ун-т. – Хмельницький, 2008. – 21 с.
10. Нижник В.М., Управление ресурсами в Украине / В.М. Нижник, Б.М. Игумнов // Эколого-экономическая освіта в Подільському регіоні: Матеріали наук.-практ. конф. – Хмельницький: ТУП, 1995.– С. 35-36.
11. Огнянова О.В. Операционно-ориентированное управление затратами / О.В. Огнянова // Аграрная наука. – 2007. – № 8. – С. 2-4.

*Рекомендовано до публікації д.е.н. І.І. Павленко  
15.02.08*

- Баранов Петро Миколайович професор кафедри загальної та структурної геології НГУ, д.г.н.  
 Бондаренко Андрій Олексійович доцент кафедри гірничих машин НГУ, к.т.н.  
 Бубликов Андрій Вікторович асистент кафедри автоматизації і комп'ютерних систем НГУ  
 Василенко Євген Сергійович геолог ВАТ "ММК ім. Ілліча" ГЗК "Укрмеханобр"  
 Герашенко Сергій Володимирович аспірант кафедри екології НГУ  
 Гуляев Олександр Євгенійович асистент кафедри фізики Московського агротехнічного університету ім. Горькіна  
 Гуляева Ольга Аврамівна доцент кафедри фундаментальних дисциплін Криворізького металургійного факультету НМетАУ, к.т.н.  
 Довбніч Михайло Михайлович доцент кафедри геофізики НГУ, к.г.н.  
 Должиков Юрій Петрович гірничий інженер  
 Єлісеєв Володимир Іванович к.ф.-м.н. ІГТМ НАН України  
 Жуков Сергій Олександрович завідувач кафедри будівельних конструкцій КТУ, професор, д.т.н.  
 Заборін Михайло Сергійович асистент кафедри геології ДонНТУ  
 Іванов Л.А. старший науковий співробітник УкрНДІМІ НАН України, к.г.-м.н.  
 Касімов Олександр Меджитович завідувач лабораторії 1.5 "Систем і методів управління промисловими відходами і викидами в атмосферу" УкрНДІЕП, академік ЕАЕН, академік УЕАН, професор, д.т.н.  
 Кириченко Володимир Євгенович аспірант кафедри гірничої механіки НГУ  
 Кіпко Олександр Ернестович доцент Антрацитівського факультету гірництва та транспорту СНУ ім. В. Даля, к.т.н.  
 Ковалевська Ірина Анатоліївна професор кафедри ПРР НГУ, д.т.н.  
 Коновалова Вікторія Вікторівна аспірантка кафедри загальної та структурної геології НГУ  
 Конопльова Олена Олександрівна здобувач кафедри відкритих гірничих робіт НГУ  
 Луценко Василій Іванович к.т.н. ІГТМ НАН України  
 Мандрікевич Ольга Василівна студентка НГУ  
 Манюк Володимир Васильович доцент ДНУ ім. О. Гончара, к.г.-м.н.  
 Мечников Юрій Петрович старший геолог Криворізької геологічної партії КП "Південукргеологія"  
 Міненко Павло Олександрович доцент Європейського університету (Київ)  
 Міненко Роман Вадимович студент Європейського університету (Київ)  
 Надутий Володимир Петрович завідувач відділу ІГТМ НАН України, д.т.н.  
 Пацьора Сергій Вячеславович аспірант кафедри ВГР НГУ  
 Пашкевич Марина Сергіївна аспірантка кафедри економіки підприємства НГУ  
 Пігулевський Петро Гнатович доцент кафедри геофізичних методів розвідки НГУ, к.г.н.  
 Поваляєва Олена Володимирівна аспірантка УкрНДІЕП  
 Пополов Дмитро Володимирович провідний інженер відділу перспективного розвитку Криворізького металургійного факультету НМетАУ  
 Приходченко Василь Федорович декан геологорозвідувального факультету НГУ, професор, д.г.н.  
 Проців Володимир Васильович доцент кафедри основ конструювання машин та механізмів НГУ, к.т.н.  
 Решетов І.К. професор кафедри гідрогеології ХНУ ім. В.Н. Каразіна, д.г.-м.н.  
 Романюков Артем Валерійович молодший науковий співробітник кафедри гірничих машин та інжинірингу НГУ  
 Савченко А.В. старший науковий співробітник УкрНДІМІ НАН України, к.г.-м.н.  
 Симоненко Володимир Іванович професор кафедри ВГР НГУ, д.т.н.  
 Соболев Валерій Вікторович професор кафедри будівництва і геомеханіки НГУ, д.т.н.  
 Стаднік Миколай Іванович перший заступник директора ДП "Дондіпровуглемаш"  
 Татуревич Артем Аркадійович студент НГУ  
 Тищенко Сергій Володимирович професор кафедри вищої математики КТУ, д.т.н.  
 Ткачов Віктор Васильович завідувач кафедри АКС НГУ, професор, д.т.н.  
 Усик Ігор Іванович декан факультету будівельних геотехнологій НГУ, к.т.н.  
 Харін Сергій Анатолійович доцент кафедри менеджменту Криворізького економічного інституту КНЕУ, к.т.н.  
 Учитель Олександр Давидович проректор НМетАУ, професор, д.т.н.  
 Хмеленко Інна Павлівна аспірант ІГТМ НАН України  
 Хорольський Олександр Петрович доцент кафедри електромеханіки КТУ, к.т.н.  
 Хромов А.Н. асистент кафедри геології ДонНТУ  
 Цариковський Володимир Валентинович завідувач відділу "ДП Науково-дослідний гірничорудний інститут", професор, д.т.н.  
 Шабанова Юлія Олександрівна завідувачка кафедри філософії НГУ, професор, д.т.н.  
 Шиман Леонід Миколайович генеральний дир. ДП «НВО "Павлоградський хімічний завод"», к.т.н.

## З М І С Т

<b>Шабанова Ю.О.</b> Перспективи вітчизняної інженерної педагогіки (в контексті європейських тенденцій розвитку вищої технічної освіти) .....	3
<b>Харин С.А.</b> Оценка влияния производительности погрузочного оборудования на скорость проходки протяженных выработок горизонта .....	8
<b>Кипко А.Э., Должиков Ю.П.</b> Об управлении движением тампонажных растворов с учетом изменения их реологических свойств .....	11
<b>Учитель А.Д., Гуляева О.А., Пополов Д.В., Гуляев А.Е., Хорольский А.П.</b> Физико-математическая модель процесса подпрессовки шихты .....	14
<b>Коноплева Е.А.</b> Влияние технологии отсыпки внутренних отвалов на качество потенциально плодородного слоя в верхней части отвала .....	17
<b>Симоненко В.И., Пацера С.В., Герашенко С.В.</b> Влияние крепости горных пород и температуры окружающей среды на высоту подъема пылегазового облака при производстве массовых взрывов на карьерах разной глубины .....	20
<b>Кириченко В.Е., Романоюков А.В., Татуревич А.А.</b> Разработка усовершенствованного метода расчета параметров нестационарных процессов в сложных гидравлических системах .....	23
<b>Ковалевская И.А.</b> Прогноз минимально возможной нагрузки на подсистему “упрочненные породы – крепь” .....	31
<b>Тищенко С.В., Жуков С.А., Цариковский В.В.</b> Анализ закономерностей формирования силовых полей при взрыве скважинных зарядов в горных породах .....	35
<b>Шиман Л.Н., Соболев В.В.</b> Экспериментальные исследования характеристик патронированных ЭВВ, обеспечивающих стабильность компонентов .....	38
<b>Усик І.І., Мандрікевич О.В.</b> Природозберігаючий спосіб руйнування вибухом скельних порід уступів у зоні неробочих бортів кар’єрів .....	41
<b>Василенко Є.С.</b> Визначення закону розподілу корисного компонента при вторинному відпрацюванні родовища багатих залізних руд .....	45
<b>Пігулевський П.Г.</b> Особливості геологічної будови Приазовського мегаблоку за результатами комплексних геолого-геофізичних досліджень .....	48
<b>Приходченко В.Ф., Довбнич М.М., Манюк В.В.</b> Тектоническая и геодинамическая позиция острова Змеиный .....	52
<b>Баранов П.Н., Коновалова В.В.</b> Декоративные разновидности письменных пегматитов месторождения “Балка Большого Лагеря” Елисеевского рудного поля .....	56
<b>Миненко Р.В., Миненко П.А., Мечников Ю.П.</b> Исследование глубинного строения южной части Криворожского синклиория методами гравиметрии .....	60
<b>Заборин М.С., Иванов Л.А., Савченко А.В., Хромов А.Н., Решетов И.К.</b> Геофизическая идентификация водопроницаемости геодинамических зон на шахтном поле .....	65
<b>Надутый В.П., Елисеев В.И., Луценко В.И., Хмеленко И.П.</b> Определение закономерностей опускания жидкости в поровых каналах влажной горной массы, лежащей на сетке .....	71
<b>Проців В.В.</b> Порівняльні дослідження колісно-колодкових гальм різної конструкції на шахтному шарнірно-зчленованому локомотиві .....	75
<b>Бондаренко А.О.</b> Фізичне дослідження струминного формування підводного вибою землесосного снаряда .....	79
<b>Ткачев В.В., Стадник Н.И., Бубликов А.В.</b> Алгоритм энергосберегающего управления угольным комбайном .....	82
<b>Касимов А.М., Поваляева А.В.</b> Утилизация твердых отходов электростанций, работающих на жидком топливе .....	89
<b>Пашкевич М.С.</b> Вплив непродуктивних витрат підприємства на рівень компенсації виробничих витрат та процес відтворення виробничих ресурсів .....	93
Відомості про авторів .....	98