

Министерство образования
и науки Украины
Донбасский
государственный технический
университет

СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

ВЫПУСК 26



АЛЧЕВСК

2008

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ

**СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ
ДОНБАССКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА**

Издается с июня 1999 года

Выпуск 26

Алчевск
2008

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

ББК Ия 54 + КЗя54 + Ня 54

С 41

Сборник включен в перечень научных изданий ВАКа Украины, в котором могут публиковаться основные результаты диссертационных работ (Свидетельство Госкомтелерадио Украины о регистрации серия КВ, № 10307, от 27.12.2005)

Рекомендовано ученым советом и редакционной коллегией ДонГТУ (Протокол № 4 от 25.04.08)

Главный редактор

Заблодский Н.Н. – канд. техн. наук

Редакционная коллегия:

А.И. Акмаев – докт. экон. наук,
С.Н. Петрушов – докт. техн. наук,
Г.Г. Литвинский – докт. техн. наук,
Р.А. Фрумкин – докт. техн. наук,
Г.В. Бабиюк - докт. техн. наук,
Г.И. Гайко - докт. техн. наук,
Н.К. Клишин – докт. техн. наук,
З.Л. Финкельштейн – докт. техн. наук,
А.Б. Зеленов – докт. техн. наук,
Ю.С. Денищик – докт. техн. наук,
В.А. Ульшин – докт. техн. наук,
А.И. Давиденко – докт. техн. наук,
В.А. Луценко – докт. техн. наук,
В.Н. Ульяницкий – канд. техн. наук,
Ю.Э. Паэрэнд – канд. техн. наук,
С.А. Скомская – нач. информ. отдела

С 41

Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. Вып. 26 – Алчевск: ДонГТУ, 2008 – 371 с.

В сборнике помещены статьи, описывающие современные научные тенденции в разработке полезных ископаемых, металлургии, строительстве, электротехнике и радиотехнике.

Для научных сотрудников, аспирантов, студентов высших учебных заведений.

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

ББК Ия 54 + КЗя54 + Ня 54

© ДонГТУ, 2008

Адрес электронной почты: info@dmmti.edu.ua

**РАЗРАБОТКА
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

ДОСЛІДЖЕННЯ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО ПИЛОВЛОВЛЮВАЧА

В статье дано описание пылеуловителя, у которого размещение жалюзийного отделителя в горизонтальной плоскости перпендикулярной к оси абсцисс и оси ординат позволит включить в процесс пылеулавливания большее количество сил, при этом реконструкция патрубка выхода очищенного воздуха позволит уменьшить турбулентность потока и гидравлическое сопротивление аппарата.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами.

Сучасні промислові підприємства та установи, в тому числі, виробництва різних форм власності, широко використовують воду й повітря, а відтак охорона й захист повітряного та водного басейнів є життєво важливими. Життя та господарська діяльність людини тісно пов'язані з використанням природних ресурсів і зміною стану навколишнього природного середовища. Друга половина ХХ ст. ознаменувалася не лише великими науково-технічними досягненнями, а й погіршенням екологічного стану, зумовленим забрудненням атмосфери, природних вод, ґрунту, вичерпанням сировинних та енергетичних ресурсів, збідненням фауни і флори. Негативний антропогенний вплив на природу досяг таких гострих форм і грандіозних масштабів, що став загрозою здоров'ю та існуванню людини.

Проте при ощадливому та розумному підході до використання природних ресурсів вплив людини на природу з руйнівного перетворюється на творчий.

Курс на інтенсивний розвиток народного господарства, недоліки системи екологічного стимулювання господарської системи та екологічної підготовки спеціалістів призвели до нечувано низької глибини переробки природних ресурсів, перетворення значної їх частини у відходи. В результаті інтенсивної вирубки лісів, видобутку нафти, газу, інших природних ресурсів, їх нераціонального використання завдано нечуваних матеріальних збитків. Як наслідок порушується екологічний баланс, відновити який майже неможливо. Навколишньому середовищу значною мірою шкодять промислові пило- та газові викиди деревообробних виробництв, підприємств вугледобувної галузі, сталеплавильні і

рудодобувні промислові об'єкти, виробництва, пов'язані з використанням хімічних матеріалів, застарілих технологій на старих промислових агрегатах і машинах.

Аналіз досліджень та публікацій.

Для знешкодження аерозолів (пилу, туманів) використовують сухі, мокрі і електричні методи. Ці апарати відрізняються один від одного як за конструкцією, так і за принципом осадження аерозольних частинок. В основі роботи сухих апаратів лежать гравітаційні, інерційні і відцентрові механізми. В мокрих пиловловлювачах відбувається контакт запиленних газів з рідиною [1-3]. При цьому осадження проходить на краплини, на поверхню газових бульбашок або на плівку рідини. В електрофільтрах відділення заряджених частинок – аерозіа – проходить на осаджуючих електродах.

Вибір методу і пристрою для вловлювання аерозолів передусім залежить від їх дисперсного складу. Дисперсний склад приведено в таблиці 1.

Таблиця 1 – Дисперсний склад аерозолів

Розмір частинок, мкм	Апарати
40-1000	Пилоосаджуючі камери
20-1000	Циклони:
5-1000	Діаметром 1-2 м
20-100	Діаметром 1 м
0.9-100	Скрубери
0.05-100	Тканинні фільтри
0.01-10	Волокнисті фільтри
	Електрофільтри

Шляхом досліджень на стандартному експериментальному стенді в НУ „Львівська політехніка” на стандартному кварцовому піску з певним медіанним розміром в якості еталону вибраний найефективніший з існуючих апаратів сухого знепилення – циклон ЦН-11, з яким і будемо порівнювати параметри новоствореного пиловловлювача.

Постанова завдання.

Метою завдання є створення апарату для очистки повітря від пилу принципово нового типу, в якому досягається значне підвищення пилоочистки від дрібнодисперсного пилу і зменшення гідравлічного опору і габаритів.

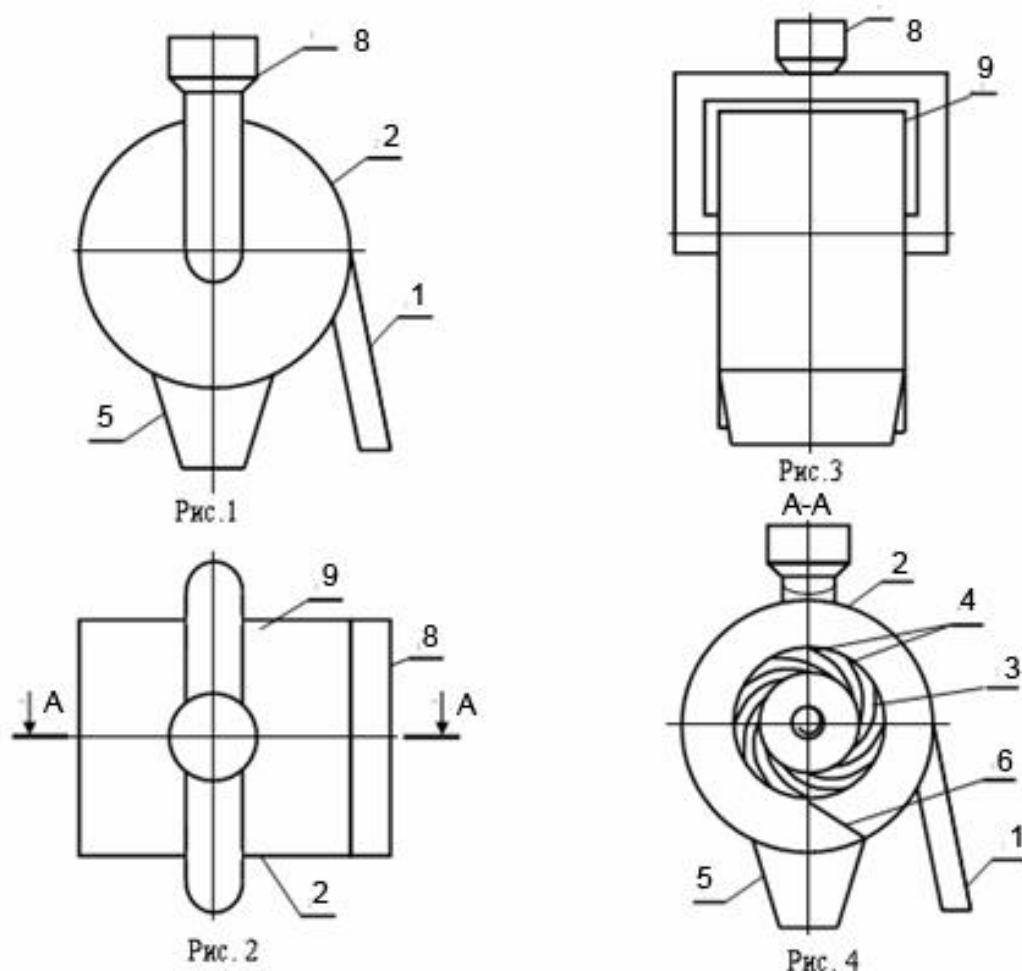
Виклад матеріалу та його результатів.

Існуючий в даний час апарати аналогічного призначення не можуть дати значного підвищення ефективності пиловловлювання через неможливість забезпечення постійної дії відцентрової сили на частинку

і неможливість підключення до процесу пиловиділення збільшених сил ваги та інерції.

Тому нами було поставлене завдання створення такого пиловловлювача, в якого розміщення жалюзійного відокремлювача в горизонтальній площині перпендикулярній до осі абсцис і осі ординат дозволить включити в процес пиловловлювання більшу кількість сил, а наявність відбивача, сконструйованого певним чином, дає змогу направляти в пиловихідний патрубок ще частину не виділеного з потоку іншим способом пилу, при цьому реконструкція патрубка виходу очищеного повітря дозволить зменшити турбулентність потоку і гідравлічний опір апарата.

На рисунку 1 показаний горизонтальний пиловловлювач (вигляд спереду). На рисунку 2 – вигляд зверху. На рисунку 3 – вигляд збоку. На рисунку 4 – переріз А-А



Горизонтальний пиловловлювач складається з патрубка 1 для вводу пилогазової суміші в апарат, корпусу апарата 2, жалюзійного відокремлювача 3 з жалюзі 4, пиловипускного патрубка 5, відбивача 6, патрубків для виходу очищеного газу 7 і 8, кришки апарату 9.

Працює горизонтальний пиловловлювач наступним чином: пилогазова суміш через вхідний патрубок 1 тангенційно поступає в корпус апарата 2. Під дією відцентрових сил великодисперсні частинки пилу притискаються до стінки корпусу апарата 2, а дрібнодисперсний пил захоплюється газовим потоком і рухається у бік жалюзійного відокремлювача 3. Біля відокремлювача частинки пилу стикаються із жалюзі 4 жалюзійного відокремлювача 3 і відбиваються від них у бік потоку великодисперсних частинок, захоплюються ним і попадають у пиловипускний патрубок 5. Частинки, які під дією інерційних сил і сил ваги пролітають мимо отвору пиловипускного патрубка стикаються з відбивачем 6 і відбиваються ним у вихідний патрубок пилу 5. Вихідні патрубки для очищеного газу 7 приєднані з двох боків до жалюзійного відокремлювача 3 і розташовані вздовж його осі, а за межами корпусу апарата 2 підіймаються вертикально вгору паралельно стінкам корпусу апарата (рис. 3) і над кришкою апарата 9 переходять у основний патрубок для виходу очищеного газу 8, який розташований співвісно корпусу 2 вздовж його вертикальної осі. Та частина газу, що очистилась від пилу, як в корпусі 2 апарата, так і при проходженні через жалюзі 4 відокремлювача 3, виводиться з внутрішньої порожнини жалюзійного відокремлювача через ці діаметрально протилежні патрубки 7 і вихідний патрубок 8 назовні.

Для оптимізації процесу пиловловлення жалюзійний відокремлювач розташований на горизонтальній осі – осі аплікату, яка має прямі кути з віссю абсцис і ординат корпусу пиловловлювача, що дозволяє збільшити вплив сил ваги при проведенні процесу очистки. Отже пилогазовий потік, увійшовши в апарат тангенційно через патрубок 1, попадає під вплив відцентрових сил, які відкидають більші частинки пилу з нього до зовнішньої стінки корпусу 2, де формується потік великодисперсного пилу в напрямку від вхідного 1 до пиловипускного 4 патрубків. Відомо, що для видалення твердих частинок пилу з потоку достатньо половини оберту його вздовж жалюзійного відокремлювача 3, тому після здійснення потоком половини оберту на нього починають діяти додатково ще сили ваги та інерції, які підштовхують цей потік спочатку вздовж зовнішньої стінки корпусу апарата 2, а потім у напрямку пиловипускного патрубка 5. Практично весь виділений великодисперсний пил попадає у пиловипускний патрубок 5. Дрібнодисперсний пил, який не може бути виділений за допомогою відцентрових сил, захоплюється потоком газу, який одночасно рухається до жалюзійного відокремлювача 3, і, роблячи поворот на кут α ($90^\circ < \alpha < 180^\circ$) в сторону отвору між його жалюзі 4, проходить через ці отвори і виводиться з апарата через патрубки 7, 8. Дрібнодисперсні частинки пилу не встигають за потоком, за рахунок сил інерції відстають від нього і не можуть повернути в отвір

між жалюзі 4, стикаються з жалюзі, відбиваються від них в напрямку руху великодисперсного пилу, відбиваються потоком назад, знов – захоплюються газовим потоком, – стикаються з жалюзі і відбиваються ними і т. д. до тих пір, доки не попадуть в потік, який рухається в напрямку до пиловипускного патрубку 5. Невелика частина цього дрібнодисперсного пилу пронесеться разом з газовим потоком мимо патрубка виходу пилу 5 ближче до жалюзійного відокремлювача 3, але зустрінє на своєму шляху відбивач 6, який розташований в апараті між верхнім правим краєм патрубка для виходу пилу 5 (рис. 4) і жалюзійним відокремлювачем під певним кутом до вертикальної осі корпусу апарата.

Нами проведені дослідження запропонованого апарата на стандартному експериментальному стенді НУ „Львівська політехніка” на стандартному експериментальному пилу з метою визначення оптимального кута нахилу відбивача 6 до вертикальної осі корпусу апарата (тобто як цей кут впливає на ефективність пиловловлювання).

Було досліджено 10 варіантів апаратів з наступними кутами нахилу відбивачів до вертикальної осі корпусу апарата:

перший – кут 15° ; другий – 20° ; третій – 30° ; четвертий – 35° ; п'ятий – 45° ; шостий – 50° ; сьомий – 60° ; восьмий – 70° ; дев'ятий – 80° ; десятий – 90° .

В результаті експериментів встановлено, що оптимальним є сьомий тип апарата, де кут нахилу відбивача до вертикальної осі апарата становить 60° (рис. 4), що пояснюється наступним чином:

при зменшенні цього кута нижче 60° утворюється щілина між відбивачем 6 і жалюзійним відокремлювачем 3, яка збільшується при зменшенні цього кута;

при збільшенні кута нахилу відбивача 6 до вертикальної осі апарата зменшується кут відбиття частинок пилу відбивачем 6 і, чим більший цей кут, тим паралельніше патрубку виходу пилу направляється відбитий потік і тим більше він знов захоплюється потоком і попадає на відбивач 6 або потрапляє в очищений газ;

при куті нахилу відбивача 6 до вертикальної осі апарата рівному 60° кут відбиття потоку дозволяє йому зразу попасти у пиловипускний патрубок, а ганяти його назад і вперед.

Доцільність наявності двох діаметрально протилежних патрубків 7 виходу очищеного газу вздовж осі жалюзійного відокремлювача 3 досліджувалась на наведеному вище стенді. Досліджувались три конструкції апарату:

перша – апарат має один патрубок виходу очищеного газу 7, розташований по осі жалюзі відокремлювача і направлений на нас (рис. 2) і патрубок, який іде від нас закритий;

друга – апарат має два діаметрально протилежні патрубки виходу очищеного газу (описаний варіант);

третя – апарат має один патрубок виходу очищеного газу 8, який розташований в кришці 9 корпусу апарата по його вертикальній осі і введений всередину жалюзійного відокремлювача.

В результаті експериментів доведено, що найкращою конструкцією, яка забезпечує максимальну ефективність роботи і мінімальний гідравлічний опір, є друга конструкція, тому що вона зводить до мінімуму турбулізацію потоку, не створює потоків всередині жалюзійного відокремлювача, направлених вбік вихідного патрубка, дозволяє досягти оптимальної швидкості виходу очищеного повітря з апарату, чого не можна сказати про першу конструкцію.

Третя ж конструкція найбільш невдала тому, що в ній вихідний патрубок очищеного газу турбулізує потік, як всередині жалюзійного відокремлювача, так і в корпусі апарата, створює додатковий опір і тому важко підтримати оптимальну швидкість в ньому.

Нами проведені порівняльні дослідження запропонованого горизонтального пиловловлювача із прототипом на експериментальному стенді НУ „Львівська політехніка”, результати яких наведені в таблиці 2. В якості пилу прийнятий кварцовий пісок.

Таблиця 2 – Порівняльні дослідження пиловловлювачів

Витрати повітря, м ³ /г	Діаметр пилу, δ ₅₀ ·10 ⁻⁶ м	Ефективність роботи, %		Гідравлічний опір, Па	
		Циклон ЦН-11	Запропонований апарат	Циклон ЦН-11	Запропонований апарат
1000	8	76,5	87,2	88	67
	32	83,2	93,9		
	50	85,2	95,8		
2000	8	77,4	89,1	92	71
	32	80,5	93,2		
	50	85,7	97,1		
3000	8	78,7	89,4	94	75
	32	82,1	94,4		
	50	86,8	98,7		

Як видно з таблиці 2 переваги запропонованої конструкції очевидні.

Висновки та напрямки подальших досліджень.

Шляхом створення пиловловлювача, жалюзійний відокремлювач в якому розташований в корпусі апарата вздовж осі аплікат, яка розмі-

щена перпендикулярно до осі абсцис і осі ординат апарата, а також має відбивач пилу, розташований в корпусі апарата між верхнім правим краєм пиловипускного патрубку і жалюзійним відокремлювачем під кутом 60° до вертикальної осі корпусу апарата; крім того має два діаметрально протилежні патрубки для виходу очищеного газу, які розташовані по осі жалюзійного відокремлювача, а за межами корпусу апарата підіймаються вертикально вгору паралельно стінкам корпусу апарата і над кришкою апарата переходять у патрубок виходу очищеного повітря, який розташований співвісно корпусу апарата вздовж його вертикальної осі, нам вдалося досягти значного збільшення на 10-12% ефективності вловлення дрібнодисперсного пилу у порівнянні з еталоном – циклоном ЦН-11, зменшивши при цьому гідравлічний опір (енергоємність) і витрати матеріалу (металоємність).

У даний час проводиться впровадження запропонованого апарата в системах пневмоприводу для автоматизації і механізації технологічних процесів в АПК, а також досягнення вимог норм ГДК у викидах.

У статті даний опис пиловловлювача, у якого розміщення жалюзійного віддільника в горизонтальній площині перпендикулярною до осі абсцис і осі ординат дозволить втягнути в процес пиловловлювання більшу кількість сил, при цьому реконструкція патрубка виходу очищеного повітря дозволить зменшити турбулентність потоку і гідравлічний опір апарата.

Description of pyleulovitelya is given in the article, at what placing of jalousie separator in a horizontal plane to abscise an axis and y-axis will allow perpendicular to pull in the greater amount of forces in the process of pyleulavlivaniya, here the reconstruction of the union coupling of cleared air outlet will allow to decrease turbulence of stream and hydraulic resistance of vehicle.

Бібліографічний список.

1. Батлук В.А. Основи екології. / В.А.Батлук. – Київ: Видавництво “Знання”, 2007. – 387с.

2. Батлук В.А. Математичне забезпечення вибору оптимального обладнання для очистки повітря від пилу за допомогою комп’ютерної техніки / В.А.Батлук, К.І Азарський // Український журнал медичної техніки і технології. – Київ. – 2000. - №2. – С.92-94.

3. Батлук В.А Математические модели процессов разделения гетерогенных систем при пылеочистке // Міжнар. наук. практ. конф. «Нові машини для виробництва будівельних матеріалів і конструкцій, сучасні будівельні технології». – Полтава. – 2000. – С. 87-91.

*д.т.н., проф. Финкельштейн З.Л.,
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ТРЕБОВАНИЯ К ЭМУЛЬСИЯМ ШАХТНЫХ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ КРЕПЕЙ И ИХ РЕАЛИЗАЦИЯ

В роботі обґрунтовані вимоги до показників якості емульсій як робочі рідини у гідросистемах механізованого кріплення вугільних копалень, а також вказується, як ці вимоги реалізуються на практиці.

Эмульсии, применяемые в качестве рабочих жидкостей на угольных предприятиях, является одним из важнейших элементов, определяющих производительность, надёжность работы и долговечность гидрофицированного оборудования очистного забоя. Количество эмульсии, применяемой на угольных шахтах Украины, зависит от типа крепи, её изношенности и технического обслуживания и колеблется по нашим данным от 1,25 до 10 л на одну тонну добытого угля. Даже принимая средние цифры ($3 \div 4$ л/т) понятно, что стоимость эмульсола, идущего для приготовления эмульсии достаточно велика. Отсюда необходимость более низкой концентрации эмульсола в эмульсии.

Более 30 лет Отраслевая научно-исследовательская лаборатория смазочных материалов и рабочих жидкостей Минуглепрома Украины при Донбасском Государственном техническом университете (ДонГТУ), изучала результаты применения различных эмульсий в разных условиях эксплуатации угольных районов СССР и особенно Украины. Нами были проанализированы отечественные эмульсии ВНИИНП 117, Аквол 3, Витал, ФМИ РЖ, ПОРШ и иностранный продукт Сольценик.

Все эти эмульсии, сменяя друг друга, улучшали те или иные эксплуатационные показатели этих жидкостей.

В то же время не существовали технически обоснованные требования к этим продуктам. Их качество определялось экспериментальным путём, т.е. ответами рядом механиков на вопросы: «лучше» - «хуже».

В 1996 г. ОНИЛ СРЖ были предложены и согласованы с руководством МУП Украины следующие требования к эмульсиям (здесь приводятся показатели с последующими изменениями):

1. В связи с тем, что для некоторых областей Украины санитарным ведомством допускается применение питьевой воды жёсткостью до

17 мг/л – экв/л и что подавляющее большинство шахт снабжаются водопроводной водой жёсткостью $11 \div 17$ мг – экв/л было предложено, чтобы выпускаемая эмульсия могла, не теряя положительных свойств, приготавливаться на воде предельной жёсткостью $17 \div 20$ мг – экв/л без всяких средств размешивания, барбатажа или подогрева. «Растворение» эмульсии в воде во всех случаях должно быть немедленным, что позволяет пользоваться дозаторами, добавляющими нужное количество эмульсола в протекающую по трубопроводу воду.

В исключительных случаях, если жёсткость воды выше предельного уровня, допускается умягчение воды кальцированной содой. Следует однако отметить, что при равных жёсткостях воды качество эмульсии выше на неумягчённой воде.

Как вариант, допускается для разбавления в водах с повышенной жёсткостью увеличивать концентрацию эмульсола в воде. К инструкции по приготовлению должен быть обязательно приложен график: жёсткость воды – концентрация эмульсии. Так в своё время поступили изготовители известного польского эмульсола «Сольценик».

2. Стабильность эмульсии (нерасслоение) должно сохраняться не менее 6 месяцев при хранении её в открытой ёмкости. По-видимому это требование следует поднять до 3 лет, т.е. до продолжительности отработки крепью одного поля. Объясняется такое требование (по техническим условиям большинства эмульсолосов стабильность эмульсий указывается только в течение $3 \div 4$ часов) тем, что в отдельных местах гидросистем, например в «мёртвых» объёмах» гидроцилиндров, золотников, жидкость не заменяется, и её разложение выводит из строя оборудование.

3. Эмульсия в течение неограниченного срока не должна подвергаться бактериологическому разложению. Более того, в её составе должны быть вещества, убивающие бактерии, микробы, споры грибов, находящиеся внутри гидросистемы, в которую заливается эмульсия.

4. Эмульсия должна быть совместима в любых сочетаниях со всеми ранее применяемыми отечественными и зарубежными эмульсиями на масляной и синтетической основе.

5. Смазывающие свойства эмульсии при проверке стандартными приборами не должны быть ниже, чем у масла «Индустриальное 12» или «Индустриальное 20», используемыми до эмульсий.

6. Эмульсии должны обладать высокими антикоррозийными свойствами по отношению к стали, чугунам, медесодержащим сплавам, алюминию.

Проверку следует проводить на образцах методом 5–ти капель в течении 24 часов.

7. Фильтры шахтного оборудования не должны выделять из эмульсола и эмульсии присадки и компоненты.

8. Не допускается воздействие эмульсий на уплотнения из резины или другого материала.

9. Не должно быть неприятного запаха, аллергических реакций у обслуживающего персонала и раздражения оголённых кожных покрытий при попадании на них эмульсий.

10. Поскольку современные эмульсии, выпускаемые на синтетической основе совершенно прозрачны независимо от концентрации в них эмульсола возникает необходимость включения в компоненты эмульсола веществ люминесцирующих при свете шахтёрских светильников. Это позволит легко определить места утечек из гидросистем и принять своевременные меры для ремонта элементов гидросистемы.

Поскольку к моменту утверждения указанных выше требований ни один эмульсол не соответствовал им, прямым указанием Министра угольной промышленности С.В. Янко ОНИЛ СРЖ совместно с головным институтом нефтеперерабатывающей промышленности МАСМА был разработан, испытан и успешно применяется ныне выпускаемый серийно Славнефтехимом эмульсол Универсал – 1 РЖ.

Сегодня мы можем утверждать, что этот продукт является лучшим в мире. Многолетние испытания в наиболее престижных и уполномоченных зарубежных лабораториях позволили сертифицировать эмульсол по ISO 9001 – 2000, что свидетельствует о том, что не только сам продукт соответствует самым строгим мировым требованиям, но и его производство и методы контроля продукции организованы так, что невозможно выпустить недоброкачественный товар.

Следует отметить, что эмульсол «Универсал – 1 РЖ» единственный из известных нам отечественных эмульсолов полностью соответствует 7-му Люксембургскому протоколу – международному своду требований к эмульсиям и методам их контроля.

Эмульсол «Универсал 1 РЖ» уже несколько лет успешно применяется на шахте «Красноармейская – Западная», ГП «Луганскуголь» и некоторых других. По всем показателям «Универсал 1 РЖ» не только не уступает лучшим зарубежным эмульсиям, но по коррозионной способности и стабильности превосходит их. Следует, кстати, отметить, что по ценовым затратам на одну тонну добытого угля стоимость эмульсии «Универсал 1 РЖ» в 2 ÷ 3 раза ниже, чем любой другой эмульсии, применяемой на Украине.

Учитывая высокие показатели и высокую долговечность оборудования, работающего на шахте «Красноармейская – Западная» на эмульсии «Универсал 1 РЖ» производители гидрокрепёй Германии и Чехии, а также все изготовители гидроэлектрoавтоматики за рубежом для этих

крепей дали официальное разрешение на использование «Универсал 1 РЖ» в их оборудовании. Неудивительно, что эмульсол «Универсал 1 РЖ» признан лучшим продуктом Украины. Хотелось бы, кстати, узнать мнение по этому поводу Донгипроуглемаша, проектирующего отечественные гидрокрепи.

В тоже время не прекращаются попытки отечественных изготовителей предлагать для использования абсолютно непригодные продукты. Проверка нами по поручению ЗАО «Донецксталь» «МЗ» 4 эмульсолов, подаваемых на тендер, показала, что два из них не соответствуют даже минимальным требованиям, и их применение привело бы к выходу из строя гидравлического оборудования в течении нескольких месяцев.

Думаю, что настало время создавать региональные лаборатории для входного контроля эмульсии и установить уголовную или административную ответственность для лиц, разрешающих применять некачественные эмульсолы.

В последние годы по нашим данным большинство смазочных и рабочих жидкостей, применяемых в угольной промышленности, фальсифицированы. В погоне за низкой ценой многие объединения покупают продукты по цене более низкой, чем себестоимость на серьёзных заводах – изготовителях. Это заставляет последних прекратить производство продукции, соответствующее стандартам.

Кроме простого мошенничества, когда отработанные масла, например, очищаются от грязи и продаются как новые, появилась тенденция разработки новых непроверенных технических условий на хорошо известные и хорошо зарекомендовавших себя материалы. В результате под тем же названием выпускаются не пригодные к эксплуатации продукты.

Министерство угольной промышленности, если оно намерено проводить техническую политику, направленную на повышение работоспособности оборудования, следует по нашему мнению, взять под свой контроль поднятые проблемы.

В статье обоснованы требования к показателям качества эмульсий и компонентами для их приготовления, применяемым в качестве рабочих жидкостей для гидросистем механизированных крепей угольных шахт, а также указывается, как эти требования реализуются на практике.

In the article it is substantiated the requirements to the quality indexes of emulsions and components for their production, which are used as working liquids for hydrosystems of mechanized supports of coal mines and it is pointed how such requirements are realized in operation.

*д.т.н., проф. Клишин Н.К.,
к.т.н., доц. Склепович К.З.,
ассистент Касьян С.И.,
ассистент Кизияров О.Л.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ОЧИСТНЫХ РАБОТ В СЛОЖНЫХ УСЛОВИЯХ

Узагальнені статистичні дані про способи охорони виробок на шахтах Донбасу, досліджено напружено-деформований стан масивів порід і проаналізовані зміни зусиль в анкерах.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Для обеспечения безопасности и эффективности очистных работ по добычи угля на участках ложной, неустойчивой кровли, в местах геологических нарушений, на сопряжениях лав с выработками, т.е. в сложных горно-геологических условиях, упрочняют кровлю угольного пласта нагнетанием составов, химическим анкерованием, набрызгом составов на поверхности вывалов.

Объем упрочнения особенно составами, на порядок меньше необходимого. Причины: высокая цена (25000 грн/т) полиуретановых составов; большие затраты на выполнение работ. Проблема заключается в том, что на практике используются рекомендованные нормативными документами параметры технологий упрочнения, назначенные на организационной основе, без учета свойств упрочняемых массивов, места работ, взаимодействия во времени и в пространстве пород и составов. Это приводит к завышенному расходу составов, непроизводительным затратам на бурение шпуров и нагнетание составов.

Геомеханическое обеспечение очистных работ в сложных условиях содержит следующие элементы:

- определение параметров свойств массива (проницаемости, пустотности, деформации) на месте производства работ;
- прогнозировании параметров взаимодействия упрочненных пород и отверждающихся составов (подбор состава для упрочнения, определение его деформации, прочности, времени отверждения);
- определение параметров упрочнения (длины шпуров, расстояния между ними, глубины герметизации, расхода состава);

- упрочнение массива;
- наблюдение за состоянием измененной природотехнической системы;
- оценка эффективности упрочнения.

Оперативный контроль состояния массива пород и определение параметров технологии упрочнения разработаны на основании результатов длительных, трудоемких шахтных, лабораторных и аналитических исследований, проанализированных ниже.

Анализ исследований и публикаций.

Свойства массива пород применительно к упрочнению натурным методом в основном изучены ДонГТУ, начиная с 1975 года. В работах А.А. Ефименко дано первое обобщение исследований трещиноватости, проницаемости кровли угольных пластов на сопряжениях лав с откачными выработками, установлены эмпирические зависимости интенсивности трещиноватости кровли от предела прочности пород на растяжение, трещинной воздухопроницаемости от прочности пород, длины шпура от интенсивности сейсмоакустического сигнала, проходящего через массив от резца, разрушающего породу при бурении шпура [1]. Результаты исследований положены в основу метода прогноза параметров массива и параметров технологии оперативного упрочнения кровли впереди лавы.

Во второй комплексной научно-исследовательской работе были установлены особенности проницаемости пород на протяженных участках лав [2]. Было установлено, что для одинаковых условий проницаемости пород в 1,6 раз меньше чем на концевых участках лав, где под влиянием длительного воздействия горного давления вокруг подготовительной выработки особенно в передней зоне опорного давления происходит разрушение пород.

Геомеханические основы системы контроля состояния и параметров упрочнения кровли в очистных забоях разработаны Н.К. Клишиным [3]. Установлены зависимости коэффициента проницаемости кровли от прочности пород на растяжение, изменение коэффициента проницаемости в глубь массива, анизотропия проницаемости пород; параметры скрепляющего слоя набрызгом, как основы автоматизированной системы контроля состояния и упрочнения кровли в лаве.

В работах К.З. Склеповича [4] исследована зависимость проницаемости пород в зависимости от расстояния до забоя лавы и разработана технология предварительного упрочнения кровли на расстоянии от 30,0 до 2,0 м впереди лавы. Исследованы деформации пород в шахтных условиях, напряженно-деформированное состояние кровли впереди лавы на концевых участках.

Дальнейшие исследования направлены на разработку комбинированной технологии упрочнения кровли в лавах, обоснование параметров технологии упрочнения на сопряжениях лав с вентиляционными выработками, особенно с повторно используемыми выработками, испытывающими влияние двух лав.

Постановка задачи.

Цель работы – определить параметры состояния кровли на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками и параметры технологии упрочнения для обеспечения устойчивости кровли.

Объект исследования – технология физико-химического упрочнения пород.

Предмет исследования – свойства кровли на протяженных участках лав и на сопряжениях лав с повторно используемыми выработками.

Метод исследования комплексный, включающий натурный, лабораторный и аналитический методы.

Задачи:

- обобщить статистические данные о способах охраны выработок на шахтах Донбасса;
- исследовать деформации кровли в лавах;
- исследовать напряженно-деформированное состояние массивов, упрочненных различными способами.

Изложение материала и его результаты.

Результаты обработки статических данных о способах охраны примыкающих к лавам выработок на шахтах Донбасса представлены в таблице 1.

В связи с увеличением глубины разработки, сложностью охраны выработок для повторного использования в последние годы увеличилось количество выработок, для охраны которых применяют технологические целики угля шириной 4 – 8 м.

Использование естественной опоры оформляемой впереди лавы и более жесткой, чем искусственные ограждения, усложнило работу на концевых участках лав и не сняло проблемы охраны выработок и обеспечения устойчивости кровли на концевых участках лав.

Технологические целики под вентиляционными выработками оставляют для поддержания сильно разрушенной кровли в окрестности повторно используемой в качестве вентиляционной выработки. В этом случае опасность представляют обрушение кровли при проведении печей между лавой и выработкой.

Таблица 1 – Способы охраны примыкающих к лавам выработок на шахтах северной и восточной частей Донбасса

Государственные предприятия	Общая протяженность, м	1 способ (погашаются вслед за лавой)		2 способ (охраняются искусств. сооруж., техн. целиками)		3 способ (проводятся вприсечку)		4 способ (оформление выработки позади забоя лавы)	
		м	%	м	%	м	%	м	%
Ровенькиантрацит	27800	11650	41.9	13535	48.7	0	0	2615	9.4
Свердловантрацит	27380	8990	32.8	10415	38	1750	6.4	6225	22.7
Донбассантрацит	16520	9110	55.1	5260	31.8	0	0	2150	13
Луганскуголь	36800	13910	37.8	17190	46.7	0	0	5700	15.5
Лисичанскуголь	4180	2180	52.2	0	0	2000	47.8	0	0
Первомайскуголь	8000	0	0	3800	47.5	0	0	4200	52.5
Антрацит	6522	2361	36.2	3761	57.7	0	0	400	6.1
ДУЭК	37700	10550	28	23800	63.1	3350	8.9	0	0
Итого	164902	58751	35.6	77761	47.2	7100	4.3	21290	12.9

Вентиляционные выработки:

- повторно используются – 24,7 %;
- погашаются за лавой – 54 %;
- проводятся за лавой – 16,7 %;
- проводятся вприсечку – 4,6 %.

Транспортные выработки, которые используются в качестве вентиляционных 27,5 %, из них охраняются целиками 21,8 % и искусственными ограждениями 5,56 %.

Для этой группы вентиляционных выработок изучено напряженно-деформированное состояние массива.

Напряженно-деформированное состояние участка массива ниже вентиляционной выработки исследовано методом конечных элементов на моделях, каждая из которых состоит состоящих из 100000 объёмных элементов, и представляет собой горный массив, в котором проведена подготовительная выработка, поддерживаемая после прохода первой лавы в качестве вентиляционной для второй лавы. Размеры элементов модели вблизи второй лавы составили 0,2 м.

Были решены 5 задач:

- 1 задача – горный массив без трещин и без анкеров;

2 задача – трещиноватый горный массив с трещинами 2 мм вдоль выработки, без анкеров;

3 задача – трещиноватый горный массив с трещинами 2 мм вдоль выработки и с двумя рядами анкеров из выработки над угольным пластом, с шагом установки анкеров 1 м;

4 задача – трещиноватый горный массив с трещинами 2 мм вдоль выработки и с двумя рядами анкеров из выработки над угольным пластом, с шагом установки анкеров 0,4 – 0,6 м;

5 задача – трещиноватый горный массив с трещинами 2 мм вдоль выработки и с двумя рядами анкеров из выработки над угольным пластом, с шагом установки анкеров 1 м и заполнением трещин карбамидными составами ($E=200$ МПа).

На рисунке 1 выделяются участки массива вокруг анкеров, на которых растягивающие эквивалентные напряжения меньше на 18 – 30 %, по сравнению с напряжениями в массиве до установки анкеров, т.е. зоны влияния анкеров, которые составляют 0,35 м по длине выработки.

В области нижнего анкера на расстоянии 0,06 м от выработки характер изменения напряжений одинаковый, и все напряжения растягивающие, что вызвано обнаженной поверхностью выработки. На расстоянии 0,52 м от выработки в модели без трещин эквивалентные напряжения растягивающие, с максимальным его значением до 1 МПа, а при моделировании трещин напряжения возрастают до величины 5 – 9 МПа. При установке анкеров через 1 м и через 0,4 – 0,6 м эквивалентные напряжения одинаковые и составляют от 7 до 10 МПа в зависимости от расстояния до лавы. Распределение же эквивалентных напряжений различно (рисунок 1).

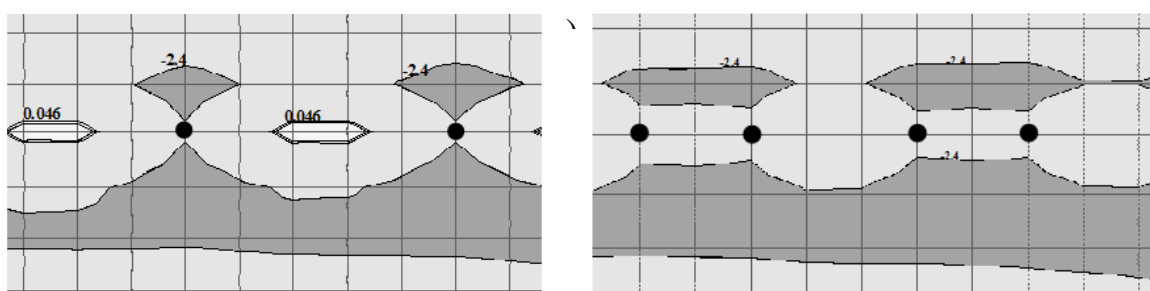


Рисунок 1 – Изополя эквивалентных напряжений впереди лавы упрочненного массива анкерами а) через 1 м; б) через 0,4 – 0,6 м у выработки

При расстоянии между анкерами 1 м в массиве имеются участки, где действуют растягивающие напряжения. В зависимости от соотношения высоты слоя и расстояния между трещинами в кровле образуются трехшарнирные арки и даже составные трехшарнирные арки для рассматриваемой области устойчивости при соотношениях $h/l > 0,75$. Та-

кое отношение имеет место при всех категориях устойчивости нижнего слоя кровли при максимальной мощности слоя.

Аналогичная же картина и в области конечной части нижнего анкера.

В области верхнего анкера на расстоянии 0,12 м от выработки по мере приближения к очистному забою растягивающие напряжения во всех моделях незначительно растут на 15 – 20 % и составляют у лавы от 1,7 МПа при анкеровании через 1 м, до 4 в исходной модели. На уровне средней части верхнего анкера растягивающие эквивалентные напряжения в трещиноватом массиве и при анкеровании кровли увеличиваются с 3,0 – 3,3 МПа до 4,3 – 4,6 МПа по мере подхода лавы, а в исходной модели и при комбинированном упрочнении до расстояния 1 м от лавы напряжения были сжимающие (0,8 – 0,5 МПа), а на линии очистного забоя уже растягивающие (2,0 – 2,2 МПа), ну а на уровне окончания анкера, сжимающие напряжения во всех моделях переросли в растягивающие на расстоянии 1 м, и на линии очистного забоя составили 2,4 – 3,3 МПа.

Усилия в анкерах в окрестности повторно используемой выработки при шаге установке через 1 м и более частом анкеровании трещиноватой кровли не отличаются, поэтому на рисунках 2 – 3 представлены изменения усилий в нижнем и верхнем анкере при анкеровании через 1 м.

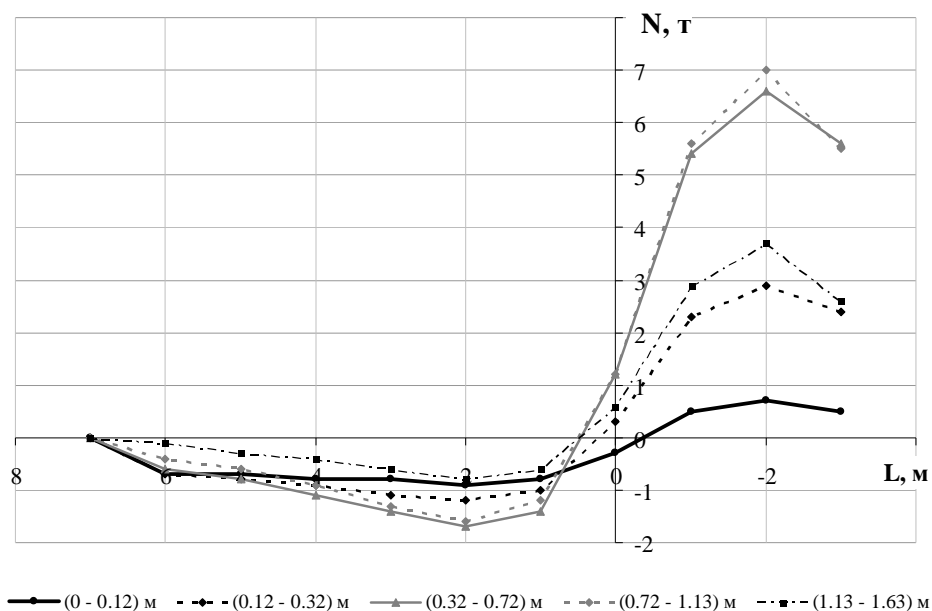


Рисунок 2 – Изменение усилий в нижнем анкере при анкеровании через 1 м

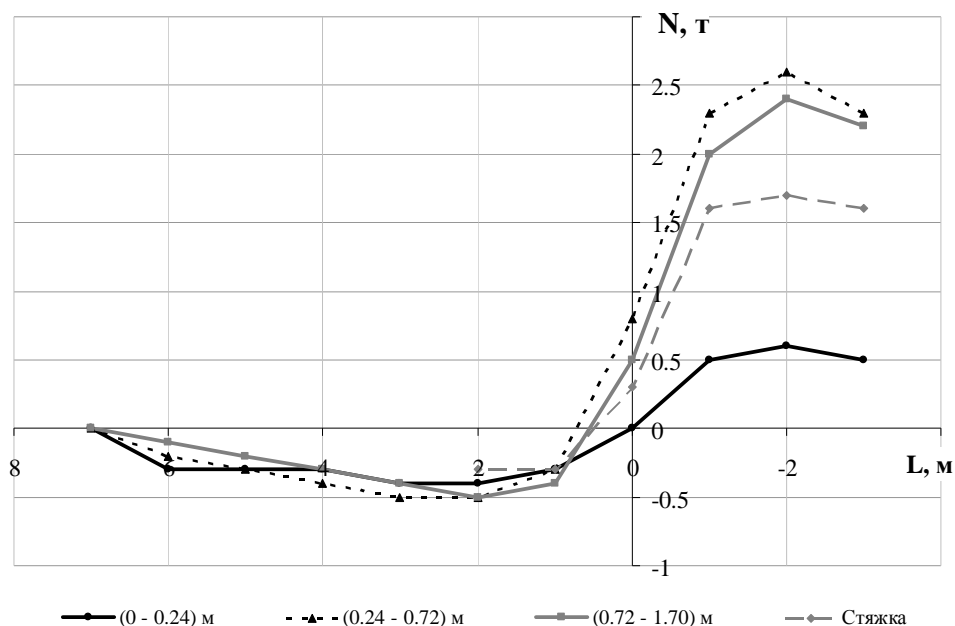


Рисунок 3 – Изменение усилий в верхнем анкере и в стяжке при анкеро-
вании через 1 м

Максимальные усилия в анкерах сосредоточены над призабойным пространством лавы и достигают: в нижнем анкере от 0,7 т до 7,0 т; в верхнем – от 0,6 т до 2,6 т; в стяжке – 1,7 т. Причем максимальные значения в средней части анкера.

Возникновение сжимающих усилий в анкере впереди линии очистного забоя объясняется деформированием трещиноватого массива, т.е. сближением блоков. В непосредственной близости от забоя лавы, вследствие отжима пород в сторону выработки и лавы, эти усилия снижаются, а над призабойным пространством появляются растягивающие усилия. Такой механизм взаимодействия массива и анкеров, устанавливаемых на значительном расстоянии от лавы.

Авторами статьи предложена новая схема анкерования кровли [5]. Параметра анкерования приведены в статье [6]. Для удержания плиты и стяжки во время схватывания состава предусмотрен выступ, выполненный в виде клинового анкера с минимальной длиной 0,06 – 0,08 м.

Выводы и направления дальнейших исследований:

- в настоящее время на шахтах Донбасса транспортных выработок которые будут использоваться как вентиляционные 47,2 %, а выработок, которые уже используются повторно 27,5 %, из них охраняются целиками 21,8 % и искусственными ограждениями 5,56 %.

- расстояние между анкерами следует устанавливать с учетом места влияния анкера и расстояния между трещинами;

– усилия в анкерах сосредоточены над призабойным пространством лавы и достигают: в нижнем анкере от 0,7 т до 7,0 т; в верхнем – от 0,6 т до 2,6 т; в стяжке – 1,7 т, причем максимальные значения в средней части анкера.

Полученные результаты предлагается использовать при определении параметров анкеров и схем их расположения.

Обобщены статистические данные о способах охраны выработок на шахтах Донбасса, исследовано напряженно-деформированное состояние массивов пород и проанализированы изменения усилий в анкерах.

Statistical data about the methods of guard of making on the mines of Donbassa are generalized, the tense-deformed state of arrays of breeds is explored and the changes of efforts in anchors are analyzed.

Библиографический список.

1. Ефименко А.А. Исследование нарушенности и проницаемости пород кровли лав применительно к химическому способу упрочнения: автореф. дис. канд. техн. наук. / Ефименко Александр Александрович: КГМИ. – Днепропетровск, 1978. – 21 с.

2. Пятаченко А.А. Обоснование параметров технологии физико-химического упрочнения кровли на протяженных участках лав пологих пластов Донбасса: автореф. дис. канд. техн. наук. / Пятаченко Анатолий Архипович: Донецк, 2001. – 22 с.

3. Клишин Н.К. Геомеханические основы системы контроля состояния и параметров упрочнения кровли в очистных забоях: автореф. дис. докт. техн. наук. / Клишин Николай Кузьмич: Донецк, 1994. – 35 с.

4. Склепович К.З. Обоснование параметров технологии упрочнения пород на концевых участках лав: автореф. дис. канд. техн. наук. / Склепович Константин Зенонович: Днепропетровск, 2006. – 19 с.

5. Патент України 22615, МПК(2006) Е 21 D 20/00. Спосіб зміцнення безпосередньої покрівлі від обвалювання. М.К. Клішин, С.І. Касьян, О.Л. Кізіяров, К.З. Склепович. № и200612763; Заявл. 04.12.2006; Опубл. 25.04.2007.

6. Н.К. Клишин, К.З. Склепович, С.И. Касьян, О.Л. Кизияров. Геомеханическое обоснование комбинированных технологий упрочнения кровли в лавах / Н.К. Клишин, К.З. Склепович, С.И. Касьян, О.Л. Кизияров // Сборник научных трудов ДГМИ. – Алчевск, 2007. – Вып. 23. – С. 32 – 38.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Фрумкиным Р.А.

*д.т.н., проф. Ширин Л.Н.
(НГУ, г. Днепропетровск, Украина),
д.т.н., проф. Корнеев С.В.,
к.т.н., доц. Варченко Ю.Э.,
к.т.н., доц. Тугай В.В.
(ГФ УИПА, г. Стаханов, Украина)*

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ АНКЕРНОЙ КРЕПИ ДЛЯ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Наведені рекомендації з удосконалення конструкції анкерного кріплення та способів його установки

Увеличение глубины разработки на угольных шахтах Донбасса вызвало качественное и количественное изменение характера проявления горного давления в горных выработках. Переход с глубины 500 м на глубину 1000 м привел к увеличению смещения пород в горных выработках почти в 3 раза и, как следствие, к необходимости увеличения предельной несущей способности шахтной крепи до 900 кН. При этом стоимость крепления возросла в 2,3, а трудоемкость работ в 3,7 раз.

Для крепления горных выработок в основном применяется металлическая рамная податливая крепь из специальных взаимозаменяемых профилей. Объем применения крепи достигает 75%.

К существенным недостаткам металлических крепей можно отнести: большой расход металла; подверженность коррозии; значительный коэффициент аэродинамического сопротивления крепи и, соответственно, повышенный расход электроэнергии при вентиляции шахты; большое число элементов крепи на 1 м длины выработки, что препятствует созданию эффективных средств механизации для возведения крепи; большой, свыше 50%, объем ручного труда при креплении выработок арочной крепью из-за низкого уровня механизации процессов забутовки закрепляемого пространства и установки затяжек.

Из мирового и отечественного опыта известно, что альтернативой указанным шахтным крепям является анкерная крепь. В горных выработках со слоистыми и неслоистыми породами кровли, которые находятся в зоне свода естественного равновесия, породы кровли прикрепляются металлическим стержнем (анкером или, что одно и то же –

штангой) к устойчивой основной кровле за пределами этого свода. В выработках с породами кровли, имеющими слоистую структуру, породы могут скрепляться анкерами в одну монолитную плиту, которая способна воспринимать нагрузки от внешних пород.

Анкерная крепь при равной степени надежности и безопасности обеспечивает: возможность ее установки непосредственно у забоя с наименьшей опасностью повреждения при взрывании; наибольшую производительность труда при установке крепи благодаря применению средств механизации; отсутствие помех горным машинам и транспортным средствам в забое при их работе; снижение площади поперечного сечения выработки; наименьший объем, вес и стоимость материалов крепи; срок службы, отвечающий требуемому сроку существования выработки; наименьшие эксплуатационные расходы по поддержанию закрепленных выработок; наличие обнаженной поверхности облегчает наблюдение за состоянием выработки.

Ввиду отмеченных достоинств анкерной крепи перед угольной промышленностью в рамках действующей отраслевой программы «Анкер» [1] стоит задача постепенного перехода от традиционного арочного крепления к более прогрессивному анкерному креплению.

Различают металлические анкеры распорного и клинощелевого типов, а также на основе быстротвердеющих материалов. Крепи первых двух типов вследствие недостаточного сцепления замка анкера с породами не способны полностью исключить смещения пород, расположенных между замком и устьем шпура, следовательно, имеют невысокую несущую способность и малый срок службы [2]. Отмеченные недостатки в значительной мере устраняются при закреплении конца металлической штанги в шпур с помощью какого-либо быстротвердеющего материала.

Установка анкерной крепи с замком из быстротвердеющих материалов осуществляется как инъекционным, так и патронированным способами. В первом случае в скважину под избыточным давлением вводят связующий состав, а затем размещают в ней армирующий стержень. Однако данный способ в настоящее время находит все меньшее применение и чаще заменяется патронированным, который позволяет устранить мокрые процессы, связанные с приготовлением в забое закрепляющего состава, и его инъекции в шпур. При этом повышается надежность технологических процессов и существенно сокращаются трудозатраты на возведение крепи.

Необходимым атрибутом патронированного способа являются ампулы различной конструкции с закрепляющими материалами, в качестве которых обычно используются высокопрочные быстротвердеющие составы на основе синтетических термореактивных смол. При установ-

ке крепи закрепляющий состав вводится в скважину в специальных двухкамерных ампулах. Ампулы применяются полиэтиленовые, стеклянные или бумажные. Наполнителем в смоле и отвердителе могут быть такие инертные материалы, как песок, тальк, шлак и др. Диаметр ампул зависит от диаметра обуренных скважин и составляет 23-36 мм, длина ампулы – 300-500 мм. Анкеру при его подаче в скважину сообщается вращательное движение, благодаря чему оболочки ампул разрушаются, и происходит смешивание компонентов закрепляющего состава. Основными недостатками всех видов смол следует считать их высокую стоимость и дефицитность, токсичность, многокомпонентность закрепляющего состава, ограниченность срока годности при хранении, что существенно сужает область их применения.

Для закрепления металлического анкера в шпуре при патронированном способе получили распространение цементные смеси. В этом случае полиэтиленовый патрон, содержащий закрепляющую смесь, также состоит из двух отделений, одно из которых заполнено гранулированным доменным шлаком и портландцементом, а другое – жидким стеклом. Технология установки анкера аналогична рассмотренной ранее. Как показали исследования, такая анкерная крепь имеет достаточно надежное закрепление через 2-3 часа после ее установки, причем в слабых и средней устойчивости породах при использовании в шпуре только одного патрона усилие выдергивания составляет 20...40 кН.

Российским Институтом горного дела (ИГД) им. А.А. Скочинского разработан и прошел промышленные испытания способ установки анкера с применением быстротвердеющего состава на основе фосфогипса, который является наиболее дешевым из всех известных расширяющихся при затвердении вяжущих. Закрепляющий состав упаковывают в стеклянные или полиэтиленовые ампулы. При использовании стеклянных ампул в одной (меньшей) находится вода. Эта ампула помещается в большую, в которой находится фосфогипсовое вяжущее. При использовании полиэтиленовых ампул в одно отделение помещается фосфогипсовое вяжущее, а в другое – вода. При вращении устанавливаемого анкера с головкой в виде «ласточкина хвоста» происходит разрушение ампулы и перемешивание закрепляющего состава. По данным ИГД им. А.А. Скочинского продолжительность схватывания состава – 8...11 минут при содержании воды 35...37% и 3...5 минут при содержании воды 25%, через 1 час состав набирает до 30% прочности, а через сутки – до 50%.

Известна также разновидность этого способа установки анкера [3], отличающегося тем, что в ампулах находится только фосфогипс, который затворяется водой перед введением ампул в шпур.

Недостатками способов установки анкера, предложенных ИГД им. А.А. Скочинского, являются: необходимость применения в забое бурильных машин вращательного действия; потери вяжущего при установке анкеров в восходящих шпурах; снижение прочности замка вследствие нецентрального расположения анкера относительно стенок шпура, неравномерного смачивания вяжущего водой и нарушения связи анкера с вяжущим при его вращении; необходимость удерживания анкера в шпуре до полного затвердения закрепляющей смеси.

Для повышения несущей способности анкерной крепи на основе фосфогипсового вяжущего, снижения трудоемкости ее установки необходимо произвести совершенствование конструкции замковых крепей и способа ее установки.

Для совершенствования способа установки анкера с замком на основе фосфогипсового вяжущего предлагается [4] предварительное перфорирование бумажной оболочки патронов; затворение сухой смеси в патронах водой; размещение патронов в шпуре и уплотнение их специальным забойником; введение в шпур анкера с заостренным концом и его закрепление.

Лабораторные исследования анкерной крепи, закрепляемой фосфогипсовым вяжущим по новой технологии, проведены на стенде (рис. 1).

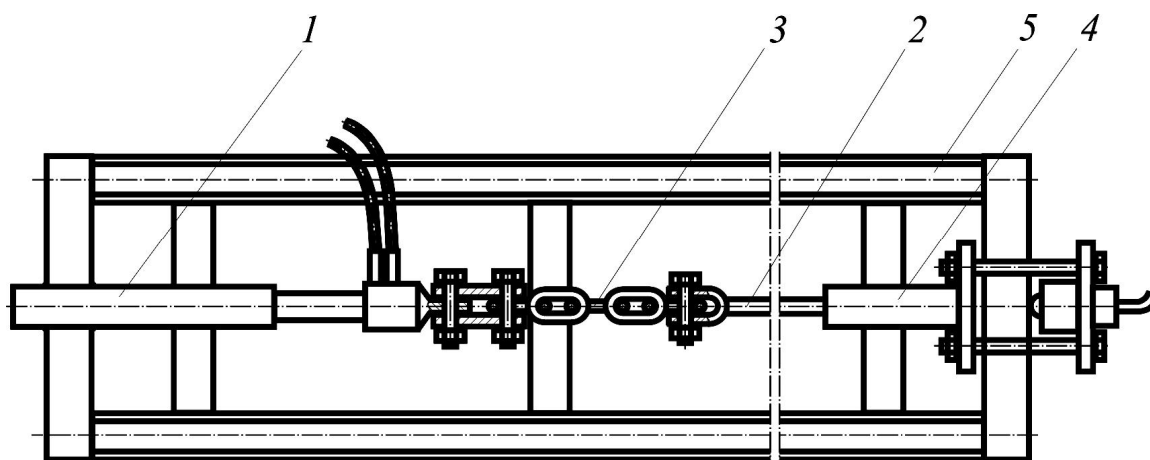


Рисунок 1 – Стенд для исследования несущей способности анкерной крепи с фосфогипсовым вяжущим

В состав стенда входят насосная станция, позволяющая развивать давление свыше 50 МПа, рама 5 из рельсов Р33, на которой закреплен силовой гидроцилиндр 1 двухстороннего действия. Штанга 2 соединяется с гидроцилиндром 1 отрезком цепи 3. Свободный конец штанги 2 заделывается в трубу 4, в которую предварительно закладывается затворенное в воде вяжущее. Усилие, развиваемое гидроцилиндром при вы-

дергивании штанги из трубы, измеряется тензометрическим узлом ЭТВУ 1Б-09.012-0,5, включающим датчик ДСТВ-С-016-20 5 и самопишущий прибор КСТ4.

Максимальное усилие, развиваемое гидроцилиндром при извлечении штанги, достигало 110 кН и ограничивалось прочностью трубопроводов, соединяющих насосную станцию с гидроцилиндром.

Штанги диаметром 32 мм изготавливались из арматурной стали периодического профиля. Характеристики фосфогипсового вяжущего (марка Г-10 А 111), установленные экспериментальным путем, соответствовали стандарту. При этом насыпная плотность составляла 1,18 г/см³, плотность в отвердевшем состоянии – 1,65 г/см³, началу и окончанию процесса схватывания раствора соответствовали 6 и 25...30 мин, предел прочности на сжатие образцов в виде кубиков с размером ребра 100 мм после двадцати четырех часов выдержки с момента их образования составил в среднем 40 МПа.

Фосфогипсовое вяжущее патронировалось в бумажную оболочку цилиндрической формы. Диаметр патрона – 36 мм, длина – 190...200 мм, масса – 0,3 кг. В отдельных случаях, обусловленных задачами исследований, изготавливались патроны длиной 10 мм (полпатрона). Перед закладкой патрона в трубу, имитирующую шпур, специальным дыроколом производилась перфорация оболочки. Затем в течение 1,5...2,0 мин (до прекращения выделения пузырьков воздуха) патрон выдерживался в воде. Как показал опыт, при меньшей выдержке затрудняется внедрение штанги в вяжущее, а при большей увеличивается срок начала его схватывания. Смоченный патрон вставлялся в трубу, нижнее отверстие которой запиралось резиновой пробкой, и уплотнялся забойником. При этом оболочка разрывалась, вяжущее выдавливалось из оболочки, заполняя трубу на полное сечение. Затем штанга с небольшим напорным усилием вставлялась в трубу.

Время схватывания и расширения фосфогипса – 2...6 мин. После получасовой выдержки, соответствующей окончанию процесса схватывания вяжущего, труба соединялась с тензометрическим узлом. По истечении времени, определяемого программой эксперимента, в гидроцилиндр подавалась под давлением рабочая жидкость, и штанга извлекалась из трубы. При этом измерялись усилие выдергивания и фактическая глубина заделки штанги в вяжущем.

Зависимости удельного усилия сцепления вяжущего с анкером и гладкой трубой представлены на рис. 2.

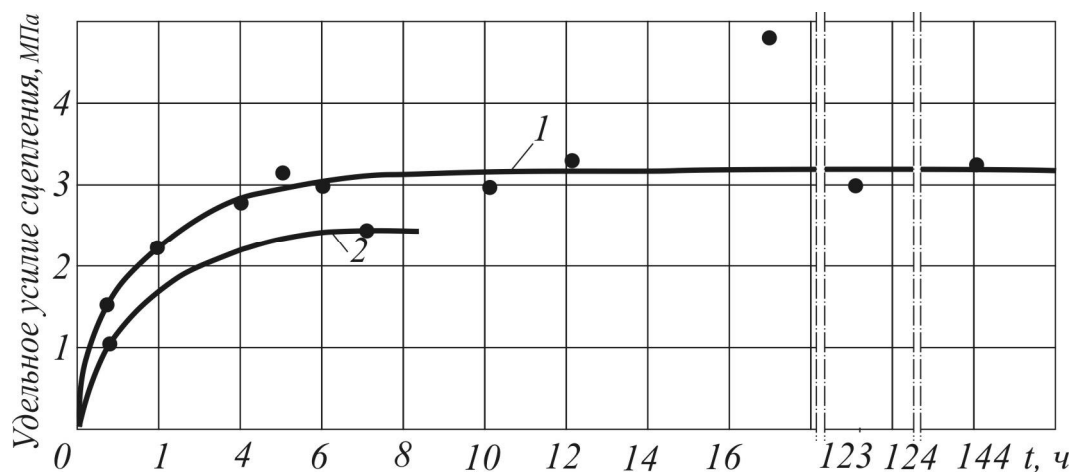


Рисунок 2 – Зависимость удельного усилия сцепления фосфогипсового вяжущего с металлическим стержнем периодического профиля (кривая 1) и с гладкими стенками металлической трубы (кривая 2) от времени t

Как видно из графика, через 45 мин удельное усилие сцепления штанги с вяжущим достигает 4,85 МПа, что составляет 50% от усилия, соответствующего 144-х часовой выдержке.

Вместе с тем следует отметить, что и данному способу присущи многооперационность и высокая трудоемкость работ, связанных с перфорированием ампул, последовательной и раздельной заправкой в шпур ампул и анкера. Кроме того, для всех замков на основе вяжущего эпюра нагружения заделки в процессе работы имеет вид треугольника, причем наибольшие напряжения приходятся на свободную поверхность заделки [5]. При таком характере нагружения прочность замкового соединения, работающего на свободную поверхность заделки, определяется прочностью вяжущего, в основном, на растяжение, которая на порядок меньше его прочности на сжатие. Следствием этого является сравнительно низкая прочность замка, и в соответствии с эффектом «слабейшего звена» выкрашивание затвердевшего материала со свободной поверхности заделки.

Таким образом, основная задача совершенствования анкерного крепления заключается, по-прежнему, в повышении несущей способности крепи и снижении трудоемкости процесса установки анкеров.

Для исключения операции перфорирования оболочки патрона на горном факультете УИПА предложено размещать вяжущее в ампулах из водопроницаемого материала, которые перед установкой анкера погружаются в воду до прекращения выделения пузырьков воздуха. Для поджатия, уплотнения вяжущего и удержания анкера в шпуре до схватыва-

ния вяжущего на анкере устанавливается распорный элемент в виде кольца с упругими зацепами.

Для исключения операций перфорирования патронов, отдельного введения их в шпур и уплотнения забойником, для снижения потерь вяжущего и обеспечения центрального расположения анкера в вяжущем предложен новый способ установки анкера [6], который заключается в следующем (см. рис. 3).

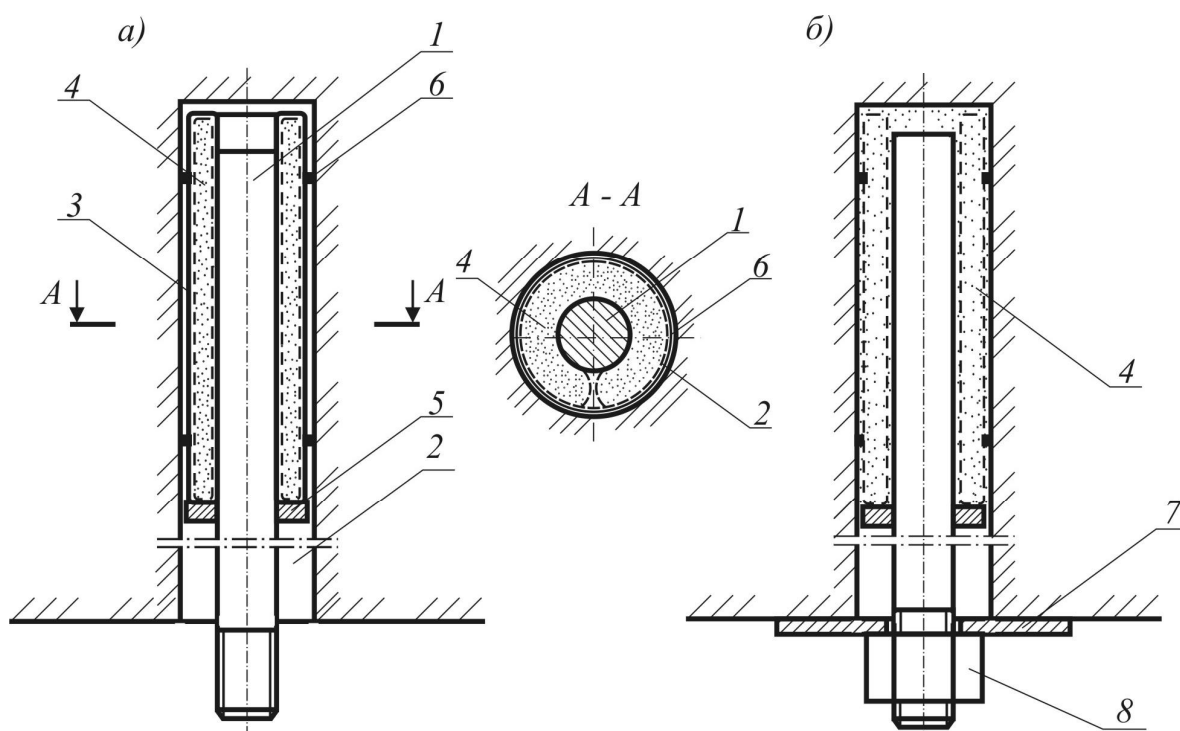


Рисунок 3 – Новый способ установки анкера

Конец стержневого анкера 1, который вводится в шпур 2, обворачивается плоским водопроницаемым пакетом 3 с вяжущим 4. При этом пакет образует трубу, которая одним концом касается закрепленного на стержне упора 5 в виде кольца, и фиксируется пружинными зажимами 6. Другой конец трубы выходит за границы стержня (см. рис 3,а). Конец штанги с пакетом погружается в воду до затворения вяжущего. Затем штанга толчком вводится в шпур, труба с вяжущим упирается в дно шпура. При этом вяжущее выдавливается с пакета, заполняя пространство между анкером и стенками шпура. После затвердения вяжущего и образования, таким образом, замка устанавливается подхват 7 и затягивается гайка 8 (см. рис. 3,б).

Для повышения несущей способности крепи в соответствии с заявкой на изобретение [7], рекомендуется на конец анкера 1, который вводится в шпур, надевать трубу 2, выполненную снаружи в виде усеченного конуса, меньшее основание которого обращено к устью шпура

(см. рис. 4). Труба опирается на уплотнительное кольцо 3, закрепленное на анкере, и поджимается фиксирующей гайкой 4. Затем труба закрепляется в вяжущем. При такой конструкции замка имеет место эффект подклинивания вяжущего, а максимум эпюры нагружения вяжущего приходится на опорную поверхность в глубине заделки. Благодаря работе вяжущего, в основном, на сжатие, повышается несущая способность крепи.

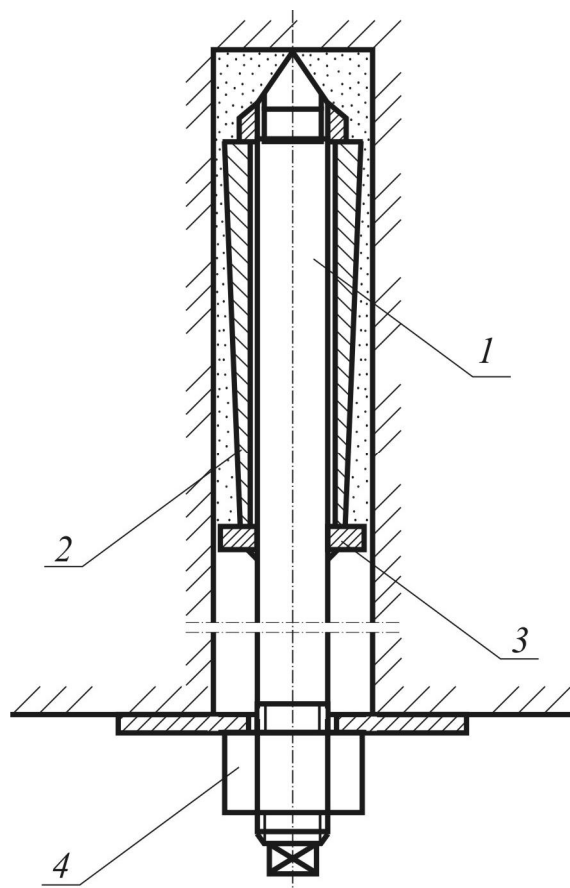


Рисунок 4 – Анкерное крепление

Проведенный анализ известных способов установки анкерной крепи, позволяет остановить выбор на крепи с замком, выполняемым из быстротвердеющих материалов, как наиболее прогрессивных и эффективных. Внедрение рекомендаций [6, 7] по совершенствованию конструкции анкерной крепи, закрепляемой фосфогипсовым вяжущим, и способов ее установки позволит повысить несущую способность крепи и снизить трудоемкость процесса ее установки.

Приведены рекомендации по совершенствованию конструкции анкерной крепи и способов ее установки.

Anchor lining and methods of its setting perfection construction recommendations are resulted.

Библиографический список.

1. Булат А.Ф. О внедрении новой технологии опорного крепления анкерами (Программа «Анкер»)/Уголь Украины. -2000. -№9.

2. Югон А., Кост А. Штанговое крепление горных пород. М.: Госгортехиздат. 1962.

3. А.С. 1390370 СССР. МКИ E21 D20/00. Способ установки анкера. Ш.А. Арипов. Оpubл. 23.04.1988. Бюл. №15.

4. А.С. 1601383 СССР. МКИ с. Способ установки анкера. Е.М. Гарцуев. Оpubл. 23.10.1990. Бюл. №39.

5. Мирзаев Г.Г. Режим работы железобетонной штанги под нагрузкой/Сб. инф. матер. «Опыт усовершенствования проходки горных выработок на рудниках цветной металлургии». ЦНИИ информации и технико-экономических исследований цветной металлургии. –М., 1966. с. 45-48.

6. Патент України: 77479. МПК E21D 21/00. Спосіб установки анкера/С.В. Корнєєв, Л.Н. Ширін, Ю.Е. Варченко, М.В. Плєтньов, В.В. Тугай, О.Г. Петров. №200407059554 заявл. 19.07.2004; Оpubл. 15.02.2006. Бюл. № 12. – 4 с.

7. Патент України: 81236. МПК E21D 21/00. Анкерне кріплення/Л.Н. Ширін, С.В. Корнєєв, М.В. Плєтньов, Ю.Е. Варченко, О.Г. Петров, В.В. Тугай, №20040705925 заявл. 19.07.2004; Оpubл.25.12.2007. Бюл. №21.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Гайко Г.И.

*к.т.н., доц. Окаленов В.Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

МЕТОДИКА ПРОГНОЗА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ЛАВ И ШАХТ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К ОЦЕНКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Наведені методи прогнозування середньодобового навантаження на очисні вибої та експлуатаційних і капітальних витрат на видобуток вугілля у лавах та шахтах в цілому.

К основным технико-экономическим показателям (ТЭП) работы угольных шахт относят объемы добычи угля, эксплуатационные и капитальные затраты, прибыль. Их анализ позволяет судить о степени эффективности работы шахт. Поэтому при оценке угольных месторождений, с точки зрения их инвестиционной привлекательности необходимо обеспечивать максимально достоверный прогноз указанных показателей на стадии разработки ТЭО целесообразности освоения месторождений. С учетом этого становится вполне очевидной важность задачи совершенствования методов прогноза технико-экономических показателей отработки угольных пластов на стадии их геолого-экономической оценки.

В настоящее время предложено несколько принципиально различающихся методических подходов к решению поставленной задачи.

Первый основан на использовании укрупненных стоимостных показателей, рассчитываемых по уравнениям множественной регрессии [1-4]. Данные уравнения обычно получают в результате отработки проектных и фактических данных работы угольных шахт [4].

Основной недостаток указанного метода заключается в недостаточной надежности прогнозов, которая в лучшем случае достигает $0,6 \div 0,8$ при точности расчетов $\pm 30\%$ [2, 5]. Авторы работы [6] обращают внимание и на то, что при построении регрессионных моделей не обеспечивается независимость определения коэффициентов регрессии. Это ведет к неопределенности их физического смысла и не позволяет принимать оптимальные управленческие решения. В то же время эти модели в отдельных случаях могут применяться для прогноза ТЭП работы предприятий. Следует также обращать внимание и на то, что степень достоверности прогноза с помощью регрессионных моделей суще-

ственно зависит от однородности исходных данных. Однако этому обстоятельству не уделялось должного внимания [2, 4].

Второй методический подход допускает выполнение прямых калькуляционных расчетов затрат на освоение месторождений [7, 8]. Однако его применение на стадии геолого-экономической оценки весьма ограничено из-за высокой трудоемкости расчетов при большом исходном числе вариантов разработки месторождений, существенной изменчивости геологических факторов в пространстве и времени, их вероятностной природы.

Третий способ прогноза ТЭП основан на использовании данных действующих шахт-аналогов. При этом требуется доказательство аналогичности условий залегания угольных пластов, что выполнить весьма проблематично из-за существенной их изменчивости и неизбежных различий в технологии ведения горных работ.

Четвертый способ основан на интерполяционных расчетах в зависимости от годовой производственной мощности шахт и запасов минерального сырья при базовом и промежуточном вариантах разработки месторождений [9, 10]. Данный способ относительно прост, но он предусматривает наличие линейной связи между эксплуатационными затратами и годовой производственной мощностью шахты, что справедливо лишь для небольших интервалов изменения мощности. Кроме этого годовая производственная мощность шахты зависит не только от объема запасов полезного ископаемого, но и других факторов. В связи с отмеченным последний методический подход обеспечивает лишь весьма приближенные результаты расчетов ТЭП отработки месторождений.

Изложенное выше позволяет сделать вывод о необходимости совершенствования методов прогноза ТЭП освоения угольных месторождений при их геолого-экономической оценке. При этом необходимо стремиться к обеспечению максимальной надежности и простоты методов прогноза. Для этого следует использовать наиболее совершенные и адекватные решаемой задаче математические методы прогнозов, позволяющие извлекать из факторов и учитывать в процессе прогнозирования максимально возможную информацию о прогнозируемых явлениях. Кроме этого в процессе прогнозирования должны учитываться не только геологические, но и технологические факторы, что позволяет в процессе оценки моделировать наиболее прогрессивные их значения. Методы прогноза должны обеспечивать относительно простой способ учета возможных ошибок в исходных данных и отражать характер их влияния на конечный результат.

Анализ известных математических методов прогноза различных явлений [11-14] показал, что наиболее полно указанным выше требованиям удовлетворяют методы, изложенные в работах [12-14]. Они раз-

работаны с учетом основных положений теории информации и распознавания образов.

Не останавливаясь на теоретических положениях указанных методов, рассмотрим их практическое приложение для прогноза среднесуточной нагрузки на лаву (A_c) и участковой себестоимости добычи 1 т угля (C_y).

На первом этапе разработки распознающей системы для прогноза A_c был построен график распределения ее фактических значений собранных на 109 лавах шахт Донбасса в 1984-1986 гг. (рисунок 1).

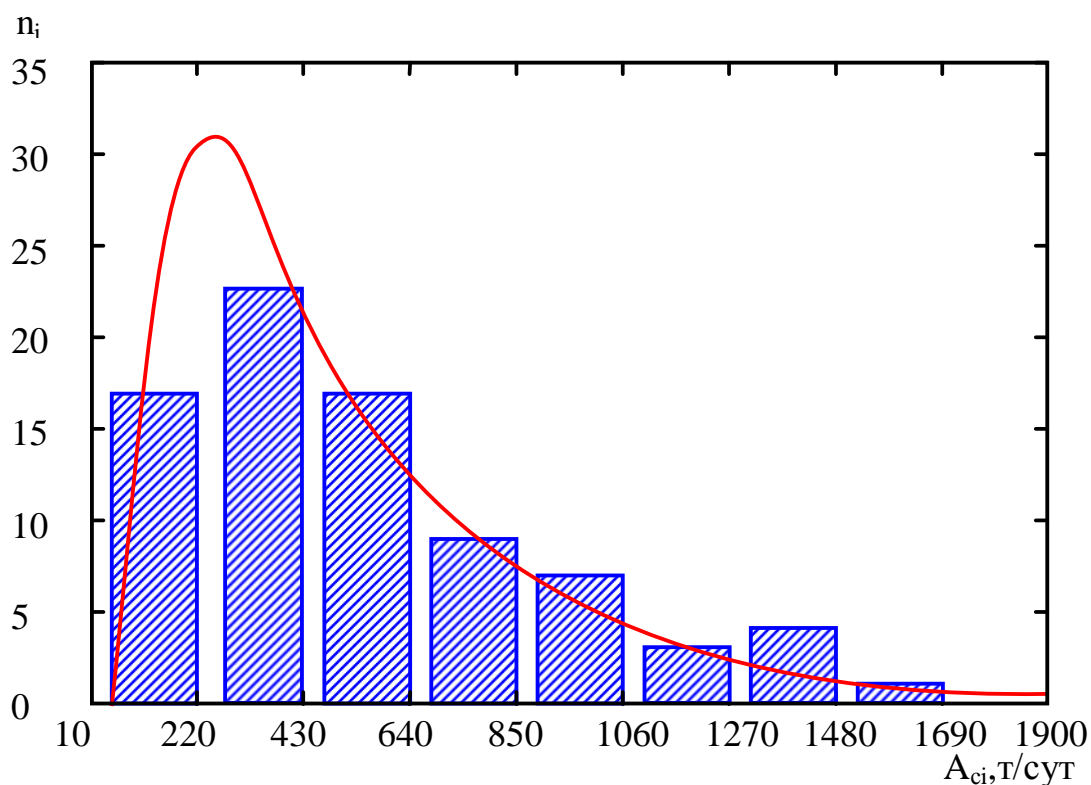


Рисунок 1 – График распределения фактических значений нагрузки на лаву

Из него следует, что распределение A_c подчиняется логнормальному закону. Поэтому в дальнейшем было построено распределение значений $\ln A_c$ (рисунок 2). Оно, как и следовало ожидать, подчиняется нормальному закону.

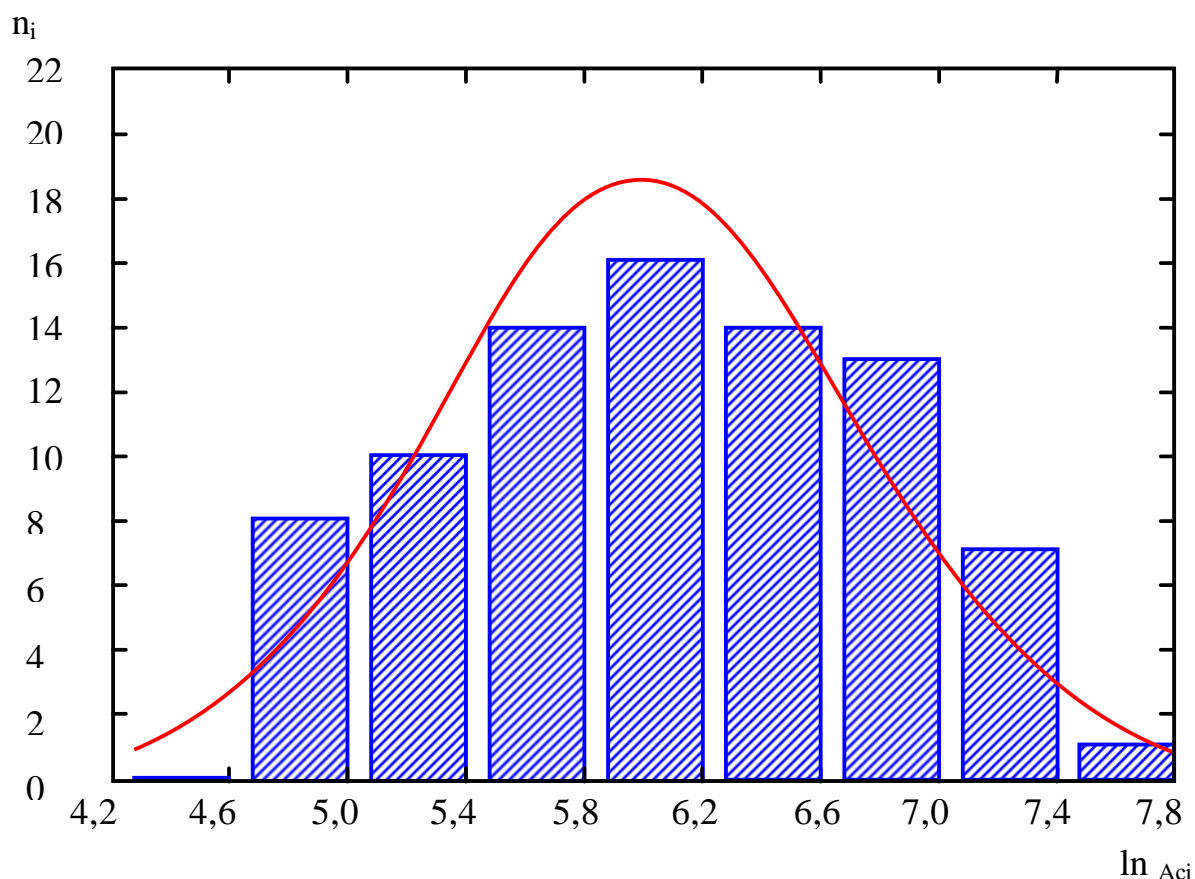


Рисунок 2 – График распределения $\ln A_{ci}$

По этому распределению согласно рекомендаций [14] было выделено 3 характерных интервала изменения A_c : $S1(A_c \leq 250 \text{ т/сут})$, $S2(250 < A_c \leq 750 \text{ т/сут})$ и $S3(A_c > 750 \text{ т/сут})$. При выделении этих интервалов их границы были рассчитаны путем прибавления и вычитания из среднего арифметического значения A_c $1/3$ его среднего квадратического отклонения δ . В дальнейшем по методике [12] были построены две прогностические таблицы (таблица 1 и 2). С их помощью прогнозируются три ранее выделенных интервала изменения A_c . Первый интервал, характеризуется весьма низкими значениями A_c , которым естественно соответствуют и наиболее неблагоприятные геологические и технологические признаки факторов. Второй интервал соответствует средним значениям A_c и третий – высоким. В связи с этим таблицы позволяют дать прогнозную оценку степени благоприятности условий отработки угольных пластов по вероятной величине среднесуточной нагрузки на лаву.

Таблица 1 – Прогностическая таблица для прогноза уровня нагрузки на лаву S1 ($A_c \leq 250$ т/сут) и S2 + S3 ($A_c > 250$ т/сут)

Порядковый номер фактора	Наименование фактора	Признаки (диапазоны) факторов	Прогностические коэффициенты PK_{ij}
1	Суммарная длина ниш, м ($\sum \ell_m$)	≤ 6 6-9 9,1-16 > 16	73 18 12 -113
2	Система разработки	сплошная, комбинированная, столбовая	-42 -40 44
3	Категория пород кровли по устойчивости	Б1 Б2 Б3 Б4 + Б5	-32 -14 84 44
4	Критерий технического уровня средств механизации очистных работ ($\ln K$)	$\leq 0,9$ 0,91-1,8 1,81-2,7 2,71-3,1 > 3,1	-62 -32 7 43 59
5	Тип крепи сопряжения лавы с транспортной выработкой	механизированная, анкерная инвентарная металлическая инвентарная деревянная	60 11 -30
6	Обрушаемость пород кровли	A1 + A2 A3 A4	5 31 -44
7	Тип призабойной крепи	механизированная, индивидуальная гидравлическая, индивидуальная трения	14 -43 -57
8	Мощность ложной кровли, м ($m_{лж}$)	$\leq 0,2$ 0,21-0,4 0,41-0,5 0,51-0,8 > 0,8	43 5 -5 -35 -48
9	Вынимаемая мощность пласта, м ($m_{пл}$)	$\leq 0,7$ 0,71-1,1 > 1,1	-24 -15 26

Таблица 2 – Прогностическая таблица для прогноза уровня нагрузки на лаву S2 ($250 \leq A_c \leq 750$ т/сут) и S3 ($A_c > 750$ т/сут)

Порядковый номер фактора	Наименование фактора	Признаки диапазоны) факторов	Прогностические коэффициенты PK_{ij}
1	Вынимаемая мощность пласта, м	$\leq 0,95$ 0,96-1,3 > 1,3	-79 -3 39
2	Критерий технического уровня средств механизации очистных работ	≤ 1 1,1-2,1 2,2-2,7 2,7-3,4 > 3,4	-32 -28 -17 28 58
3	Система разработки	сплошная, комбинированная, столбовая	-71 16 11
4	Тип крепи сопряжения лавы с транспортной выработкой	механизированная, анкерная, индивидуальная металлическая, индивидуальная деревянная	28 20 10 -50
5	Суммарная длина ниш, м	≤ 9 9,1-14 > 14	18 -2 -62
6	Мощность ложной кровли, м	$\leq 0,3$ 0,31-0,6 > 0,6	15 -13 -42
7	Категория пород кровли по устойчивости	Б1 Б2 Б3 Б4 + Б5	-28 -6 19 6
8	Тип призабойной крепи	механизированная, индивидуальная	6 -51
9	Обрушаемость пород кровли	A1 + A2 A3 + A4	11 -17
10	Устойчивость пород почвы	П1 П2 + П3	-13 9

В указанных таблицах факторы расположены в порядке убывания их информативности. Среднее значение этого показателя для таблицы 2

оказалось в 2 раза меньше, чем для таблицы 1. Это свидетельствует, прежде всего, о нелинейном характере влияния учтенных факторов на A_c . Кроме того, половина из включенных в таблицы факторов относятся к технологическим, что подтверждает обязательность учета при оценке месторождений технологии ведения очистных работ.

Знак "-" при прогностических коэффициентах свидетельствует о преобладании для данного признака вероятности интервала с меньшими значениями A_c , а знак "+" наоборот – с большими значениями A_c . При этом, чем больше абсолютная величина RK_{ij} , тем больше указанное преобладание.

Таким образом, анализируя знаки и абсолютную величину RK_{ij} , можно выделить наиболее благоприятные с точки зрения A_c признаки геологических факторов, а также предпочтительные признаки технологических факторов.

Интервальный подход к выделению информативных признаков количественных факторов и наглядный характер их влияния на результаты прогноза позволяет сравнительно просто учитывать возможные ошибки в определении значений, влияющих факторов. Методика их учета подробно изложена в работе [15].

В отдельном пояснении нуждается коэффициент технического уровня средств механизации очистных работ (K). Он рассчитывается по формуле:

$$K = \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{K_4}, \quad (1)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий массу очистного оборудования;

K_2 – то же - среднесуточную численность рабочих очистного забоя по добыче угля;

K_3 – то же - энерговооруженность очистного оборудования;

K_4 – то же - удельные энергозатраты на разрушение угля.

Значения этих коэффициентов рассчитываются путем деления текущих величин соответствующих показателей на их эталонные величины, установленные по результатам анализа существующего очистного оборудования и организации работ.

Прогноз выделенных интервалов A_c осуществляется путем суммирования RK_{ij} и сравнения полученной суммы с порогами. Различают теоретические и эмпирические пороги. Применение только первых приводит к большому числу неопределенных ответов. Поэтому в этих случаях рекомендуется применять эмпирические пороги [13]. Для таблицы 1 эмпирический порог равен -15 , а для таблицы 2 $+36$. Если

$\sum PK_{ij} \leq -15$, то решение принимается в пользу S1, а если > -15 , то переходят к прогнозу по таблице 2. Если в этом случае $\sum PK_{ij} \leq +36$, то решение принимается в пользу S2, а если $> +36$, то в пользу S3.

Надежность прогнозов по этим таблицам составила 72% при этом ошибки I-го рода (неопасные) составили – 16%, а II-го (опасные) – 12%. Таким образом, надежность прогноза только с учетом опасных ошибок II-го рода составила 88%, что выше приемлемого для практики инженерных расчетов и обоснований в горном деле [5].

В то же время точность прогнозов оказывается небольшой. Она задается шириной выделенных интервалов изменения A_c . В нашем случае относительное отклонение от центра первого интервала составляет $\pm 38\%$, второго $\pm 50\%$ и третьего $\pm 40\%$. Они существенно превышают приемлемое для практических расчетов значение, составляющее $\pm 30\%$.

Для повышения точности прогнозов A_c в пределах интервалов были разработаны следующие регрессионные модели:

для I-го интервала

$$A_c = \frac{216}{e^{0,105 \cdot N_c}}, \quad (2)$$

где N_c – количество усложняющих ведение очистных работ геологических признаков (точность расчетов составила $\pm 19\%$);

для II-го интервала

$$A_c = 242 \cdot e^{(0,0029Lm_{пл} + 0,0016S_p)}, \quad (3)$$

где L – длина лавы, м;

$m_{пл}$ – вынимаемая мощность пласта, м

$$S_p = PK_{i9} + PK_{i7} + PK_{i10} + PK_{i3} + PK_{i4} + PK_{i8}, \quad (4)$$

где PK_{i9} , PK_{i7} , PK_{i10} , PK_{i3} , PK_{i4} , PK_{i8} – прогностические коэффициенты для соответствующих факторов (точность расчетов составила $\pm 21\%$);

для III-го интервала

$$A_c = \frac{718K^{0,19}}{e^{0,73 \cdot m_{л.к}}}, \quad (5)$$

где $m_{л.к.}$ – мощность ложной кровли (точность расчетов составила $\pm 12\%$).

Для прогноза участковой себестоимости была установлена корреляционная зависимость между этим показателем и среднемесячной добычей угля из лавы. График этой зависимости показан на рисунке 3. Она характеризуется высоким коэффициентом корреляции равным 0,85 и приемлемой погрешностью расчетов $\pm 23\%$, что делает ее приемлемой для практической оценки угольных пластов.

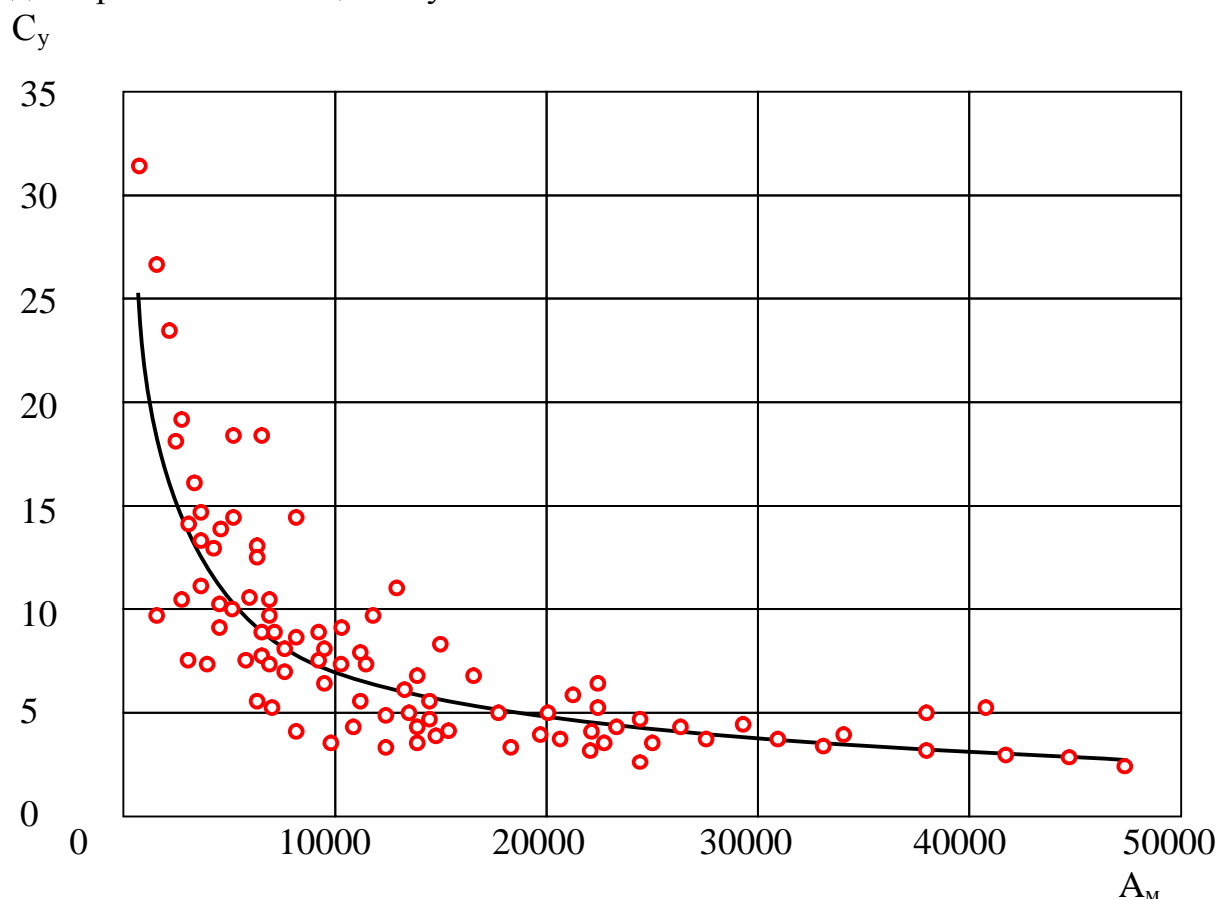


Рисунок 3 – График зависимости C_y от A_M

Однако, как известно, на себестоимость добычи угля оказывают влияние и другие факторы. Поэтому была выполнена проверка силы и характера их влияния на отклонения фактических и расчетных значений ΔC_y . Поскольку закон распределения C_y является логарифмически нормальным (рисунок 4), то производим расчет значений $\Delta \ln C_y$, распределение которых уже подчиняется нормальному закону (рисунок 5).

$$\Delta \ln C_y = \ln C_y - \ln C_{y\phi}, \quad (6)$$

где $C_{y\phi}$ – фактическое значение участковой себестоимости.

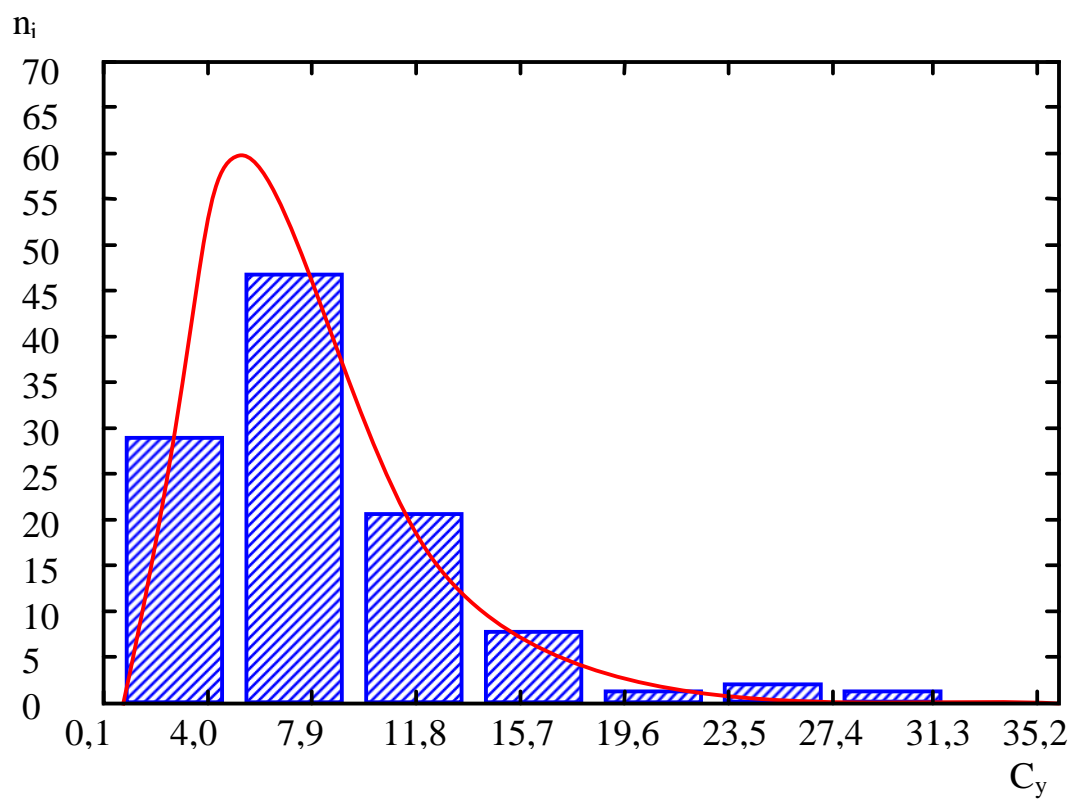


Рисунок 4 – График распределения участковой себестоимости угля

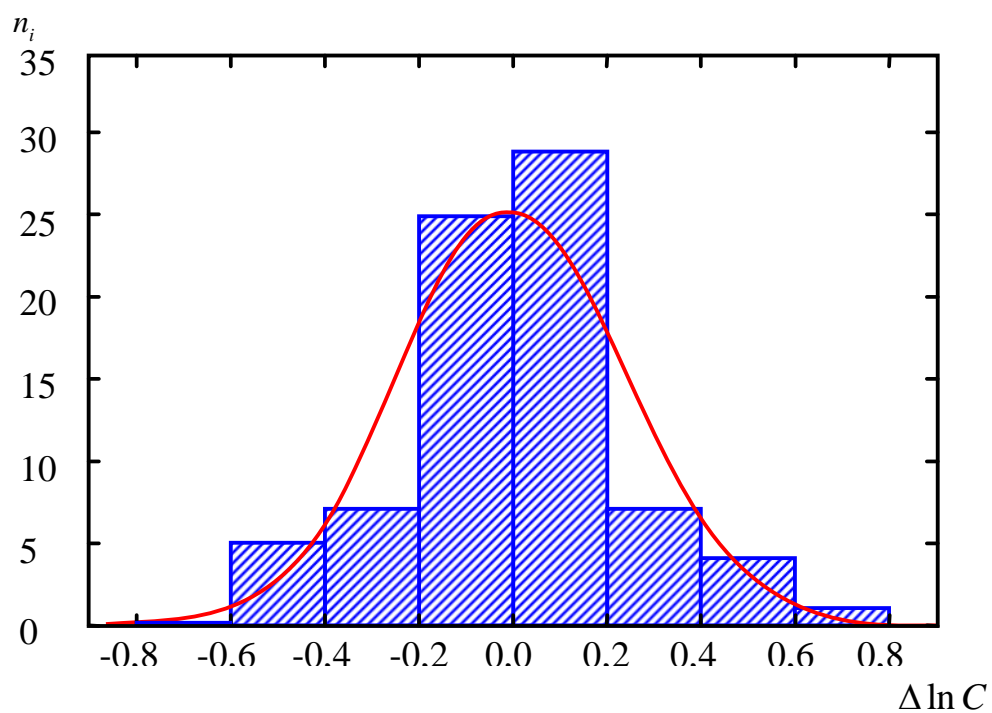


Рисунок 5 – График распределения $\Delta \ln C_y$

Поскольку математическое ожидание $\Delta \ln C_y$ равно 0, то совокупность отклонений была разделена на две группы: $\Delta \ln C_y \leq 0$ и $\Delta \ln C_y > 0$.

В дальнейшем в результате исследования информативности большого числа факторов было отобрано три: наличие малоамплитудных тектонических нарушений, выбросоопасных угольных пластов и их относительная метанообильность. По каждому из этих факторов было выделено по два информативных признака для которых были рассчитаны средние значения $\bar{\Delta \ln C_y}$. Результаты расчетов представлены в таблице 3.

Таблица 3 - Средние значения $\bar{\Delta \ln C_y}$ для выделенных факторов

Наименование j -го фактора	Признаки	$\bar{\Delta \ln C_{yij}}$
Наличие малоамплитудных тектонических нарушений	есть	0,04
	нет	-0,06
Выбросоопасность пласта	выбросоопасный	0,115
	не выбросоопасный	-0,032
Относительная метаноносность, м ³ /т	≤ 10	-0,041
	> 10	0,053

Знак "-" указывает на отклонение себестоимости в меньшую сторону от 0, а "+" – в большую сторону. Интегральное отклонение вычисляется по формуле:

$$S = \frac{\sum_{i=1}^3 \bar{\Delta \ln C_{yij}}}{3}. \quad (7)$$

В окончательном виде формула для расчета C_y имеет вид:

$$C_y = \frac{1764}{A_m^{0,6}} e^S. \quad (8)$$

Относительная погрешность прогноза по этой формуле составила $\pm 21\%$, т.е. уменьшилась на 2%. На первый взгляд такое уточнение незначительно. Однако если провести расчеты для крайних значений S , то оказывается, что разница между минимальным и максимальным значением C_y при постоянной величине A_m достигает уже 43%, что весьма существенно при оценке месторождений.

После прогноза C_y осуществляется прогноз шахтной себестоимости добычи 1 т угля. Для этого первоначально по фактическим данным работы шахт были определены значения доли общешахтных затрат без учета участковых:

$$\Delta C_{ш} = C_{ш} - C_y. \quad (9)$$

В результате обработки полученных данных была построена регрессионная множественная модель:

$$\Delta C_{ш} = \frac{68 \cdot n_{л} - 4n_{л}^2 - 42e^{-0,05q} + 6F_i + 0,002\sum l_{в} - 81}{A_{ш.м}^{0,234}}, \quad (10)$$

где $n_{л}$ – количество действующих лав;

q – относительная метаноносность угольных пластов, m^3/t ;

F_i – параметр, характеризующий вид основного подземного транспорта (для электровозного и комбинированного транспорта F_1 равно 20, а для конвейерного F_2 равно 17);

$\sum l_{в}$ – суммарная протяженность горных выработок, м;

$A_{ш.м}$ – среднемесячная добыча угля по шахте, т.

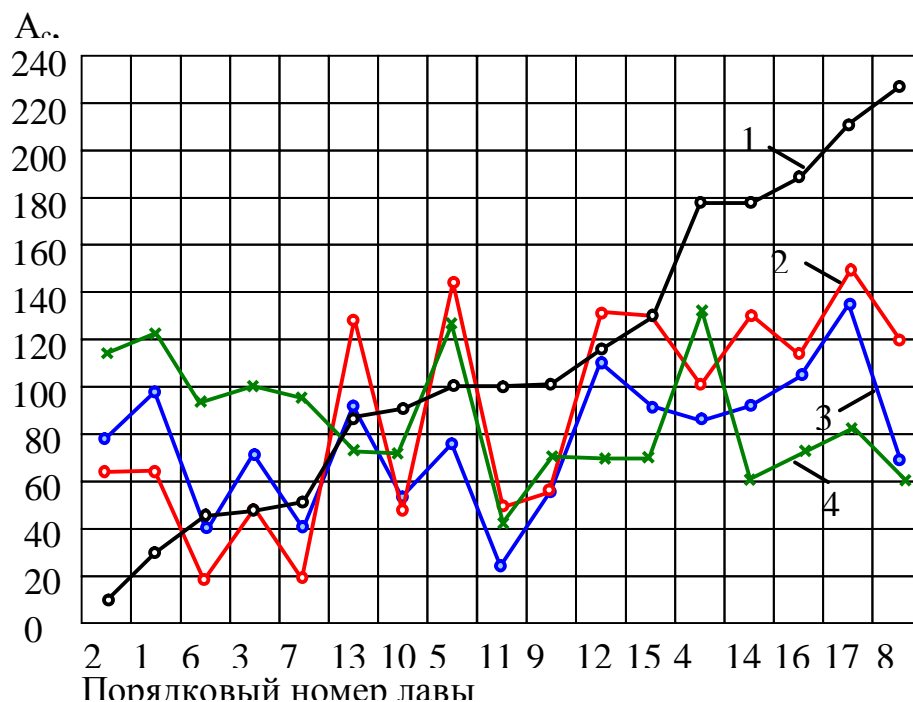
Точность расчетов по данному уравнению составила $\pm 7,4\%$, множественный коэффициент корреляции 0,67. Итоговая точность прогноза шахтной себестоимости $C_{ш}$ с учетом точности и надежности прогноза A_c , C_y и $\Delta C_{ш}$ составила около $\pm 14\%$.

Рассмотренные выше модели были получены по данным работы шахт и лав в 1984-1986 гг., когда еще наблюдалась их относительно стабильная работа. Поскольку в настоящее время изменился механизм ценообразования, произошло сильное влияние на затраты инфляционных процессов, то для привязки результатов прогнозов к современным реалиям были собраны данные о работе тех же шахт, но уже в 2001-2002 гг.

В результате сравнения данных разных периодов работы шахт были получены следующие поправочные коэффициенты $K_{п}$: для участковой себестоимости $k_{п}$ равен 2,84, а для шахтной 6,5. В дальнейшем было выполнено сравнение результатов прогнозов, скорректированных на величину $K_{п}$ с фактическими данными, полученными в 2001-2002 гг.

Результаты сравнения показаны на рисунках 6-8. На рисунке 6 показан график сравнения среднесуточных нагрузок, на рисунке 7 - участковой себестоимости добычи угля, а на рисунке 8 – шахтной себестоимости.

Степень соответствия прогнозных и фактических данных оценивалось по коэффициентам корреляции r_{yx} и ковариации k_{yx} . Первый отражает согласованность трендов изменения прогнозных и фактических данных, а второй согласованность их колебаний.



1 – фактическое; 2 – неоднородный анализ;
 3 – дискриминантные функции; 4 – нормативы
 Рисунок 6 – Графики изменения фактических
 и прогнозных нагрузок на лаву

На рисунке 6 показаны результаты сравнения прогнозов A_c по трем методикам: неоднородный последовательный анализ, дискриминантный анализ [16], нормативные нагрузки. Значения r_{yx} и k_{yx} составили для них соответственно 0,67; 0,44; -0,38 и 181352; 86146; -60642. Как видно наилучшие значения оценочных критериев получены для методики, разработанной на основе неоднородного последовательного статистического анализа [12-14].

Для участковой и шахтной себестоимости сравнивались результаты прогнозов по неоднородному анализу и дискриминантным функциям. Значения r_{yx} и k_{yx} составили: 0,77; 0,23 и 5,44; 1,14 (C_y); 0,68; 0,33 и 39,2; 92,2 ($C_{ш}$).

Таким образом во всех случаях наилучшими оказались результаты прогноза для метода разработанного на основе неоднородного последовательного статистического анализа.

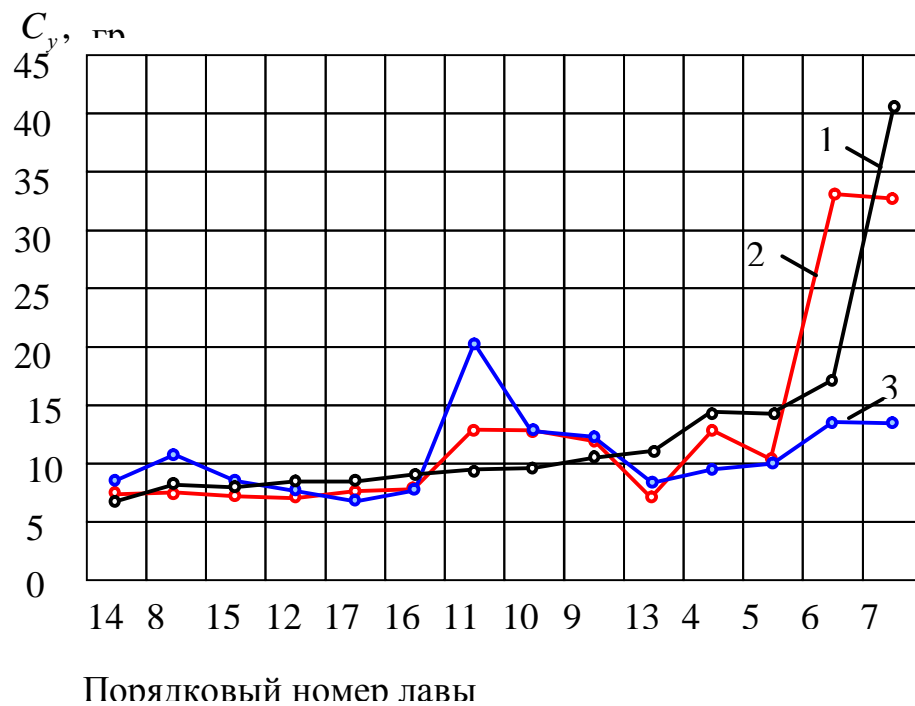


Рисунок 7 – Графики изменения фактических и прогнозных данных C_y

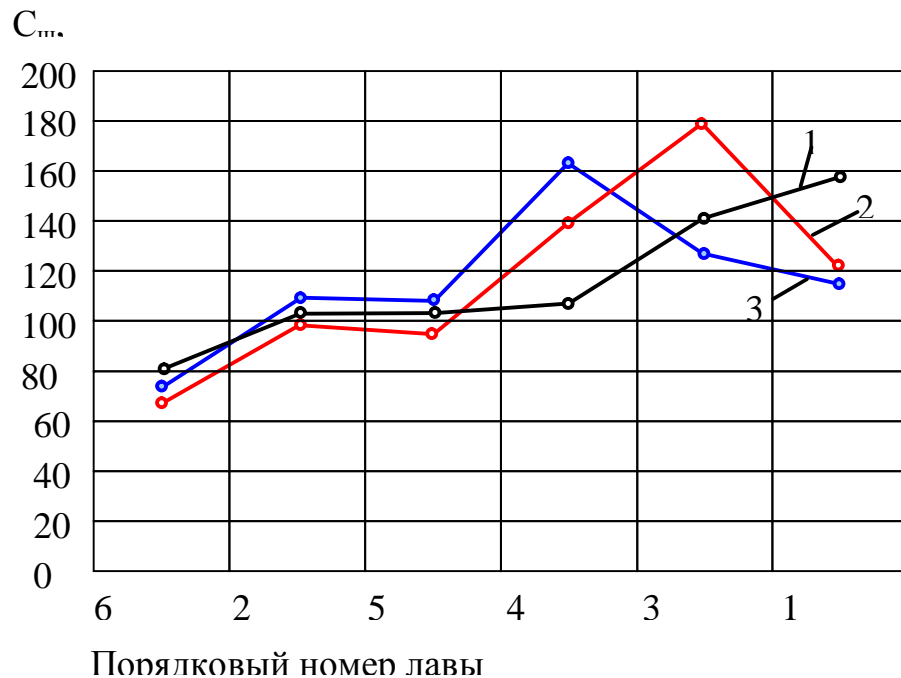
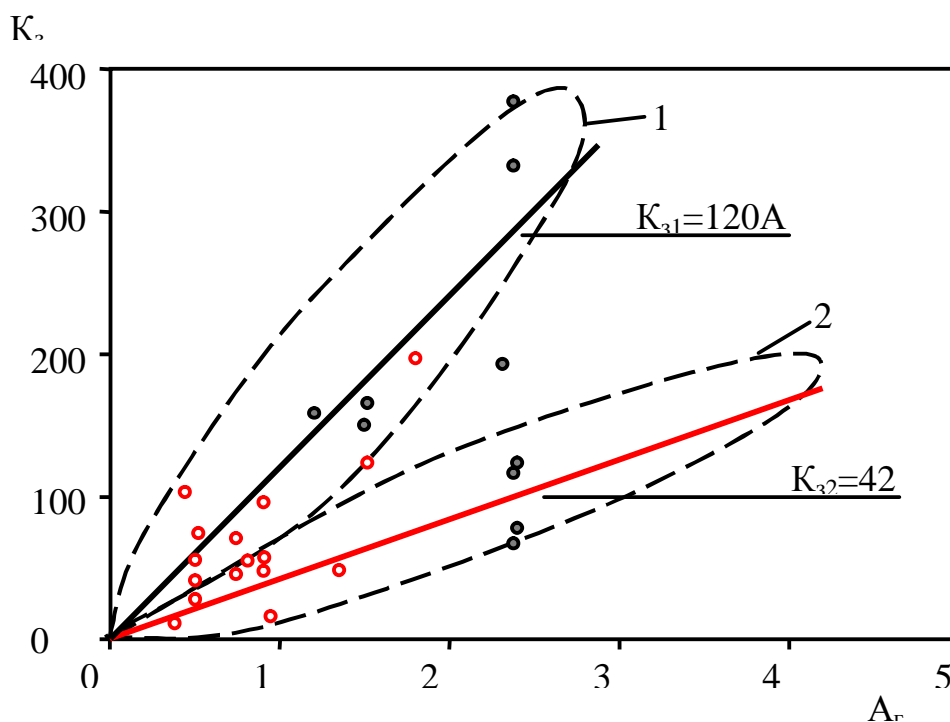


Рисунок 8 – Графики изменения фактических и прогнозных данных $C_{\text{ш}}$

Для прогноза первоначальных капитальных затрат на освоение месторождений был учтен известный факт взаимосвязи между капитальными затратами (K_3) и годовой производственной мощностью шахты (A_r) [3, 5]. В связи с этим по данным ТЭО и проектам действующих шахт был изучен характер этой взаимосвязи. Корреляционное поле точек представлено на рисунке 9. На нем четко видно два облака точек. Анализ геологических условий залегания месторождений показал, что для первого облака средняя величина относительной газоносности угольных пластов составила $15,2 \text{ м}^3/\text{т}$, а для второго – $10,6 \text{ м}^3/\text{т}$. Отсюда следует, что при большей относительной газоносности пластов увеличение A_r ведет к более резкому увеличению K по сравнению с меньшей газоносностью.



- - по данным ТЭО; ○ – по данным проектов действующих шахт-аналогов; 1 – первая совокупность точек;
- 2 – вторая совокупность точек

Рисунок 9 – Графики зависимости K_3 от A_r

В связи с этим были получены два уравнения регрессии:
для $q \geq 15 \text{ м}^3/\text{т}$

$$K_{31} = 120 \cdot A_2 ; \quad (11)$$

для $q \leq 10 \text{ м}^3/\text{т}$

$$K_{32} = 42 \cdot A_2 ; \quad (12)$$

для $10 < q < 15$

$$K_3 = A_r [120 - (15 - q_i)15,6]. \quad (13)$$

Поскольку параметры уравнений (11-13) получены по данным конца 70-х начала 80-х годов, то для их корректировки необходимо использовать поправочный коэффициент равный 3,15. Он получен на основе обработки коэффициентов переоценки основных фондов.

В результате выполненных исследований получены распознающие системы и регрессионные модели, позволяющие с большой степенью достоверности прогнозировать основные технико-экономические показатели работы лав и шахт применительно к геолого-экономической оценке угольных месторождений. С помощью этих моделей и систем можно делать прогнозы по данным каждой геологоразведочной скважины, что позволит выявлять однородные по уровню сложности отработки участки угольных пластов. Для реализации этой процедуры необходимо разработать методику выявления таких зон по комплексу геологических факторов.

As a result of the executed researches the recognizing systems and regressive models, allowing with the greater degree of authenticity to forecast the basic technician economic indexes of work of lavas and mines as it applies to the geologist economic estimation of coal deposits, are got. By these models and systems it is possible to do prognoses from data of every geological survey mining hole, that will allow to expose the homogeneous on the level of complication workings off areas of coal layers. For realization of this procedure it is necessary to develop the method of exposure of such areas on the complex of geological factors.

Библиографический список.

1. Астахов А.С. Экономическая оценка запасов полезных ископаемых. – М.: Недра, 1981. – 287 с.
2. Способы вскрытия, подготовки и системы разработки шахтных полей // Под ред. Б.Ф.Братченко. – М.: Недра, 1985. – 494 с.
3. Воспроизводство вскрытых и подготовленных запасов угля на шахтах / М.И.Устинов, В.П.Федоров, А.И.Шор и др.: Под ред. Н.К.Гринько. – М.: Недра, 1990. – 352 с.

4. Укрупненные стоимостные показатели для новых шахт Донбасса. – М.: Центрогипрошахт, 1984. – 178 с.
5. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт. – М.: Недра, 1985. – 399 с.
6. Абрамов В.Г., Азбель Е.И., Ефремова Н.И. Планирование эксперимента и прогнозирование качества сырья на горных предприятиях. – Новосибирск: Наука, 1979. – 303 с.
7. Райхель Б.Л. Экономическая оценка угольных месторождений. – М.: Недра, 1972. – 224 с.
8. Каждан А.Б., Кобахидзе Л.П. Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1985. – 205 с.
9. Кац А.Я., Каганович С.Я. Основные вопросы экономической оценки месторождений полезных ископаемых // Методика разведки и оценки месторождений полезных ископаемых: Сб. научн. тр. – М.: ВИЭМС, 1978. – С. 28-37.
10. Кац А.Я. Экономические основы и методология определения оптимальных контуров запасов рудных месторождений // Ценообразование и экономическое стимулирование комплексной разработки месторождений минерального сырья: Сб. научн. тр. / Под ред. Ю.А.Чернегова. – М.: НИИцен, 1982. – С. 87-99.
11. Теория прогнозирования и принятия решений / С.А.Саркисян, В.И.Каскин, В.А.Лисичкин, Э.С.Минаев, Г.С.Пасечник. – М.: Высшая школа, 1977. – 351 с.
12. Фрумкин Р.А. Методика прогнозирования процессов со многими параметрами и ее приложение в горном деле // Уголь, 1973, № 1. – С. 16-22.
13. Фрумкин Р.А., Окалелов В.Н. Методика выбора решений в условиях неопределенности // Известия вузов. Горный журнал, 1980, № 2. – С. 28-22.
14. Временное руководство по оперативному прогнозированию параметров и показателей работы негазовых антрацитовых шахт и их технологических звеньев / Р.А.Фрумкин, П.С.Ермаченко, А.В.Чернявский, Б.В.Возный. – Коммунарск, КГМИ, 1974. – 69 с.
15. Фрумкин Р.А., Окалелов В.Н. Методика корректировки и повышения достоверности геологических прогнозов // Вестник МАНЭБ, 2001, № 1. – С. 15-18.
16. Афиофи А., Эйзен С. Статистический анализ: Подход с использованием ЭВМ. – М.: Мир, 1982. – 488 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Фрумкиным Р.А.

*к.т.н., доц. Кузьменко В.И.,
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ КОНСТРУКЦИЙ МАШИН И УСТРОЙСТВ ДЛЯ ОБРАБОТКИ СТЫКУЕМЫХ КРОМОК КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ

На підставі патентного пошуку розроблені структурні схеми машин та пристроїв для обробки з'єднуємих кінців конвеєрних стрічок і структурні формули, які систематизовані за видом зв'язку ріжучого органу з іншими структурними елементами.

Эффективность применения ленточных конвейеров в значительной степени определяется качеством конвейерных лент и их соединений.

Основным и самым дорогостоящим элементом конвейера является лента, стоимость которой составляет до 50 % стоимости всего ленточного конвейера. Опыт эксплуатации ленточных конвейеров показывает, что надежность и долговечность ленты в значительной степени определяется стыковыми соединениями. В настоящее время в практике эксплуатации ленточных конвейеров применяются механические и вулканизированные соединения. Известно, что показатели прочности и долговечности вулканизированных соединений значительно выше аналогичных параметров механических соединений, что и предопределяет более широкое применение вулканизированных соединений, особенно при стыковке высокопрочных лент. Однако высокая трудоемкость изготовления соединений лент вулканизацией, особенно процесс обработки стыкуемых кромок (50 % времени изготовления стыка), сдерживает более широкое применение вулканизированных соединений резиноканевых конвейерных лент. Поэтому вопрос расширения стыковки резиноканевых конвейерных лент вулканизацией является актуальным и требует решения.

Основным направлением в решении этого вопроса является создание средств механизации процесса обработки стыкуемых кромок, что позволит значительно сократить время на изготовление стыка и снизить трудоемкость, повысить качество обрабатываемой поверхности, а в результате увеличить прочность и долговечность стыков.

Цель данной работы – определить тенденцию развития в создании механизмов для обработки стыкуемых кромок, установить основные направления в разработке и совершенствовании таких устройств.

Известно, что для анализа конструкций машин обычно пользуются классификацией их по определенным признакам, характерным для рассматриваемой группы машин.

При построении классификационной системы любых машин учитываются функциональные характеристики основных элементов и способы их сочетания, то есть проводится классификация по функциональным признакам.

Эта классификация проводится априорно, то есть на основании перечисления всех возможных комбинаций, независимо от того, осуществлены эти комбинации или нет, что позволяет провести систематизацию всех, как существующих, так и возможных систем и типов машин.

Изучив и проанализировав более 40 авторских свидетельств и патентов на изобретения по конструкциям машин для обработки стыкуемых кромок конвейерных лент установлено, что в общем случае в их состав входят следующие функциональные элементы: режущий инструмент – орган, осуществляющий обработку ленты; стол – орган для размещения и крепления обрабатываемых кромок ленты; движитель – орган, осуществляющий перемещение ленты относительно других элементов машины; привод – орган для преодоления сил сопротивления, возникающих при обработке кромок ленты.

Исходя из того, что привод – элемент, характерный для всех машин, структуру машины определяют первые три из приведенных выше функциональных элемента: режущий орган (Р), стол (С), движитель (Д).

Приняв буквенные символы, обозначающие функциональные элементы машины для обработки стыкуемых кромок лент, установив условные обозначения видов связей между структурными элементами и пользуясь принципами согласования, сочленения и совмещения структурных элементов с учетом их возможного вырождения из базовой формулы [1], составлены структурные схемы (табл. 1) и формулы (табл. 2) машин для обработки стыкуемых кромок.

Приведенное в таблице 2 структурообразование позволило априорно получить все возможные основные структурные формулы машин для подготовки стыкуемых кромок лент.

Однако полученное структурообразование не приводит к группированию структурных формул данных машин по конструктивным признакам. Для такого группирования проведена систематизация полученных структурных формул по виду связи режущего органа с другими структурными элементами (табл. 3).

Таблица 1 – Структурные схемы машин для обработки стыкуемых кромок конвейерных лент

№ п/п	Номера авторских свидетельств	Структурная схема	Номер структурной формулы	Схема	Семейство
1.	248535	Д	3		2.1
2.	Пат. ФРГ кл. F16 №1775539	Д	3		2.1
3.	рационализаторское предложение	Д	3		2.1
4.	1256987	С	2		2.1
5.	364465	Р+С+Д	7		2.1
6.	525556	С+Р+Д	7		1.2
7.	810516	Р+С+Д	7		1.2
8.	1219407	Р+С+Д	7		1.2
9.	567518	Р+С	7		1.2

Продолжение табл. 1

№ п/п	Номера авторских свидетельств	Структурная схема	Номер структур- ной формулы	Схема	Семейство
10.	793799	C+P+Д	7		1.2
11.	852626	C+P+Д	7		1.2
12.	1141010	P+Д+C	7		1.2
13.	1294639	P+C	4		1.2
14.	582990	P+C+Д	7		1.2
15.	765003	C+P+Д	7		1.2
16.	742158	C+P+Д	7		1.2

Продолжение табл. 1

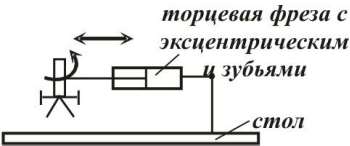
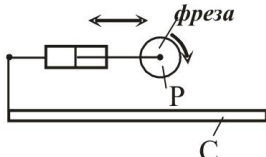
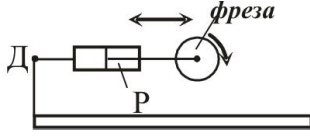
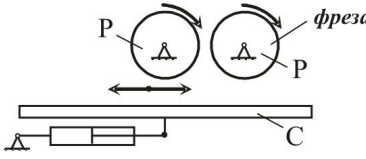

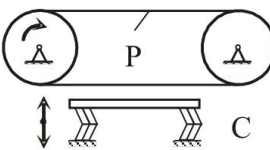
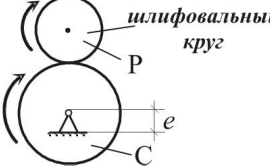
№ п/п	Номера авторских свидетельств	Структурная схема	Номер структурной формулы	Схема	Семейство
17.	903189	C+P+Д	7	 <p>торцевая фреза с эксцентрическим и зубьями стол</p>	1.2
18.	872287	C+P+Д	7	 <p>фреза Р С</p>	1.2
19.	1168435	C+P+Д	7	 <p>фреза Д Р</p>	1.2
20.	1298095	P+C+Д	7	 <p>фреза Р С</p>	1.2
21.	1482816	P+C+Д	7	 <p>ступенчатая направляющая</p>	1.2
22.	1479318	P+C+Д	7	 <p>Р С</p>	1.2
23.	Архангельский ЦНИИ МОД	P+C+Д	7	 <p>шлифовальный круг Р С e</p>	1.2

Таблица 2 –Структурообразование машин для обработки стыкуемых кромок

Показатели	Сочленение элементов						Базовая формула	Совмещение элементов						
								с сочленением			с вырождением		всех	
Структурные формулы	P	C	D	P+C	P+D	C+D	P+C+D	P·C+D	P·D+C	P+C·D	P·C	P·D	C·D	P·C·D
№ формулы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Группы формул	1			2				3			4			
Особенность структуры средств подготовки	с обособленными функциональными элементами (индивидуальные средства)			с кинематически связанными функциональными элементами (комплексы оборудования)				с конструктивной и кинематической связью элементов			с конструктивной связью элементов			

Из приведенной в таблице 3 систематизации структурных формул по непосредственной связи функциональных элементов видно, что все машины для подготовки концов лент разделены на два семейства: машины с режущим органом и машины без режущего органа.

Машины первого и второго семейства делятся на две группы: с совмещенными (1) и независимыми (2) режущими органами; с независимым (3) и совмещенными (4) элементами.

К первой группе семейства относятся устройства, в которых режущий орган выполняет одновременно две и более функции, то есть конструктивно совмещен с каким либо элементом (табл. 3, структурные формулы 8,9,11,12,14).

Вторая группа первого семейства характеризуется тем, что режущий орган сочленен с другими функциональными элементами, т.е. имеет с ними только кинематическую связь и выполняет одну функцию (табл. 3, структурные формулы 1,4,5,7,10).

Структурной формулой Р (табл. 3) описываются такие средства подготовки, которые содержат обособленный режущий элемент, например, отдельный нож, ножницы и т.п.

Формулой Р + С (табл. 3) описываются устройства, содержащие независимый режущий элемент, сочлененный со столом при отсутствующем движителе [2, 3]. Например, устройство [3] содержит направляющую, каретку на катках, режущий узел (фрезы), имеющий регулятор подачи с механизмом самоустановки, выполненными в виде шарнирно закрепленной на каретке крестовины. Направляющая выполнена в виде подпружиненного прижима, по которому перемещается каретка с режущим узлом, а последний выполнен с возможностью упругого поворота в плоскости, перпендикулярной направлению движения каретки. Регулятор глубины врезаания выполнен в виде пружины, взаимодействующей с режущим узлом и установлен на каретке.

Формулой Р + Д описываются устройства, содержащие только режущий элемент и движитель, где стол отсутствует. Например, устройство [4], предназначенное для удаления резины с тросов и содержащее составной блок с набором фасонных ножей, закрепленный на ленте и перемещаемый при помощи тягового устройства (движителя).

Формулой Р + С + Д описываются средства подготовки, содержащие все независимые элементы (с кинематической связью). Например, устройства [5-9] для разделки концов лент содержат опорный стол для укладки и крепления ленты и установленный над ними режущий инструмент. Режущий инструмент смонтирован на каретке, установленный поперек стола, с возможностью перемещения вдоль стола на зубчатых катках по зубчатым рейкам при помощи гидроцилиндра.

Формулой $P + C \cdot D$ описываются устройства, содержащие независимый режущий элемент и совмещенные стол и движитель, которые выполнены в виде одного элемента, совмещающего две функции.

Во второе семейство входят устройства, не содержащие режущий элемент.

К группе с независимыми элементами второго семейства относятся структурные формулы 2, 3, 6 (табл. 3).

Формулой D описывается устройство /10/, содержащее только движитель, т.е. элемент, предназначенный для отслаивания прокладок путем прямого раздира или намотки прокладки на зажим.

Формулой $C + D$ описываются устройства, содержащие два сочлененных элемента: стол и движитель.

Ко второй группе второго семейства относятся устройства, содержащие совмещенные элементы (стол и движитель), описываемые структурной формулой $C \cdot D$, в которых один элемент выполняет одновременно две функции – стола и движителя.

Проведя анализ существующих машин для обработки стыкуемых кромок конвейерных лент, можно сделать следующие выводы:

- в настоящее время имеются технические решения, описываемые в основном структурными формулами на уровне сочленения функциональных элементов;
- тенденция развития технической мысли направлена в большинстве случаев на совершенствование базовых машин для обработки стыкуемых кромок путем добавления отдельных элементов, с целью расширения функциональных возможностей машин и снижения трудоемкости процесса обработки стыкуемых кромок, на совершенствование отдельных элементов машин, с целью повышения качества обрабатываемых поверхностей, повышения долговечности элементов и надежности машин в целом;
- дальнейший поиск технических решений должен быть направлен на совмещение функциональных элементов, т.е. обеспечение конструктивной связи между элементами, что позволяет упростить конструкцию машин, снизить вес, повысить эффективность их использования.

На основании проведенного патентного поиска разработаны структурные схемы машин и устройств для обработки соединяемых концов конвейерных лент и структурные формулы, которые систематизированы по виду связи режущего органа с другими структурными элементами.

On the base of the performed patent searching there were developed the structural schemes of machines and devices for processing the connected rags of conveyor belts and structural formulas, which were systematized on type of connection of cutting unit with other structural elements.

Библиографический список.

1. Шахмейстер Л.Г., Солод Г.И. Подземные конвейерные установки. Под. Ред. чл. кор. АН СССР А.О. Спиваковского. – М: Недра, 1976. – 432 с.

2. А.с. 567618 СССР. МКИ2 В 29Н7/22. Механизм для разделки стыков конвейерных лент/ Е.А. Федоров, Н.В. Громилини, Н.В. Стрижков. – № 2191067/05; Заявлено 19.11.75. Оpubл. 05.08.77 Бюл. изобр. №29.- 3 с: ил.

3. А.с. 1294639 СССР. МКИ4 В29Д29/06. Устройство для разделки конвейерных лент под стык/ Б.М. Моренец, П.М. Кутьков, Ю.А. Потапов, А.В. Гудков. Донецкий филиал н-и горн. рудн. ин -т. Заявл. 11.06.85; Оpubл. 7.03.87. Бюл. изобр. №9. – 4с; ил.

4. А.с. 1193008 СССР, МКИ4 В29Д29/00 Режущая головка к устройству для снятия обкладочной резины с тросов резинотросовой ленты/ Т.Г. Сушко, В.А. Тимофеев, А.И. Буряк, В.А. Вишневский. № 3750653/23 – 05; Заявл. 07.06.84; Оpubл. 23.11.85, Бюл. изобр. №43. -4 с: ил.

5. А.с. 765003 СССР МКИЗ В29НЗ/06, В29Н7/22. Устройство для разделки стыков резинотканевых лент/ Л.А. Такуцев, В.И. Михейкин, СИ. Мин-кин, Э.М. Крохин, Ю.А. Подопригора, В.Н. Ивченко, А.Т. Харитонов, М.А. Рубин. Брянский ин – т транспортн. машиностроения Заявл. 10.05.78; Оpubл. 23.09.80 Бюл. изобр. № 35. – 3 с: ил.

6. А.с. 1685748 СССР МКИ4 В29Д29/06, В29 С37/00. Станок для разделки стыков тканевых конвейерных лент / В.И. Кузьменко, Е.Х. Завгородний, А.Г. Лещенко, Т.Н. Бородина, А.В. Переселков Коммунарский горно -металлур. ин – т № 4701245/05; Заявл. 06.05.89; Оpubл. 23.10. 91, Бюл. изобр. № 39. – 4 с: ил.

7. А.с. 1482816 СССР МКИ4 В29Д29/06, В29 С37/00. Станок для разделки стыков тканевых конвейерных лент/ В.И. Кузьменко, Е.Х. Завгородний, Т.Н. Бородина, А.В. Переселков Коммунарский горно – металлур. ин – т № 4335971/31-05; Заявл. 02.12.87; Оpubл. 30. 05.89, Бюл. изобр. № 20. – 4 с: ил.

8. А.с. 1713831 СССР МКИ4 В29Д29/06, В29 С37/00. Устройство для разделки концов конвейерных лент/ В.И. Кузьменко, А.В. Переселков, Т.Н. Бородина, СВ. Похил. Коммунарский горно – металлур. ин – т. № 4798484/05; Заявл. 05.03.90; Оpubл. 23.02.92, Бюл. изобр. № 7- 4 с: ил.

9. А.с. 1729772 СССР МКИ4 В29 С37/00. Устройство для обработки полимерных материалов/ В.И. Кузьменко, А.В. Переселков, М.С.

Нечепурен-ко, Т.Н. Бородина, Е.Н. Кравченко. Коммунарский горно – металлург. ин – т. № 4782740/05; Заявл. 12.01.90; Оpubл. 30.04.92, Бюл. изобр. №16-4 с: ил

10. А.с. 1256978 СССР МКИ4 В29Д29/06. Устройство для стыковки конвейерных лент / Я.С. Дорманг, В.З. Мирских, В.П. Просолов, А.В. Фельдман. Магнитогорский госуд. ин – т по проектирован, металлург, заводов. Заявл. 11.02.85; Оpubл. 15.09.86, Бюл. изобр. № 34- 3 с: ил.

Рекомендовано к печати к.т.н., проф. Ульяницким В.Н.

*д.т.н., проф. Буянов А.Д.,
магистр механизации Павленко А.Т.,
к.т.н., доц. Мирошниченко В.Т.,
к.м.н. Чернов А.Т.,
магистр Ноженко А.А.*

АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ АЭРОГИДРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Розглядається можливість використання теорії при вирішенні завдання зниження запилення за рахунок аерогазопилединамічної реалізації при розробці апаратів пилеулавлювання за допомогою розрахункових двоступінчатих ежекційних схем.

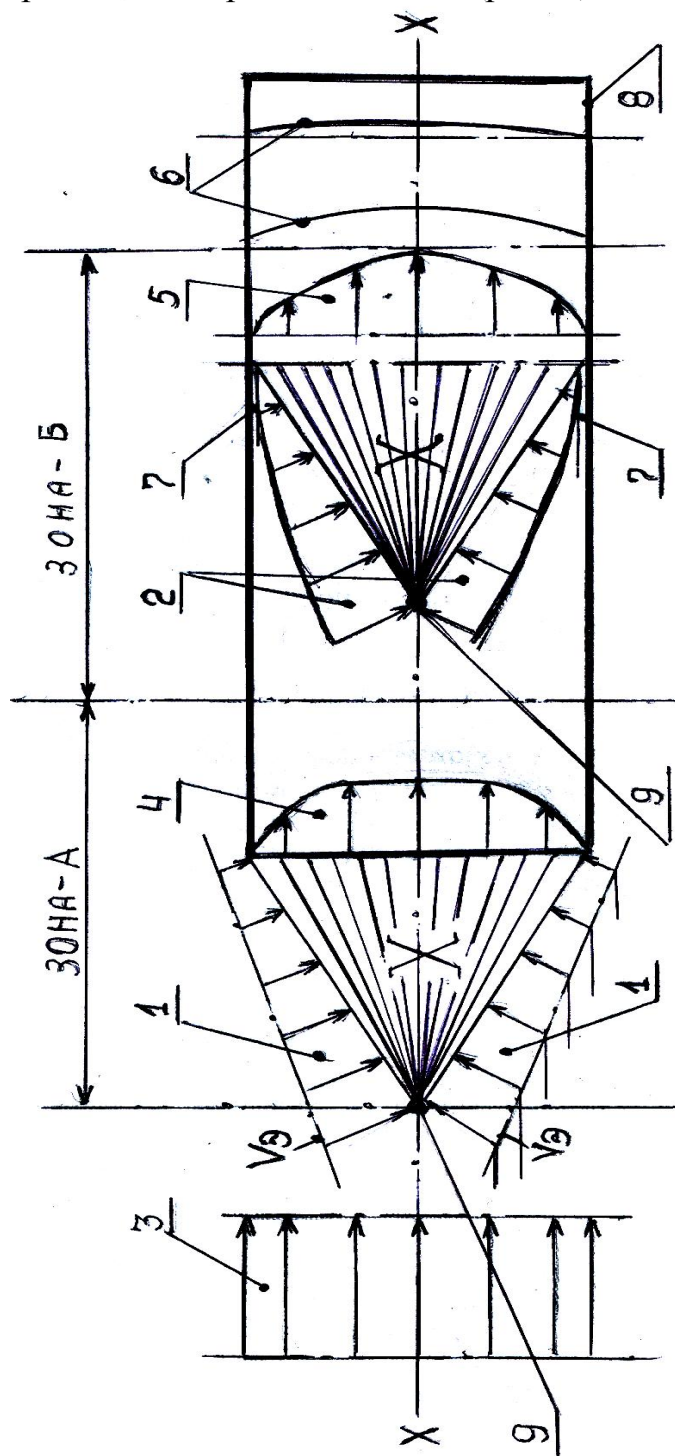
Резервом значительного снижения запыленности атмосферы на различных технологических процессах являются схемы использования выброшенной энергии технологическим оборудованием. К таким энергиям можно отнести: рециркуляционное движение воздушных потоков, движения и вращения исполнительных органов работающего оборудования (центробежные силы); в металлургической и химической промышленности, когда в технологическом процессе существует температура 850-1050⁰С с большим успехом можно использовать Архимедовы силы (восстающие потоки); наряду с этим, можно и необходимо использовать факелы воды зонтичных форсунок, которые при давлении в 15 атм. (1,5 МПа) эжектируют воздух при расходе 1 л воды до 6 м³/мин.

Аэродинамические исследования при работе форсунки в эжекторной камере. Основным фактором влияющим на производительность эжектора (форсунки) по воздуху является диаметр активной части факела воды.

Некоторые расчеты справедливо говорят о том, что в эжекторной камере (аппарате) форсунку располагают внутри камеры, по ее оси. В этом случае факел форсунки не полностью раскрывается и эжекционный эффект воздушного потока значительно снижается.

Следовательно, необходимо решить вопрос расположения форсунки относительно среза камеры так, чтобы факел воды раскрывался до среза камеры.

С целью решения задачи увеличения производительности факела воды по воздуху, рассмотрим две схемы работы форсунки внутри камеры и за ее пределами на расстоянии $D/2$. (рис. 1)



1,2,3,4,5,6 – эпюры скоростей воздуха, 7 – зона по периметру эжектора ≈ 8 мм – эжекция отсутствует, 8 – труба эжектора, 9 – форсунки, X – факелы воды

Рисунок 1

Теоретическое обоснование увеличения деления капель воды на мелкие фракции. По первой схеме (рис.1, зона А) форсунка расположена на таком расстоянии от входного сечения канала, при котором

устойчивый факел диспергированной воды касается трубы у среза. Та как эжектируемый пылегазовоздушный поток поступает из незамкнутого пространства (эпюра - 3), то годограф скоростей представляет собой усеченный конус (эпюра - 1). Направление скорости эжектируемого потока воздуха параллельно оси X, но в конечном счете скорость направления перпендикулярно образующей факела воды, составляющая представлена эпюрой – 4.

Количество эжектируемого воздуха определяется по формуле:

$$Q^1_{\text{э}} = V_{\text{э}} \cdot S_{\phi},$$

где V^l_{ϕ} – перпендикулярна составляющей скорости эжектируемого воздуха, м/с;

S_{ϕ} – площадь боковой поверхности конуса факела, м^2 , тогда:

$$V^l_{\text{э}} = V_{\text{э}} \cdot \sin \frac{\alpha}{2},$$

где $V^l_{\text{э}}$ – скорость воздушного потока, эжектируемого из атмосферы, м/с;

α – угол раскрытия факела воды форсунки, град.

$$S_{\phi} = \pi R (L_{\phi} + R),$$

где L_{ϕ} – длина образующей факела воды до прикосновения с каналом, м.

$$L_{\phi} = R \cdot \frac{1}{\sin \alpha/2},$$

где R – радиус трубы эжектора, м.

$$\text{Получим } S_{\phi} = \frac{\pi R^2 (1 + \sin \alpha/2)}{\sin \alpha/2}.$$

Производительность эжектора по воздуху определяется:

$$Q_{\text{э}} = V_{\text{э}} \cdot \sin \alpha/2 \cdot \frac{\pi R^2 (1 + \sin \alpha/2)}{\sin \alpha/2} = V_{\text{э}} \cdot \pi R^2 (1 + \sin \alpha/2)$$

Во второй схеме (рис. 1, зона Б) форсунка расположена в трубе на некотором расстоянии от среза трубы. Пылегазовоздушный поток

движется в цилиндрическом канале и его годограф скоростей имеет формулу кубического вращающегося параболоида (эпюра - 5). Это связано с тем, что в конце активного факела воды происходит резкое снижение скорости капле из за увеличения влияния силы трения воды о поверхность камеры. При дальнейшем движении поток стабилизируется и в контуре (сети) появляется годограф плавных скоростей (эпюра - 6). В этом случае среднюю скорость воздуха по оси канала X в первом приближении можно считать равной $\frac{2}{3} d$, причем у стенок цилиндрического канала и на некотором расстоянии от них она равна нулю. Так как факел воды эжектирует воздух перпендикулярно образующей факела (эпюра - 1), то скорость эжекции определится и количество эжектируемого воздуха при этом составит:

$$Q^2 = V_{\text{э}} \cdot S_{\phi} \text{ м}^3/\text{мин},$$

$$\text{или } Q^2_{\text{э}} = \frac{2}{3} V_{\text{э}} \cdot \sin \frac{\alpha}{2} \cdot \frac{\pi R^2 (1 + \sin \frac{\alpha}{2})}{\sin \frac{\alpha}{2}} = \frac{2}{3} V_{\text{э}} \cdot \pi R^2 (1 + \sin \frac{\alpha}{2}).$$

При прочих равных условиях эффективность первой схемы А относительно второй схемы Б, увеличивается в n раз, т.е.:

$$n = \frac{Q^1_{\text{э}}}{Q^2_{\text{э}}} = \frac{3}{2} = 1,5 \text{ раз.}$$

Следовательно, количество тонкодисперсных капель воды пропорционально увеличится на это же число и эффективность улавливания тонкодисперсной пыли так же увеличится в 1,5 раза.

Выводы. Приведенные аналитические исследования подтвердили возможность увеличения в эжекторных аппаратах эффективность улавливания опасной тонкодисперсной пыли более чем в 1,5 раза, что позволило снизить запыленность до норм близких к ПДК.

Рассматривается возможность использования теории при решении задачи снижения запыленности за счет аэрогазопылединамических реализаций при разработке аппаратов пылеулавливания с помощью расчетных двухступенчатых эжекторных схем.

The possibility of theory appliance under the solving dust level reducing problem by way of air-gases-dust-dynamic realization under dust-catching apparatus developing with calculative double-level ejective schemes is considered.

Библиографический список.

1. Буянов А.Д. Управление пыле и гидродинамическими потоками на пылящих процессах. – Донецк: «Совинтерпрессполиграф», 1992, - 160с.
2. Буянов А.Д. Применение эжекционных пеногенераторов и укрытия для локализации и подавления пыли.//Производственная среда и интенсификация производственных процессов: Сб. трудов. – Киев: «Знание», 1976, - 25с.
3. Буянов А.Д. Аналитические исследования воздухообмена в рециркуляционном устройстве ЭПП//Проблемы разработки угольных пластов Донбасса: Сб. трудов. – Киев: УМК ВО, 1991. – с.78-87.
4. Саранчук В.И., Журавлев В.П., Рекун В.В., Беспалов В.И., Буянов А.Д., Страхова Н.А., Клойзнер В.Х., Саранчук Е.В. Система борьбы с пылью на промышленных предприятиях: - Киев: «Наукова думка», 1995, 187 с.
5. Феськов М.И, Буянов А.Д., Давиденко В.А. Форсуночное обеспыливание и охлаждение воздуха в тупиковых забоях глубоких шахт: изд. «Світлиця», г.Луганск, 1995, 172с.

*к.т.н., доц. Зотов В.А.,
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССАМИ СЖИГАНИЯ ТВЕРДОГО ТОПЛИВА

Наведені результати теоретичних досліджень, отримані залежності, які описують процеси в системах автоматичного керування процесами спалювання твердого палива. Запропонований алгоритм керування теплотехнічними агрегатами, який забезпечує задану точність стабілізації вихідних характеристик та враховує екологічний критерій.

В настоящее время тепловую энергию для собственных нужд горных предприятий получают, в основном, за счет сжигания твердого топлива. Основными источниками загрязнения атмосферы в угольной промышленности являются шахтные котельные и сушильные установки обогатительных фабрик.

Весьма токсичными компонентами дымовых газов этих установок являются оксиды азота. Они образуются из азотистых соединений топлива, а при большой температуре в зоне горения - из азота воздуха. В связи с этим не следует допускать чрезмерно высоких температур в зоне горения топочных устройств, хотя это и увеличивает коэффициент использования топлива. Снижение температуры приводит к неполному сгоранию топлива, выделению окиси углерода и сажи.

Если в шахтных котельных основной причиной загрязнения окружающей среды является процесс сжигания топлива, то в сушильных установках углеобогатительных фабрик отклонение температурного режима приводит к пересушке сушеного материала и выносу его вместе с дымовыми газами. Так, унос сушеного материала иногда достигает 20% поступающего концентрата, что существенно загрязняет окружающую среду угольной пылью и приводит к значительным потерям.

Уменьшение загрязнения окружающей среды горными предприятиями задача комплексная, требующая разработки специальных методов сжигания топлива и газоочистки, но ее решение невозможно без создания эффективных средств автоматической стабилизации режимов работы топочных устройств.

Преобладающее распространение в СНГ получили слоевые топки, работающие на твердом топливе (83,9%), остальные - камерные (пылеугольные, на жидком и газообразном топливе).

В котельных и сушильных установках применяют, в основном, унифицированный набор топочных устройств, но ввиду особенностей используемых каналов управления и невозможности рассматривать топку отдельно, создание универсального управляющего устройства для агрегатов различного назначения оказалось затруднительным. Для управления такими агрегатами используются традиционные алгоритмы управления в виде ПИ и ПИД - регуляторов (и их модификаций в виде нелинейного ПИ - регулятора).

Так как объекты управления обладают нестационарными параметрами и подвержены как аддитивным, так и мультипликативным стохастическим возмущающим воздействиям, данные алгоритмы не обеспечивают высокой точности управления.

Кроме того, оказалось невозможным эффективно использовать каналы управления, обладающие наибольшей чувствительностью к управляющим воздействиям, так как они обладают существенным запаздыванием

$$\frac{\tau}{T} \geq 3,$$

где τ - время запаздывания объекта;

T - постоянная времени объекта.

В связи с этим управление производится по косвенным параметрам, что вносит дополнительную погрешность.

Как показывают исследования, наибольшей чувствительностью обладает канал управления расход топлива - выходная координата системы. Выходной координатой котельной установки служит конечная температура теплоносителя или давление пара, сушильной - влажность высушенного продукта.

Управление по этим каналам позволят получить наиболее высокий КПД использования агрегатов. В целях безопасности эксплуатации система автоматического управления должна выполняться в виде контуров подчиненного управления, снабженных средствами контроля и ограничения координат.

В основу такой системы может быть положен параметрический регулятор с управляемым коэффициентом усиления [1].

Эта идея использована в системе автоматического управления процессом сушки угольного концентрата [2] и получила дальнейшее развитие для автоматизации ряда промышленных объектов с большим запаздыванием [3]

Анализ динамических характеристик котельных и сушильных установок, а также других теплотехнических агрегатов, показал, что их основные каналы управления аппроксимируются одинаковыми передаточными функциями и имеют сходный характер взаимного влияния. Следовательно, для автоматизации таких объектов может быть использован унифицированный алгоритм управления.

Система, построенная по таким принципам представлена на рис.1. Здесь объект управления представлен в обобщенном виде и состоит из топки, теплотехнического агрегата (котла или сушильного барабана) и дымососа. Входными воздействиями на топку являются расход топлива Q_T и степень открытия направляющего аппарата дутьевого вентилятора α_d , выходные параметры - температура T и разрежение P в топке. Вход теплоагрегата - нагрузка по исходному углю сушильного барабана. Для котла этот параметр отсутствует, не применяется также контур управления агрегатом. Выход теплоагрегата представлен обобщенной выходной координатой Y . Для сушильной установки это влажность высушенного продукта, для котельной - температура теплоносителя или давление пара.

Вход дымососа - степень открытия α его направляющего аппарата, выход - вектор экологических параметров E .

Для управления теплотехнической установкой требуются две взаимосвязанные подсистемы: управления топкой и собственно теплоагрегатом. Канал управления сушильным агрегатом аппроксимируется аperiodическим звеном первого порядка с запаздыванием, поэтому управление производится параметрическим регулятором, масштабирующим ошибку регулирования временной зависимостью [3], представленной в дискретной форме для n -х моментов времени:

$$\gamma = \frac{K_3}{K_0 \cdot T_3 h} \left[\frac{T_0}{h} (A_n - 2A_{n-1} + A_{n-2}) + A_n - A_{n-1} \right], \quad (1)$$

где K_0 - коэффициент усиления канала управления;

K_3, T_3 - заданные коэффициент усиления и постоянная времени канала управления;

h - шаг квантования по времени;

A - промежуточная переменная.

Промежуточная переменная A определяется по формуле:

$$A_n = \left[(2T_3 - h)A_{n-1} + T_3 h (x_n + x_{n-1}) \right] / (2T_3 + h), \quad (2)$$

где X - единичное ступенчатое воздействие, формируемое с периодом управления T_y

$$T_y = \tau + 4 T_3.$$

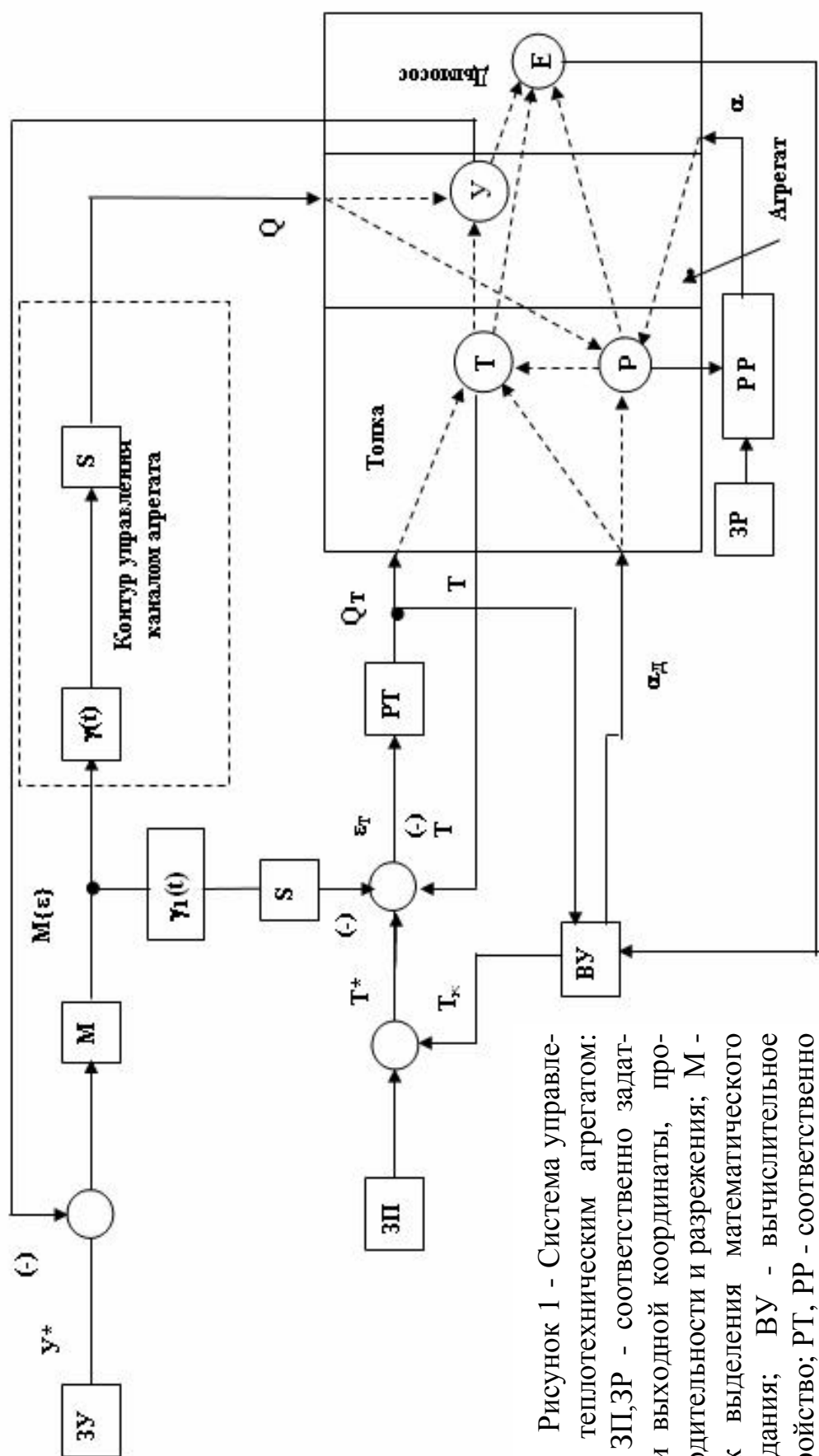


Рисунок 1 - Система управления теплотехническим агрегатом: ЗУ, ЗП, ЗР - соответственно задатчики выходной координаты, про- изводительности и разрежения; М - блок выделения математического ожидания; ВУ - вычислительное устройство; РТ, РР - соответственно регуляторы температуры и разре- жения.

По истечение времени T_y расчет масштабирующей функции повторяется. При этом:

$$n = 0; \text{ если } t > T_y;$$

$$(X_{n-1} = A_{n-1} = A_{n-2} = t)_{n=0} = 0;$$

$$X_n = \begin{cases} 1; & n \neq 0 \\ 0; & n = 0. \end{cases}$$

Топка является наиболее инерционным элементом, колебания температурного режима приводят к снижению ее КПД и долговечности, а также к появлению недопустимых концентраций вредных продуктов сгорания. Поэтому температура стабилизируется на заданном уровне.

Непрерывное регулирование температуры в топке осуществляется регулятором РТ с помощью нелинейного ПИ - закона, достаточно эффективно подавляющего случайные возмущения:

$$Q_T = K_1 \varepsilon_T + K_2 \varepsilon_T^3 + K_3 \int_0^t \varepsilon_T dt,$$

где K_1, K_2, K_3 – постоянные коэффициенты;

ε_T – ошибка регулирования температуры.

Образованный с помощью этого регулятора канал управления влажностью высушенного угля (путем изменения задания температуры) аппроксимируется апериодическим звеном второго порядка с запаздыванием. Управление по этому каналу производят в случае недостаточности диапазона изменения нагрузки по исходному углю.

Масштабирующая функция второго параметрического регулятора имеет вид:

$$\gamma_{1,n} = \frac{K_{\dot{K}}}{K_0 T_{\dot{K}} h} \left[\frac{T_0^2}{h^2} (A_n + 3(A_{n-2} - A_{n-1}) - A_{n-3}) + \right. \\ \left. + \frac{2\xi T_0}{h} (A_n - 2A_{n-1} + A_{n-2}) + A_n - A_{n-1} \right],$$

где ξ – коэффициент демпфирования канала управления.

Промежуточная переменная A в соответствующие моменты времени вычисляется по формуле (2).

В котельной установке канал управления агрегатом отсутствует, поэтому алгоритм управления несколько упрощается. В этом случае регулятор РТ не применяется, что позволяет аппроксимировать канал управления выходной координатой апериодическим звеном первого порядка с запаздыванием. Поэтому управление по этому каналу производится параметрическим регулятором при помощи периодически повторяющихся масштабирующих функций $\gamma_1(t)$, рассчитываемых по формуле (1).

Регулятор разряжения в топке воздействует на направляющий аппарат дымососа и может быть выполнен в виде типового ПИ регулятора.

Вычислительное устройство системы решает комплексную задачу: управление расходом первичного воздуха, изменяя степень открытия направляющего аппарата дутьевого вентилятора α_d и коррекцию температуры в топке по экологическим критериям E . Сигнал коррекции температуры T_k является функцией ряда параметров:

$$T_k = f(Q_t, \alpha_d, E).$$

В простейшем случае величина α_d может быть представлена линейной зависимостью:

$$\alpha_d = Q_t \cdot K_1 - \alpha K_2,$$

где K_1, K_2 - коэффициенты пропорциональности.

В зависимости от набора датчиков экологических параметров может быть образовано несколько каналов управления с различными динамическими характеристиками. Компенсация инерционности по этим каналам может быть осуществлена путем использования типовых законов управления, а в случае возникновения существенного запаздывания - параметрическим регулятором, управление которым рассчитывается по формулам [3].

Комплексным критерием управления по экологическим параметрам может служить минимум функционала:

$$F = \left| \sum_{i=1}^m (K_{e,i} E_i) - K_{B,\Pi} \Pi \right|,$$

где E_i – экологический параметр;

$K_{B,i}$ – весовой коэффициент соответствующего экологического параметра;

Π – задание производительности установки;

$K_{B,\Pi}$ – весовой коэффициент производительности.

Датчиками экологических параметров в настоящее время могут служить устройства, описанные, например в [4,5], но для получения высоких показателей качества управления по экологическим критериям требуется решение ряда научных задач по созданию технологических датчиков, поставленных в [6].

Исследование основных контуров системы управления, выполненные на примере барабанной сушильной установки с барабаном диаметром 2,8 м и длиной 14 м, со слоевой топкой БЦРМ 2370×6500. При этом установлено, что разработанный алгоритм управления сокращает время запуска процесса на 46,7 % и снижает среднеквадратическую ошибку регулирования влажности конечного продукта на 54,9%.

Приведены результаты теоретических исследований, получены зависимости, описывающие процессы в системах автоматического управления процессами сжигания твердого топлива. Предложен алгоритм управления теплотехническими агрегатами, обеспечивающий заданную точность стабилизации выходных параметров и учитывает экологический критерий.

This article deals the results of the theoretical researches, formulas describing the process in the systems of automatic control, such is used during the process of burning firm fuels. The algorithm of controlling of heat a technical units is offered in it too. The given algorithm provides the set accuracy of stabilisation of the target parameters. It also takes into account ecological criterion.

Библиографический список.

1. Зотов В.А., Ульшин В.А. Квазиоптимальное управление объектами с существенным запаздыванием регуляторами с управляемым коэффициентом усиления. - Алчевск, 1993. - 10с. - Деп. в ГНТБ Украины 31.05.93, №1080 - Ук 93.
2. Ульшин В.А., Зотов В.А. Адаптивная система управления процессом сушки угольного концентрата // Кокс и химия. - 1994. - № 10. - с. 32-34.
3. Ульшин В.А., Зотов В.А. Автоматическое управление промышленными объектами с большим запаздыванием // Автоматизация и современные технологии. - 1996. - № 12. - с. 2-8.
4. Автоматизация производства на углеобогачительных фабриках /Л.Г.Мелькумов, В.А.Ульшин, М.А.Бастунский и др.- М.: Недра, 1983.-295с.

5. Маметьев В.А., Логачев А.П. Промышленные испытания системы авторегулирования процесса сушки по фактору запыленности // Обогащение и брикетирование угля. - 1980. - №11. - с.10-14.

6. Зотов В.А. Совершенствование систем автоматического управления процессом сушки угольного концентрата // Уголь Украины. - 1995. - №3.- с.24-26.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Зеленовым А.Б.

*к.т.н., доц. Кривенко С.В.
(ПГТУ, г. Мариуполь, Украина)*

ОПТИМИЗАЦИЯ ОКОМКОВАНИЯ АГЛОШИХТЫ НА ОАО «МК «АЗОВСТАЛЬ» НА ОСНОВЕ ВИДЕОИЗОБРАЖЕНИЯ СЛОЯ

Розроблено систему автоматизованого регулювання огрудкування аглошихти. Система фіксує зовнішній вигляд покладеної в шар шихти і передає зображення в ЕОМ, що обробляє його по заданій програмі і видає результати в локальну систему регулювання витрати води. Дослідно-промислові іспити системи на "МК "Азовсталь" показали збільшення продуктивності агломашины до 4 %.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Качество окомкования агломерационной шихты существенно влияет на газопроницаемость и, следовательно, высоту спекаемого слоя, расход твердого топлива, качество агломерата и производительность агломашины. Для шихты определенного состава существует величина оптимальной влажности, изменяющаяся в довольно узких пределах. Отклонение от оптимума влечет за собой ухудшение газопроницаемости шихты и снижение производительности агломашины.

Задача экспрессного автоматического контроля влажности агломерационной шихты является сложной метрологической проблемой, не получившей до настоящего времени полного решения.

Анализ исследований и публикаций. Разработано и испытано много методов, датчиков и опытных устройств для измерения влажности шихты, но они не в полной мере удовлетворяют предъявляемым требованиям в отношении точности, надежности и быстродействия измерения.

Наилучшие результаты получены при применении нейтронного метода экспрессного контроля влажности – наиболее пригодного и точного для технических условий агломерационного производства и автоматических систем регулирования увлажнения шихты [1]. Влажность окомкованной шихты стабилизируется у заданного значения. В способе не обеспечивается подбор оптимальной влажности, соответствующей максимальной порозности слоя, зависящей от трудноизмеряемых в потоке гранулометрического состава комкуемого материала и его гигроскопических свойств.

Существует система автоматического регулирования увлажнения агломерационной шихты с фотометрическим датчиком качества окомкования, фиксирующим интенсивность прохождения светового потока от источника света через поток шихты [2]. Поглощение интенсивности светового потока шихтой является функцией ее гранулометрического состава. Обеспечение заданной крупности гранул не обеспечивает оптимальную влажность.

Одним из способов регулирования увлажнения по показателям качества окомкования является определение газопроницаемости окомкованной шихты. Наиболее просто такой контроль осуществляется с помощью пневматического зонда, погруженного в шихту. Разработана автоматизированная система управления окомкованием агломерационной шихты на основе устройства определения газопроницаемости слоя окомкованной аглошихты в непрерывном потоке в измерительном бункер [3].

Существующие способы автоматического управления качеством окомкования не нашли применения из-за ненадежности и периодичности измерений. Поэтому в производственных условиях расход воды, подаваемой в барабан-окомкователь, устанавливают по визуальным признакам.

Постановка задачи. Исследовать влияние на технологию производства агломерата разработанной системы автоматизированного регулирования окомкования агломерационной шихты при существующих условиях окомкования на ОАО «МК «Азовсталь».

Изложение материала и его результаты. На агломашине №1 в спекательном отделении цеха агломерации ОАО «МК «Азовсталь» установлена новая система автоматизированного регулирования окомкования агломерационной шихты (САРОА) [4], предназначенная для оценки качества окомкования агломерационной шихты и регулирования расхода воды, подаваемой в барабан-окомкователь (БО). Система работает во взаимосвязи с существующей системой автоматизации агломерационного цеха InTouch. Внедренная САРОА не меняет технологический цикл производства агломерата и изменение технологии не требуется. Режим функционирования САРОА – автоматический, непрерывный, круглосуточный.

Принцип работы системы заключается в постоянном контроле с помощью видеокамеры (датчика) внешнего вида шихты, уложенной на паллеты агломашин (рис.1). Датчик устанавливается перед слоем непосредственно на агломашине в специальном кожухе, обеспечивающем исключение его механического и термического повреждений. САРОА фиксирует внешний вид уложенной в слой шихты, кодирует это изображение для передачи по каналам связи в ЭВМ, которая обрабатывает

его по заданной программе и выдает результаты в удобном для агломератчика виде и в органы регулирования. В результате определяется порозность слоя и эквивалентный диаметр гранул, распределение гранулометрического состава окомкованной агломерационной шихты. Видеокамера устанавливается в специальный кожух, в который подается воздух для отвода пыли и пара и защиты ее от высокой температуры. Объектив видеокамеры защищен дополнительным сменным окном.

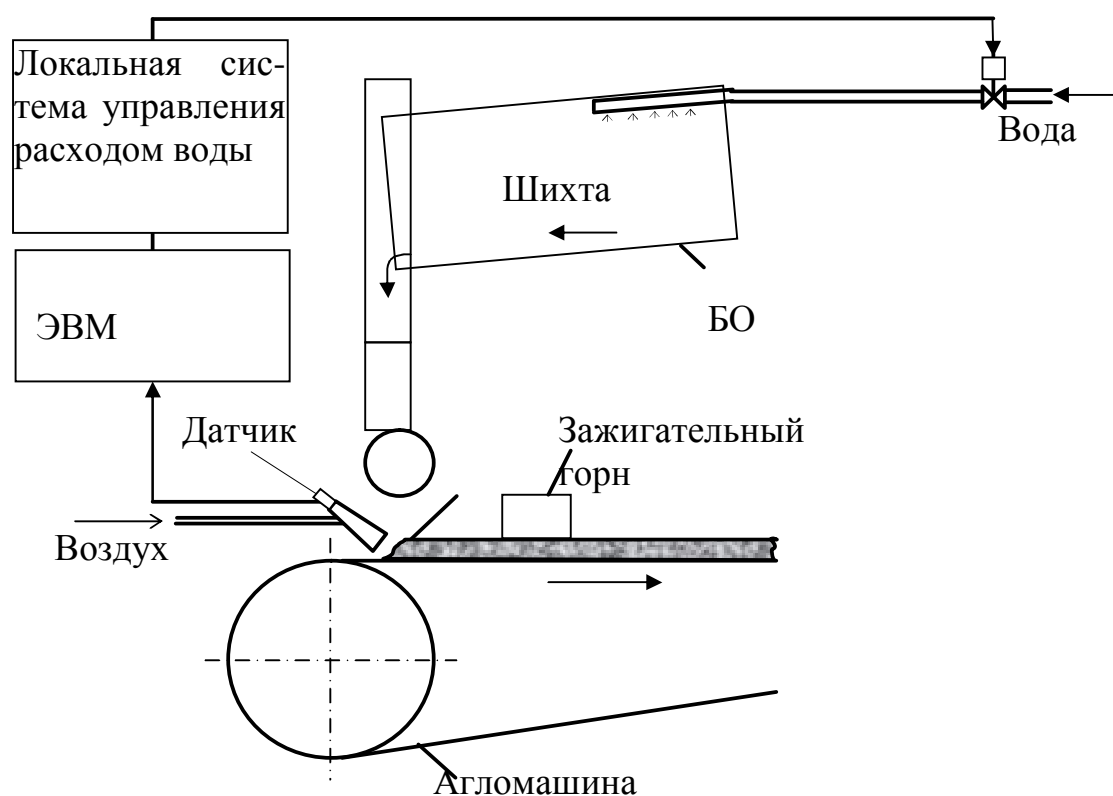


Рисунок 1 – Структурная схема САРОА

Критерий управления САРОА – обеспечение максимума порозности слоя шихты. ЭВМ формирует управляющее воздействие на основе изменения порозности и эквивалентного диаметра гранул для обеспечения максимума порозности слоя и оптимального эквивалентного диаметра гранул изменением расхода воды следующим образом. Если порозность слоя и эквивалентный диаметр гранул уменьшились относительно предыдущих усредненных значений, то влажность окомкованной шихты, т.е. расход воды на окомкование, необходимо увеличивать (т. В \rightarrow т.А) (рис.2). Если порозность слоя и эквивалентный диаметр гранул увеличились относительно предыдущих усредненных значений, то влажность окомкованной шихты, т.е. расход воды на окомкование, также необходимо увеличивать (т.А \rightarrow т.В). Если порозность слоя увеличилась, а эквивалентный диаметр гранул уменьшился относительно предыдущих усредненных значений, то влажность окомкован-

ной шихты, т.е. расход воды на окомкование, необходимо уменьшать (т. D → т. C). Если порозность слоя уменьшилась относительно предыдущего усредненного значения, а эквивалентный диаметр гранул увеличился за допустимые пределы относительно предыдущего усредненного значения, то влажность окомкованной шихты необходимо уменьшать (т. C → т. D).

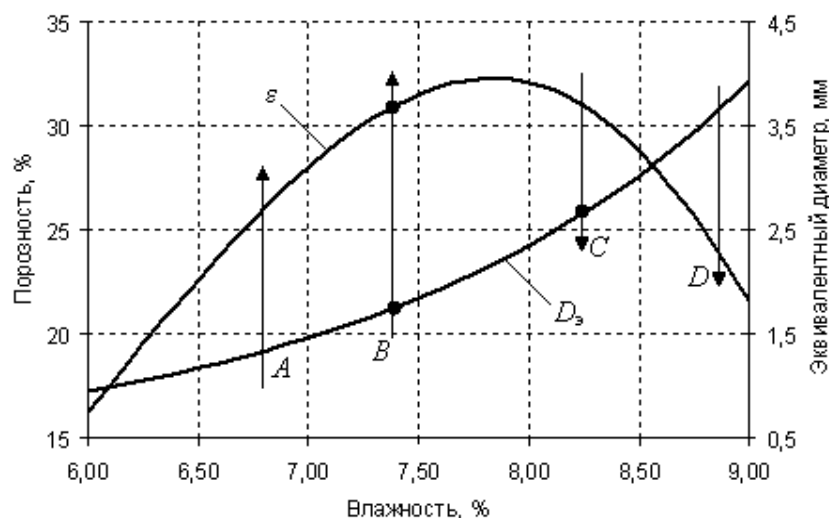


Рисунок 2 – Зависимость порозности и эквивалентного диаметра гранул от влажности шихты

Фотографирование слоя окомкованной аглошихты осуществляется автоматически по мере обработки фотографий. Рассчитанные данные сохраняются в базе данных. На основе заданных оператором периодов времени обработки рассчитываются усредненные значения порозности слоя и эквивалентного диаметра гранул шихты. Средние значения порозности слоя и эквивалентного диаметра гранул рассчитываются за одинаковые периоды времени, которые задаются вручную в пределах 0...600 сек. Допустимый предел отклонения порозности слоя задается вручную в пределах 0...5%. Допустимый предел отклонения эквивалентного диаметра гранул задается вручную в пределах 0,1...0,3 мм.

При отклонении рассчитанных усредненных значений порозности и эквивалентного диаметра за допустимые диапазоны рассчитывается новый расход воды с помощью функции регулирования:

$$Q_6 = Q'_6 + [K_1 \Delta \varepsilon + K_2 \Delta D_э] \cdot Q_{ш}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (1)$$

где Q'_6 – установленный расход воды, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$\Delta \varepsilon$ – изменение порозности, %;

$\Delta D_э$ – изменение эквивалентного диаметра, мм;

K_1 – коэффициент влияния порозности;

K_2 – коэффициент влияния D_3 ;

$Q_{ш}$ – расход шихты, $m^3/ч$.

Значение рассчитанного нового расхода воды на окомкование Q_6 передается в локальную систему управления расходом воды InTouch в качестве нового заданного значения расхода воды и отображается в окне АРМ агломератчика.

САРОА также измеряет гранулометрический состав окомкованной аглошихты. Выходная информация выдается в виде гистограммы и файла, содержащих данные о распределении гранулометрического состава окомкованной аглошихты.

Разработанное программное обеспечение «ОКО-М» позволяет работать с базой данных, просматривать и редактировать данные в табличном виде и просматривать тренды параметров.

Для исключения «разноса» регулирования САРОА текущий установленный расход воды в барабан-окомкователь из InTouch используется в качестве обратной связи. Кроме того, для обеспечения лучшего качества регулирования САРОА использует текущий расход шихты в барабан-окомкователь из InTouch.

В связи с тем, что «ОКО-М» работает на отдельной станции, то данные передаются на автоматизированное рабочее место агломератчика по локальной сети EtherNet. Файлы фотографий слоя окомкованной агломерационной шихты после обработки автоматически удаляются с жесткого диска.

После подбора и монтажа оборудования, разработки программного обеспечения осуществлено опытно-промышленное испытание САРОА и исследовано ее влияние на технологию производства агломерата. При существующих условиях окомкования (расход шихты в барабан-окомкователь – 170 $m^3/ч$; частота вращения БО – 5,5 об/мин, время пребывания шихты в БО – 1,27 мин) подобраны экспериментально настройки регулятора: текущее время усреднения – 50 с; предыдущее время усреднения – 50 с; влияние порозности – $K_1 = 40 m^3/(ч \cdot \%)$; влияние эквивалентного диаметра – $K_2 = 0 m^3/(ч \cdot мм)$; нечувствительность по порозности – 0 %; нечувствительность по эквивалентного диаметру – 0 мм; нечувствительность по расходу воды – 0,2 $m^3/ч$. Среднее время получения фотографий слоя – 2 с.

Для анализа работы САРОА сравнивались параметры работы агломашины за периоды времени, незначительно разделенные во времени, т.е. с одинаковым исходным составом шихты.

В зависимости от способа управления расходом воды на окомкование шихты были определены периоды работы агломашины (табл.1):

положительный («+»), когда расход воды регулировался САРОА; отрицательный («-»), когда расход воды регулировался вручную.

Таблица 1 – Разделение времени испытаний на периоды

Тип	Характеристика	Параметр			
		Порозность, %	Экв. диаметр, мм	Рекомендуемый расход воды, л/(ч·м)	Текущий расход воды, л/(ч·м)
«+»	$\bar{\varepsilon}$	53,25	1,306	44,45	44,45
	$\sigma(\varepsilon)$	1,13	0,140	5,46	5,46
	r	-	-	0,9936	
«-»	$\bar{\varepsilon}$	44,07	2,400	48,18	48,17
	$\sigma(\varepsilon)$	4,402	0,649	4,72	4,69
	r	-	-	0,9753	

Стабильность параметров оценивалась с помощью среднеквадратичного отклонения ($\sigma(\varepsilon)$). При этом выделены две пары незначительно разделенных во времени периодов «+» и «-».

Установлено, что для периодов «+» средняя порозность $\bar{\varepsilon}$ больше на $\approx 10\%$, чем для соответствующих «-». Это указывает на то, что гранулометрический состав для хорошо окомкованных шихт более равномерный, с более благоприятным соотношением крупных и мелких фракций. В плохо окомкованных шихтах – повышенное количество крупных фракций, не соответствующее оптимальному, между которыми располагаются мелкие, и в результате порозность ниже.

Средний эквивалентный диаметр гранул для периодов «+» меньше на $\approx 0,8$ мм, чем для соответствующих «-». Это также указывает на большее содержание крупных фракций в шихте за счет переувлажнения шихты. Такое увеличение эквивалентного диаметра гранул при уменьшении порозности слоя способствует снижению газопроницаемости слоя. Также возможно ухудшение качества агломерата за счет повышенного количества крупных фракций в шихте.

Среднеквадратичное отклонение порозности слоя для периодов «+» меньше на $\approx 4\div 6\%$, чем для соответствующих «-». Среднеквадратичное отклонение эквивалентного диаметра гранул для периодов «+» меньше в $\approx 4\div 10$ раз, чем для соответствующих «-». Это указывает на меньшее изменение гранулометрического состава окомкованной шихты

во времени и лучшее качество регулирования окомкованием для «+», чем для «-».

Из табл.1 видно, что рекомендуемый и установленный расходы воды почти совпадают в обоих периодах. Это обусловлено тем, что в результате усреднения значений повышенный и меньший расходы воды усреднились относительно установленного значения.

Поэтому совпадение установленного расхода воды с рекомендуемым оценивалось с помощью коэффициента корреляции r (см. табл.1). По результатам измерений установлено, что для каждой из пар периодов для «+» коэффициент корреляции выше соответствующего периода «-».

При управлении расходом воды САРОА не в рекомендательном режиме, а с использованием системы автоматизированного регулирования расхода воды, рекомендуемый расход воды и установленный будут зависеть и совпадать, следовательно, регулирование будет более качественным за счет правильной обратной связи.

С помощью САРОА фиксировались текущие значения порозности слоя, уложенного на агломашину; эквивалентного диаметра гранул окомкованной шихты; установленного агломератчиком расхода воды на окомкование; рекомендуемого САРОА расхода воды на окомкование; частота вращения тарельчатого питателя шихты. Кроме того, с помощью существующей системы контролировались температура газов в коллекторе; разрежение в коллекторе; скорость движения аглоленты; высота слоя; температуры в вакуум-камерах №10 - 13; разрежение в вакуум-камерах № 1 - 13; соотношение кокс/руда; соотношение возврат/руда; количество возврата (табл.2).

При сравнении периодов «+» и «-» видно, что особенно различны разрежения в первых вакуум-камерах: на $10 \div 30$ мм.вод.ст. Далее разрежение примерно выравнивается. Кроме того, общее разрежение в коллекторе для «+» ниже на ≈ 10 мм.вод.ст. При этом необходимо учитывать, что высота слоя при «+» выше на 15 мм, чем при «-». Все указывает на более высокое качество окомкования для периода «+».

Температура в последних вакуум-камерах для «+» ниже на $\approx 30 \div 40$ °С, чем для «-». Это также показывает, что газопроницаемость слоя лучше, и процесс спекания завершился раньше для периода «+». Это позволит увеличить скорость движения паллет агломашины, следовательно, увеличить производительность, или дополнительно поднять высоту спекаемого слоя, снижая расход топлива и повышая прочность агломерата. Температура газов в коллекторе также снизилась в связи с тем, что за счет повышения газопроницаемости большее количество воздуха проходит через спекаемый слой.

При использовании САРОА за счет увеличения высоты спекаемого слоя при неизменной скорости движения ленты производительностью агломерационной машины повысилась на 3,95 %.

Таблица 2 – Технологические параметры работы агломашины

Параметр	Среднее значение за период	
	+	–
1	2	3
Температура газов в коллекторе, °C;	92	102
Разрежение в коллекторе, мм.вод.ст.;	890	900
Скорость движения аглоленты, м/мин;	1,9	1,9
Высота слоя, мм	380	365
Температура в вакуум-камере № 10	141	172
11	184	220
12	227	270
13	72	80
Разрежение в вакуум-камере № 1	830	840
2	835	845
3	840	850
4	850	860
5	920	920
6	900	900
7	910	910
8	920	920
9	910	910
10	900	900
11	675	660
12	850	850
13	750	750

Качество агломерата практически не изменилось. Барабанная проба агломерата для периода «+» выше, чем для «-», на 0,055 %; проба на истирание выше на 0,225 %. Основность агломерата для «+» ниже, чем для «-», на 0,09. Известно, что увеличение высоты спекаемого слоя за счет улучшения газопроницаемости способствует улучшению качества агломерата и снижению негативного влияния изменения химсостава агломерационной шихты.

Выводы и направление дальнейших исследований. Испытание системы автоматизированного регулирования равномерности окомкования агломерационной шихты доказало ее работоспособность. Новый способ управления окомкованием агломерационной шихты позволит значительно увеличить газопроницаемость слоя. Оптимизация расхода воды на окомкование увеличила производительность агломашины на ≈ 4 %. В перспективе разработанную систему возможно для управления сегрегацией аглошихты при загрузке на агломашину и определения ее гранулометрического состава.

Разработана система автоматизированного регулирования окомкования аглошихты. Система фиксирует внешний вид уложенной в слой шихты и передает изображение в ЭВМ, которая обрабатывает его по заданной программе и выдает результаты в локальную систему регулирования расхода воды. Опытно-промышленные испытания системы на «МК «Азовсталь» показали увеличение производительности агломашины до 4 %.

The system of the automated adjusting of pelletizing mix is developed. The system fixes original appearance of put charge in layer and passes the image in COMPUTER, which processes him on the set program and gives out the results in the in-plant system of adjusting an expense of water. The experimental-industrial tests of the system on «МС «Azovsteel» showed the increase of productivity of sintering machine about 4 %.

Библиографический список.

1. Смоляк В.А. Опыт нейтронной влагометрии в черной металлургии / В.А. Смоляк, Б.В. Щербицкий, Н.Т. Евсеева – М.: Атомиздат, 1974.
2. А.с. СССР: 506636, МКИ С 22 В 1/14. Способ измерения крупности гранул шихты / А.В. Дримбо, М.Л. Фишман, А.Д. Ищенко - №2445071/22; Заявлено 12.01.77; Опубликовано 05.11.78; Бюл. №41. – 2с.
3. Русских В.П. Исследование газопроницаемости слоя аглошихты / В.П. Русских, С.В. Кривенко, О.В. Кривенко// Придніпровський науковий вісник - 1998. - № 96(163).-С.6-8.

4. Патент України: 76045, МКІ С22В 1/100 Спосіб керування огрудуванням шихти / С.В. Кривенко, О.В. Кривенко – № 20041209972; Заявл. 06.12.2004; Опубл. 15.06.2006 Бюл. №6 – 9 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Томаш А.А.

*к.т.н., доц. Рутковский А. Ю.,
ассистент Мулов Д. В.,
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ УПРУГО-ДЕМПФИРУЮЩИХ ЭЛЕМЕНТОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВИБРОЗАЩИТНОЙ СИСТЕМЫ РУЧНОЙ УДАРНОЙ МАШИНЫ

На основі розробленої математичної моделі проведені дослідження впливу параметрів пружно-демпфуючих елементів конструкції віброзахисної системи ручної ударної машини на ефективність її використання.

Проблема и её связь с научными и практическими задачами.

Ручные ударные машины относятся к средствам малой механизации, они портативны и повышают производительность труда в 4-10 раз в сравнении с ручным трудом [1].

По данным многих исследований известно, что, несмотря на значительный прогресс в области создания вибробезопасных ручных машин, до 20-40% от общего количества машин, находящихся в ежедневной эксплуатации в различных отраслях промышленности, продолжают оставаться виброопасными [2]. Локальная вибрация оказывает отрицательное влияние на здоровье человека и его работоспособность, снижает производительность и качество труда, а также приводит к возникновению и развитию профессиональных заболеваний. Ручной инструмент является наиболее виброопасной техникой, а его эксплуатация продолжает оставаться основной причиной возникновения профессионального заболевания в виде вибрационной болезни, занимающей ведущее место в структуре профессиональных патологий.

В последние годы число случаев заболевания вибрационной болезнью увеличивается, что связано с возрастанием контингента рабочих виброопасных профессий, использующих ручные машины ударного действия. Защита рабочих от вредного влияния вибрации, снижение роста виброзаболеваемости, улучшение условия труда на современном этапе является важной как научно-технической, так и социально-экономической проблемой.

Анализ исследований и публикаций.

Методы снижения вибрации ручных ударных машин продолжают совершенствоваться и находят реализацию в конструкциях создаваемых машин. Однако, без применения средств виброизоляции и демпфирования до конца решить проблему виброзащиты пока не удаётся [3].

В работе [4] предложена новая конструкция виброзащитной системы ручной ударной машины, благодаря которой достигается снижение уровня вибрации, воспринимаемой руками оператора от действия колеблющегося корпуса, а также увеличивается степень прижатия инструмента к обрабатываемой среде. Также разработана математическая модель и проведен анализ эффективности использования предлагаемой конструкции по сравнению с серийно выпускаемой.

Постановка задачи.

Данная статья является продолжением выше указанной работы. Целью данного исследования является установление закономерностей влияния конструктивных параметров предложенной новой виброзащитной системы на эффективность снижения динамических нагрузок, передаваемых на человека-оператора при работе ручным ударным инструментом.

Изложение материала и результаты.

Для проведения исследований были использованы разработанные ранее динамические модели работы ударной машины серийной конструкции и с предлагаемой новой системой виброзащиты в среде Simulink пакета Matlab.

Важной задачей при определении эффективности применения конструкции виброзащитной системы ручной ударной машины является исследование влияния параметров упруго-демпфирующих элементов на уровни вибрации, передаваемые на оператора. С этой целью проведены исследования влияния параметров: коэффициентов жесткости и демпфирования упругих элементов (кольцевых канатных виброизоляторов), установленных в месте контакта корпуса с рабочим инструментом.

Исследование таких колебательных систем принято проводить с использованием безразмерных зависимостей. В данном случае эффект виброгашения определялся величиной коэффициента передачи силы, который представляет собой отношение амплитуды усилия действующего на рукоятку к амплитуде усилия на корпусе машины (возмущающей силы).

Исследования проведены при частоте воздействия возмущающей силы со стороны корпуса равной частоте ударов поршня-ударника отбойного молотка типа МО-2 – 22 Гц и максимальной амплитуде, равной

750 Н. Искомые зависимости определялись при работе машины в предельно основном режиме работы.

При моделировании параметры упруго-демпфирующих элементов варьировались в следующих пределах:

- 1) упруго-демпфирующий элемент между корпусом и фланцем:
 $c_2 = 5\,000 \div 100\,000 \text{ Н}\cdot\text{м}^{-1}$; $b_2 = 100 \div 1000 \text{ кг}\cdot\text{с}^{-1}$;
- 2) упруго-демпфирующий элемент между фланцем и буртиком рабочего инструмента:
 $c_3 = 10\,000 \div 100\,000 \text{ Н}\cdot\text{м}^{-1}$; $b_3 = 500 \div 1500 \text{ кг}\cdot\text{с}^{-1}$;

- 3) масса рукоятки и корпуса ударной машины:

$$m_1 = 1 \div 4 \text{ кг}; \quad m_2 = 6 \div 10 \text{ кг};$$

На рис. 1 представлены результаты исследования влияния коэффициентов жесткости c_2 и c_3 упругих элементов на эффективность виброгашения при использовании предлагаемой виброзащитной системы.

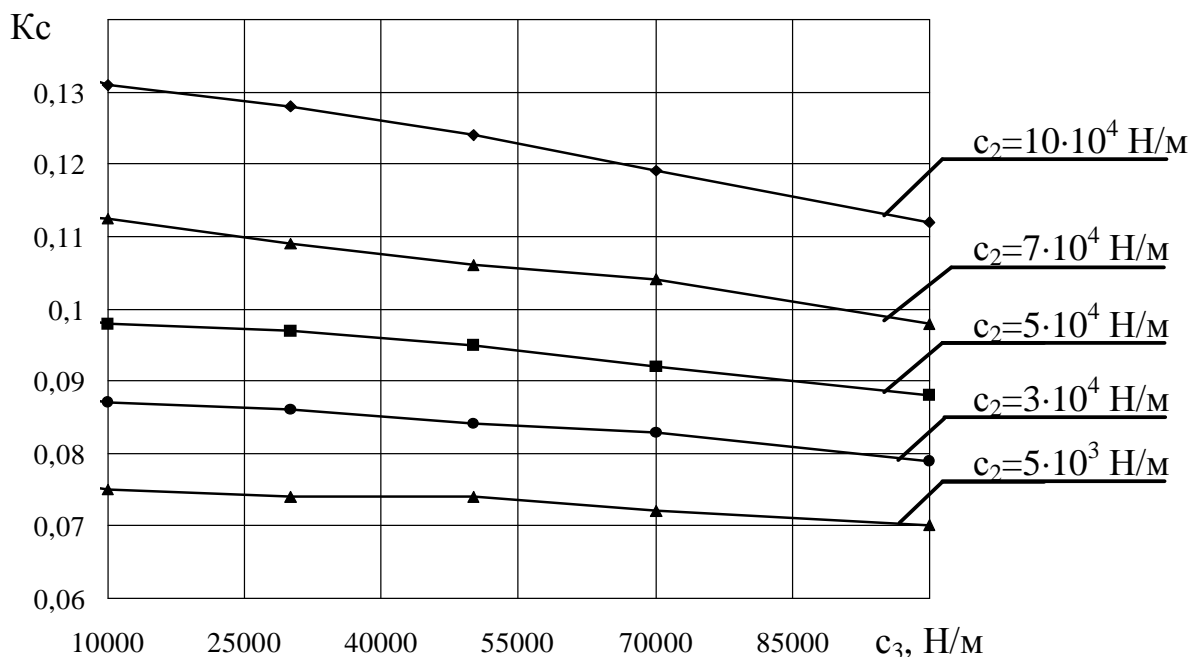


Рисунок 1 – Зависимость влияния коэффициентов жесткости упругих элементов на эффективность виброзащитной системы

Анализируя полученные зависимости можно сказать, что при увеличении жесткости c_2 эффективность применения предложенной виброзащитной системы снижается, а при увеличении жесткости c_3 увеличивается. Наименьшего значения ($K_c = 0,07$) коэффициент передачи силы достигает при значении $c_2 = 5 \cdot 10^3 \text{ Н}\cdot\text{м}^{-1}$ и $c_3 = 10 \cdot 10^4 \text{ Н}\cdot\text{м}^{-1}$.

На рис. 2 представлены зависимости коэффициента передачи силы от коэффициентов демпфирования b_2 и b_3 упругих элементов, из которых следует, что при увеличении b_2 эффект виброгашения снижается,

а при увеличении значения b_3 – повышается. Наименьшего значения ($K_c=0,08$) коэффициент передачи силы достигает при значениях $b_2 = 300 \text{ кг}\cdot\text{с}^{-1}$ и $b_3 = 1500 \text{ кг}\cdot\text{с}^{-1}$.

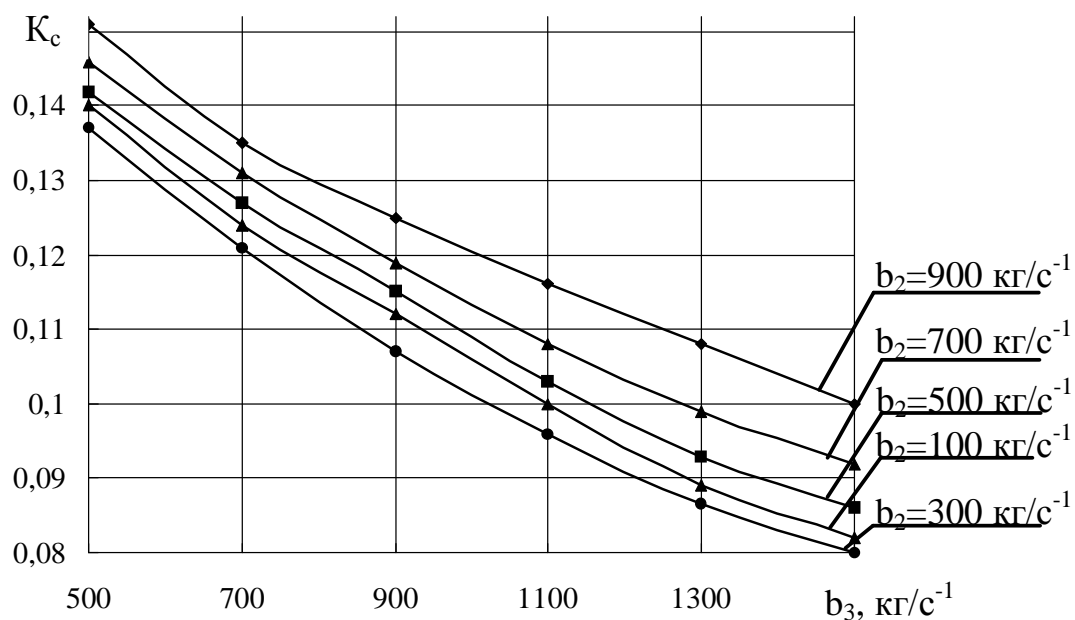


Рисунок 2 – Зависимость влияния коэффициентов демпфирования упругих элементов на эффективность виброзащитной системы

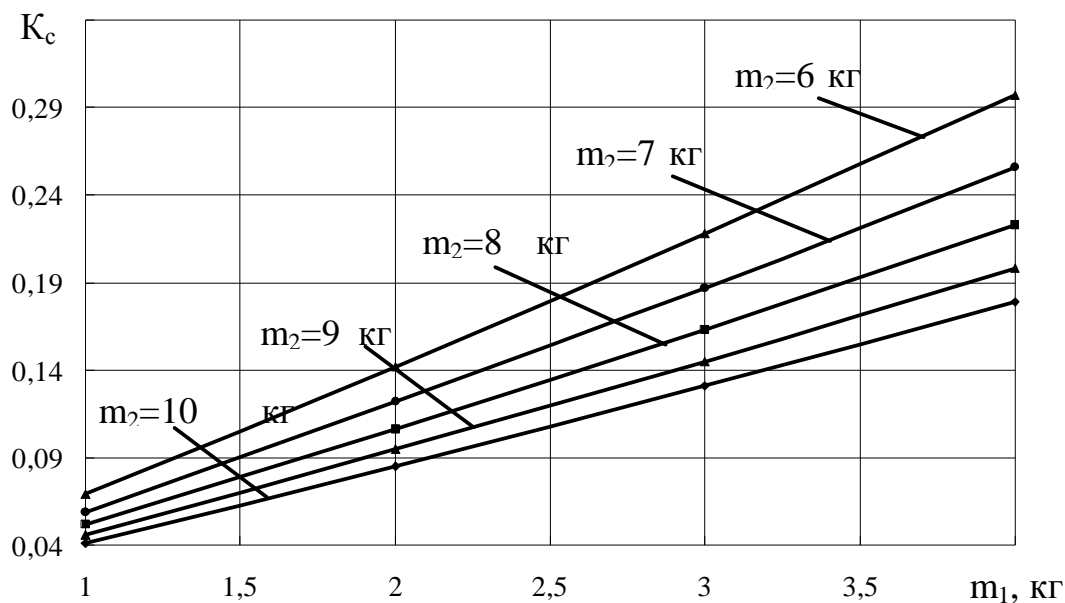


Рисунок 3 – Зависимость влияния массы корпуса машины и массы рукоятки на эффективность виброзащитной системы

Важной зависимостью является влияние массы корпуса машины и массы рукоятки ударной машины на эффективность снижения дина-

мических нагрузок передаваемых от корпуса на рукоятку управления. Для этой цели были проведены аналогичные исследования. Из результатов моделирования, представленных на рис. 3, следует, что с увеличением массы корпуса ударной машины и уменьшением массы рукоятки эффективность виброгашения увеличивается. Наименьшего значения ($K_c=0,04$) коэффициент передачи силы достигает при массе рукоятке равной 1 кг и массе корпуса – 10 кг.

Выводы и направления дальнейших исследований.

В результате проведенного анализа было установлено, что параметры упруго-демпфирующих элементов оказывают существенное влияние на эффективность применения предлагаемой новой конструкции виброзащитной системы ручной ударной машины.

Дальнейшие направления исследований связаны с разработкой методики определения оптимальных параметров упруго-демпфирующих элементов конструкции, с точки зрения виброзащиты и достижения минимального уровня вибрации рукоятки управления ударной машины.

На основе разработанной математической модели проведены исследования влияния параметров упруго-демпфирующих элементов конструкции виброзащитной системы ручной ударной машины на эффективность её использования.

On the basis of the developed mathematical model the researches of influencing of parameters of uprugo-dempfiruyushih elements of construction of the vibrozashitnoy system of hand shock mashing on efficiency of its use are conducte.

Библиографический список.

1. Герман З.Я., Савин В.С. Применение ручного механизированного инструмента. – Л.: ЛДНТП. 1984. – 24с.
2. Ивович В.А., Онищенко В.Я. Защита от вибрации в машиностроении. – М.: Машиностроение. 1990. – 271с.
3. Динамические свойства линейных виброзащитных систем. / А.В. Синев, Ю.Г. Сафронов, В.С. Соловьев и др.: Под ред. К.В. Фролова – М.: Наука, 1982. – 205с.
4. Рутковский А. Ю., Мулов Д. В. Моделирование динамики работы ручной ударной машины новой конструкции // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Випуск 12, серія: гірничо-електромеханічна. – Донецьк: ДонНТУ. – 2006. – С. 210-215.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Финкельштейном З.Л.

*к.т.н, доц. Ларченко В.Г.,
аспирантка Хоружая Н.В.,
инженеры Лиман С.А.,
Николаенко В.В., Моисеенко Е.В.
(ДонГТУ, г.Алчевск, Украина)*

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВРАЩАЮЩИХСЯ ПЕЧЕЙ ОБЖИГА ИЗВЕСТИ

Приведена методика визначення геометричних параметрів печі випалу вапна, що обертається за допомогою сучасних пристроїв і точних спостережень.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Инженерные сооружения больших размеров, особенно вращающиеся, при эксплуатации испытывают деформации, причинами которых являются множество факторов: неравномерные осадки фундаментов, неодинаковый тепловой режим по длине печи, вибрация от работающего оборудования, отклонение геометрических параметров от проектных и др.. Большие потери несет производства из-за остановок и выхода из строя главного, дорогостоящего оборудования, которое является определяющим работу предприятия. Так, например, на ООО «Техносбыт» из-за совокупности факторов главной проблемой стало появление трещин на вращающейся печи, причиной которых явились отклонения геометрических параметров опорных роликов и оси печи от проектного положения. Изгиб оси вращающейся печи производства извести приводит к «выдавливанию» опорных роликов и преждевременному износу их подшипников, бандажей печи, приводного устройства, футеровки печи к появлению трещин в её корпусе, к снижению качества продукции, к повышению её себестоимости и к остановке производства. Работа была выполнена по просьбе и договору ООО «Техносбыт»

Анализ исследований и публикаций. Исследование параметров вращающейся печи проводят методами геометрического и бокового нивелирования опорных роликов и бандажей печи на каждой опоре. По этой теме публикации в научных журналах являются крайне редко. Перечисленные работы должны выполняться в соответствии со СНиП [1-4] и рекомендациями [5 – 13].

Постановка задачи. Установить геометрические параметры вращающейся печи и разработать рекомендации на рихтовку опорных ро-

ликов для приведения продольной оси печи в прямолинейное положение с целью обеспечения ее бесперебойной работы.

Изложение материала и его результаты.

Методика наблюдений включает следующие виды работ: - тщательно сделать рекогносцировку, проверить наличие «окон» в стенах здания для визирных лучей; - в соответствии с условиями работы принять наиболее приемлемые методы измерений; - определить наиболее удобные места установки приборов; - установить лазерный луч или натянуть параллельно оси печи нить по всей длине печи; - замерить диаметры всех бандажей и опорных роликов; - замерить расстояния от центра опорных роликов до створа лазерного луча, а также между центрами роликов и от бандажей печи до створа (рис. 1); - замерить возможные зазоры между опорными роликами и бандажами; - выполнить геометрическое нивелирование бандажей и осей опорных роликов; - проверить схемы, проконтролировать результаты замеров и их полноту; - выполнить математическую и графическую обработку результатов; - разработать рекомендации.

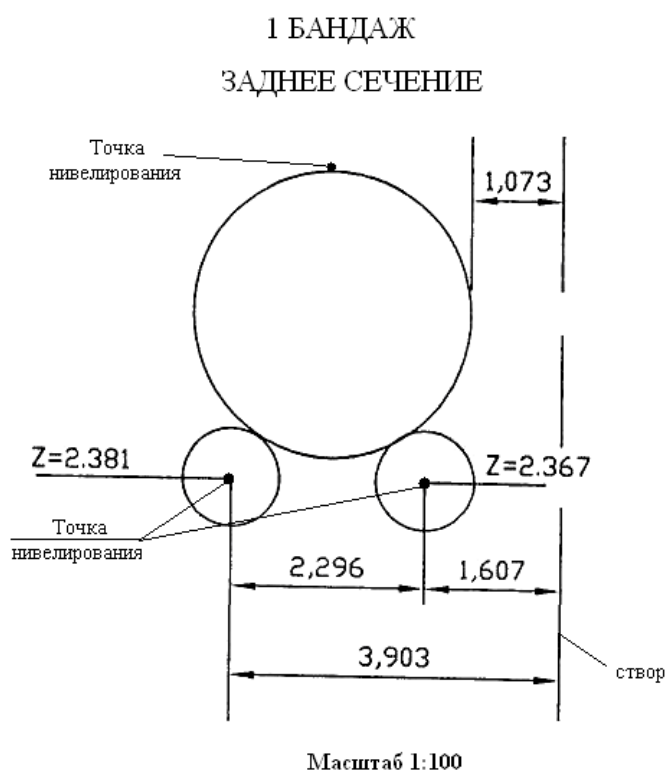
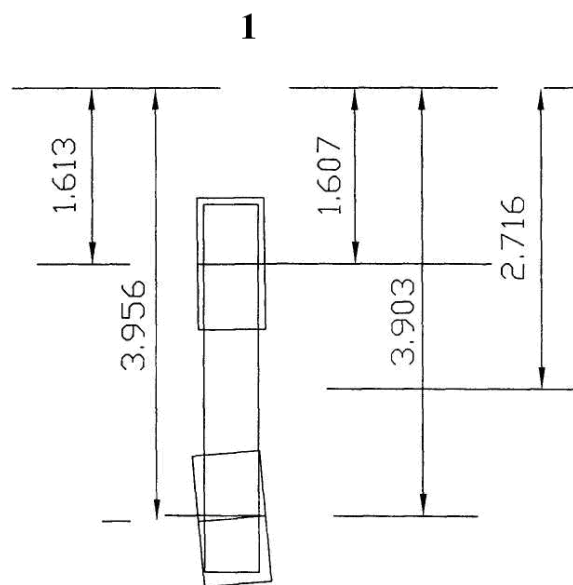


Рисунок 1 – Фактические размеры на 1-й опоре

Геометрическое нивелирование осей опорных роликов и верха бандажей рекомендуем выполнять точным нивелиром Ni-025 с самоустанавливающейся осью визирования. Отсчеты следует брать по рейке

минимум дважды. На точность отсчетов оказывают влияние вибрация и рефракция при работающей печи. В нашем случае без специального полка для установки нивелира погрешность отсчетов не превышала ± 1 мм.

Линейные измерения рекомендуем выполнять лазерной рулеткой или, при ее отсутствии, компарированной металлической 30-метровой рулеткой с миллиметровыми делениями. Отсчеты по рулетке при каждом измерении необходимо брать 3 раза до 1 мм со смещением на 1-2 см и вычислить средние значения определяемых величин (рис. 2).



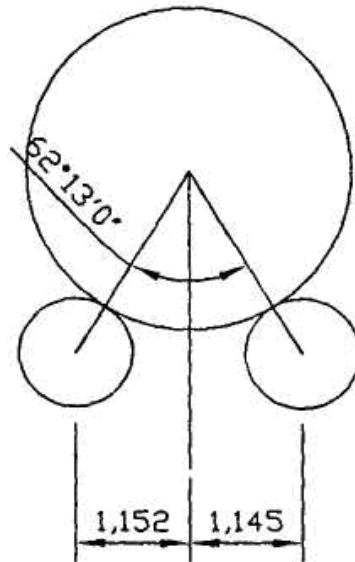
Масштаб 1:50

Рисунок 2 – Фактическое положение роликов в плане

В камеральных условиях необходимо: - вычислить углы между осью печи и осями опорных роликов, - вычислить горизонтальные расстояния между осью печи и осями (центрами) опорных роликов, ввести поправки за компарирование и за разность температур при компарировании и измерении, что необходимо учитывать при определении параметров их рихтовки (рис. 3); - вычислить высотные отметки бандажей и опорных роликов по результатам геометрического нивелирования.

Для наглядности необходимо привести положение опорных роликов и оси печи в плане (см. рис. 3, 4), и по высоте (рис. 5), где будет виден возможный перекося роликов. Тем более, что этот параметр (перекося роликов) легче других определяется и есть возможность его устранить с учетом положения оси печи в плане и значений углов, образованных осью печи с осями роликов, по разработанным рекомендациям.

1 БАНДАЖ
ЗАДНЕЕ СЕЧЕНИЕ



Масштаб 1:100

Рисунок 3 – Поперечный разрез печи

Вертикальные профили осей роликов, их углы наклона, условные высотные отметки приведены на рисунке 5. Стрелкой \uparrow поднять, \downarrow опустить, а цифрами в мм даны значения для приведения осей роликов к общему уклону продольной оси печи с учетом разности диаметров бандажей.

Рекомендации на рихтовку опорных роликов в плане определены в мм с учетом искривления оси печи, осей опорных роликов и углов, образованных осью печи с осями роликов (рис. 1-3). При этом необходимо учитывать разности радиусов бандажей и роликов на всех опорах. Стрелкой необходимо указать направление рихтовки от фактического положения \rightarrow (сместать вправо в мм) или \leftarrow наоборот (в лево) (рис. 6).

Вначале необходимо от исходного положения выполнить рихтовку в вертикальной плоскости, сохранив их положение в плане, а затем выполнять рихтовку роликов (и печи) в горизонтальной плоскости в соответствии с рекомендациями (см. рис. 6)

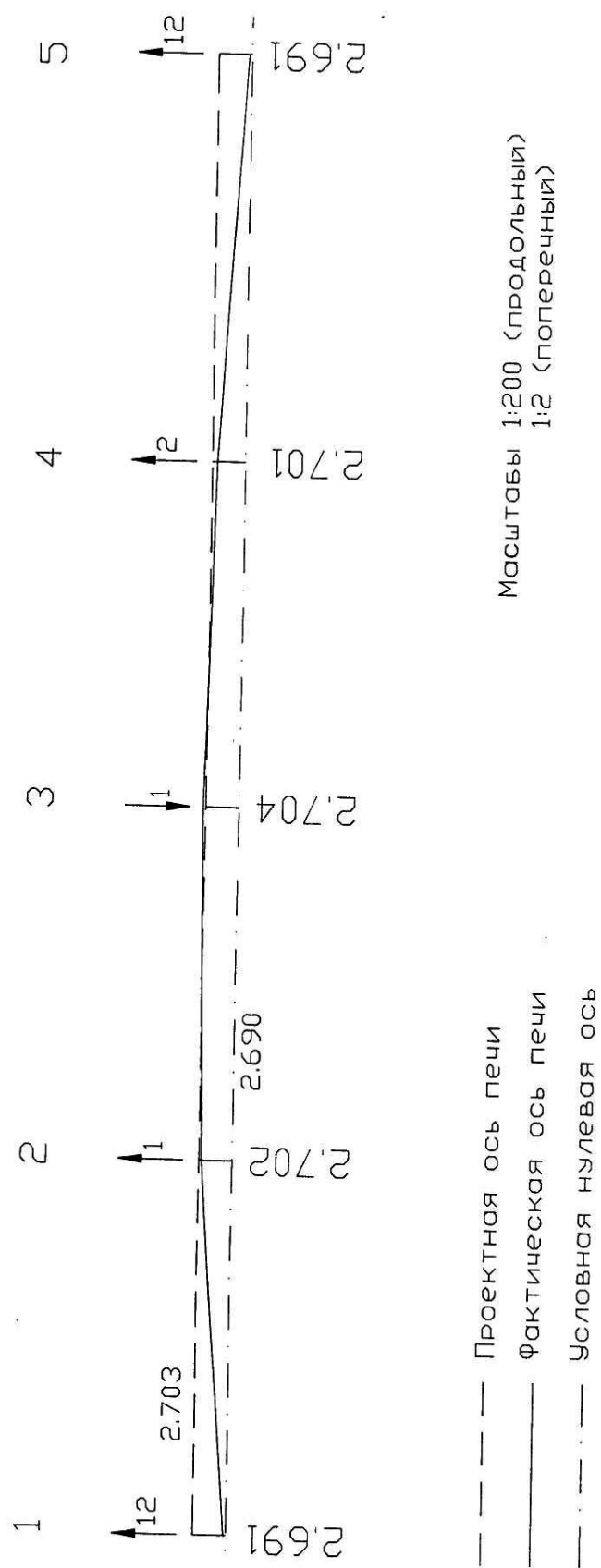


Рисунок 4 – Положение оси печи в плане

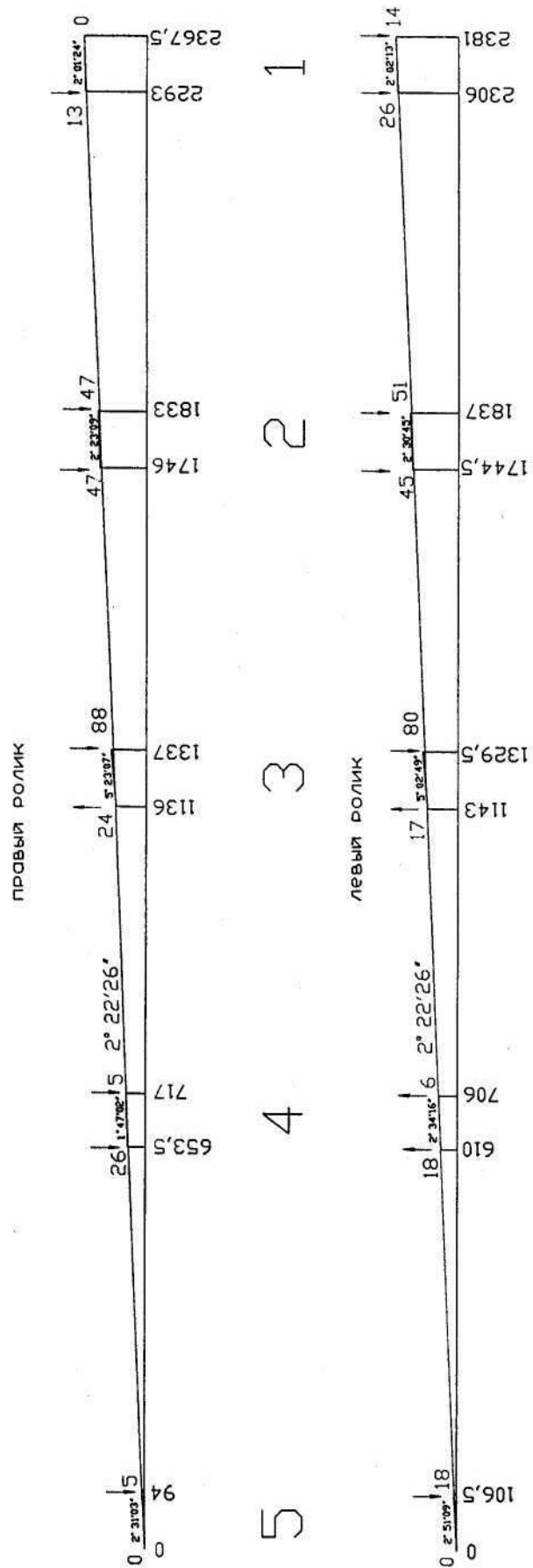


Рисунок 5 – Вертикальные профили по осям роликов

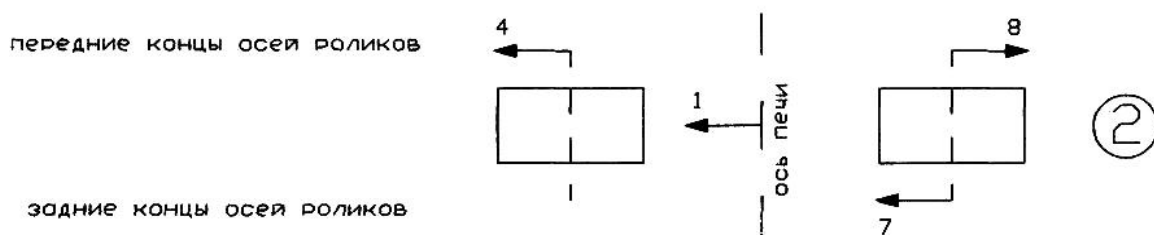


Рисунок 6 – Рекомендации на рихтовку опорных роликов в горизонтальной плоскости (опора №2)

Рихтовку необходимо исполнять тщательно, фиксируя подвижку роликов до миллиметра с обязательным соблюдением направления смещения. После выполнения в полном объеме рихтовки роликов в плане, этим приводим ось печи в прямолинейное положение, а оси роликов делаем ей параллельными, что позволит привести углы ее наклона и углы, образованные осью печи с осями роликов, к их среднему значению, а это обеспечит оптимальные условия геометрических параметров для работы печи обжига извести.

Полное и точное исполнение рекомендаций (силами предприятия) позволит привести ось печи в прямолинейное положение, опорные ролики будут параллельны оси печи, а угол наклона печи и углы, образованные в сечениях центром печи с центрами роликов, будут приближены к их средним оптимальным значениям.

Для повышения точности и безопасности геодезических измерений при работающей печи необходимо: - соорудить специальные устойчивые площадки для наблюдений и аркообразные лестницы над бандажами; - сделать разметку положений печи через 90° ; - наблюдения проводить систематически (не реже одного раза в год) в четырех положениях, что позволит своевременно и качественно подготовить рекомендации на приведение продольной оси печи в прямолинейное положение, тем самым обеспечив оптимальные условия для ее эксплуатации.

Ритмичная работа печи может быть обеспечена периодическими точными геодезическими наблюдениями квалифицированными исполнителями, подготовкой на их основе рекомендаций и их точным и полным исполнением по приведению геометрических параметров в проектное положение, что увеличит срок службы печи, сократит её простои и затраты на ремонт, позволит снизить себестоимость продукции.

Выводы и направление дальнейших исследований. По изложенной методике можно сделать следующие выводы:

– при горячем состоянии и вращающейся печи производить наблюдения за ее корпусом возможно только с помощью бокового нивелирования (луч или шнур параллельно крайним бандажам) и геометрического нивелирования бандажей и осей опорных роликов при наличии аркообразных лестниц над бандажами и смотровых площадок для установки нивелира с дальнейшим вычислением высотных отметок всех осей опорных катков и центров сечения печи на каждой опоре;

– необходимо обеспечить видимость (сквозные окна) в стенах здания, подготовить аркообразные лестницы и площадки для установки нивелира;

– систематические наблюдения проводить с постоянных опорных жестких пунктов, что повысит точность наблюдений и даст возможность сравнить положение оси печи при ее длительной эксплуатации.

Приведена методика определения геометрических параметров вращающейся печи обжига извести с помощью современных устройств и точных наблюдений.

The method of definition geometrical parameters of revolving stove of roasting lime with help modern devices and exact supervision.

Библиографический список.

1. СНиП 2.02.01-83. Основания зданий и сооружений. – М.:Стройиздат.- 1985. – 240 с.

2. СНиП 2.01.01-85. Нагрузки и воздействия. – М.:Стройиздат.- 1986. – 234 с.

3. СНиП 11.9.-78. Инженерные изыскания для строительства. Основные положения. – М.:Стройиздат.- 1979. – 229 с.

4. СНиП 2.03.01-84. Бетонные и железобетонные конструкции. – М.:Стройиздат.- 1985. – 226 с.

5. Абелев М.Ю. Строительство промышленных и гражданских сооружений на слабых водонасыщенных грунтах / М.Ю. Абелев. – М. – 1983. – 157.

6. Байков В.Н. Железобетонные конструкции / В.Н. Байков, Э.Е. Сигалов. – М. – 1985. – 118 с.

7. Ганичев И.А. Устройство искусственных оснований и фундаментов / И.А. Ганичев. – М. – 1981. – 96 с.

8. Далматов Б.И. Механика грунтов, основания и фундаменты / Б.И. Далматов. – М.: Стройиздат. – 1988. – 213 с.

9. *Руководство по проектированию оснований и фундаментов на пучинистых грунтах.* – М.: Стройиздат. – 1979. – 132 с.

10. *Руководство по проектированию фундаментов машин с динамическими нагрузками /НИИОСП им. Н.М. Герсевича.* – М. – 1982. – 188 с.

11. *Физдель И.А. Дефекты в конструкциях, сооружениях и методы их устарения / И.А. Физдель.* – М. – 1987. – 102 с.

12. *Основания и фундаменты: Справочник /Г.И. Швецов, И.В. Носков, А.Д. Слободян, Г.С. Госькова; под ред. Г.И. Швецова.* – М.: Высш. школа. – 1991. – 383 с.

13. *Руководство по проектированию и устройству заглубленных инженерных сооружений // НИИСК Госстроя СССР.* – М.: Стройиздат. – 1986. – 120с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Клишиным Н.К.

*К.т.н., доц. Денисенко В.П.,
аспирантка Абакумова Е.В.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

ВЛИЯНИЕ СТРУКТУРЫ ПОДРАБАТЫВАЕМОГО УГЛЕНОСНОГО МАССИВА НА ФОРМИРОВАНИЕ АВАРИЙНЫХ ГАЗОВЫХ СИТУАЦИЙ НА ДОБЫЧНОМ УЧАСТКЕ

*Проведено дослідження залежності частоти і інтенсивності за-
газувань гірничих виробок з технологічних причин від літологічного
складу і ступеня порушення газонасиченого масиву порід покрівлі на
прикладі шахт Донбасу. Запропонована класифікація масивів покрівлі
робочих вугільних пластів по ступеню небезпеки загазування гірничих
виробок видобувної ділянки.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Взрывы метановоздушных смесей относятся к одному из наиболее тяжелых видов аварий в угольных шахтах в связи с тем, что они приводят к групповым несчастным случаям, масштабным разрушениям горных выработок и горношахтного оборудования и, как следствие, к большим материальным и финансовым убыткам. Трагизм таких аварий заключается в то, что при взрывах метана наблюдается почти 100 % смертельный травматизм людей, застигнутых аварией. Более того, при ликвидации последствий аварий довольно часто гибнут горноспасатели. Так, на одной из шахт Российской Федерации непосредственно при взрыве метана погибли 2 горнорабочих, а при ликвидации аварии погибли 24 работника горноспасательной службы [1]. На шахте им. А.Ф. Засядько при взрыве 18 ноября 2007 г. погибли 101 человек. В результате второго взрыва, который произошел 1 декабря 2007 г. было травмировано 5 работников шахты. При взрыве метана 2 декабря (третий взрыв) были травмированы 33 работника шахты, 38 горноспасателей, из них – 5 смертельно [2].

За последние 9 лет на угольных шахтах Донецкого бассейна произошло 22 крупные газовые аварии с тяжелыми последствиями. В результате взрывов метановоздушных смесей и угольной пыли количество смертельно травмированных людей достигло 567 человек [3]. На шахтах

Российской Федерации в различных угольных бассейнах количество взрывов метана по годам следующее: 1990 – 8 взрывов, 1991 – 15, 1992 – 22. 15 взрывов из последних произошло в Кузбассе. Всего за указанный период погибло 153 человека [4]. За последние 10 лет 14 крупнейших взрывов метана зарегистрировано в различных бассейнах России (8 из них в Кузбассе). При этом 499 человек травмировано со смертельным исходом [1,4].

В последнее время общей для шахт России и Украины является тенденция к увеличению частоты и катастрофичности газовых аварий с большим числом пострадавших. Примером тому являются аварии на шахтах «Ульяновская» (Кузбасс 19 марта 2007 г.) – погибло 108 человек и шахта им. А.Ф. Засядько (Донбасс 18.11. – 02.12.2007 г.) – 106 человек пострадавших.

Характерной чертой для ряда последних крупных аварий, в том числе и резонансных, является интенсивное загазирование выработок до взрывоопасных концентраций метана при практически стабильном режиме работы вентиляционной и дегазационной систем.

При расследовании аварий первоочередной задачей является установление причины загаживания выработок до взрывоопасной концентрации метана. При отсутствии внезапного выброса, как правило, рассматривается несколько вариантов причин загаживания. Массовое обрушение кровли, которое привело к эффекту «поршневого» вытеснения метана из выработанного пространства действующей лавы на шахте «Ульяновская», по мнению государственной комиссии, явилось наиболее вероятной причиной повышенного выделения метана. На шахте им. А.Ф. Засядько одной из вероятных причин загаживания явилась посадка массива кровли в аварийной лаве. Это предположение подтверждается критическим количеством импульсов сейсмоакустического сигнала зафиксированным датчиком. Согласно второй версии причиной загаживания и последующего взрыва явился внезапный прорыв метана из разломов подошвы конвейерных выработок. Взрыв метана на шахте «Красноармейская–Западная №1» в феврале 2002 г. произошел по причине внезапного выделения метана из разломов пород кровли в вентиляционной выработке в зоне влияния опорного давления действующей лавы [5].

Опасные загаживания, в рассмотренных случаях, связаны с перераспределением напряжений и деформаций в горном массиве под влиянием оседаний подработанного массива. Поэтому, установление зависимости частоты и интенсивности загаживаний от структуры массива кровли для разработки на их основе способа прогноза загаживаний является актуальной научно-технической задачей, от решения которой зависит надежное предупреждение взрывов метана в шахтах.

Анализ исследований и публикаций.

К настоящему времени установлено, что активным фактором в формировании газоопасности шахт является глубина ведения очистных работ и метанообильность шахт. Для условий Кузнецкого бассейна опыт работы шахт показал, что с увеличением глубины работ в 2 раза частота загазований увеличивается в 2,5 раза [6]. В работе [4] отмечается, что человеческий фактор является определяющим в формировании метановзрывоопасности. Установлено, что 60 % взрывов и возпламенений происходит по организационным причинам, 19 % случаев связано с неадекватными действиями людей и 21% обусловлен технической ненадежностью оборудования и проявлением природных факторов.

Анализ последних публикаций, посвященных вопросам предупреждения взрывов метановоздушных смесей, показал, что загазования в глубоких шахтах Донецкого бассейна носят элементы внезапности – происходят интенсивные загазования выработок за короткий промежуток времени. Такие загазования, в одних случаях связаны с интенсивным выносом метана из выработанного пространства при обрушении кровли на больших площадях [6]. В других – с внезапными выбросами угля и газа или внезапными отжимами призабойной части массива угля с попутным газовыделением [7], в-третьих – с внезапными прорывами метана из почвы или кровли разрабатываемого пласта [5, 8].

Постановка задачи. Установить связь между частотой и интенсивностью загазований по технологическим причинам и литологическим составом и нарушенностью подрабатываемого массива кровли.

Изложение материала и его результаты.

В качестве данных были использованы официальные материалы теруправления Госгорпромнадзора по Донецкой области учета случаев загазования и акты расследования газовых аварий; материалы публикаций по этому вопросу, а также данные по геологическим и технологическим условиям разработки метаноносных пластов по ряду шахт Донбасса. Были проанализированы все официально зарегистрированные случаи загазования горных выработок, которые имели место на шахтах Донецкой области за период с 01.01 2006 г. по 01.10.2007 г. Дополнительно анализировались случаи загазования выработок добычных участков при работе 2-х лав по пласту k_2 на шахте «Молодогвардейская» Краснодонского района Донбасса.

При регистрации все загазования принято разделять на два вида по причинам загазования. Так называемые, аварийные, которые связаны с нарушением нормальной работы вентиляции и дегазации (остановка вентиляторов главного или местного проветривания, вакуумных насосов, разрывов дегазационных трубопроводов) и технологические, которые связаны с повышенным выделением метана при обрушениях

массива кровли, вскрытии суфляров природного и эксплуатационного происхождения, интенсивном отжиме призабойной части пласта при условии нормального режима работы вентиляции и дегазации.

Анализ случаев загазирования горных выработок шахт Донецкой области показал следующее. За 2006 год общее количество загазований составило 680, за 10 месяцев 2007 г. – 522 (табл. 1).

В данной работе рассмотрены только случаи загазования различных мест выработок добычного участка по технологическим причинам. Из данных табл. 1 видно, что количество технологических загазований в 2006 г. было в 2 раза выше, чем аварийных. Также в 2006 г. произошло 42 газодинамических явления, при которых было смертельно травмировано 17 человек. За 10 месяцев 2007 г. этот показатель вырос более чем в 3 раза. Аналогично на шахтах Минуглепрома Украины за первое полугодие 2007 г. зафиксировано 602 случая загазования, из них 202 – аварийных, 400 – технологических. Основными причинами такого положения, как отмечают официальные источники, являются низкий коэффициент дегазации на шахтах, который не превышает 20-25 %; ухудшение горно-геологических условий отработки пластов; отсутствие надежных способов прогноза и предотвращения газодинамических явлений [9].

Данные, приведенные на рисунке 1, показывают, что удельный вес общих загазований, зафиксированных в очистных забоях, составляет 24-34%, в подготовительных – 66- 76%.

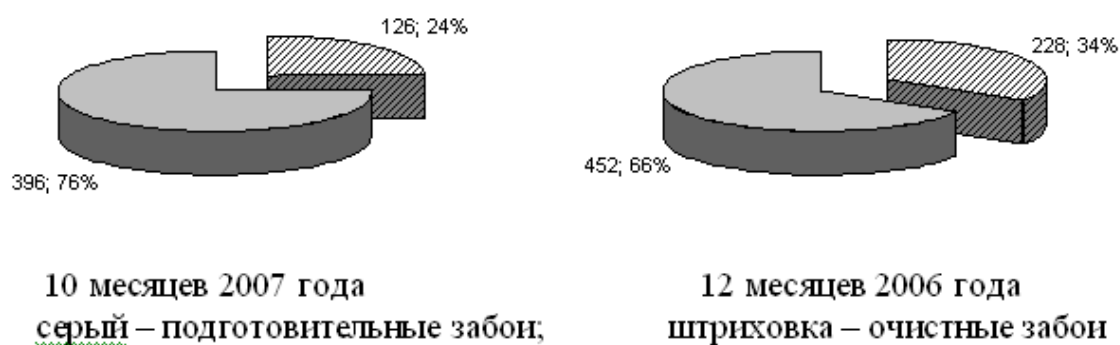


Рисунок 1 – Количество загазований в очистных и подготовительных забоях шахт Донецко-Макеевского и Красноармейского промышленных районов

Таблица 1 – Информация о случаях загазирования на шахтах Донецко-Макеевского и Красноармейского углепромышленных районов

Наименование показателей	Время наблюдений, 2006 / 2007год и месяц											
	01	02	03	04	05	06	07	08	09	10	11	12
Загазирования всего 680/522:	59/62	63/49	69/64	43/54	61/62	56/31	54/53	63/29	38/47	60/74	53/–	61/–
из них:												
аварийных 228/126	15/15	20/14	40/18	18/13	23/14	23/11	18/14	11/8	12/11	13/8	24/–	11/–
технологических 452/396	44/47	43/35	29/46	25/41	38/48	33/20	36/39	52/21	26/36	47/63	28/–	50/–
в том числе в:												
очистных забоях 253/182	20/17	36/28	29/24	15/21	18/26	20/10	21/16	14/6	16/16	14/18	30/–	20/–
подготовительных 418/331	39/43	25/19	35/40	27/31	43/36	36/21	33/36	49/22	22/30	46/53	22/–	4/–

Количество технологических загазириваний в очистных забоях среди общего числа загазириваний составляет примерно половину (рис. 2).

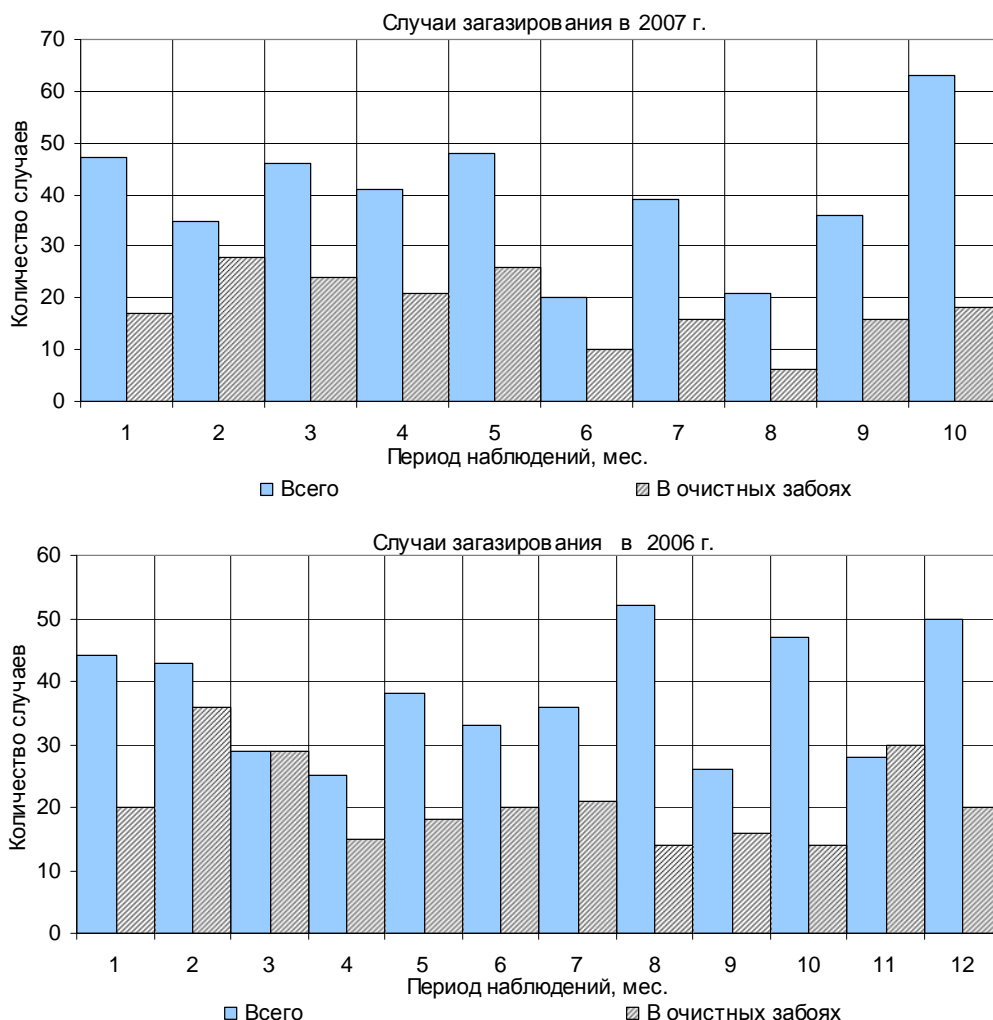


Рисунок 2 – Количество случаев загазиривания по технологическим причинам на шахтах Донецкой области

За исследуемый период, наиболее часто, загазиривания по технологическим причинам, отмечались на шахтах: им. А.Ф. Засядько – 18 случаев, «Красноармейская- Западная №1» – 22 случая, «Краснолиманская» – 12 случаев, им. А.Г. Стаханова – 8, «Алмазная» – 7, «Степная» – 6, им. А.А. Скочинского – 5, «Щегловская-Глубокая» – 5, «Чайкино-Глубокая» – 4, «Южнодонбасская» – 4, им. Бажанова – 4, «Комсомолец-Донбасса» – 2. Остальные случаи приходятся на 12 шахт различных регионов Донбасса. За 10 месяцев 2007 года, по сравнению с 2006 г., количество случаев загазиривания по технологическим причинам в лавах увеличилось в 1,5 раза. Длительность загазириваний составляла от 0,5 часа до 7 часов, концентрация метана, при этом, в местах загазиро-

вания изменялась от 1,4% до 5,0%, а местами и более. Основной причиной указанных загазирований являлось повышенное выделение метана из выработанного пространства действующих лав, приуроченных к периодам обрушения массива кровли. В отдельных случаях интенсивное выделение метана происходило при вскрытии суфляров, внезапных прорывах метана из почвы пласта или из кровли в выемочных выработках добычных участков. Как правило, загазированными оказывались верхние части лав, сопряжения лав с вентиляционными выработками, тупики погашения вентиляционных выработок, реже – общеисходящие выработки добычных участков.

Анализируемые шахты интенсивно эксплуатируют угольные пласты с высокой метаносностью на больших глубинах, вмещающие породы значительно насыщены свободным метаном и склонны к газодинамическим явлениям (табл. 2).

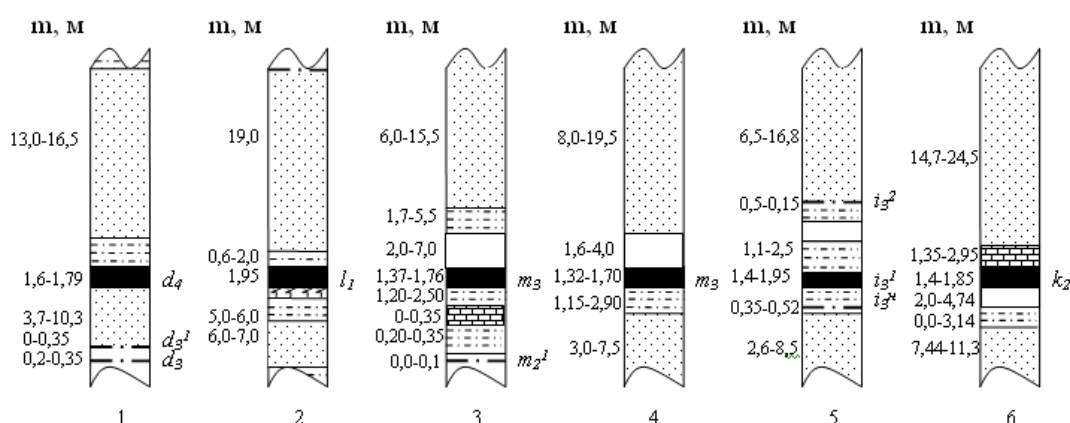
Таблица 2 – Условия отработки пластов

Шахта	Индекс пласта	Мощность пласта, м	Глубина разраб-ки, м	Природная метаносность	
				пластов, м ³ /т	пород, м ³ /м ³
им. А.Ф. Засядько	m ₃	1,37-1,76	1100-1300	22-25 выбросо-опасны	5-7 выбросо-опасны
	l ₁	1,95			
«Красноармейская-Западная № 1»	d ₄	1,60-1,79	850-900	20-22	3-5
им. А.А. Скочинского	h ₇ ¹	1,20-1,30	1200-1300	25 выбросо-опасны	5-6 выбросо-опасны
им. Бажанова, «Чайкино-Глубокая»	m ₃	1,32-1,70	1200	25-27 выбросо-опасны	5-6 выбросо-опасны
Молодогвардейская	k ₂	1,40-1,85	880-900	20-22 выбросо-опасны	3-4 выбросо-опасны
«Суходольская-Восточная»	i ₃ ¹	1,40-1,95	950-1100	22-25 выбросо-опасны	3-5 выбросо-опасны

Аналогичные условия отработки угольных пластов имеет большинство шахт, на которых наблюдались частые загазирования.

Характерной особенностью литологического состава вмещающих пород является то, что в почве и кровле угольных пластов в пределах их ближайшего окружения залегают слои метанонасыщенных песчаников, при этом, кровля представлена слоями песчаников мощностью 15-30 м. На рисунке 3 в качестве примера представлен литологический состав пород вмещающих основные продуктивные угольные пласты Донецкого бассейна.

Многолетний опыт отработки пластов и многочисленные исследования показали, что при наличии в кровле мощных слоев метанонасыщенных песчаников, массив кровли, который в таких условиях относится к категории труднообрушаемых, способствует формированию различного рода газодинамических явлений как в угольных пластах (внезапные выбросы угля и газа, внезапные отжимы призабойной части пласта с повышенным метановыделением), так и в породах (внезапные прорыв метана из почвы и кровли) [5, 7, 8].



1 – «Красноармейская-Западная № 1», 2, 3 – им. А.Ф. Засядько, 4 – им. Бажанова, «Чайкино-Глубокая», 5 – «Суходольская-Восточная», 6 – «Молодогвардейская».

Рисунок 3 – Литологический состав вмещающих пород

Наиболее интенсивные выделения метана динамического характера, как правило, приурочены к участкам, осложненным как пикативными положительными структурами (антиклинальные складки, купола), так и разрывными тектоническими нарушениями. Показательным в этом отношении является масштабное загазирование выработок добычного участка 13 восточной лавы пл. l_1 шахты им. А.Ф. Засядько. Здесь, при отходе лавы от монтажного ходка на 12-14 м, произошло внезапное смещение толщи пород кровли со скоростью порядка 37 мм/сек. Это

привело к поломке секций механизированной крепи на протяжении верхней половины лавы и выделению метана с интенсивностью $400 \text{ м}^3/\text{мин.}$ (за 4 часа выделилось около 100 тыс. м^3 метана). Детальное изучение геологии аварийного участка показало, что породы почвы и кровли в призабойном пространстве ослаблены за счет развитой трещиноватости. На расстоянии 32 м впереди забоя развита серия разрывных нарушений сбросового характера с амплитудой 0,4-0,6 м и углом падения сместителя 35° . Отмечено, что основным влияющим фактором в развитии этого динамического явления является смена строения песчаника основной кровли, за счет изменения его мощности, гипсометрии залегания и развития трещиноватости.

В итоге, интенсивное смещение кровли, которое сопровождалось обильным выделением метана из подрабатываемого песчаника, также спровоцировало внезапное разрушение почвы и прорыв метана из подстилающего метаноносного песчаника (см. рис. 3 поз. 2).

В пределах Луганской области наиболее метанообильными являются шахты Краснодонского углепромышленного района. Шестью шахтами ОАО Краснодонуголь в настоящее время разрабатываются основные продуктивные пласты k_2 , k_2^H , i_3^1 и k_5^H с углами падения $2-16^\circ$ на глубинах 850-1200 м. Массивы кровли указанных пластов кроме пласта k_5^H представлены мощными (20-30 м) слоями газоводонасыщенных и метнонасыщенных песчаников. Основные загазирования, отмеченные на этих шахтах, связаны с повышенным выделением метана из выработанного пространства при посадке кровли, которая в этих условиях является труднообрушаемой. Наибольшая метанообильность выработок добычных участков и частые загазирования наблюдаются там, где развита малоамплитудная складчатость в виде антиклинальных и купольных поднятий в горизонтах песчаников кровли разрабатываемых пластов.

Так на ш. «Молодогвардейская» в условиях отработки пласта k_2 за период с февраля 2006 г. по декабрь 2007 г. официально зарегистрировано 47 случаев загазирования выработок добычного участка по технологическим причинам. Загазирования с концентрацией метана 1,35-2,5 % и продолжительностью от 0,5 до 5 часов были связаны с обрушением кровли.

В настоящее время шахтой отрабатывается пл. k_2 в лежащем крыле Самсоновского надвига (Орловский участок) на глубине 800-850 м. Пласт полезной мощностью 1,65 м и вынимаемой – 2,1-2,2 м на действующем горизонте имеет природную метаноносность $22-24 \text{ м}^3/\text{т с.б.м.}$ В кровле на расстоянии 1,5-2,0 м от пласта повсеместно залегает слой песчаника мощностью 19-25 м, который в нижней половине насыщен водой и метаном, в верхней части – метаном. Очистные работы за указанный период велись в зоне влияния Самсоновского надвига двумя ла-

вами: 17 Орловская лава отрабатывала пласт по восстанию параллельно зоне надвига, 28 Орловская лава отрабатывает пласт по простиранию, удаляясь от зоны надвига по мере развития очистных работ. Отрабатываемый участок пласта в непосредственной близости (100-150 м) от плоскости смещения надвига осложнен поперечной антиклинальной складкой, которая получила развитие в верхней части 28 Орловской лавы, простирается в нижнюю часть лавы и далее на нижние горизонты и поле ш. «Самсоновская-Западная». Средний уровень метановыделения из выработанного пространства 28 Орловской лавы за первые 3 месяца работы составил 22-25 м³/мин., что в 2 раза выше, чем в 17 Орловской лаве (10-12 м³/мин). Количество загазирования в 28 Орловской лаве за 100 суток работы составила 28 случаев, тогда как за весь период работы 17 Орловской лавы (480 суток) – 19 случаев.

Таким образом массив кровли, представленный мощными слоями метанонасыщенных песчаников, играет доминирующую роль в формировании наиболее опасных загазирования горных выработок – загазирования по технологическим причинам.

Для прогноза приуроченности загазирования к определенным участкам разрабатываемых пластов нами предлагается классификация массивов кровли по степени опасности загазирования горных выработок с учетом структуры массива кровли – литологического состава и нарушенности (табл. 3). При этом принято, что угольные пласты и вмещающие породы обладают высокой метаноносностью, характерной для больших глубин разработки.

Таблица 3 – Классификация массивов кровли по степени опасности загазирования горных выработок

Категория опасности	Литологический состав, нарушенность	Категория по обрушаемости	Частота и интенсивность загазирования
Потенциально опасная	Чередование разнотипных слоев пород	A ₁ – A ₂	Редкие кратковременные, C _{метана} до 2%
Опасная	Песчаник (15-30 м) Нарушения отсутствуют	A ₂ – A ₃	Частые, C _{метана} от 2% до 4%
Особо опасная	Песчаник (15-30 м) Зоны положительных структур	A ₃ – A ₄	Частые длительные, C _{метана} свыше 4%

Выводы.

Частота и интенсивность опасных загазирования зависит от литологического состава массива пород кровли пласта. Наличие в кровле мощных слоев газонасыщенных песчаников в сочетании с тектоническими нарушениями предопределяет степень их опасности в отношении загазирования горных выработок.

Предложенная классификация массивов кровли позволяет прогнозировать потенциально опасные участки разрабатываемого пласта по степени опасности загазирования горных выработок с учетом структуры массива кровли.

Проведено исследование зависимости частоты и интенсивности загазирования горных выработок по технологическим причинам от литологического состава и степени нарушения массива пород кровли насыщенного метаном на примере шахт Донбасса. Предложена классификация массивов кровли рабочих угольных пластов по степени опасности загазирования горных выработок добычного участка.

Research of dependence of frequency and intensity of the table of contents of methane is higher than standard mining making is conducted on technological causes from litologic composition and degree of violation of array of rocks of roof of saturated by methane on the example of mines of Donbas. Classification of arrays of roof of working coal layers on the degree of danger of the table of contents of methane is higher than standard mining making of extraction area is offered.

Библиографический список.

1. Платонов В. Трагедия на российской шахте. Взрыв на «Ульяновской»/ В. Платонов // Информационно-аналитический бюллетень Минуглпрома Украины «Чистый четверг». – К., 2007. – вып.1 (13). – С. 51- 52.
2. Так что же произошло на шахте им. А.Ф. Засядько. // Информационно-аналитический бюллетень Минуглпрома Украины «Чистый четверг». – К., 2007. – вып.4 (16). – С. 41- 50.
3. Ивашин В.М. Основные причины крупных аварий на угольных шахтах Украины/ В.М. Ивашин // Информационно-аналитический бюллетень Минуглпрома Украины «Чистый четверг». – К., 2007. – вып.4 (16). – С. 31- 38.
4. Лавцевич В.П. Оценка метановзрывоопасности технологических схем угольных шахт: теория, методы, моделирование /В.П. Лавцевич

вич / Автореф. дисс. на соискание уч степ. д-ра т.н. защита 27.05.1994 г. – Кемерово, 1994. – 35с.

5. Агафонов А.В. Внезапные выделения метана из кровли выработок/ А.В. Агафонов, А.И. Бобров, Е.П. Захаров // Уголь Украины, 2002, №11. – С. 28-30.

6. Тарасов Б.Г., Колмаков В.А. Газовый барьер угольных шахт/ Б.Г. Тарасов, В.А. Колмаков. – М.: Недра, 1978. – 200 с.

7. Брюханов А.М. Моделирование формирования взрывоопасной среды при газодинамических процессах в угольных шахтах/ А.М. Брюханов // Сборник научн. Трудов МакНИИ / Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. – Макеевка, МакНИИ, 2007. – вып. 19. – С. 64-72.

8. Морев А.М. Внезапные разрушения почвы и прорывы метана в выработки угольных шахт/ А.М. Морев – М.: Недра, 1992. – 174 с.

9. Яценко И.А. Об итогах работы предприятий угольной промышленности в области охраны труда/ И.А. Яценко // Информационно-аналитический бюллетень Минуглепрома Украины «Чистый четверг». – К., 2007. – вып.3 (15). – С. 25- 27.

Рекомендовано к печати д-р т.н., проф. Фрумкиным Р.А.

*к.т.н., доц. Аверин Г. А.,
к.т.н., доц. Кирьязов П.Н.,
магистр, асс. Доценко О. Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ОБРУШЕННЫХ И УПЛОТНЯЮЩИХСЯ ВМЕЩАЮЩИХ ПЛАСТЫ АНТРАЦИТА ПОРОД

В статті наведені результати лабораторних та теоретичних досліджень роздірбнених осадових гірничих порід, які не злежалися, і вміщують антрацити. Отримані дані рекомендується використовувати для прогнозування фізико-механічних характеристик обрушених у виробленому просторі ущільнених порід в процесі зсуву.

Физико-механические свойства обрушенных и уплотняющихся со временем пород кровли отработанного пласта существенно отличаются от свойств пород в неразрушенном массиве. Во многих случаях важно знать эти свойства. Стремление не выносить за пределы выемочного пласта главные наклонные и горизонтальные выработки, а также целый ряд участков и вспомогательных выработок, конструктивно упрощает подготовку пласта в пределах панели (блока), снижает объём подготовительных работ и число звеньев в технологической цепи по добыче угля. Выработанное пространство является разгруженной зоной, в которой желательно располагать подготовительные выработки с целью длительной их охраны. Способ проведения подготовительных выработок по выработанному пространству известен давно. Однако, применение данного способа в качестве охраны выработок известно относительно недавно. На современном этапе при отработке глубоких горизонтов проблемой является охрана подготовительных выработок, из которых более 70% погашают, особенно в зоне влияния очистных работ. Ремонт и поддержание указанных выше выработок не способствует удержанию их в соответствии с техническими нормами. Наиболее перспективным способом поддержания подготовительных выработок является расположение последних в выработанном пространстве. Для этого необходимо менять существующие схемы подготовки шахтного поля [1].

Для решения задач, связанных с устойчивостью выработок, пройденных по выработанному пространству, необходимо располагать ме-

ханическими свойствами пород вокруг них, способностью их сохранять устойчивость обнажений и компрессионные свойства.

В данной работе предпринята попытка определения некоторых особенно важных свойств разрушенных пород – изменения величины модуля упругости и удельного веса в процессе уплотнения породы. Для решения поставленных задач создана лабораторная установка, на которой выполнена серия экспериментальных исследований проб разрушенных пород, и построены графики зависимостей между величиной сжимающего усилия и деформацией породы. Разработана математическая модель лабораторной установки, с помощью которой определялось изменение модуля упругости при увеличении плотности сжимаемой породы.

Общий вид лабораторной установки приведен на рисунке 1. Она состоит из двух взаимно перемещающихся цилиндров с днищами, между которыми помещается испытуемая порода. Внутренний диаметр наружного цилиндра 0,25 м, высота 0,5 м. Толщина стенки 10 мм. Внешний диаметр внутреннего цилиндра 0,25 м (скользящая посадка), толщина стен и днища – 10 мм. Испытывались аргиллит, алевролит и песчаник, с эквивалентным диаметром кусков от 5 до 10 см. Сжатие пород осуществлялось с помощью гидравлического пресса. Во время испытаний фиксировались взаимные перемещения цилиндров, которые практически равны деформации сжатия испытываемой массы. Измерения взаимного смещения цилиндров выполнялось с помощью прогибомера, точность замера которого 0,01 мм. Испытания каждого из типов пород выполнялось 3 – 5 раз.



Рисунок 1 – Лабораторные испытания усадки разрушенных пород под давлением

По результатам этих испытаний построены диаграммы деформирования разрушенных пород “ $F - \Delta$ ” (рисунок 2), и аппроксимирующие зависимости (табл.1), где F – сжимающие усилия, тс, Δ – усадка разрушенных пород, мм.

Таблица 1 – Аппроксимирующие зависимости деформирования разрушенных пород

Типы породы	“ $F - \Delta$ ”	R^2
	$F = d \cdot e^{0.03 \cdot \Delta}$	
	d, KH	
Песчаник	2,82	0,93
Алевролит	1,19	0,9
Аргиллит	0,25	0,91

Диаграммы деформирования разрушенных горных пород “ $F - \Delta$ ”

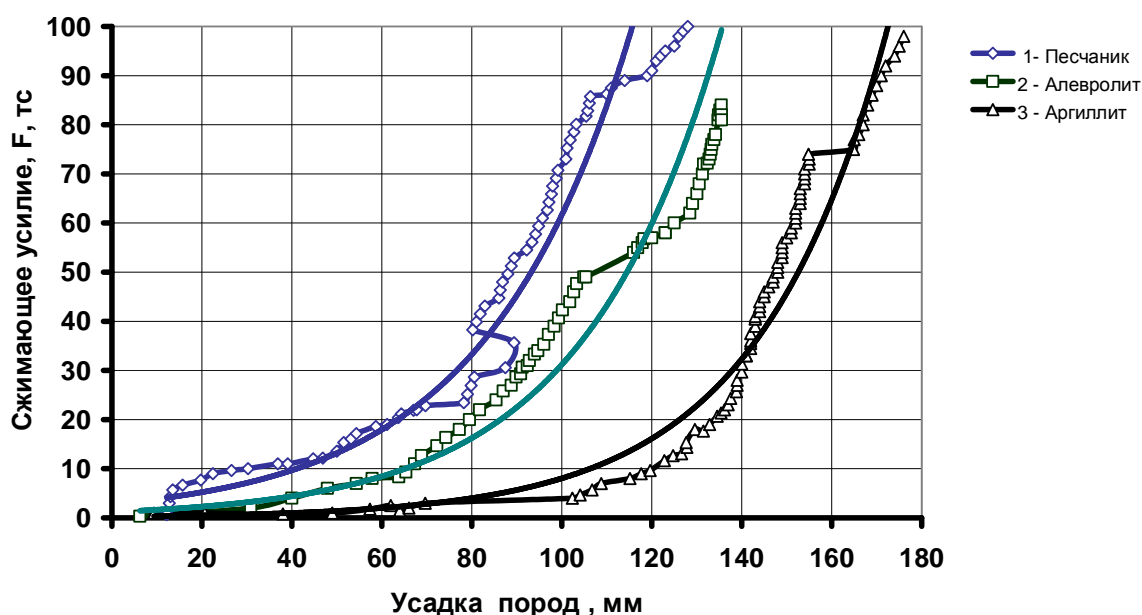


Рисунок 2 – Диаграммы деформирования разрушенных горных пород « $F - \Delta$ »

Для определения физико-механических характеристик уплотняющихся пород (модуля продольной упругости (E), и удельного веса породы γ в процессе их сжатия), была разработана математическая конечно-элементная модель лабораторной установки (рисунок 3). Расчёты выполнялись с применением вычислительного комплекса "Лира 9.4" (НИИАСС, г. Киев).

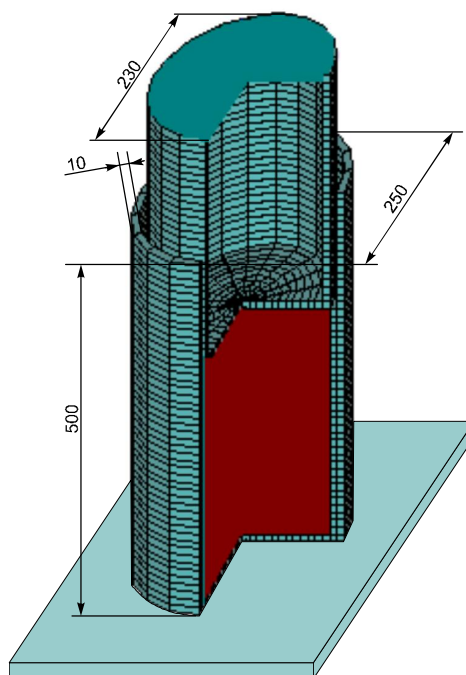


Рисунок 3 – Конечно-элементная схема лабораторной установки для определения физико-механических характеристик разрушенных горных пород при сжатии

С помощью разработанной математической модели определялась величина модуля продольной упругости, которая соответствует дискретным значениям F и Δ (см. рисунок 2).

С использованием этих значений модуля упругости получены аппроксимирующие зависимости “ $E - e$ ” (модуль упругости – относительная деформация) для различных типов пород, а также значение удельного веса γ пород при различных степенях их сжатия (табл. 2).

Таблица 2 – Зависимости исследуемых характеристик пород от относительных деформаций

Типы пород	“ $E - \varepsilon$ ”		R^2	“ $\sigma - \varepsilon$ ”		R^2	“ $\gamma - \varepsilon$ ”		R^2
	$E = a \cdot \varepsilon^m$			$\sigma = b \cdot \varepsilon^n$			$\gamma = c \cdot \ln \cdot \varepsilon + k$		
	$a, \text{МПа}$	m		$b, \text{МПа}$	n		$c, \text{Т/м}^3$	$k, \text{Т/м}^3$	
Песчаник	0,07	-2,93	0,93	0,33	-1,15	0,94	0,30	0,16	0,96
Алеврит	0,07	-2,87	0,9	0,22	-1,15	0,94	0,38	0,18	0,85
Аргиллит	0,04	-2,81	0,91	0,35	-1	0,93	-0,29	0,42	0,95

Выводы:

С помощью лабораторных испытаний раздробленных осадочных несслеживаемых пород, вмещающих пласты антрацита, получены зависимости между величинами их осадки и усилиями сжатия.

Эти зависимости использовались для определения модулей упругости пород при различных степенях сжатия, а так же значения их удельных весов.

Разработанная методика и полученные результаты рекомендуется использовать для прогнозирования физико-механических характеристик обрушенных в выработанном пространстве уплотняющихся пород в процессах сдвижения.

В статье приведены результаты лабораторных и теоретических исследований раздробленных осадочных, несслеживаемых горных пород, вмещающих антрациты. Полученные данные рекомендуется использовать для прогнозирования физико-механических характеристик обрушенных в выработанном пространстве уплотняющихся пород в процессе сдвижения.

The article gives the data results laboratory and theoretic researches of crushing sediment mountain rocks, which condensing antiracist. Receiving results recommended for using in prognosis physical and mechanical characteristics of coming downing rocks, which are in manufactures zones and find in moving process.

Библиографический список.

1.Зборицки М.П. Охрана выработок глубоких шахт в выработанном пространстве. К., «Техніка», 1978.-с. 176.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Клишиным Н.К.

*к.т.н., доц. Денисенко В.П.,
к.т.н., доц. Лепило Н.Н.,
студент Чепурной Д.С.,
студент Егоров И.Н.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

КРИТЕРИИ КАЧЕСТВА МЕТАНОВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ, ИЗВЛЕКАЕМЫХ ДЕГАЗАЦИОННЫМИ СИСТЕМАМИ ШАХТ

Досліджено статистичні характеристики метаноповітряних сумішей, що витягаються дегазацийними системами шахт. Для оцінки якості сумішей з метою їхнього використання в установках по утилізації шахтного метану запропоновані показники коефіцієнт стабільності і коефіцієнт прямої утилізації суміші.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Ресурсы природного газа в Украине недостаточны для удовлетворения собственных потребностей. В то же время страна имеет богатые газонасыщенные угольные месторождения [1]. Основные запасы угля в пределах горных отводов шахт Донбасса характеризуются высокой природной метаноносностью угольных пластов, что ухудшает безопасность ведения горных работ и сдерживает эффективное использование новой техники. Извлечение и утилизация шахтного метана позволят повысить безопасность добычи и увеличить нагрузки на очистной забой, снизить себестоимость угля, уменьшить дефицит энергетических ресурсов, способствуя энергетической безопасности страны.

Анализ исследований и публикаций. В работе [2] обобщены материалы исследований и практический опыт промышленного использования угольного метана в России.

По данным [1], ресурсы шахтного метана в Украине оцениваются в 12 трлн. м³. Ежегодно в процессе добычи угля выделяется свыше 2 млрд. м³, 13 % которого извлекается дегазационными системами, а 87 % выбрасывается в атмосферу через вентиляционные системы шахт. В работе обосновывается целесообразность создания шахтных энергокомплексов с использованием когенерационных технологий [1]. Они представляют собой комбинацию паровых или водогрейных котлов с паротурбинными, газотурбинными или газопоршневыми установками, обес-

печивающими совместную выработку тепловой и электрической энергий с высоким КПД.

В литературе [3-4] отмечается, что на шахтах Донецкого бассейна, как и в угольных бассейнах других стран, применяют, обычно, стандартные способы дегазации или их сочетание под- и надрабатываемых массивов, а также дегазацию выработанного пространства. Опыт ведения дегазационных работ в отечественных и зарубежных шахтах показывает, что для необходимого снижения метанообильности извлечение метана необходимо вести на всех стадиях разработки угольного месторождения с применением таких видов дегазации [5]:

- предварительная – извлечение метана из газовых «ловушек»; воздействие на массивы, неразгруженные от горного давления, с целью повышения их газоотдачи; использование частичной разгрузки;
- текущая – в зоне влияния очистных работ;
- последующая – извлечение метана из старых выработанных пространств и закрытых шахт (техногенные скопления).

В работе [5] нами были исследованы статистические характеристики процесса выделения метана в выработки добычного участка для различных геологических и технологических условий отработки и предложено для описания процесса метановыделения использовать распределение Вейбулла.

Постановка задачи. Целью данной работы является установление характеристик качества метановоздушных смесей, извлекаемых системами шахтной дегазации, для получения исходных данных для проектирования установок по утилизации метана.

В задачи исследования входило:

- собрать и обобщить фактические данные об изменении концентрации и дебита метана в метановоздушных смесях в процессе отработки выемочного поля;
- изучить статистические характеристики метановоздушных смесей и закон распределения концентрации и дебита метана в этих смесях;
- разработать методические рекомендации по установлению характеристик качества метановоздушных смесей.

Изложение материала и его результаты. При выборе объектов исследования руководствовались следующими соображениями:

- на выбранных шахтах должна быть значительная метаноносность пластов и вмещающих углепородных массивов;
- должны применяться различные виды дегазации;
- должны отражать условия ведения горных работ, характерные для большинства шахт Донбасса;

– собранная информация должна охватывать продолжительный период работы исследуемых лав.

В таблице 1 приведен перечень шахт и участков, которые были использованы в качестве объектов исследования с учетом перечисленных требований, а также виды применяемой дегазации и объем выборки исходных данных (посуточно).

Таблица 1 – Объекты исследования

Шахта	Лава	Вид применяемой дегазации	Объем выборки, сутки
«Суходольская-Восточная»	12 восточная разгрузочная	подземная	1005
		поверхностная	865
	23 западная уклонная	подземная	600
		поверхностная	500
		газоотвод	480
«Молодогвардейская»	17 Орловская	подземная	370
		газоотвод	290
им. Н.П. Баракова	Восточная надрабатывающая	подземная	550
	5 северная	подземная	680
	контроль дегазационной установки	подземная	820

На указанных шахтах интенсивно эксплуатируются угольные пласты k_5^H , k_2 , i_3^1 с природной метаносностью 20-22,5 м³/тсбм и вынимаемой мощностью 1,70-2,20 м. Подрабатываемые массивы представлены мощными слоями газонасыщенных песчаников. Глубина разработки составляет 750-1100 м.

Исходной информацией для анализа служили данные плановых замеров участков дегазации о концентрации метана и дебите метановоздушной смеси, проходящих по участковым и общешахтным вакуумнасосным трубопроводам. Данные анализировали за длительный период отработки лав, при этом рассматривались среднесуточные значения. По этим данным рассчитывался фактический дебит метана для тех же метановоздушных смесей, который использовался в качестве изучаемой характеристики.

Характеристика исследуемых лав шахт им. Н.П. Баракова и «Суходольская-Восточная» приведена в табл. 2.

Таблица 2 – Характеристика исследуемых лав шахт им. Н.П. Баракова и «Суходольская-Восточная»

Параметры лавы	Значения показателей			
	ш.им. Н.П.Баракова		ш.«Суходольская-Восточная»	
	5 северная ла- ва	восточная надрабатывающая	23 западная уклонная лава	12 восточная разгрузочная
Индекс пласта	k_5^H	k_5^H	i_3^1	i_3^1
Мощность, м:				
полезная	1,30	1,30	1,92	1,65
вынимаемая	1,75	1,70	2,20	1,98
Глубина разработки, м	785	750	1080	890
Природная метано- носность:				
пласта, м ³ /тсбм	20	20	22,5	20
пород, м ³ /м ³	1,0-1,5	1,0-1,5	1,5-3,0	1,5-3,0
Длина лавы, м	230	230	280	280
Система разработки	столбовая	сплошная	комбини- рованная	сплошная
Длина отработанной части выемочного поля, м	1180	710	630	730
Время работы лавы, мес.	22	22	22	34
Добыча угля, т/сут.	1060	630	960	810

На выемочных участках ш. им. Н.П. Баракова осуществлялась дегазация массива кровли подземными скважинами. Кровлю дегазировали скважинами, пробуренными из вентиляционных штреков по ходу движения очистного забоя с интервалом 20 м.

На выемочных участках шахты «Суходольская-Восточная» осуществлялась комплексная дегазация массива кровли. Кровлю дегазировали подземными скважинами, пробуренными из вентиляционных штреков по ходу движения очистного забоя и вертикальными дегазаци-

онными скважинами с поверхности до зоны беспорядочного обрушения пород с интервалом по простиранию пласта 100-150 м.

На выемочном участке 23 Западной уклонной лавы дополнительно производили дегазацию выработанного пространства путем извлечения газовоздушной смеси вакуумным насосом по трубопроводу, проложенному через стенку, изолирующую его от вентиляционного штрека.

Шахты им. Н.П. Баракова и «Суходольская-Восточная» являются одними из наиболее метанообильных в Донбассе. На шахтах регулярно применяется скважинная дегазация подрабатываемых массивов. Метанообильность добычных участков в зависимости от параметров очистной выемки и условий разработки изменяется от 14,0 м³/мин до 25,0 м³/мин.

При создании объекта утилизации шахтного метана необходимо знать характеристики извлекаемых метановоздушных смесей. Наибольший интерес представляет газ, извлекаемый системами подземной и поверхностной дегазации, так как он может использоваться в качестве основного топлива в когенерационных установках.

Особенностью извлечения шахтного метана является то, что он разбавляется рудничным воздухом как непосредственно при извлечении, так и при транспортировке к потребителю, поэтому содержание метана в газовоздушных смесях зависит от способа их получения. Для предварительной оценки качества газовоздушных смесей нами предложена следующая классификация смесей по содержанию метана в них, основанная на способах извлечения смесей:

- весьма бедные, извлекаемые средствами вентиляции, содержание метана 0,5-1,0%;
- бедные, извлекаемые средствами вентиляции и дегазации из выработанных пространств, содержание метана 2,5-20,0%;
- относительно богатые, извлекаемые скважинной подземной дегазацией из под- и надработанных массивов и разрабатываемого пласта (при применении передовой дегазации), содержание метана в каптируемой смеси 20-55 %;
- богатые, извлекаемые поверхностными дегазационными скважинами, содержание метана 60-95 %.

Для энергетических комплексов, утилизирующих шахтный метан, важны не только средние значения концентрации метана в смеси и ее дебита, но и их колебания. Однако при прогнозировании качества шахтного метана обычно ориентируются только на средние значения концентрации и дебита метана, поскольку отсутствуют методы прогноза колеблемости метановоздушных шахтных смесей [1].

В работе в качестве основных статистических характеристик использованы средние значения концентрации и дебита метана в газе и

отклонения от их средних значений. Для характеристики отклонения от среднего из ряда существующих показателей выбран коэффициент вариации, измеряемый в долях единицы и равный отношению стандартного отклонения к среднему значению.

Поскольку для станции утилизации шахтного метана большое значение имеет стабильность состава метановоздушной смеси, нами предложен показатель, характеризующий не колебания состава смеси, а ее стабильность – коэффициент стабильности состава метановоздушной смеси. Он определяется по формуле

$$K_{стаб} = 1 - \nu,$$

где ν – коэффициент вариации.

В результате статистической обработки исходных данных для двух лав шахты «Суходольская-Восточная» получены численные характеристики случайных колебаний концентрации и дебита метана, основные из которых приведены в табл. 3-4. Для изучения зависимости коэффициента стабильности метановоздушной смеси от среднего значения концентрации метана в ней дополнительно рассчитаны эти характеристики для подземной дегазации 17 Орловской лавы шахты "Молодогвардейская" и Восточной надрабатывающей и 5-ой Северной лав шахты им. Н.П. Баракова. Обобщенные результаты этих расчетов также представлены в табл. 3-4.

Кроме того, для каждой лавы шахты «Суходольская-Восточная» дополнительно рассчитаны характеристики смеси, которая получится при смешении газа, извлекаемого средствами подземной и поверхностной дегазации. Концентрация содержания метана в смеси определялась как средневзвешенная концентрация метана с учетом расходов газа, извлекаемого средствами поверхностной и подземной дегазаций:

$$C_{см} = \frac{C_{пов} \cdot V_{пов} + C_{под} \cdot V_{под}}{V_{пов} + V_{под}},$$

где $C_{пов}$, $C_{под}$, $C_{см}$ – концентрация метана, извлекаемого средствами поверхностной, подземной и суммарной дегазациями соответственно;

$V_{пов}$, $V_{под}$ – расходы газа на поверхностную и подземную дегазации.

Основные характеристики этих смесей приведены в табл. 5-6, а график зависимости коэффициента стабильности метановоздушной

смеси от среднего значения концентрации метана в ней показан на рис. 1.

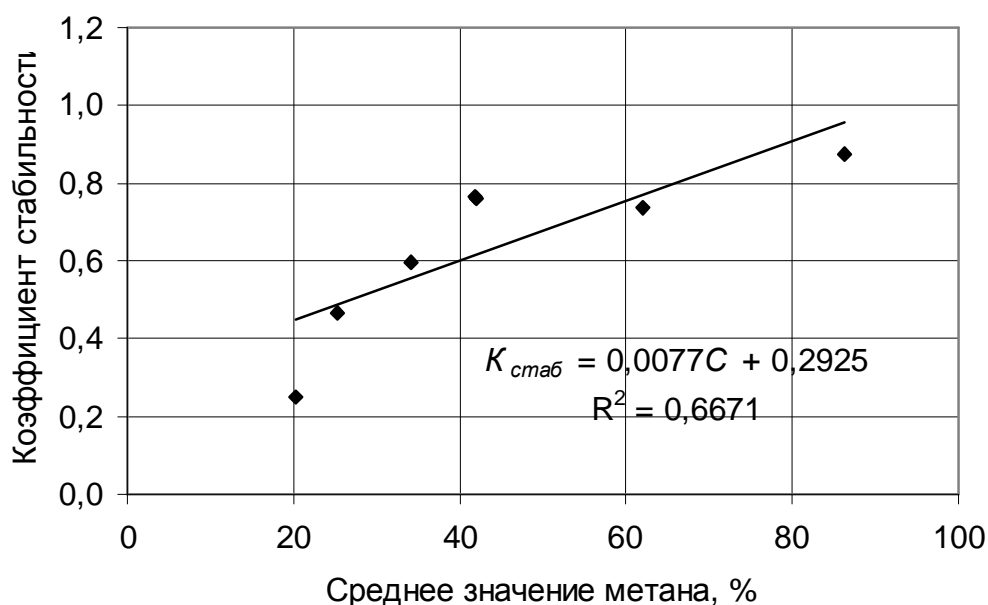


Рисунок 1 – Зависимость коэффициента стабильности метановоздушной смеси от среднего значения концентрации метана в ней

Таблица 3 – Параметры состава исходных метановоздушных смесей

Шахта	Лава	Вид применяемой дегазации	Среднее содержание метана в смеси, %	$K_{стаб}$	P_p
«Суходольская-Восточная»	12 восточная разгрузочная	подземная	25,2	0,47	2,94
		поверхностная	62,0	0,74	1,31
	23 западная уклонная	подземная	34,2	0,60	2,05
		поверхностная	86,2	0,87	0,61
		газоотвод	11,3	0,49	2,65
«Молодогвардейская»	17 Орловская	подземная	20,3	0,25	3,85
		газоотвод	18,1	0,42	2,51
им. Н.П. Баракова	Восточная надрабатывающая	подземная	41,9	0,76	1,27
	5 северная	подземная	42,0	0,76	1,41
	контроль дегазационной установки	подземная	36,3	0,88	0,78

Таблица 4 – Параметры дебита метана для исходных метановоздушных смесей

Шахта	Лава	Вид применяемой дегазации	Средний дебит метана в смеси, м ³ /мин.	$K_{стаб}$	P_p
«Суходольская-Восточная»	12 восточная разгрузочная	подземная	5,2	0,49	4,16
		поверхностная	12,6	0,61	1,86
	23 западная уклонная	подземная	11,7	0,61	2,24
		поверхностная	19,2	0,70	1,65
		газоотвод	3,6	0,47	3,09
«Молодогвардейская»	17 Орловская	подземная	7,2	0,19	4,10
		газоотвод	5,7	0,25	3,00
им. Н.П. Баракова	Восточная надрабатывающая	подземная	41,9	0,76	1,27
	5 северная	подземная	42,0	0,76	1,41
	контроль дегазационной установки	подземная	36,3	0,88	0,78

Таблица 5 – Параметры состава расчетных метановоздушных смесей шахты «Суходольская-Восточная»

Смесь для лав	Вид применяемой дегазации	Среднее содержание метана в смеси, %	$K_{стаб}$	P_p
12 восточная разгрузочная	смесь подземной и поверхностной	42,6	0,79	1,64
23 западная уклонная	смесь подземной и поверхностной	50,6	0,81	1,36
12 восточная разгрузочная и 23 западная уклонная	подземная	30,1	0,57	2,46
	поверхностная	68,4	0,75	1,19
	смесь подземной и поверхностной	47,5	0,72	1,47

Таблица 6 – Параметры дебита расчетных метановоздушных смесей шахты «Суходольская-Восточная»

Смесь для лав	Вид применяемой дегазации	Средний дебит метана в смеси, м ³ /мин.	$K_{стаб}$	Π_p
12 восточная разгрузочная	смесь подземной и поверхностной	18,0	0,73	1,60
23 западная уклонная	смесь подземной и поверхностной	28,4	0,69	1,60
12 восточная разгрузочная и 23 западная уклонная	подземная	12,4	0,38	2,69
	поверхностная	23,7	0,43	2,49
	смесь подземной и поверхностной	32,8	0,42	2,02

Как видно из приведенных результатов, с увеличением концентрации метана в смеси увеличивается значение $K_{стаб}$, то есть уменьшаются колебания концентрации метана и ее состав становится более стабильным. Это можно объяснить особенностями объектов извлечения метана – с ростом концентрации метана в смеси уменьшаются подсосы воздуха, и состав смеси становится более стабильным.

Дополнительно рассчитаны характеристики смесей, которые могут быть получены при смешивании газа, извлекаемого средствами подземных и поверхностных дегазаций 12-ой восточной разгрузочной лавы и 23-ей западной уклонной лавы шахты «Суходольская-Восточная», а также смеси всех видов дегазаций этих же лав. Основные характеристики этих смесей также представлены в табл. 5-6.

При проектировании объекта утилизации шахтного метана необходимо учитывать, что содержание метана в метановоздушной смеси, используемой в качестве основного топлива, должно быть не ниже допустимого значения (20-30 %). При невыполнении этого условия смесь либо не может использоваться, либо должна обогащаться природным газом.

Назовем долю объема метановоздушной смеси, в которой концентрация метана не ниже допустимой, коэффициентом прямой утилизации смеси $K_{пу}$. Для ее определения необходимо знать функцию распределения концентрации метана в смеси.

Для изучения законов распределения концентрации и дебита метана использованы среднесуточные значения фактической концентрации и дебита метана в газовой смеси, извлекаемой средствами подземной и поверхностной дегазации шахт. Обработка данных указан-

ных лав показала, что изменение концентрации и дебита метана в газе удовлетворительно характеризуется распределением Вейбулла [6].

В качестве примера на рис. 2 показаны графики эмпирической нормированной функции распределения концентрации метана и рассчитанные по распределению Вейбулла для газовой смеси, извлекаемой средствами подземной дегазации 12 лавы шахты Суходольская-Восточная.

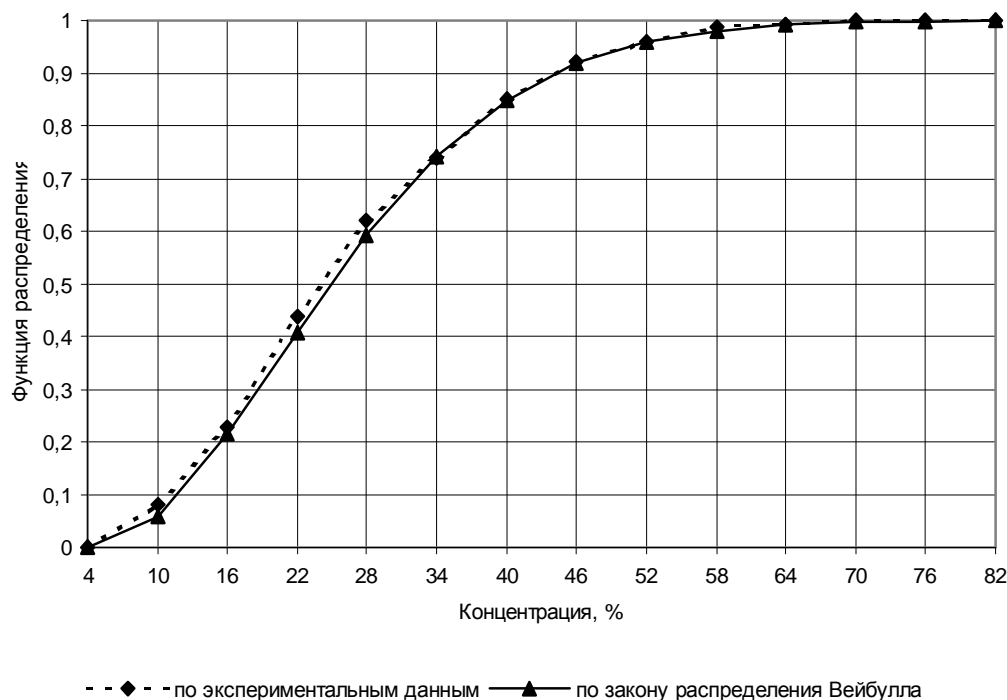


Рисунок 2 – Функция распределения концентрации метана в газовой смеси, извлекаемой средствами подземной дегазации 12 лавы шахты "Суходольская-Восточная"

Имея функцию распределения газовой смеси, коэффициент прямой утилизации смеси определяется по формуле:

$$K_{ny} = 1 - F(C_{np}),$$

где C_{np} – предельно допустимая концентрация метана в газовой смеси, %;

$F(C_{np})$ – значение функции распределения для предельно допустимой концентрации метана.

Анализ характеристик газа, получаемого при подземной дегазации 12-ой лавы шахты Суходольская-Восточная показал, что содержа-

ние метана изменяется в довольно широких пределах. Как видно из рис. 3, в 40 % случаев концентрация метана ниже 22 %. Если принять значение предельно допустимой концентрации метана в смеси 22 %, то получим $K_{ny} = 1 - 0,4 = 0,6$. Это означает, что для заданного C_{np} по каналу основного топлива можно напрямую использовать только 60 % смеси. Для использования остальной части смеси в нее необходимо добавлять либо смесь с более высоким содержанием метана, извлекаемую средствами поверхностной дегазации, либо природный газ.

В то же время в газе поверхностной дегазации для этой же лавы минимальное содержание метана составило 34 % при его среднем содержании 65 %, то есть этот газ можно использовать полностью.

При смешении газов, получаемых при поверхностной и подземной дегазациях, только в 4 % случаев средневзвешенная концентрация метана ниже 22 %, то есть $K_{ny} = 0,96$, и практически весь газ может быть использован. Для этого газа колебания состава ниже, чем для газа поверхностной и подземной дегазаций в отдельности. Для газа, получаемого при подземной дегазации 23-ей лавы шахты Суходольская-Восточная, в 20 % случаев концентрация метана ниже 22 %, и $K_{ny} = 1 - 0,2 = 0,8$.

Для газозвушной смеси, извлекаемой средствами подземной дегазации шахты им. Н.П. Баракoва, в 100 % случаев концентрация метана в смеси выше предельно допустимой, т.е. для заданного C_{np} по каналу основного топлива можно напрямую использовать всю смесь.

Выводы.

Предложены показатели, характеризующие качество метанозвушных смесей, извлекаемых дегазационными системами шахт: коэффициент стабильности и коэффициент прямой утилизации смеси. Установлена зависимость коэффициента стабильности от среднего значения содержания метана в смеси. Для более полного использования газозвушных смесей, извлекаемых средствами подземной и поверхностной дегазаций, в установках когенерации рекомендовано организовать их смешение и подавать полученную смесь на установку по каналу основного топлива.

Исследованы статистические характеристики метанозвушных смесей, извлекаемых дегазационными системами шахт. Для оценки качества смесей с целью их использования в установках по утилизации шахтного метана предложены показатели коэффициент стабильности и коэффициент прямой утилизации смеси.

The article deals with the investigation of statistical characteristics of methane and air mixtures taken off by degasing mine systems. Stability factor and direct mixture recycling factor are offered for a quality estimation of mixtures in order to use them in mine methane recycling installations.

Библиографический список.

1. Булат А.Ф. Научно-технические основы создания шахтных ко-генерационных энергетических комплексов/ А.Ф. Булат, И.Ф. Чемерис. – К.: Наукова думка, 2006. – 175 с.
2. Опыт и перспективы использования угольного метана/ Л.А. Пучков, Н.Н. Красюк, С.С. Золотых, Ю.М. Максименко. – М.: Московский государственный горный университет. – 2004. – 48 с.
3. Газообильность каменноугольных шахт СССР: в 8 т. / Под ред. Г.Д. Лидина. – М.: Наука, 1987. – Том 7. Эффективные способы искусственной дегазации угольных пластов на больших глубинах. – 1987. – 200 с.
4. Малышев Ю.Н. Комплексная дегазация угольных шахт/ Ю.Н. Малышев, А.Т. Айруни – М.: Изд. Академии горных наук, 1999. – 327 с.
5. Бокий Б.В. Перспективы извлечения шахтного метана из техногенных скоплений/ Б.В. Бокий // Труды / Макеев. науч.-иссл. ин-т. – Макеевка-Донбасс, 2004, 2 ч. – Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. – С. 69-81.
6. Денисенко В.П. О статистических характеристиках процессов выделения метана из выработок добычного участка/ В.П. Денисенко, Н.Н. Лепило, Г.А. Склярова// Алчевск. – 2007. – Вып. 24. – С. 88-98.

Рекомендовано к печати д. т. н., проф. Клишиным Н.К.

к.т.н. доц. Сятковский С.Л.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина),
инженер Шепелевич В.Д.
(Госгорпромнадзор, г. Киев, Украина)

О ВОЗМОЖНЫХ ИСТОЧНИКАХ И СПОСОБАХ ДОБЫЧИ ГАЗА ИЗ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Виконано аналіз даних по виділенню й промисловому видобутку метану при відпрацьовуванні вугільних родовищ Донбасу, Львівсько-Волинського басейну й закордонних країн. Зроблено кількісну оцінку запасів метану, зосередженого у вугільних басейнах СНД. Встановлено газову зональність в плані й розрізі родовища, для вугілля різних ступенів метаморфізму. Розглянуто форми знаходження газу в вугіллі, види газовиділення при порушенні системи “газ-вугілля” й запропоновані джерела, з яких можливий видобуток метану.

Недостаток энергетических ресурсов как в Украине, так и во всем мире способствует повышению интереса к использованию нетрадиционных источников получения топливно-энергетического сырья. Одним из них является метан угольных месторождений. Метан угольных бассейнов является относительно доступным и значительным резервом добычи газов по сравнению с другими нетрадиционными источниками горючих газов.

Украина обладает большим опытом извлечения газа, с целью снижения опасностей на рабочих местах при добыче угля. Этот газ издавна считали ненужным и опасным побочным продуктом. На шахтах Донбасса за год выделяется около 2,5 млрд. м³ метана, во Львовско-Волинском угольном бассейне - около 60 млн. м³. Доля используемого как топливо газа составляет всего около 8 процентов. Остальной газ выбрасывается в атмосферу и загрязняет окружающую среду. Наряду с этим в США добыча метана из угольных месторождений увеличилась с 5 млрд. м³ в 1990 году до более чем 50 млрд. м³ в 2006 году. Извлечением метана из угольных месторождений активно занимаются Австралия, Канада, Китай и Колумбия.

Исходя из вышеизложенного, в настоящее время необходимы научные работы, направленные на изучение возможных источников и

способов добычи газа с целью комплексного использования угольных месторождений Украины.

Метан вместе с его гомологами составляет от 80 до 100% общего объема природных газов угольных месторождений при подчиненном содержании азота, водорода, углекислого газа и др. [1].

В настоящее время угленосные толщи считаются не только важнейшими газопроводящими формациями в земной коре, но и мощными кладовыми углеводородных газов. Принципиальной особенностью газоносности угольных месторождений является резкая неравномерность в распределении метана в геологическом разрезе: в пределах освоенных глубин около половины массы метана сконцентрировано в угольных пластах, суммарная мощность которых составляет незначительный процент от общей мощности угленосной толщи. Природные газы находятся в различном состоянии: свободном, сорбированном, кристаллогидратном, и растворенном в подземных водах.

Количественная оценка метана, сосредоточенного в угольных бассейнах на разрабатываемых и разведываемых месторождениях, стала потребностью народного хозяйства. При перспективном планировании достоверно можно оценить ресурсы метана лишь в разведанных угольных пластах и приближенно - в маломощных пластах и прослоях угля, а также сорбированного рассеянным углистым веществом. Объем метана в свободной, растворенной или кристаллогидратной форме, заключенного в порово-трещинных полостях не поддается точному расчету, так как еще не найден способ определения щелеватости породных массивов и не ясны количественные закономерности распределения кристаллогидратов в угленосных толщах.

Общий объем метана угольных бассейнов СНГ оценивается от 100-150 до 240-250 трлн. м³ [2, 3]. Такие оценки получены на основе общих гипотетических представлений о процессах генерации газов при метаморфизме углей и доле метана, выделившегося в атмосферу. Более строгий подход к подсчету объема метана в угольных пластах основных каменноугольных и антрацитовых бассейнов СНГ базируется на геологоразведочных данных о распределении в бассейнах запасов углей по марочному составу и современной природной газоносности пластов, ее количественной зависимости от степени метаморфизма и глубины залегания углей.

Для подсчета объема метана запасы углей основных угольных бассейнов подразделены на три группы: низко (Д, Г)-, средне (от ГЖ до ОС)- и высокометаморфизованные угли, существенно отличающиеся по значениям природной метаноносности (таблица 1).

Таблица 1 – Разделение угольных бассейнов СНГ по группам (степени метаморфизма) и характеристика углей

Бассейн	Группа улей по степени метаморфизма и их средняя метаносность, м ³ /т	Стадии метаморфизма	Отражательная способность витринита		Марки улей	Выход летучих V ^{daf} , %
			В воздухе 10 R ^a , усл. ед.	В иммерсионном масле, %		
	Первая (низкая)	I-II	70-82	0,5-0,84	Д, Г	Более 35-37
Кузнецкий	8-12					
Печорский	10-15					
Донецкий	8-12					
	Вторая (средняя)	II-V	83-107	0,85-1,99	ГЖ, Ж, КЖ, К, ОС, СС	35(37)-15
Кузнецкий	16-21					
Печорский	23-28					
Донецкий	14-18					
Карагандинский	18-23					
	Третья (высокая) ¹	VI-IX	108-150	2,0-5,5	Т, А	Менее 15-17
Кузнецкий	20-30					(>110 см ³ /г)
Печорский	20-30					
Донецкий	20-30					
¹ Исключены наиболее высокометаморфизованные антрациты (суперантрациты) – X стадия: 10 R ^a >150, R ^o >5,5, V ^{daf} <110 см ³ /г.						

Угольным месторождениям присуща газовая зональность в плане и в разрезе, обусловленная рядом природных факторов. В верхней части месторождений, в зоне газового выветривания, содержание метана в пластах обычно не превышает 1-2 м³/т для длиннопламенных и газовых, 3-4 м³/т для жирных и коксовых и 4-6 м³/т для тощих углей и антрацитов. В расположенной ниже зоне метановых газов с глубиной происходит общее нарастание метаносности. Наиболее быстрый рост метаносности наблюдается до глубины 400-600 м от границы метановой зоны. Далее с увеличением глубины темпы нарастания метаносности пластов заметно снижаются (интервал замедленного роста до 800-1000м). Весьма незначительные изменения газоносности на глубинах 1000-1500м дают возможность рассматривать их как интервалы практи-

ческой стабилизации метаноносности угольных пластов. Интенсивность роста метаноносности углей в метановой зоне повышается с возрастанием степени метаморфизма углей: от длиннопламенных (не превышает $8-10 \text{ м}^3/\text{т}$) к наиболее метаморфизованным (тощим) каменным углям (до $30-35 \text{ м}^3/\text{т}$) и достигает максимума (до $40-45 \text{ м}^3/\text{т}$) и у низкометаморфизованных антрацитов. Высокометаморфизованные антрациты (суперантрациты) резко отличаются от всех ископаемых углей низкой природной метаноносностью (до $2-5 \text{ м}^3/\text{т}$). Эти закономерности изменений природной метаноносности различных марок углей с глубиной и по площади служат базой для геологической оценки объема метана, содержащегося в угольных месторождениях.

Подсчет, выполненный до глубины 1800м в двух вариантах – для общегеологических и кондиционных запасов углей показал, что в четырех бассейнах СНГ содержится около 15 трлн. м^3 метана.

О распределении ресурсов метана по отдельным месторождениям в пределах бассейнов можно судить по результатам приближенных подсчетов, выполненных в Печорском бассейне, где до глубины 1800м в угольных пластах мощностью более 0,5м (в расчете на общегеологические запасы угля) объем метана (млрд. м^3) составляет: 200-300 на Воргашорском, 700-900 на Усинском, 600-800 на Сейдинском месторождениях и около 300-500 в Хальмерюзском районе [1]. Объем метана, заключенного в промышленных запасах отдельных шахтных полей, исчисляется миллиардами кубических метров (таблица 2).

Рекогносцировочные определения и расчеты показывают, что в тонких прослоях (менее 0,5м) содержится примерно 20-30% метана, а в рассеянном углистом веществе около 30-45%, т.е. на долю промышленных пластов приходится примерно 30-50% от общего объема метана, сорбированного концентрированной и рассеянной органикой. Учитывая эти соотношения, можно ориентировочно определить общий объем метана (трлн. м^3) во всей массе углистого вещества, которое в Кузнецком бассейне составит 20-25, в Печорском – около 5-7, а в Донецком и Карагандинском бассейнах - примерно 2-2,5. Полученные прогнозные оценки ресурсов метана позволяют считать метан угольных месторождений важным дополнительным энергетическим ресурсом, в первую очередь для районов и предприятий угледобывающей промышленности.

Зная количественные характеристики содержания метана в угольных пластах, рассмотрим возможность его извлечения в промышленных масштабах. Объемы газов, находящихся в угольных пластах одной шахты [4], соизмеримы с его годовой добычей в Украине из газовых месторождений.

Таблица 2 – Запасы метана в отдельных угольных месторождениях и бассейнах СНГ

Бассейн	Шахта	Объем метана, млрд. м ³
Кузнецкий	«Распадная»	9,6-12,2
	«Капитальная»	6,5-8,2
	«Тайбинская»	2,3-2,8
	«Октябрьская»	2-2,8
	«Ильинская»	7,2-9,2
Карагандинский	«Саранская»	12,7-15,8
	Им. 50-летия Октябрьской революции	3,8-4,5
	Им. Костенко	3,2-3,7
Печорский	«Воркутинская»	3,5-4,2
	«Северная»	3,8-4,8
	«Комсомольская»	3,6-4,6
	«Воргашорская»	3,2-3,8
	«Усинская-1»	12,4-15,5
Донецкий	«Комсомолец Донбасса»	4,5-6,5
	«Суходольская-Восточная»	3,2-4,2

Для решения вопросов по эффективному извлечению газов из угольных пластов необходимо учитывать формы его нахождения в угле.

Доля свободного газа невелика, так как он занимает поровое пространство трещин и пустоты, суммарный объем которых не превышает 10÷12% общего объема угля. Значительная внутренняя поверхность пор угля и его свойства обуславливают нахождение метана в угольных пластах, в основном, в сорбированном состоянии [5-8]. Сорбционная способность углей зависит от многих факторов. К важнейшим из них относятся газовое давление, влажность, температура системы газ - уголь, состав сорбируемых газов и др.

При нарушении равновесного состояния в системе газ-уголь (например, при снижении газового давления) происходит переход газа из сорбированного состояния в свободное.

В естественном состоянии угольный пласт находится под большим давлением вмещающих пород. В порах и трещинах пласта устанавливается газовое давление, равное давлению метана, находящегося в свободном состоянии. Ему соответствует определенное количество газа сорбированного углем.

Газовыделение начинает проявляться, как только угольный пласт попадает в зону влияния горных работ и нарушается равновесие систе-

мы газ - уголь и создаются условия, способствующие десорбции газа из угля.

Кроме указанных форм нахождения газов в пластах наблюдается их выделение при термическом разложении углей без доступа воздуха [2]. В состав газов термического разложения углей входят водород ($48\div 82\%$), метан ($15\div 33\%$), окись и двуокись углерода ($10\div 30\%$) и некоторые другие. Состав этих газов имеет важное значение при газификации пластов.

Вопросы добычи газа из угольных месторождений на текущий момент остаются практически неизученными, так как все предыдущие годы главной задачей являлось обеспечение безопасных условий на рабочих местах при интенсивной отработке пластов.

Теоретическая проработка такой возможности и анализ практических результатов дегазации угольных пластов, начиная с пятидесятих годов показали, что решение задачи целенаправленной добычи газа существенно отличается от его попутной добычи при выемке угольных пластов.

В первую очередь это отличие заключается в конкретных целях. В одном случае необходимо обеспечить определенный уровень добычи газа с заданными его качествами. В другом – создать безопасные условия в горных выработках. Качество отводимого газа при этом жестко не регламентируется, поэтому метановоздушная смесь использовалась в редких случаях для бытовых нужд.

Главными источниками газовыделений в шахтах являются угольные пласты- разрабатываемые и сближенные. При ведении горных работ по разрабатываемому пласту газ выделяется как из отбитого угля, так и с обнаженной поверхности пласта.

Газовыделение из отбитого угля происходят интенсивно первые тридцать минут. В этот период выделяется до 80% газа, содержащегося в угле. Длительность газовыделения из отбитого угля, имеющая практическое значение, составляет около двух часов. Основными параметрами, влияющими на газовыделение являются фракционный состав отбитого угля, его газоносность, степень метаморфизма и др.

Изолированно отводить газ из отбитого угля с целью дальнейшего использования в промышленных масштабах технически и практически неосуществимо, и экономически нецелесообразно.

Параметры, характеризующие газовыделение с обнаженной поверхности разрабатываемого пласта, несколько отличаются от характеристик газовыделения из отбитого угля. Так, наиболее интенсивно газовыделение происходит в первые 2÷4 часа после обнажения, а газовыделение, имеющее практическое значение – 10÷20 часов. Влияющие фак-

торы - степень метаморфизма, глубина залегания от поверхности, трещиноватость и др.

Изолированно отводить газ, выделяющийся с обнаженной поверхности пласта также нецелесообразно по экономическим и техническим причинам. Неэффективным является и отвод газа из разрабатываемого пласта с помощью скважин, пробуренных в неразгруженных от горного давления зонах.

Подрабатываемые и надрабатываемые угольные пласты в большинстве случаев являются основными источниками газовыделения в горные выработки, выработанные пространства, дегазационные скважины и дневную поверхность.

На протяжении многих десятков лет газ, отводимый из этих источников с помощью дегазационных скважин, успешно использовался в шахтных котельных.

В связи с уменьшением интенсивности отработки угольных пластов в последнее время количество используемого газа существенно сократилось.

Непрерывные наблюдения за газовыделением на протяжении нескольких лет позволили более полно изучить процесс газовыделения из этих источников при активизации сдвижения пород. Использование явления активизации сдвижения пород позволяет добывать газ длительное время в условиях закрывающихся или закрытых угольных шахт. Возможность такой добычи газа подтверждается длительной (около 30 лет) эксплуатацией котельной ш/у “Алмазное” ГП “Донбассантрацит”, используемой газ, добываемый скважинами, пробуренными с поверхности вне зоны активного ведения горных работ. Возможность аналогичной добычи газа необходимо рассматривать индивидуально для каждой шахты или группы шахт.

Вмещающие породы могут заключать в себе значительные объемы газа, так как объемы их пор иногда достигают 30%. Опыт эксплуатации шахт показывает, что в некоторых условиях газовыделение в скважины, пробуренные в пористых породах, происходят на протяжении более 10 лет. Этот источник можно использовать для добычи газа в бытовых целях как с применением эффекта разгрузки пород от горного давления, так и без него.

В местах геологических нарушений иногда возможно повышенное газовыделение, но предсказать длительность его проявлений во времени практически невозможно. Такое газовыделение мало изучено и требует дополнительных затрат на их изучение.

Исходя из природы нахождения газа в угле и во вмещающих породах, способы его извлечения во многом зависят от горных работ по добыче угля. Перспективными являются следующие направления:

- добыча газа из разгруженных от горного давления зон при ведении очистных работ. Такой способ известен давно и применяется в странах СНГ с начала пятидесятих годов;
- добыча газа в условиях действующих, закрытых или закрывающихся шахт с использованием явления активизации сдвижения пород и накопления газа в определенных зонах. Проведенные нами наблюдения на шахтах Донбасса позволяют решать технические вопросы добычи газа в таких условиях;
- добыча газа из пористых вмещающих пород скважинами с использованием эффекта разгрузки, так и без него;
- добыча газа с нарушением природного равновесия систем “газ-уголь” или “газ-порода” вне зон влияния горных работ с применением других видов воздействия.

Выполнен анализ данных по выделению и промышленному извлечению метана при отработке угольных месторождений Донбасса, Львовско-Волынского бассейна и зарубежных стран. Сделана количественная оценка запасов метана, сосредоточенного в угольных бассейнах СНГ. Установлена газовая зональность в плане и разрезе месторождения, для углей разной степени метаморфизма. Рассмотрены формы нахождения газа в угле, виды газовыделения при нарушении системы “газ-уголь” и предложены источники, из которых возможна добыча метана.

There was carried out the data analysis on apportionment and industrial extraction of methane under the exploitation coalfields of the Donets basin, the Lvov-Volyn basin and foreign countries. There was carried out quantitative estimation the reserves of methane, which is concentrated in coal basins of the UIS. There was established the gas zones on plan and open-cast field, for the coals of different degree metamorphism. There were considered gas forms in coal, the kinds of gassing under the breaching of the “gas-coal” system and there were suggested the sources of methane extraction.

Библиографический список.

1. Газоносность угольных месторождений СССР. М., Недра, 1979.
2. Багринцева К.И., Васильев В.Г., Ермаков В.И. Роль угленосных толщ в процессах генерации природного газа.- Геология нефти и газа, 1968, № 6, С. 7-11.
3. Ермаков В.И. Особенности образования и накопления природного газа в угленосных отложениях. М., ОНТИ ВИЭМС, 1972.

4. Твердохлеб В.Ф., Колесник В.Я., Зимаков Б.М. Количественная оценка газа угольных месторождений. Уголь, 1986, № 4, С. 53 –55.
5. Закономерности распределения метана в угольных месторождениях. Петросян А.Э., Лидин Г.Д., Дмитриев А.М. и др. М.: Наука, 1973, 148с.
6. Щербань А.Н., Цырульников А.С. Газопроницаемость угольных пластов. Издательство АН УССР, 1958, 108 с.
7. Эттингер И.Л. Газоемкость ископаемых углей. М., Недра, 1966, 222 с.
8. Эттингер И.Л., Шульман Н.В. Распределение метана в порых ископаемых углей. М. Наука, 1975, 112 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Клишиным Н.К.

*магистр, ассист. Доценко О. Г.,
студентка Меньяло А. Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В статті наведено економічне обґрунтування розробки техногенного родовища. Кошти, отримані від реалізації вугілля, що видобуто нетрадиційним способом, пропонується використовувати як джерело фінансування основної діяльності вуглевидобувних підприємств.

Интенсивное развитие Донбасса способствовало накоплению 1 млрд. м³ отходов в виде терриконов [1]. Породные отвалы, занимая значительные площади, вывели из оборота сельскохозяйственные плодородные земли. По своему химическому составу терриконы относятся к техногенным месторождениям. В таком источнике минерального сырья содержится близко 20% угля [2]. Сырье, получаемое из отходов, как свидетельствует опыт зарубежных стран, в 5-15 раз дешевле, чем добываемое традиционными способами [3].

Угольная отрасль Украины отличается низкой инвестиционной привлекательностью, но одновременно угольное топливо является основным энергетическим ресурсом в государстве. Большинство украинских шахт находятся в кризисном положении. С одной стороны, предприятиям следует осуществлять воспроизводство основных фондов, так как действующие изношены более чем на 80% [4]. Это служит причиной аварийных ситуаций; из-за внеплановых ремонтов оборудования производительность труда шахтеров падает. С другой стороны, по ряду причин у шахт нет средств на финансирование воспроизводства. Основным источником самофинансирования предприятий – амортизация – утратил свою роль из-за инфляционных процессов в стране. Банковские кредиты большинству горнодобывающих предприятий малодоступны ввиду низкой рентабельности производства, высоких процентных ставок и коротких сроков возврата инвестиций. Государственное финансирование сведено практически к нулю по причине общего падения эффективности экономики и отсутствия достаточных средств у самого государства. Инвестиционная непривлекательность отрасли обуславливает отсутствие вложений от частных инвесторов.

Цель статьи – экономическое обоснование целесообразности обработки техногенного месторождения.

ГП ГПКИ ОО «Гипромашуглеобогащение» разработало технологию для обогащения горной массы породных отвалов [2]. Стоимость установки с учетом дополнительных расходов на тару, доставку и монтаж составляет 25 млн. грн.

В таблице 1 укрупнено произведен расчет затрат на добычу 1 т угля из техногенного месторождения (терикона).

Таблица 1 – Укрупненный расчет затрат на добычу 1 т угля из техногенного месторождения

Элементы затрат	Норма расхода на обогащение 34 тыс. т. породы	Цена единицы ресурса, оклад, грн	Затраты на переработку 34 тыс. т породы, грн	Затраты на 1 т угля.
Материалы:				
- вода,	119 тыс. м ³	1,94	230806	33,94
- электроэнергия,	10 тыс. кВт-ч	0,42	4200	0,62
-неучтенные	15%		35250,9	5,18
Заработная плата	35 человек	1100	38500	5,66
Отчисления на социальное страхование (38,1%)	38,10%		14668,5	2,16
Амортизация	24% в год		450000	66,18
Итого			773425,4	113,74
в т. ч:				
-переменные затраты			270256,9	39,74
-постоянные затраты			503168,5	

Возможный месячный объем производства по переработке породной массы, определенный по формуле (1) составляет 34 тыс. т.

$$Q = P \cdot t \cdot 2 \cdot k \cdot 25, \text{ т} \quad (1)$$

где P – техническая производительность установки, т/ч [2];

t – длительность рабочей смены, ч;

2 – число смен по переработке породной массы;

к– коэффициент, учитывающий возможные простои оборудования;

25 – число рабочих дней в месяц.

В среднем в одном терриконе содержится 2,4 млн. т породной массы. При годовом объеме переработки 400 тыс. т, срок эксплуатации техногенного месторождения составит 6 лет.

При выходе концентрата в 20% получим 6800 т угля с зольностью 12% [2]. Цена 1 т угля с зольностью 12% составляет 375 грн.

Точка безубыточности показывает, что при добыче угля из техногенного месторождения в размере 1500 т/мес обеспечивается равенство производственных затрат и доходов от реализации. Рассчитаем чистую прибыль от реализации сырья. При определении чистого денежного потока необходимо учесть, что средства на внедрение обогатительной техники в производство предприятие получит за счет банковского кредита под 15% годовых. График погашения долга представлен в таблице 2.

Таблица 2 – График погашения долга по банковскому кредиту

Показатели \ Годы	1	2	3	4	5	6
Начальный баланс	25,00	22,14	18,86	15,08	10,74	5,74
Сумма годовой выплаты	6,61	6,61	6,61	6,61	6,61	6,61
в т. ч. проценты	3,75	3,32	2,83	2,26	1,61	0,86
тело кредита	2,86	3,28	3,78	4,34	5,00	5,74
Конечный баланс	22,14	18,86	15,08	10,74	5,74	0,00

Сумма чистых годовых денежных поступлений рассчитана в таблице 3. Чистый денежный поток включает в себя прибыль от реализации угля после выплаты налогов, амортизационные отчисления и ликвидационную стоимость обогатительного комплекса в конце срока эксплуатации техногенного месторождения. Комплекс будет смонтирован и введен в эксплуатацию в июне первого года реализации проекта.

Таблица 3 – Расчет годовой чистой прибыли

Год	Годовой объем продукции, тыс. т	Валовые доходы от реализации продукции, тыс. грн		Валовые расходы, тыс. грн			Амортизационные отчисления, тыс. грн	Итоговая прибыль предприятия, тыс. грн	Сумма налога на прибыль, тыс. грн	Чистая прибыль от основной деятельности, тыс. грн	Ликвидационная стоимость обогатительного комплекса (10%), тыс. грн	Чистый денежный поток, тыс. грн
		с учетом НДС	сумма НДС	с учетом НДС	сумма НДС	процентные платежи по кредиту, тыс. грн						
1	47,6	17850	3570	2263,9	378,32	3750	5400	3244,5	811,12	2433,35		7833,35
2	81,6	30600	6120	3880,9	648,56	3320	5400	12528	3131,92	9395,75		14795,75
3	81,6	30600	6120	3880,9	648,56	2830	5400	13018	3254,42	9763,25		15163,25
4	81,6	30600	6120	3880,9	648,56	2260	5400	13588	3396,92	10190,75		15590,75
5	81,6	30600	6120	3880,9	648,56	1610	5400	14238	3559,42	10678,25		16078,25
6	81,6	30600	6120	3880,9	648,56	860	5400	14988	3746,92	11240,75	2500,00	19140,75

Прогнозируемые денежные потоки отражены в таблице 4.

Таблица 4 – Прогнозируемые денежные потоки по годам с учетом фактора времени

Год реализации проекта	Коэффициент дисконтирования	Инвестиционные затраты, тыс. грн	Чистые годовые денежные потоки по проекту, тыс. грн	Накопленный чистый денежный поток, тыс. грн
1	0,8696	-25000	7833,4	-14927,52
2	0,7561		14796	-3739,81
3	0,6575		15163	6230,27
4	0,5718		15591	15144,34
5	0,4972		16078	23138,07
6	0,4323		19141	31413,14

Чистый приведенный доход инвестиционного проекта составит 31,4 млн. грн.

Срок окупаемости проекта равен 2,4 года (см. рисунок 1).

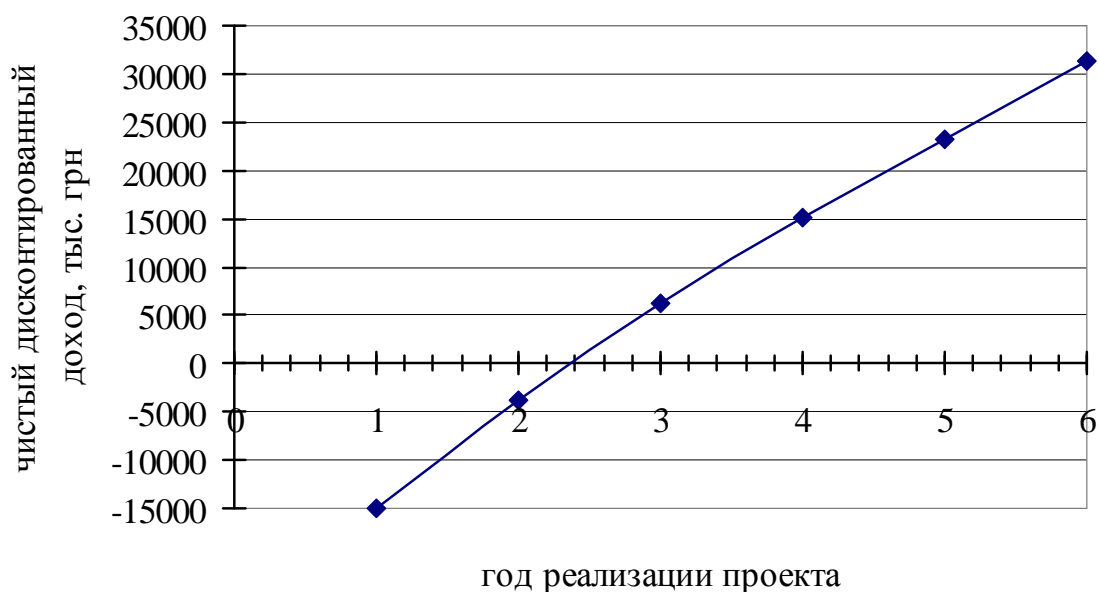


Рисунок 1 – Определение срока окупаемости проекта

Степень риска вложения инвестиционных средств целесообразно оценивать с помощью показателя внутренней нормы рентабельности. Проект будет прибыльным при условии, что ставка доходности не превысит 92% (см. рисунок 2).

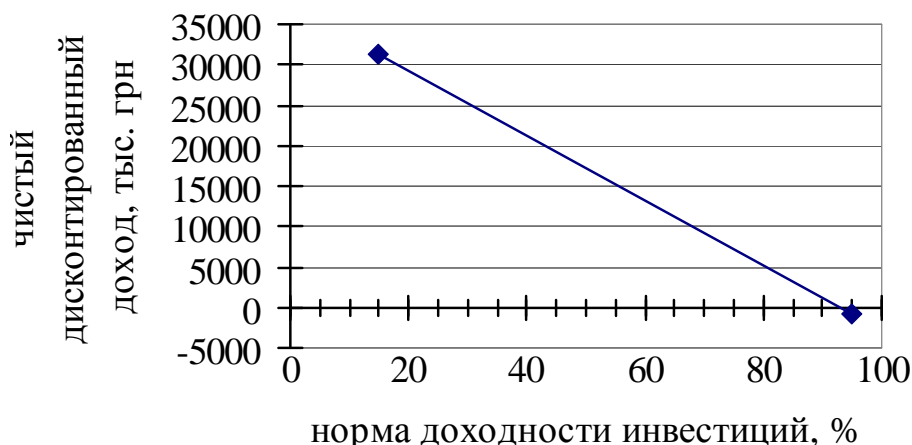


Рисунок 2 – Определение внутренней нормы рентабельности проекта

Выводы.

1. Добыча угля из техногенного месторождения отличается высокой экономической эффективностью. За 6 лет разработки техногенного месторождения будет получен доход в размере 31,41 млн. грн. Срок окупаемости инвестиционных средств составит 2,4 года, что говорит о ликвидности проекта и низком уровне риска. Стоимость источника финансирования 15%. Соотношение между нормой дисконта и внутренней нормой рентабельности свидетельствует о значительном резерве безопасности инвестирования.

2. В качестве второстепенных последствий проекта можно выделить: социальную эффективность в виде создания дополнительных рабочих мест; экологическую эффективность, которая проявляется в форме высвобождения земель из под терриконов в результате уменьшения его объема; бюджетную эффективность, связанную с увеличением суммы налоговых платежей в бюджеты разных уровней.

3. Прибыль от реализации угля после уплаты налогов шахтам целесообразно рассматривать как источник финансирования инвестиций в основную деятельность – добычу угля традиционным подземным способом.

В статье приводится экономическое обоснование разработки техногенного месторождения. Средства, полученные от реализации угля, добытого нетрадиционным способом, предлагается использовать как источник финансирования основной деятельности угледобывающих предприятий.

According to the text, exploitation of technogeneos deposits has an economical purpose. Costs, whish has been given with sale of coal, can be use as source financing main work coal-mining undertaking.

Библиографический список.

1. Панов Б. С., Проскурня Ю. А. Экологическая минералогия как новое направление минералогических исследований в Донбассе // С23 Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: «Гірничо-геологічна». Випуск 81. / Редколегія: Машков Є. О. (голова та інші.) – Донецьк, ДонНТУ, 2004. – С. 41-44.

2 А. А. Андрейцов, В. Ю. Епихин Получение высококачественного топлива из породных отвалов // Уголь Украины, №7, 2007- с. 39-42.

3. Комов И. Л. Техногенные месторождения минерального сырья// С23 Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: «Гірничо-геологічна». Випуск 81. / Редколегія: Машков Є. О. (голова та інші.) – Донецьк, ДонНТУ, 2004. – С. 11-17

4. Виктор Янукович: "Украинский уголь – залог национальной независимости", <http://www.ua.2006.com.ua>.

Рекомендовано к печати к.т.н., доц. Белозерцевым В.А.

МЕТАЛІУРГІЯ

*д.т.н., проф. Кравченко В.М.
(ПГТУ, г. Мариуполь, Украина),
к.т.н, доц. Сидоров В.А.
(ДНТУ, г. Донецк, Украина),
Поддубный С.В., Гичун Н.В.
(Научно-инновационное предприятие «Техресурс»,
г. Донецк, Украина)*

АНАЛИЗ МЕТОДОВ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГЕОМОДИФИКАТОРОВ В СМАЗКЕ

Виконано аналіз методів оцінки ефективності використання геомодифікаторів у змащенні механізмів. Розглянуто методи взаємного та відносного порівняння термінів роботи деталей, порівняння ступеня зносу, вимірювання твердості, порівняння температурних режимів, візуального огляду стану поверхонь контакту, контролю параметрів вібрації. Визначено області використання методів. Показано переваги вібраційного контролю.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В последние годы для увеличения ресурса оборудования, снижения коэффициента трения и износа механизмов на промышленных предприятиях используются модификаторы к смазочным материалам. Технологические особенности обработки узлов механизмов в каждом случае выясняются экспериментально, либо на основании имеющегося опыта. Актуальным становится вопрос оценки эффективности применения модификаторов к смазочным материалам в промышленных условиях. Решение проблемы позволит определить необходимость использования, методологию применения модификаторов.

Анализ исследований и публикаций. Большинство известных работ [1, 2] посвящены вопросам исследования модификаторов в лабораторных условиях. Результаты промышленного применения освещены весьма кратко [3] и содержат сведения общего характера.

Постановка задачи. На основе проведенного анализа используемых методов, определить рекомендуемые методы для оценки эффективности модификаторов в смазке эксплуатируемых механизмов.

Изложение материала и результаты. Появление различных модификаторов добавляемых в смазочные материалы предоставляет новые возможности управления процессом изнашивания механизмов на-

ходящихся в эксплуатации. Известные добавки можно разделить на следующие категории: плакирующие (создающие эффект «масляной шубы», уменьшающей коэффициент трения); геомодификаторы (изменяющие структуру поверхностного слоя); смешанные.

Особого внимания заслуживает практика применения геомодификаторов в штатной системе смазки. Под действием рабочих контактных нагрузок за счет реализации процессов ионного обмена и диффузии происходит образование саморегулирующейся фрикционно-адаптированной пары трения с одинаковой механической твердостью поверхностных слоев, отличающихся низким коэффициентом трения и низкой интенсивностью износа. Получаемый эффект наблюдается в течение длительного времени при неоднократных заменах смазки.

Протекание процесса на субмикроскопическом и микроскопическом уровне не позволяет контролировать изменение свойств на макроскопическом уровне. В производственных условиях доказательство наличия процесса ведется по изменению свойств контактирующих поверхностей, изменению коэффициента трения, мониторингу динамики износа обработанных геомодификаторами поверхностей. Практическое использование подобных технологий требует определенных средств для оперативного контроля за изменением триботехнических характеристик в зоне трения. Косвенный контроль ведется с использованием следующих методов.

Сравнение сроков работы деталей. Метод основан на сравнении сроков работы деталей эксплуатируемых в традиционных условиях и в условиях применения модификаторов в смазочном материале. Срок замены детали определяется предельно допустимым значением износа представителями ремонтной службы. Метод применим для деталей имеющих относительно малый срок службы 3...6 месяцев.

Используется для деталей следующих механизмов. 1. Шпиндели привода клетей обжимных станков. Стойкость вкладышей увеличивается в 2...4 раза и составляет 6...12 месяцев. 2. Механизм выталкивания стрипперного крана. Срок службы бронзового вала обычно составляет 10 месяцев. После обработки срок службы увеличивается до 20 месяцев.

Увеличению срока службы в данном случае способствуют - повышенное внимание, исключение ошибок при монтаже конкретного узла, регулярная подача смазочного материала в зону трения, контроль над состоянием механизма со стороны ремонтного персонала. Таким образом, длительность эксплуатации детали либо узла является следствием комплекса факторов: качества сборки, чистоты поверхностей, контроля над состоянием, правильным выбором и своевременным проведением ремонтных воздействий, квалификацией ремонтного персонала, действующими нагрузками, внешними условиями, и, несомненно, процессами, происходящими в зоне контакта. Выделить влияние модифицированного смазочного материала на повышение износостойкости – сложная задача.

Сравнение степени износа одинаковых узлов при штатной эксплуатации. Примером может служить эксперимент на цепи транспортера обреза прокатного цеха. Во время монтажа новой цепи проведена сборка 25 звеньев с добавлением в смазку геомодификатора. Остальные звенья цепи транспортера смонтированы с использованием штатной смазки. Для получения сравнительной характеристики степени износа, через 50 дней эксплуатации проведены измерения длины участков 25 обработанных и 25 необработанных звеньев цепи. Проводилось измерения: по центру цепи (L_1) и по краям (L_2, L_3). Результаты приведены в таблице 1.

Метод позволяет исключить влияние качества технического обслуживания и оценить эффективность использования модификатора путем взаимной оценки. Проведение сравнительных испытаний возможно в ограниченном диапазоне механизмов и деталей.

Таблица 1 – Результаты измерения звеньев цепи

Звенья	L_1 (мм)	L_2 (мм)	L_3 (мм)	$L_{ср}$ (мм)	$L_{чертеж.}$ (мм)	Износ 25зв. (мм)	Износ 1зв. (мм)
Необработанные	7555	7558	7554	7556	7500	56	2,24
Обработанные	7510	7515	7515	7513	7500	13	0,52
Разница степени износа через 50 дней - $2,24 / 0,52 = 4,31$ раза							

Примечание: $L_{ср}$, $L_{чертеж.}$ – средняя и проектная длина звеньев цепи.

Измерение твердости контактирующих поверхностей. В случае обработки подшипников качения твердость поверхностей 65...69 HRC велика для дальнейшего увеличения. В данном случае контроль твердости поверхности не может являться контролируемым параметром.

Повышение твердости рабочих поверхностей зубчатых передач вполне может быть следствием использования модификаторов. Выравнивание твердости контактирующих поверхностей – один из факторов увеличения ресурса зубчатой передачи. Однако, соблюдение технологии изготовления зубчатых колес, правильный монтаж и отсутствие грубых ошибок при эксплуатации обеспечивают длительный срок службы зубчатых колес – 5...10 лет.

Контроль текущих значений износа рабочих поверхностей деталей. В производственных условиях выполнить измерения связанные с износом трущихся поверхностей достаточно сложно. Неизменными должны быть условия проведения измерения. Точность мерительного инструмента должна обеспечивать контроль процесса изнашивания. Остановка оборудования для осмотра, в условиях действующего производства не всегда возможна в необходимое время.

Наиболее часто для измерения зазоров используют щупы, штангенциркули (рисунок 1). Гораздо реже – индикаторы перемещения часового типа, штангенциркули повышенной точности (до 0,02 мм). Разновидность метода - измерение размеров оттисков (рисунок 1), взятых с рабочей поверхности детали.

Одним из методов непосредственного измерения износа является метод искусственных баз (рисунок 2), основанный на оценке износа по глубине лунок, вырезанных на поверхности трения детали [4]. Для вкладышей подшипников универсальных шарниров такой искусственной базой служат каналы для подачи смазочного материала на рабочей поверхности вкладыша (рисунок 3). При изготовлении каналов фрезерованием соблюдается линейная зависимость между шириной лунки L и глубиной лунки h , определяющей значения износа.

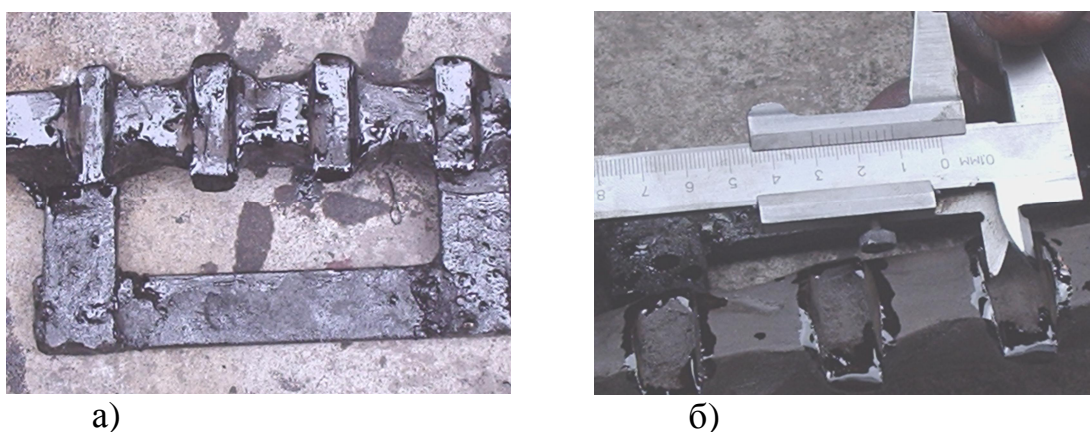


Рисунок 1 – Оттиск (а) и измерение размеров (б) витков бронзовой гайки стрипперного крана

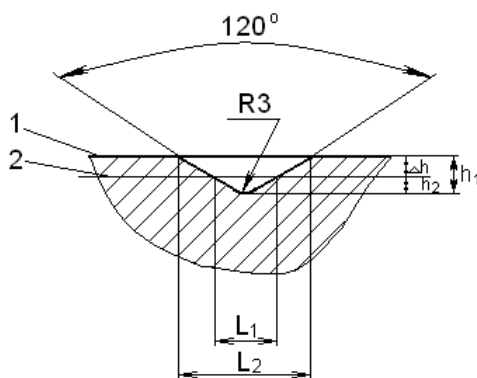
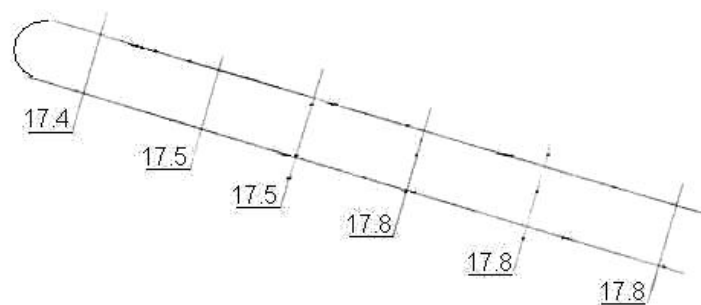


Рисунок 2 – Измерение износа по глубине вырезанных лунок: 1 и 2 – первоначальная и изношенная поверхность тела; L_1 и L_2 – начальная и конечная ширина лунок, h_1 и h_2 – начальная и конечная глубина лунок, Δh – линейный износ.

Начальная ширина канала для подачи смазки (рисунок 3) имеет незначительные отклонения, связанные с точностью изготовления. Форма канала зафиксирована путем получения оттисков поверхности. Измерения размеров выполнено с использованием линейки и штангенциркуля. Вкладыш шарнирного соединения универсального шпинделя предназначался для работы на заготовочном стане.



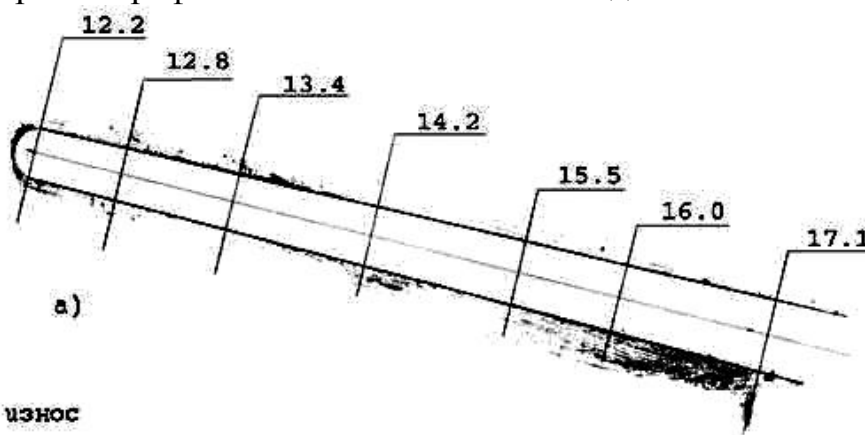
а)



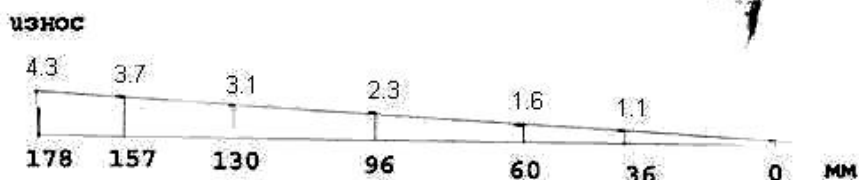
б)

Рисунок 3 – Общий вид (а) и оттиск начальной ширины канала для подачи смазки (б)

После определенного периода эксплуатации ширина канала изменяется (рисунок 4). На рисунке зафиксирована ширина канала в перпендикулярных сечениях по длине вкладыша. Полученные данные позволяют построить график зависимости износа от длины канала.



а)



б)

Рисунок 4 – Изменение ширины канала для подачи смазки: а) форма канала; б) график зависимости износа от длины канала

Внешний вид поверхности отражает характер протекающих триботехнических процессов на макроуровне. При проведении эксперимента фиксируется начальный вид поверхности (рисунок 5), общий вид установки, вид обработанной поверхности (рисунок 6) на которой просматривается покрытие, с качествами керамического слоя под которым находятся следы повреждений.



Рисунок 5 – Начальный вид изношенной поверхности со следами осповидного выкрашивания



Рисунок 6 – Вид обработанной поверхности

Качественное подтверждение процесса, в виде визуальной картины, не может определить количественные параметры изменений. Визуальный осмотр обрабатываемой поверхности, регистрация изображения обязательное, но недостаточное доказательство.

Измерение параметров рабочего процесса. Изменение коэффициента трения между деталями механизма, влияет на стабильность протекающих процессов и энергопотребление установки. Среди таких параметров следует отметить: силу тока, потребление электроэнергии за определенный промежуток, параметры рабочего процесса – компрессию. Необходимо обеспечить стабильность управляющих воздействий. Пример - результаты обработки дизельного двигателя автопогрузчика «Сталева воля» (таблица 2). Свидетельствуя об изменениях в параметрах рабочего процесса, метод не позволяет оперативно получать информацию об изменениях триботехнических свойств рабочих поверхностей без разборки механизма.

Таблица 2 – Изменение компрессии дизельного двигателя

Показатель	Компрессия по цилиндрам, кг/см ²							По дизелю:	
По цилиндрам	1	2	3	4	5	6	в среднем	Давление масла, кг/см ²	Температура, °С
До обработки	26	29	29	28	28,5	26	27,75	1,8	70
Через 60 мин после обработки	29	29	30	31	29	29,5	29,25	1,9	70
Через 11 месяцев после обработки	30	30	30	30	30	30	30	Не фиксировалось	

На процессы изнашивания элементов механизма влияют: силовое воздействие; температурное воздействие; воздействие окружающей среды; трение. Силовое воздействие определяется не только количеством отработанных моточасов, но и вибрационным воздействием, определяемым техническим состоянием механизма.

Температурное воздействие определяет степень окисления смазочного материала. Воздействие окружающей среды на неработающее оборудование всегда более значительно, чем для функционирующего механизма. Факторы, способствующие этому: окисление смазочного материала, конденсация влаги в полостях механизма, накопление загрязняющих веществ, коррозия деталей. Необходимо изучение значений износа и характера изнашивания.

Параметры процессов трения во многом зависят от стабильности зазоров, расположения элементов во время работы. В постоянно или периодически работающем механизме, значения данных параметров отличаются большей стабильностью, чем у работающего изредка. Это определяет процесс приработки, возникающий после длительного простоя и характеризующийся более высокими значениями параметров.

Сравнение температурных режимов работы узлов при одинаковых нагрузках. Диаграмма роста температуры подшипников, в зависимости от времени приведена на рисунке 7.

Измерение параметров вибрационного процесса. Вибрация - косвенный параметр достоверно отражающий состояние механизма и реагирующий на изменение физико-химических процессов в зоне трения. Выделить информацию о процессах в зоне трения из вибрационного спектра вполне достижимая задача. Вибрационный контроль способен оперативно предоставить информацию о происходящих изменениях в зоне контакта. Для этого необходима специальная подготовка: аппаратуры, мест измерения, выбор режимов работы и анализ полученных результатов.

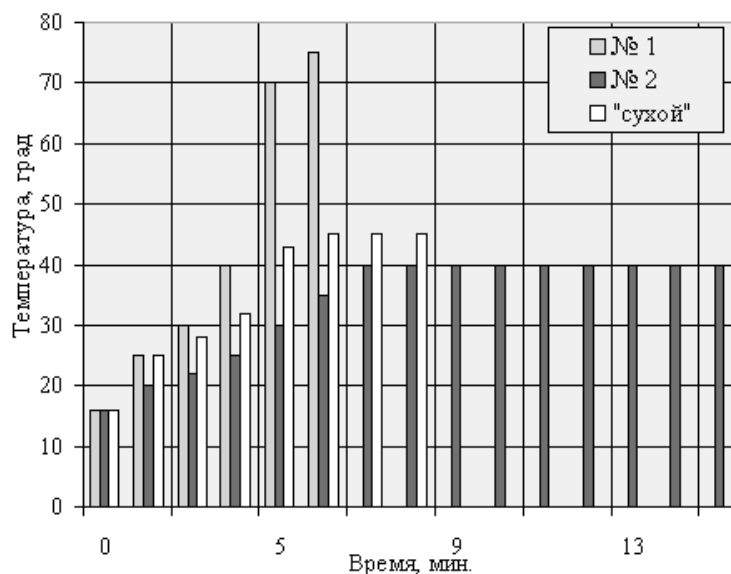


Рисунок 7 – Изменение скорости нагрева подшипников: №1 – подшипник, работающий на штатной смазке; №2 – подшипник, работающий с добавлением модификатора; «сухой» – подшипник, проработавший с добавлением модификатора 15 минут и промытый керосином

Пример – сравнение значений общего уровня вибрации работы гильотинных ножниц, находящихся в аварийном состоянии, с параметрами после применения геомодификаторов для восстановления работоспособности (таблица 3).

Таблица 3 – Вибрационные параметры работы гильотинных ножниц

Расположение точек измерения	Значение виброскорости, (мм/с)			Значение виброускорения, (м/с ²)		
	до обработки	через 30 дней	через 90 дней	до обработки	через 30 дней	через 90 дней
Подшипник шестерни – радиальная составляющая	1,9	1,0	0,9	2,1	2,6	1,9
Подшипник шестерни – осевая составляющая	1,8	0,9	3,2	3,9	3,2	1,5
Эксцентрик со стороны привода	3,8	5,7	8,1	9,6	7,1	3,1
Эксцентрик со стороны гидро-насоса.	5,0	5,1	3,8	11,4	9,5	5,7

При измерении вибрации значения виброскорости не могут служить диагностическим параметром для контроля над процессами трения. Процессы, происходящие на микроуровне, не влияют на изменение энергетических показателей вибрации. Целесообразно контролировать значения виброускорения (среднеквадратичное и пиковое значения) в среднечастотном (до 5000 Гц) или высокочастотном (до 10000 Гц) диапазоне. Эффективным является сравнение временных реализаций вибрационного сигнала до и после обработки (рисунок 8). Информативным может оказаться сравнительный спектральный анализ виброускорения в частотном диапазоне 10...4000 Гц. Это пример использования относительного метода сравнения.

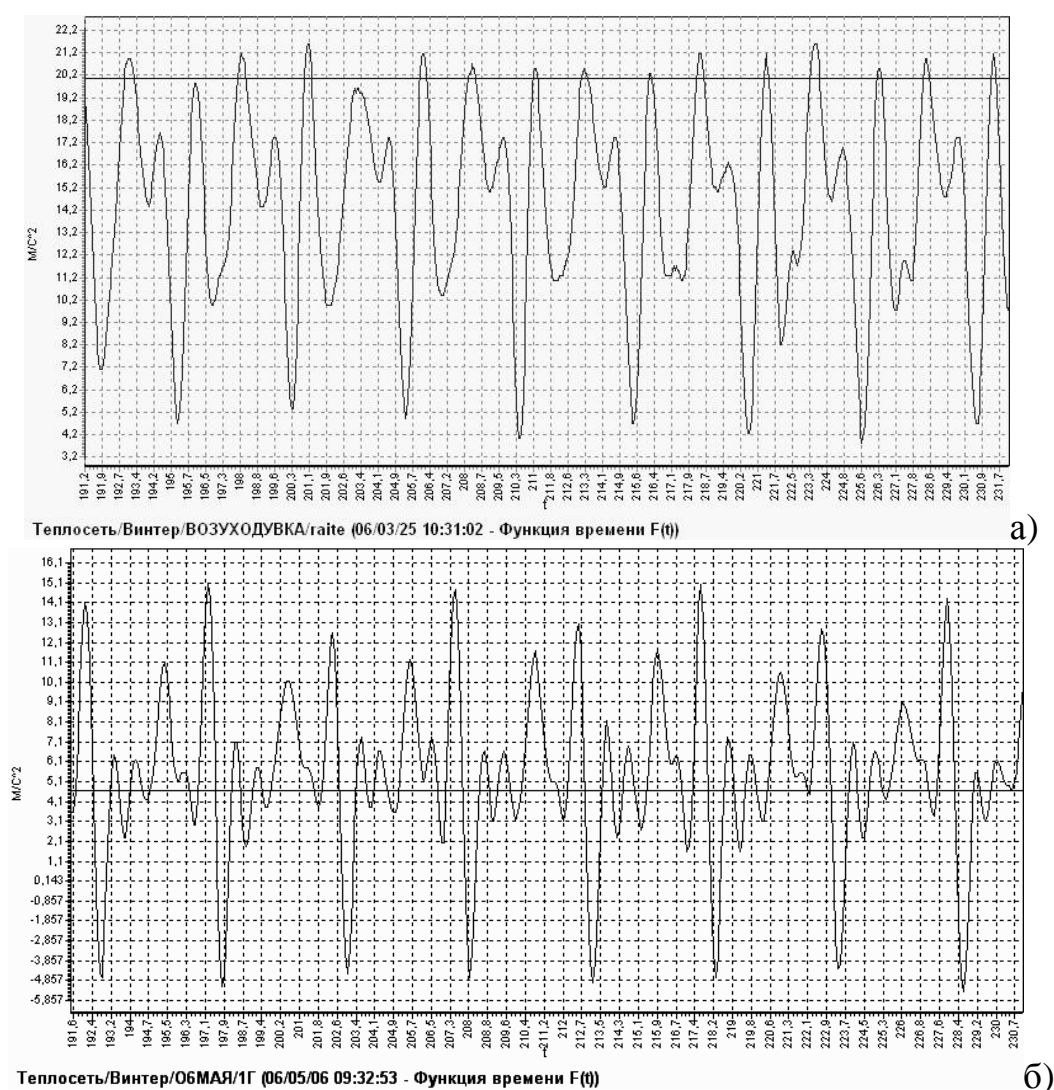


Рисунок 8 – Сравнение временных реализаций вибрационного сигнала:
а) – до обработки; б) после обработки

Выводы.

1. Выполнен анализ методов оценки эффективности использования геомодификаторов в смазке механизмов.

2. Рассмотрены методы взаимного и относительного сравнения: сравнение сроков работы деталей; сравнение степени износа одинаковых узлов; измерение твердости контактирующих поверхностей; контроль текущих значений износа; внешний вид поверхности; измерение параметров рабочего процесса; сравнение температурных режимов работы узлов при одинаковых нагрузках; измерение параметров вибрационного процесса.

3. Из рассмотренных методов наиболее достоверным в производственных условиях является измерение параметров вибрации (виброускорения) при относительном сравнении значений.

Выполнен анализ методов оценки эффективности использования геомодификаторов в смазке механизмов. Рассмотрены методы взаимного и относительного сравнения сроков службы деталей, сравнения степени износа, измерения твердости, сравнения температурных режимов, визуального осмотра состояния контактирующих поверхностей, контроля параметров вибрации. Определены области использования методов. Показаны преимущества вибрационного контроля.

The analysis of methods of an estimation of efficiency of use of geomodifiers in greasing of mechanisms is executed. Methods of mutual and relative comparison of service life of details, comparisons of a degree of deterioration, measurement of hardness, comparison of temperature modes, visual survey of a condition of contacting surfaces, the control of parameters of vibration are considered. Areas of use of methods are determined. Advantages of the vibrating control are shown

Библиографический список.

1. Трение, износ и смазка (трибология и триботехника) А.В. Чичинадзе, Э.М. Берлинер, Э.Д. Браун и др.: Под общ. Ред. А.В. Чичинадзе. – М.: Машиностроение, 2003. – 576 с.

2. Гаркунов Д.Н. Триботехника: Износ и безысходность. Учебник для вузов. – 4-е изд., перераб. И доп. – М.: Изд-во МСХА 2001. -618 с.

3. Трибология. Физические основы, механика и технические приложения Учебник для вузов/ И.И. Беркович, Д.Г. Громаковский; Под ред. Д.Г. Громаковского: - Самар. гос. техн. ун-т. Самара, 2000, - 268 с.

4. Гурвич И.Б., Сыркин П.Э. Эксплуатационная надежность автомобилей. – М.: Транспорт, 1984. – 141 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Финкельштейном З.Л.

*к. т. н., доц. Новохатський О.М.
(ДонДТУ, м.Алчевськ, Україна)*

КОНТРОЛЬ ЗАХАРАЩУВАННЯ І АКТИВІЗАЦІЯ РОБОТИ ГОРНА ДОМЕННОЇ ПЕЧІ

*Приведені результати теоретичних і практичних досліджень за-
харащування і активізації роботи горна доменної печі.*

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями.

Захаращування горна доменної печі є слідством нерівномірної її роботи, порушень розподілу газового потоку по перетину з частими обривами шихти, порушень механізму обміну коксової насадки, погіршення механічної міцності коксу, яке викликає зайве утворення сміття в горні, що негативно позначається на рухливості шлаку, надмірної грудкуватості агломерату, порушень раціональності набору і випуску продуктів плавки, тривалої роботи печі з похолоданням і на шлаках з підвищеною в'язкістю, зсування гарнісажу і попадання непроплавлених мас у горн. Все це призводить до зниження інтенсивності плавки і погіршення техніко-економічних показників доменної печі [1].

Аналіз практичних досліджень захаращування горна. При захаращуванні об'єм горна різко зменшується. Майстер печі інтуїтивно визначає момент захаращування горна за наступними ознаками:

- збільшення нижнього перепаду тиску газу по висоті печі;
- уповільнення руху шихти перед випуском;
- тугий хід печі;
- нерівномірність випусків чавуну по вазі;
- при випуску з'являється графітова спіль і дрібний кокс;
- коливається хімічний склад чавуну від випуску до випуску;
- зменшується кількість чавуну на випуску до появи шлаку через канал чавунної льотки;
- частішає горіння повітряних фурм.

При захаращуванні застосовуються заходи по промивці горна. Для цього в доменну піч завантажують кусковий залізняк, марганцеву руду, агломерат з високим вмістом монооксиду заліза, зварювальний шлак, плавиковий шпат. Монооксид заліза в нижній частині печі вступає в реакцію з вуглецем і очищає горн від дрібної фракції коксу, графітової спілі.

Плавиковий шпат розріджує шлак, який при випуску виносить сміття, що накопичилося в горні.

Іноді на доменній печі відбувається мимовільна промивка, коли під час бурхливого випуску разом із шлаком виходять дрібні фракції коксу і графіту.

На деяких доменних печах проводять кисневі промивки - збільшують витрату кисню на фурми при скороченій витраті природного газу з метою підвищення теоретичної температури горіння і створення умов, сприятливих для протікання процесів окислення вуглецю [2-4].

Для профілактики на багатьох металургійних комбінатах промивки здійснюють по графіку, який не допускає випадків захаращування горна.

Постановка завдання. Розробити методику оцінки дренажних умов і спосіб активізації роботи горна доменної печі.

Виклад отриманих результатів. З'явилася необхідність розробки нових засобів контролю дренажних умов в горні, нових способів технології ведення доменної плавки, що дозволяють активізувати роботу горна [5,6].

Були проведені вимірювання різниці електропотенціалів на кожусі доменної печі в секторі чавунної льотки і з протилежної сторони, пропорційних зміні рівня шлаку в горні.

На малюнку представлений графік зміни різниці електропотенціалів, де а - величина різниці електропотенціалів на кожусі доменної печі в секторі чавунної льотки, через яку проводять випуск, б - величина різниці електропотенціалів на кожусі доменної печі в секторі, діаметрально протилежному чавунній льотці. Початок випуску позначено буквами Н.В., а кінець випуску - К.В. На графіці представлені шість випусків продуктів плавки. Для кожного випуску показаний безрозмірний коефіцієнт дренажних умов в горні доменної печі, який визначений по співвідношенню зміни різниці електропотенціалів за період випуску з протилежної сторони кожуха до зміни різниці в секторі льотки (таблиця).

Як видно з таблиці і малюнка впродовж трьох випусків дренажні умови поліпшувалися, впродовж решти трьох випусків вони погіршувалися. Під час випуску з протилежної сторони горна рівень шлаку в горні зменшується істотно менше, ніж в секторі льотки.

Захаращування горна продуктами плавки знижує інтенсивність ходу доменної печі і її продуктивність. Для активізації роботи горна необхідне проведення кисневих промивок, які дозволять поліпшити стан коксової насадки і, крім того, забезпечать умови для повільнішого утворення депресивної воронки, яка усуває утворений шлаком "затвор" від продування горнових газів через канал льотки. При цьому видається бі-

льша кількість продуктів плавки. Ефект посилюється при додаткових випусках чавуну і шлаку.

Був розроблений спосіб промивки горна шляхом циклічного скорочення природного газу по фурмам, який полягає в наступному.

При виявленні перших ознак того, що захаращується горн, по представленій методиці в районі чавунної льотки у момент закінчення випуску продуктів плавки на 10-20% повітряних фурм скорочують витрату природного газу на період 0,1-0,2 часу між закінченнями випусків, зберігаючи при цьому сумарну витрату природного газу на піч постійним. Фурми, на які скоротили витрату природного газу, повинні бути розташовані симетрично щодо чавунної льотки.

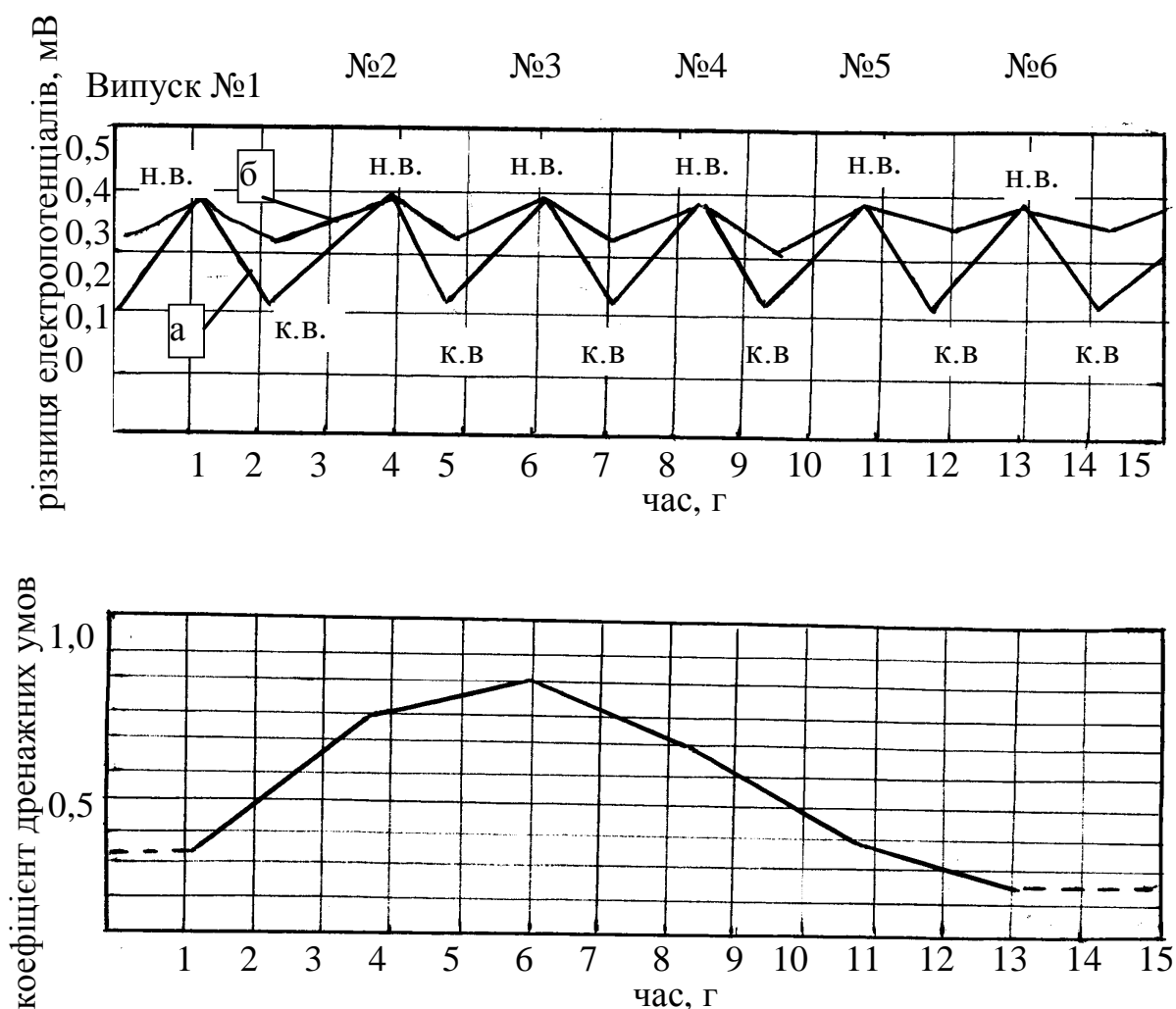


Рисунок – Визначення дренажних умов

Таблиця – Розрахункові значення безрозмірного коефіцієнта дренажних умов

№ випуску продуктів плавки	1	2	3	4	5	6
коефіцієнт дренажних умов	0,33	0,67	0,83	0,56	0,26	0,11

Після закінчення часу регулювання витрати природного газу на ці фурми повертають до попереднього рівня, а скорочення природного газу здійснюють на наступну групу, що охоплює 10-20% повітряних фурм, розташованих рівномірно зліва і справа щодо чавунної льотки в напрямі від чавунної льотки до діаметрально протилежної сторони печі. Потім переходять на наступну групу повітряних фурм і так до тих пір, поки описаним способом не будуть опрацьовані всі вогнища горіння.

Початок циклу регулювання слід проводити у момент закінчення випуску, а завершення - після закінчення наступного випуску продуктів плавки. Під час здійснення всього періоду регулювання загальні витрати природного газу на піч підтримуються постійними.

Цикли регулювання витрат природного газу по черзі на групи повітряних фурм повторюють до повної газифікації коксової дрібниці і графітової спілі і зникнення захарашування горна доменної печі.

Скорочення витрат природного газу збільшує окислювальний потенціал у фурменій зоні, що дозволяє інтенсивно здійснювати газифікацію коксової дрібниці і графітової спілі, за рахунок вторинного відновлення окислювальних елементів.

Експериментальна плавка була проведена на доменній печі відповідно до затвердженої програми. Було проведено два експерименти тривалістю 6 діб кожен.

За період експериментів було визначено, що скорочення витрат природного газу на 50-100% по черзі на ряд груп, що включають в одну групу 10-20% повітряних фурм, забезпечило ефективну газифікацію коксової дрібниці і графітової спілі і дозволило уникнути підвисання стопа шихтових матеріалів.

Черговість регулювання параметрів комбінованого дуття на групи фурм в напрямі від чавунної льотки до діаметрально протилежної сторони печі, забезпечує створення оптимальних дренажних умов, що дозволяють максимально видати продукти плавки з печі за час випуску.

Після проведення промивок наголошується наступне. У подальший період роботи доменної печі спостерігається зменшення перепаду тиску на 0,1-0,15 аті, збільшується кількість подач в зміну з 68 до 72 шт., тривалість випуску збільшується в середньому на 7-12%, спільно з шлаком виходить дрібне «сміття».

Система контролю рівня шлаку в горні печі показала наступне. При проведенні експериментів рівень залишкового шлаку зменшився з 2,2 до 1,8м. Стабілізувався також ступінь заповнення горна продуктами плавки.

Розрахунки показали, що спосіб промивки горна дозволить збільшити продуктивність печі на 0,1-1,8% і скоротити витрати коксу на 0,4-0,6%.

Висновки. Розроблена методика контролю роботи доменної печі, яка дозволяє визначити початок захаращування горна. Регулювання параметрів комбінованого дуття по черзі на окремі фурми активізує роботу нижньої частини печі, запобігає захаращуванню горна, що покращує техніко-економічні показники доменної печі.

Приведены результаты теоретических и практических исследований загромождения и активизации работы горна доменной печи.

The results of theoretical and practical investigations for control and preventing the blast-furnace hearth encumbering are presented.

Бібліографічний список.

1. Технологическая инструкция по доменному производству: ТИ 229 – Д 031 – 14 – 2001; Утв. Гл. инженером комбината. Срок действия установлен с 15.09.2001г. – Алчевск. – 2001. – 131с.

2. Товаровский И.Г. Совершенствование и оптимизация параметров доменного процесса. – М.: Металлургия, 1987. – 192с.

3. Способ промывки горна доменной печи: А.с. №1615183 СССР, МКИ С 21 В 3/00/ В.П.Лялюк, А.А.Шидковский, И.Е.Почекайло и др.– № 4305591/31-02. Заявл. 16.09.87; Оpubл. 23.12.90. Бюл. № 4. – 89 с.

4. Способ промывки горна доменной печи, работающей с подачей восстановительных добавок: А.с. №1404524 СССР, МКИ С 21 В 3/00/ И.Г.Товаровский, В.П.Лялюк, В.Н.Хомич и др.– №3912587/23-02. Заявл. 17.06.85. Оpubл. 23.06.88. Бюл. №23. – 109с.

5. Декларацийний патент на винахід 4729, Україна. С21 В 7/24. №2004010087. Спосіб визначення дренажних умов у горні доменної печі/ О.М.Новохатський, Л.Ф.Литвинов, Г.Д.Михайлюк та інші. – Заявл. 08.01.2004. Оpubл. 15.02.2005. Бюл. №2.

6. Способ промывки горна доменной печи: А.с. №1627561 СССР, МКИ С 21 В 5/00/ В.Н. Дорофеев, А.М. Новохатский, Г.Д. Михайлюк и др. (СССР). – №4618121/02. Заявл. 09.11.88; Оpubл. 15.02.91. Бюл. №6. – 4с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*к.т.н, доц. Данько В.М.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)*

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРИ ПЛАСТОМЕТРИРОВАНИИ ЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ОБРАЗЦОВ

Доказано, що при виключенні сили тертя на торцях напружений стан при пластометруванні циліндричних зразків дійсно лінійний.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Определение зависимостей между напряжениями и деформациями при фиксированных скоростях деформаций (пластометрирование) в настоящее время является единственным экспериментальным способом установления истинного сопротивления деформации σ_n при деформировании металлов и сплавов. При пластометрировании чаще всего используется осаживание цилиндрических образцов при минимизации трения на торцах различными способами [1]. Измеренная сила делится на текущую площадь торцов и найденное таким образом среднее удельное усилие p_{cp} отождествляется с линейным напряжением сжатия σ_z , которое приравнивается к σ_n . Однако при осаживании цилиндрических образцов выполняются все условия осесимметричной деформации и поэтому при отсутствии трения на торцах:

$$\sigma_n = \frac{1}{2} \sqrt{(\sigma_r - \sigma_\theta)^2 + (\sigma_\theta - p_{cp})^2 + (p_{cp} - \sigma_r)^2}, \quad (1)$$

т.е. радиальное σ_r и тангенциальное σ_θ напряжения при их отличии от нуля могут исказить значение истинного сопротивления деформации. Поэтому важно выснить, действительно ли при осаживании цилиндрических образцов без трения возникает линейное напряженное состояние сжатия.

Анализ исследований и публикаций.

Известна работа Е.Зибеля, в которой анализируется напряженное состояние при сжатии цилиндра между шероховатыми плитами [2]. В ней показано, что при отсутствии трения $p_{cp} = \sigma_z$. Но при выводе автор исходил из ничем не обоснованного условия полной пластичности, когда $\sigma_r = \sigma_\theta$. В работе [2] указывается, что вносимая этим предположением ошибка неизвестна.

Постановка задачи.

Выяснить, является ли напряженное состояние при пластометрировании цилиндрических образцов без трения на торцах линейным сжатием, не прибегая к произвольному предположению о возникновении полной пластичности.

Изложение материала и результаты.

Из условия постоянства объема при пластической деформации:

$$\xi_r + \xi_\theta + \xi_z = 0,$$

где ξ_r , ξ_θ , ξ_z – скорости деформаций в радиальном и тангенциальном направлениях и вдоль вертикальной оси z , имеем:

$$\frac{\partial v_r}{\partial r} + \frac{v_r}{r} = -\xi_z. \quad (2)$$

При пластометрировании скорость деформации вдоль оси z постоянна. Вследствие этого ξ_z является константой. Поэтому (2) является простейшим дифференциальным уравнением, которое приводится к двум уравнениям с разделяющимися переменными [3]. Его общее решение:

$$v_r = -\frac{1}{2}\xi_z r + \frac{C}{r}.$$

Из условия равенства нулю скорости v_z на оси симметрии получаем значение произвольной постоянной $C = 0$. Т.о. решение (2):

$$v_r = -\frac{\xi_z}{2}r.$$

В результате имеем:

$$\xi_r = \frac{\partial v_r}{\partial r} = -\frac{1}{2}\xi_z; \quad \xi_\theta = \frac{v_r}{r} = -\frac{1}{2}\xi_z; \quad \xi_r = \xi_\theta.$$

По уравнениям Леви-Мизеса для жестко-пластической среды:

$$\xi_r = \frac{\xi_i}{\sigma_i}(\sigma_r - \sigma_\theta); \quad \xi_\theta = \frac{\xi_i}{\sigma_i}(\sigma_\theta - \sigma_r),$$

где ξ_i , σ_i – интенсивности напряжений и деформаций.

Разделив первое уравнение на второе и сократив среднее нормальное напряжение σ_θ , получаем: $\sigma_r = \sigma_\theta$.

Уравнения равновесия при осесимметричной деформации и отсутствии трения на торцах:

$$\frac{\partial v_r}{\partial r} + \frac{\sigma_r - \sigma_\theta}{r} = 0; \quad \frac{\partial \sigma_z}{\partial z} = 0.$$

Т.к. $\sigma_r = \sigma_\theta$, то из первого уравнения $\sigma_r = \text{const}$, следовательно, и $\sigma_\theta = \text{const}$. Из второго уравнения следует, что $\sigma_z = \text{const}$.

Этот вывод соответствует экспериментальным данным работы [4], в которой измерениями твердости по всей площади темплетов цилиндрических образцов, осаженных без трения в условиях холодной деформации, установлено, что твердость в радиальном и осевом направлениях одинакова. Твердость характеризует величину степени деформации, следовательно, величину напряжения.

Величины σ_r и σ_θ можно найти из граничных условий. Т.к. на поверхности образцов σ_r равно нулю, то и во всем объеме оно будет равно нулю. Следовательно, $\sigma_\theta = 0$ и по (1) $\sigma_{\text{н}} = p_{\text{ср}}$, а $p_{\text{ср}} = \sigma_z$. Т.о. доказано, что при пластометрировании цилиндрических образцов напряженное состояние действительно является одноосным (линейным) сжатием.

Выводы.

Доказано без предположения о возникновении состояния полной пластичности, что при пластометрировании цилиндрических образцов без трения на торцах действительно возникает состояние одноосного сжатия и поэтому найденное таким способом сопротивление деформации соответствует истинному.

Доказано, что при исключении трения на торцах напряженное состояние при пластометрировании цилиндрических образцов действительно является линейным.

It is proved, that at the exception of friction on butt ends the tense state at plastometric tests cylindrical standards indeed is linear.

Библиографический список.

1. Джонсон У., Меллор П. Теория пластичности для инженеров. М.: Машиностроение, 1979. – 565с.
2. Хилл Р. Математическая теория пластичности. М.: ГИТТЛ, 1956. – 407с.
3. Бермант А.Ф., Араманович И.Г. Краткий курс математического анализа. М.: «Наука», 1969. – 735с.
4. Кроха В.А. Кривые упрочнения металлов при холодной деформации. М.: Машиностроение, 1968. - 130с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

к.т.н., доц. Ершов В.М.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина)

ТЕРМИЧЕСКОЕ РАСШИРЕНИЕ КРИСТАЛЛИЧЕСКОЙ РЕШЕТКИ БОРИДОВ ЖЕЛЕЗА

Приведені результати високотемпературного рентгенівського дослідження термічного розширення кристалічних ґрат бориду заліза. Показано, що коефіцієнт термічного розширення ромбічного і тетрагона бориду близькі по значеннях до термічного коефіцієнта для ферритної фази.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Борирование стали относится к самым эффективным методам повышения твердости и износостойкости деталей [1]. Упрочнение поверхностных слоев стальных деталей при борировании объясняется образованием специальных боридных фаз: моноборида с ромбической решеткой – FeB и тетрагонального борида Fe₂B. Эти бориды присутствуют в поверхностном слое совместно с ферритной фазой [2].

Прочность сцепления борированного слоя с материалом детали весьма высокая, однако при нагреве слоя, из-за возможной разницы в коэффициентах термического расширения сопрягающихся фаз, в нем могут создаваться значительные упругие напряжения, приводящие к пластической деформации и вероятному сколу упрочненного слоя.

Для прогнозирования возможных напряжений в фазах борированного слоя необходимо знать величины коэффициентов термического расширения этих фаз.

Анализ исследований и публикаций.

Известно [3], что железо образует с бором ряд соединений, среди которых наибольшее значение для химико-термической обработки стали имеет моноборид FeB, содержащий 16,25 вес. % В и борид Fe₂B с 8,84 вес % В.

Моноборид FeB имеет сложную орторомбическую решетку B27 с параметрами: $a = 0.405$ нм; $b = 0.550$ нм; $c = 0.295$ нм, а борид Fe₂B обладает сложной тетрагональной решеткой типа CuAl₂ с параметрами: $a = 0.5109$ нм; $b = 0.4249$ нм. [4].

Термическое расширение вышеназванных боридов изучено крайне слабо. Так, согласно данных монографии Г.В.Самсонова [4]. Линей-

ный коэффициент термического расширения монокарбида железа находится в пределах от 9.5 до $12.5 \cdot 10^{-6} \text{C}^{-1}$, а у тетрагонального карбида – от 8.0 до $11.8 \cdot 10^{-6} \text{C}^{-1}$. Причем здесь нет ссылки на возможную анизотропию термического расширения кристаллической решетки боридов.

Кроме того, нужно учесть и ту особенность поведения термического расширения металлических фаз, что при нагреве величина их коэффициента термического расширения может заметно возрасти. Поэтому необходимо оценить термическое расширение боридов в широком температурном интервале от 20 до 700°C , когда начинается диссоциация боридов [3].

Постановка задачи.

Задачей настоящего исследования является измерение коэффициента термического расширения боридов (далее – $\bar{\alpha}_t$) методом высокотемпературной рентгеновской дифрактометрии.

Изложение материала и его результаты.

Для получения боридов использовали плоские образцы малой толщины (до 1 мм) из технически чистого железа (менее $0.04\% \text{C}$).

Борирование образцов проводили по двум вариантам: по первому варианту насыщение бором осуществляли электролизным методом в расплаве буры (75%) и карбида бора (25%), что давало (согласно данных работы [1]) 100% моноборида на поверхности; по второму варианту – безэлектролизным методом в ванне того же состава, что должно было обеспечить получение 100% тетрагонального борида в поверхностном слое. Наши эксперименты показали наличие в поверхностном слое образцов смеси боридов с явным преимуществом одного из вышеуказанных боридов. Тем более, что кроме боридов в поверхностном слое регистрировалось и небольшое количество феррита.

После завершения режима насыщения бором, образцы промывались в горячей воде и готовились к рентгеновскому исследованию.

Рентгеновская съемка производилась на дифрактометре ДРОН-1.5 в фильтрованном железном излучении. На гониометре дифрактометра была установлена вакуумная высокотемпературная приставка УВД-2000, в которой производился ступенчатый нагрев (через 100°C) борированных образцов и рентгенографирование. Высокоточная система автоматизации приставки позволяла поддерживать температуру образца с точностью $\pm 2^\circ\text{C}$.

Для расчета межплоскостных расстояний в решетке боридов, а, соответственно и параметров их кристаллической решетки, были выбраны наиболее сильные дифракционные линии K_α -серии: для моноборида – это (022) , (122) и (212) ; для тетрагонального борида (123) и (004) .

Решая систему уравнений по методу Гаусса-Крамера для измеренных по дифрактограммам межплоскостных расстояний, находили значения параметров решетки для соответствующего борида.

В таблице 1 приведены типичные данные расчета параметров решетки боридов для серии из 3-х экспериментов.

Таблица 1 – Температурная зависимость параметров решетки ромбического и тетрагонального боридов железа.

Температура нагрева, °С	Параметры решетки борида FeB, нм, (± 0.0001 нм.)				Параметры решетки борида Fe ₂ B, нм, (± 0.0001 нм)		
	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>	Объем ячейки нм ³ · 10 ⁻³	<i>a</i>	<i>c</i>	Объем ячейки, нм ³ · 10 ⁻³
20	0.4036	0.5435	0.2961	64.95	0.5136	0.4252	112,16
100	0.4041	0.5440	0.2964	65,13	0.5139	0.4256	112,39
200	0.4044	0.5450	0.2970	65.46	0.5145	0.4259	112.74
300	0.4052	0.5455	0.2975	65.76	0.5151	0.4262	113.08
400	0.4061	0.5455	0.2974	65.88	0.5160	0.4264	113.53
500	0.4072	0.5470	0.2976	66.28	0.5164	0.4267	113.78
600	0.4090	0.5530	0.2970	67.17	0.5172	0.4270	114.22
700	0.4119	0.5560	0.2965	67.90	0.5171	0.4276	114.31

Из данных таблицы следует, что у моноборида железа параметры решетки *a* и *b* непрерывно возрастают с подъемом температуры, а параметр *c* до 300°С возрастает и после дальнейшего нагрева – убывает. При этом объем элементарной ячейки боридов непрерывно растет.

Аналогичная зависимость параметров решетки от температуры нагрева обнаруживается и у тетрагонального боридов (табл. 1).

Далее по значениям параметров кристаллической решетки боридов рассчитывали средний коэффициент термического расширения $\bar{\alpha}_t$ по основным кристаллографическим направлениям прямоугольной системы координат. Расчет $\bar{\alpha}_t$ вели по известным формулам [5,6]:

$$\text{для направления } [100] - \bar{\alpha}_t = \Delta a / a \cdot \Delta t^{-1};$$

$$\text{для направления } [010] - \bar{\alpha}_t = \Delta b / b \cdot \Delta t^{-1};$$

$$\text{для направления } [001] - \bar{\alpha}_t = \Delta c / c \cdot \Delta t^{-1},$$

где Δa , Δb , Δc – величины разности параметров решетки при определенной температуре по отношению к соответствующим параметрам при комнатной температуре.

Данные расчета коэффициентов $\bar{\alpha}_t$ для основных кристаллографических направлений в решетке боридов приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Средние коэффициенты термического расширения $\bar{\alpha}_t$ боридов для различных кристаллографических направлений

Температурный интервал, °С	$\bar{\alpha}_t \cdot 10^{-6} \text{ }^{\circ}\text{C}^{-1}$ для борида FeB			$\bar{\alpha}_t \cdot 10^{-6} \text{ }^{\circ}\text{C}^{-1}$ для борида Fe ₂ B	
	[100]	[010]	[001]	[100]	[001]
20 - 100	14.2	11.5	8.4	7.3	11.7
20 - 200	10.3	15.3	16.9	9.7	9.1
20 - 300	13.7	13.1	16.9	10.4	8.4
20 - 400	15.9	9.7	11.5	12.3	7.4
20 - 500	18.3	13.4	10.5	11.4	7.3
20 - 600	22.8	30.1	5.2	12.1	7.3
20 - 700	30.1	33.8	2.0	10.0	7.9

Из данных таблицы 2 видно, что у моноборида с ромбической кристаллической решеткой проявляется слабо выраженная анизотропия термического расширения. Так, при нагреве идет непрерывное увеличение $\bar{\alpha}_t$ по направлению [100], а в других направлениях - мало заметное изменение или даже уменьшение значений $\bar{\alpha}_t$. Выше 500°С моноборид резко увеличивает термическое расширение, что на наш взгляд свидетельствует о начале процессов диссоциации соединения.

При нагреве у тетрагонального борида отмечается рост коэффициента термического расширения по направлению [100], в то время как в направлении [001] идет уменьшение $\bar{\alpha}_t$ с последующей стабилизацией его значений. Здесь также как и у моноборида при высоких температурах проявляется заметное изменение в характере термического расширения решетки..

Таким образом, главным из полученных результатов по измерению средних коэффициентов термического расширения боридов является тот факт, что эти коэффициенты весьма близки к значениям для ферритной фазы ($10 - 15 \times 10^{-6} \text{ }^{\circ}\text{C}^{-1}$), то есть при нагреве до сравнительно высоких температур между ферритной и боридными фазами не будут создаваться высокие упругие напряжения и, соответственно, не могут происходить сколы боридного слоя. Практика использования боридного упрочнения подтверждает этот факт.

На завершающем этапе работы определяли объемный коэффициент термического расширения боридов. Для этого произвели суммирование коэффициентов $\bar{\alpha}_t$ для вышеназванных кристаллографических направлений. Результаты расчета приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Объемные коэффициенты термического расширения боридных фаз железа

Температурный интервал, °С	Коэффициент, $\bar{\alpha}_t \cdot 10^{-6} \text{ } ^\circ\text{C}^{-1}$ для борида FeB	Коэффициент, $\bar{\alpha}_t \cdot 10^{-6} \text{ } ^\circ\text{C}^{-1}$ для борида Fe ₂ B
20 - 100	34.1	25.6
20 - 200	42.5	28.7
20 - 300	43.7	29.2
20 - 400	37.1	23.7
20 - 500	42.2	30.0
20 - 600	58.1	31.7
20 - 700	65.9	28.2

Из данных таблицы 3 следует, что объемный коэффициент термического расширения исследуемых боридов возрастает с увеличением температуры и только при температурах выше 500°С у моноборида он принимает неправдоподобные большие значения, причину чего необходимо исследовать дополнительно.

Выводы и направления дальнейших исследований

На основании выполненного исследования было установлено, что бориды железа проявляют слабую анизотропию термического расширения, а средние коэффициенты их теплового расширения близки по значениям этого коэффициента для ферритной фазы.

Требует дальнейших исследований факт аномального термического расширения решетки моноборида при температурах выше 500°С.

Приведены результаты высокотемпературного рентгеновского исследования термического расширения кристаллической решетки боридов железа. Показано, что коэффициент термического расширения ромбического и тетрагонального боридов близки по значениям для коэффициента ферритной фазы.

The results of high temperature x-ray photography research of thermal expansion of crystalline grate of borydov of iron are resulted. It is shown that

coefficient of thermal expansion of rhombic and tetragonal borydov near by values for a koeffytsyena ferrytnoy phase.

Библиографический список.

1. Минкевич А.Н. Химико-термическая обработка металлов и сплавов. – М.: Машиностроение. 1965. С.491.
2. Лахтин Ю.М. и Арзамасов Б.Н. Химико-термическая обработка металлов. – М.: Металлургия, 1985. С.256.
3. Гольдшмидт Х.Дж. Сплавы внедрения. – М.: Мир, 1971. С.424.
4. Самсонов Г.В. и Винницкий К.Н. Тугоплавкие соединения. – М.: Металлургия, 1976. С.540.
5. Руководство по рентгеновскому исследованию минералов. – М.: Недра, 1975. С.399.
6. Финкель В.А. Высокотемпературная рентгенография металлов. – М.: Металлургия, 1968. С. 204.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*к.т.н., доц. Ершов В.М.,
инженер Иванова И.В.,
инженер Некрасова Л. С.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

СТРУКТУРА БЕЗВОЛЬФРАМОВОЙ БЫСТРОРЕЖУЩЕЙ СТАЛИ РОМ2Ф3

Приведені результати аналізу металографії і рентгенівського аналізу структури безвольфрамової швидкорізальної сталі РОМ2Ф3, одержаної методом ливарного виробництва і порошкової металургії

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Известно [1], что традиционная технология производства быстрорежущих сталей (отливка, ковка и прокатка) часто приводит к появлению в структуре карбидной неоднородности, к полосчатости. А локальное скопление карбидов на режущей кромке металлорежущего инструмента может привести к ее выкрашиванию при работе и ухудшению качества обрабатываемой поверхности детали.

Радикальным методом устранения возможной карбидной неоднородности быстрорежущих сталей стало применение порошковой технологии их производства. При этой технологии выплавленная сталь распыляется струей азота, а полученный порошок прессуется и подвергается газостатическому спеканию, после чего производится прокатка заготовок в прутковый материал.

Порошковая технология производства создала условия для получения безвольфрамовых быстрорежущих сталей без заметных признаков карбидной неоднородности.

Задачей настоящей работы является сравнительный анализ структуры и свойств стали РОМ2Ф3, полученной методом традиционной технологии (далее назовем ее «литая») и порошковой технологии (далее - «порошковая») после различных видов термической обработки.

Анализ исследований и публикаций.

Исследованию быстрорежущих сталей посвящена обширная литература [1], однако особенности структурного состояния безвольфрамовых сталей, полученных методом порошковой технологии, изучены слабо. Это касается прежде всего оценки размеров зерна аустенита и фазового анализа стали после закалки и отпуска. Высокая дисперсность

порошка стали после распыления (5-10 мкм) и, соответственно, высокая дисперсность карбидных фаз, должны оказать заметное влияние на структуру и свойства термообработанной стали.

Изложение материала и его результаты.

Прутки литой и порошковой стали РОМ2Ф3 (0.86%С: 2.2%Мо: 4.8%Cr и 2.7%V), которые нам были любезно представлены лабораторией А.П. Гуляева, были разрезаны на образцы и подвергнуты детальному металлографическому и рентгеновскому анализу.

Анализ микроструктуры стали выполняли на микроскопе МИМ-8м при различных увеличениях, а рентгеновское исследование проводили на дифрактометре ДРОН-3м в железном фильтрованном излучении.

Прежде всего исследовали влияние температуры нагрева образцов литой и порошковой стали на их фазовый состав и микроструктуру. Образцы вышеназванных технологий производства нагревали в печи до температур: 1180⁰С, 1230⁰С, 1280⁰С и после 5 минутной выдержки охлаждали в масле до комнатной температуры. Шлифы закаленной стали травили спиртовым раствором пикриновой кислоты и фотографировали микроструктуру при увеличении 400 раз. Структура закаленных образцов литой и порошковой сталей приведены на рисунке 1.

Затем шлифы подвергали рентгенографированию для определения количества остаточного аустенита в структуре. Анализ проводили по аналитической паре дифракционных линий (110) мартенсита и (111) аустенита. В таблице 1 приведены данные по оценке размера зерна аустенита, твердости и содержанию остаточного аустенита в образцах при вышеназванных температурах закалки.

Таблица 1 – Влияние температуры закалки на структуру и свойства порошковой и литой стали РОМ2Ф3

Температ. нагрева под закалку	Литая сталь			Порошковая сталь		
	Тверд. HRC ₉	Балл зерна	% ост. аустен.	Тверд. HRC ₉	Балл зерна	% ост. аустен.
1180 ⁰ С	60-62	8-9	менее 5	61-63	11-12	25-28
1230 ⁰ С	62-64	5-6	5-10	62-65	10-11	34-38
1280 ⁰ С	61-63	3-4	10-15	59-61	9-10	40-45

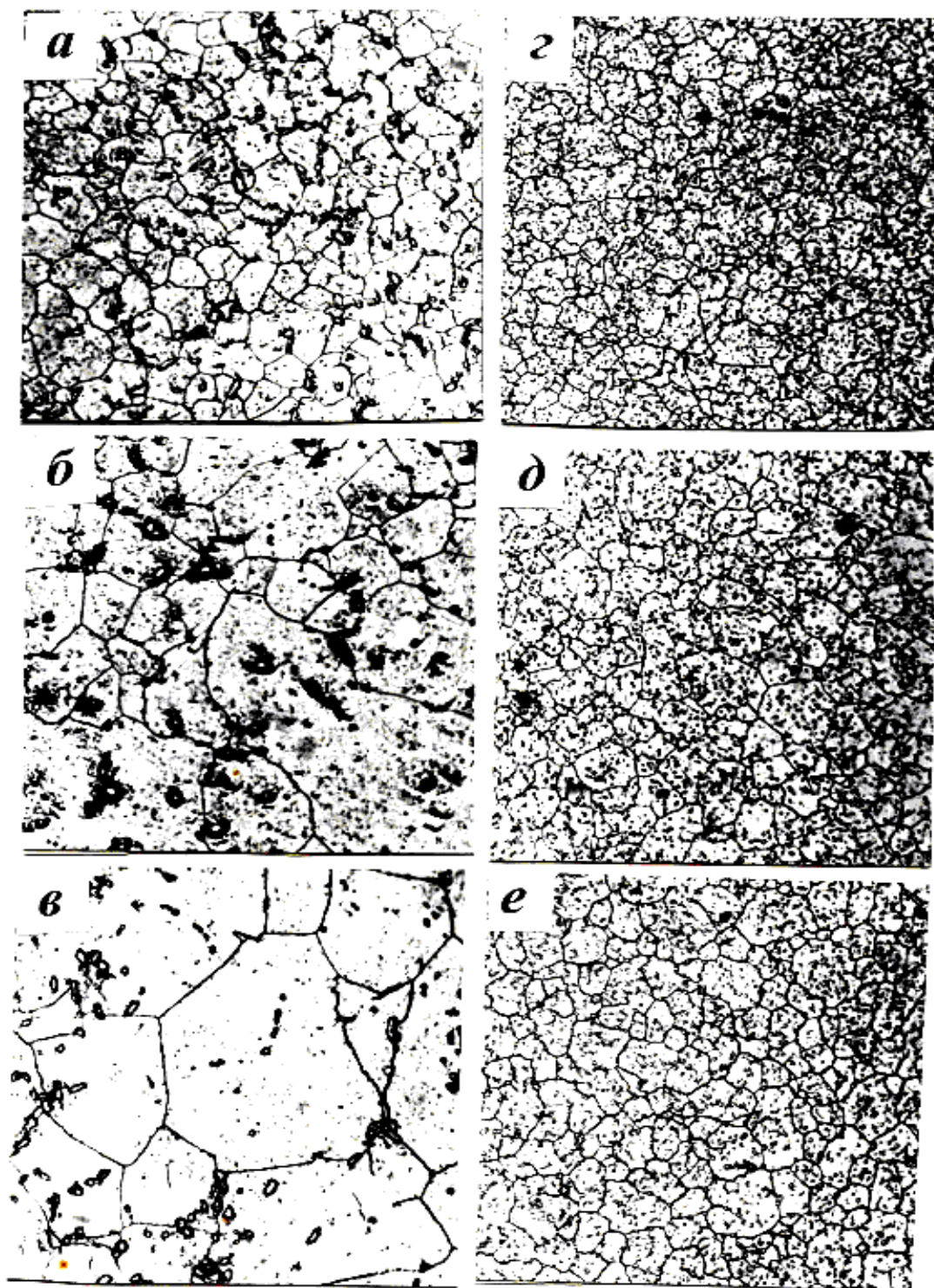


Рисунок 1 – Микроструктура закаленных образцов литой (а,б,в) и порошковой (г,д,е) стали Р0М3Ф3 после закалки в масле с температур: 1180°C (а,г); 1230°C (б,д) и 1280°C (в,е)

Из данных рис.1 и таблицы 1 видно, что при повышении температуры закалки наблюдается очень интенсивный рост аустенитного зерна в литой стали (3-4 балл при закалке от 1280°C), а в порошковой стали оно удерживается в пределах 9-10 балла, что свидетельствует об эффективной блокировке процесса роста зерен дисперсными карбидными частицами у порошковой стали. Действительно, в структуре литой стали карбидные частицы хорошо различимы, а в порошковой стали они едва заметны.

В тоже время у порошковой стали после закалки обнаруживается значительно большее количество остаточного аустенита, чем в литой (табл.1). Это свидетельствует о значительно большем легировании аустенита порошковой стали, в сравнении с литой сталью. Подтверждением сказанному явились данные по измерению ширины дифракционной линии (211), особо чувствительной к содержанию углерода в твердом растворе [2] (табл.2).

Далее исследовали структуру и свойства закаленных от 1200°C образцов порошковой и литой стали после однократного и двукратного отпуска. При этом продолжительность каждого отпуска составляла 1 час.

Данные рентгеновского анализа отпущенных образцов литой и порошковой стали приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты рентгенографирования отпущенных образцов закаленной от 1200°C литой и порошковой стали РОМ2Ф3

Режим отпуска	Литая сталь		Порошковая сталь	
	Ширина линии (211),мм	% остат. аустенита	Ширина линии (211),мм	% остат. аустенита
Исходный закаленный	28.6	8-12	44.5	27-30
Однократный 550°C	32.4	5-8	37.2	5-10
Однократный 600°C	37.1	менее 5	33.5	менее 5
Двукратный 500°C	38.3	менее 5	44.4	17-20
Двукратный 550°C	39.1	менее 5	42.0	менее 5
Двукратный 600°C	31.3	менее 5	31.2	менее 5

Из данных таблицы 2 следует, что у порошковой стали при отпуске на 500 и 550⁰С содержание углерода в твердом растворе оказывается большим, чем у литой стали (ширина линии больше), а при двукратном на 600⁰С содержание его оказывается практически одинаковым. При этом остаточный аустенит порошковой стали активно распадается при оптимальном для быстрорежущих сталей отпуске – двукратном на 550⁰С.

На последнем этапе работы анализировали карбидный состав отпущенных образцов литой и порошковой стали. Для этого прежде всего электрохимическим методом вытравили карбидную фазу у исследуемых образцов. Травление проводили в электролите Поповой (1 нормальный раствор хлористого калия с лимонной кислотой). Полученные порошки карбидной фазы рентгенографировали на дифрактометре ДРОН-1.5 в фильтрованном хромовом излучении. По результатам расчета дифрактограмм был произведен качественный фазовый анализ карбидного осадка.

После закалки от 1200⁰С как в литой, так и в порошковой стали обнаружен только карбид типа МС, а после отпуска на 550⁰С дополнительно появился карбид М₂С и очень малые количества карбида М₆С.

Заметной разницы в объемной доле карбидов в порошковой и литой стали не было обнаружено.

Выводы и направления дальнейших исследований.

На основе полученных результатов исследования, можно утверждать, что безвольфрамовая сталь РОМ2Ф3, полученная методом порошковой металлургии, обладает более мелким наследственным зерном, чем литая, имеет дисперсную карбидную фазу и, соответственно, более высокие механические свойства.

Задачей дальнейших исследований можно считать выяснение механизма блокировки роста зерна аустенита при нагреве у порошковой стали.

Приведены результаты металлографического и рентгеновского исследования безвольфрамовой быстрорежущей стали РОМ2Ф3, полученной методом литейного производства и порошковой металлургии.

The results of metallography and x-ray photography research of the of red-hard steel РОМ2Ф3, got the method of casting production and powder-like metallurgy, are resulted.

Библиографический список.

1. Геллер Ю.А. Инструментальные стали. – М.: Металлургия. - М.: Металлургия. 1983. С. 527.

2. Ершов В.М. Рентгенография металлов. Алчевск. Ладо. 2003.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*к.т.н., доц. Коробко Т.Б.,
к.т.н., доц. Майоров Г.И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

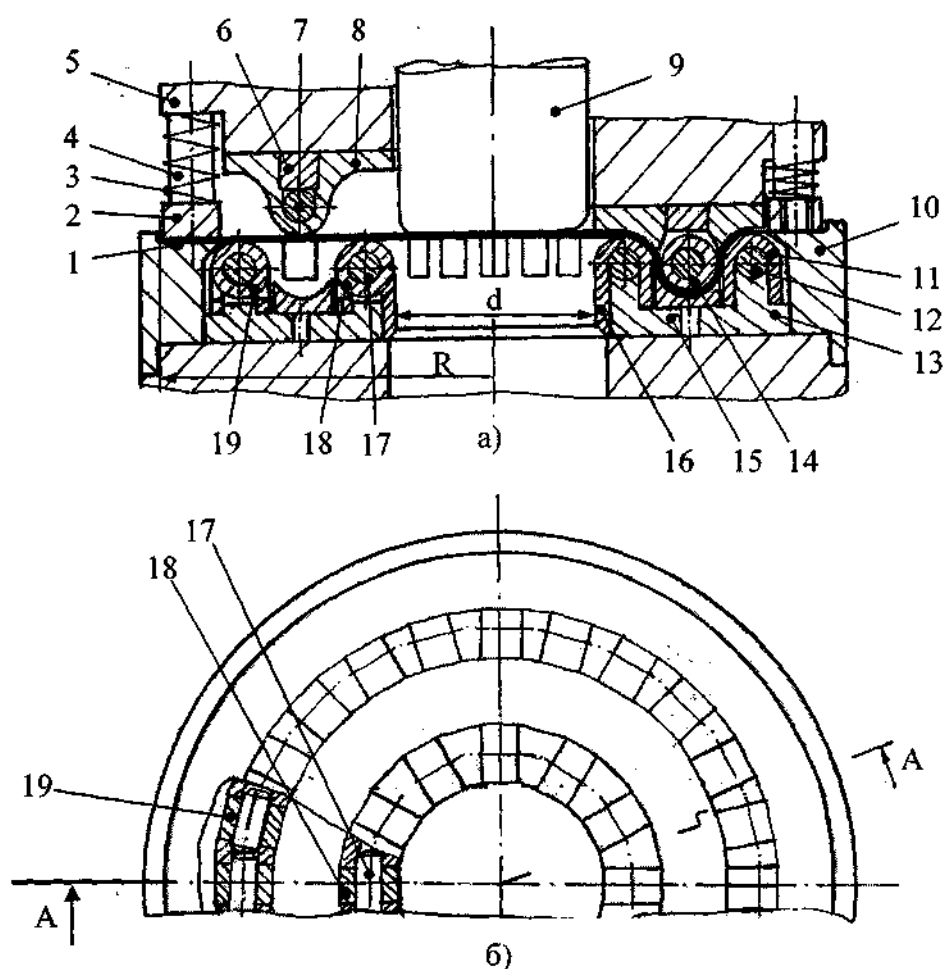
ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБА ВЫТЯЖКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГОФРИРОВАНИЯ В ШТАМПАХ С МНОГОСЕКЦИОННЫМИ ПОВОРОТНЫМИ ДИСКАМИ

Наведені результати теоретичних досліджень, отримані залежності, які описують радіальні та тангенціальні напруження на різних ділянках заготовки та досліджено спосіб витягування з використанням гофрування у штампі із обертовими дисками.

Вытяжка представляет собой процесс превращения плоской заготовки в полую деталь любой формы. Следовательно, вытяжка происходит за счет пластической деформации, сопровождаемой смещением значительного объема металла в высоту [1]. При вытяжке деталей из тонколистовых заготовок существуют определенные соотношения по ширине фланцевой части вытягиваемой в матрицу. Так, процесс вытяжки «малой» и «средней» заготовки сопровождается ее полным перетягиванием в стенку изделия, а использование «большой» заготовки со сверхшироким фланцем идет без деформации последнего. Дальнейшее увеличение ширины фланца приводит к тому, что его вытягивание в матрицу полностью исключается – деформация сопровождается утонением заготовки и отрывом доннышка. В то же время процесс одновременного получения кольцеобразного гофра на осесимметричной заготовке сопровождается значительным утонением внутреннего борта при его одновременном оформлении [2]. Для того, чтобы избежать большого утонения применяют двухпереходную вытяжку с кантовкой заготовки на 180° , что увеличивает количество переходов, а, следовательно, повышает энергозатраты и снижает производительность. Поэтому встал вопрос о необходимости создания способа штамповки, позволяющего получать детали глубокой вытяжкой за один переход при уменьшении их разнотолщинности и коэффициента вытяжки и был предложен штамп, представленный на рисунке 1.

Процесс формообразования в данном штампе происходит следующим образом. Листовая заготовка, уложенная на матрицедержатель, прижимается к последнему наружным прижимом. Внутренний прижим,

опускаясь, формирует на ней кольцообразный гофр, расположенный на краю заготовки.



- 1 – заготовка; 2 – наружный прижим; 3 – пружина;
 4 – винт специальный; 5 – верхняя плита; 6 – кольцо; 7, 12, 17 – ось;
 8 – внутренний прижим; 9 – пуансон; 10 – матрицедержатель;
 11 – волоочильная вставка; 13 – основание; 14, 18, 19 – поворотный диск;
 15 – волоочильное кольцо; 16 – матрица

Рисунок 1 – Продольный разрез штампа для глубокой вытяжки: а – в левой части исходное положение инструмента, в правой части – в конце образования кольцевого гофра; б – вид сверху на матрицу.

Затем, зажатую гофрированную заготовку перетягивают в цилиндрическое изделие любой формы с отсутствием или наличием фланца заготовки. Отличительной особенностью штампа данной конструкции является то, что в нем часть трущихся поверхностей в процессе формоизменения заготовки имеет возможность вращаться вокруг своей оси в

виде поворотных дисков и тем самым уменьшать трение между отдельными частями штампа и заготовкой.

На рисунке 2 приведена схема напряженно-деформированного состояния отдельных участков гофрированной заготовки. В виду того, что наружная поверхность формируемого гофра на $2/3$ состоит из подвижных поворотных дисков, то на ней значительно будет уменьшено трение между заготовкой и подвижными и неподвижными частями штампа при гофрировании. Получение кольцеобразного гофра можно представить в виде двух операций: прямую вытяжку и реверсивную вытяжку.

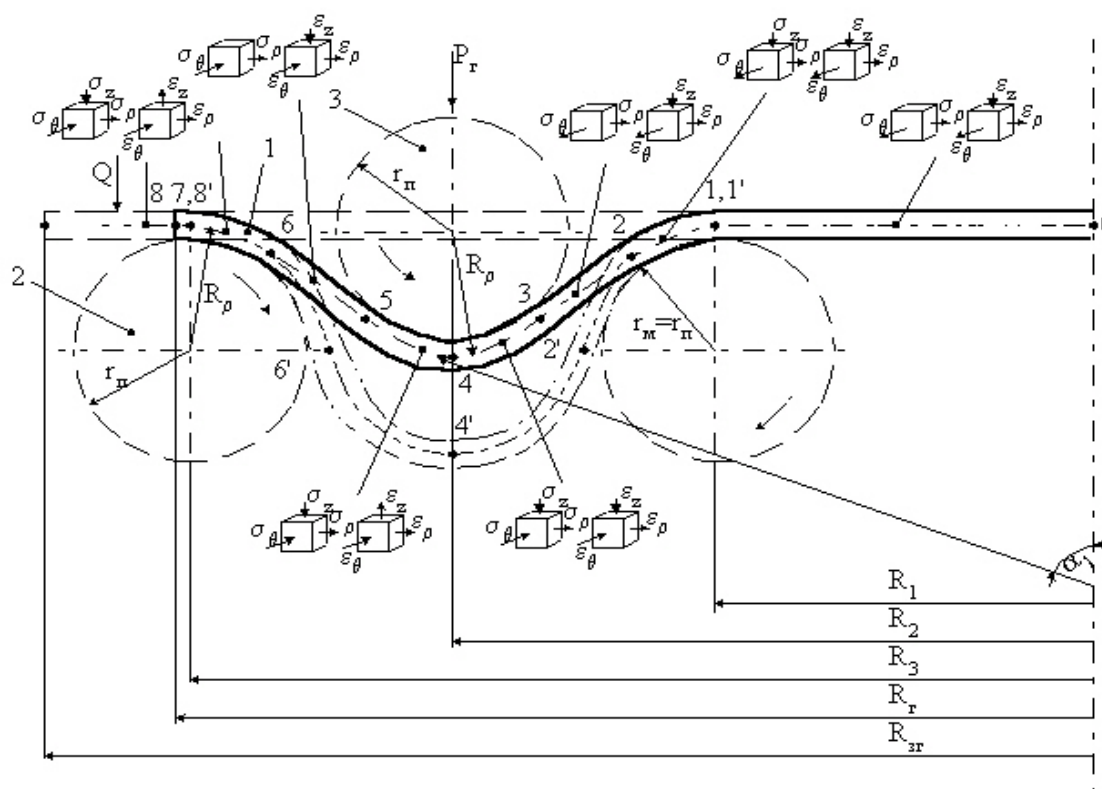


Рисунок 2 – Напряженно-деформированное состояние заготовки при гофрировании: 1 – листовая заготовка, 2 – матрица, 3 – пуансон

Вследствие сплошности заготовки перемещение внутреннего прижима вызывает во фланце растягивающие напряжения σ_{ρ} , действующие в радиальных направлениях. Действие меридиональных растягивающих напряжений приводит к тому, что во фланце в тангенциальном направлении возникают сжимающие напряжения σ_{θ} . Их совместное действие обеспечивает втягивание фланца заготовки в полость для гофрирования.

Вследствие сплошности заготовки перемещение внутреннего

прижима вызывает во фланце растягивающие напряжения σ_r , действующие в радиальных направлениях. Действие меридиональных растягивающих напряжений приводит к тому, что во фланце в тангенциальном направлении возникают сжимающие напряжения σ_θ . Их совместное действие обеспечивает вытягивание фланца заготовки в полость для гофрирования.

При проведении анализа принимаются следующие допущения: напряженное состояние во фланце заготовки плоское; напряжение σ_r и σ_θ являются главными нормальными напряжениями; металл изотропен и упрочняется в процессе деформирования; все силы отнесены к срединной поверхности заготовки.

Так как вытяжке подвергается плоская круглая заготовка, пластическую деформацию получает фланец, условно разделяемый на плоскую часть, находящуюся под внешним прижимом и часть над гофрообразующей полостью матрицы. Совместное решение уравнений равновесия и условия пластичности при использовании граничного условия, что при $\rho = R$ (где ρ - расстояние элемента от оси симметрии), $\sigma_r = \sigma_{тр}$ (где $\sigma_{тр}$ - напряжение от сил трения) [3] дает нам распределение напряжений во фланце под внешним прижимом, как при обычной вытяжке. Тогда для участка 0-1:

$$\sigma_r = \beta \sigma_s \ln \left(\frac{R}{\rho} \right) + \frac{\mu_1 Q_1}{\pi R S}; \quad (1)$$

$$\sigma_\theta = \beta \sigma_s \left(\ln \frac{R}{\rho} - 1 \right) + \frac{\mu_1 Q_1}{\pi R S}, \quad (2)$$

где μ_1 - коэффициент трения между заготовкой и неподвижной частью инструмента;

Q_1 - усилие наружного прижима;

S - текущее значение толщины заготовки.

Для отыскания поля деформаций на этом участке воспользуемся уравнением связи напряжений и деформаций, принимая, что напряжения по толщине $\sigma_z = 0$. Тогда получим известную формулу [3]:

$$S_1 = S_0 \left(\frac{R_3}{R} \right)^{\left(\frac{\sigma_r + \sigma_\theta}{\sigma_r - 2\sigma_\theta} \right)}, \quad (3)$$

где S_1 - значение толщины элемента в процессе вытяжки;

S_0 - начальная толщина материала.

Под действием внутреннего прижима заготовка прогибается. Причем, усилия, действующие со стороны прижима и гофрирующей части матрицы, смещены в радиальном направлении и образуют моменты М.

Во время оформления гофра кольцевая часть заготовки, находящаяся под внешним прижимом движется в гофрообразующую полость и при окончательном оформлении полностью выходит из-под него. Ввиду специфичности формы получаемой заготовки уравнение равновесия принимает вид [3]:

$$\rho \frac{d\sigma_\rho}{d\rho} + \sigma_\rho - \sigma_\theta - \frac{\mu\rho}{\sin\alpha} \left(\frac{\sigma_\rho}{R_\rho} + \frac{\sigma_\theta}{R_\theta} \right) = 0, \quad (4)$$

где $\mu = \frac{\mu_1 + 2\mu_2}{3},$

μ_2 – коэффициент трения между заготовкой и подвижной частью инструмента;

α - угол между касательной к срединной поверхности заготовки в меридиональном сечении в данной точке очага деформации и осью симметрии;

R_ρ и R_θ - радиус кривизны элемента в меридиональном и широтном сечениях;

$$R_\rho = R_{II} + 0,5S;$$

$$R_\theta = \frac{R_3}{\sin\alpha} - (r_n + 0,55) \operatorname{ctg}\alpha.$$

Уравнение пластичности по гипотезе максимальных касательных напряжений имеет вид:

$$\sigma_\rho - \sigma_\theta = \beta\sigma_s. \quad (5)$$

На формуемом с растяжением кольцевом гофре можно выделить четыре участка (рис. 2). Для облегчения интегрирования в таблице 1 приведены упрощающие коэффициенты, позволяющие решать уравнения (4) и (5) со своими знаками радиусов кривизны R_ρ и R_θ .

Получили дифференциальное уравнение типа:

$$\frac{d\sigma_\rho}{d\rho} + a_{j-k}\sigma_\rho + b_{j-k} + \frac{c_{j-k}}{\rho} = 0, \quad (6)$$

где j, k – номера участков согласно рис. 2.

Таблица 1 – Упрощающие коэффициенты

Участок	a	b	c
1-2	$-\frac{\mu}{R_\rho \sin \alpha} - \frac{\mu}{R_\theta \sin \alpha}$	$\frac{\mu\beta\sigma_s}{R_\theta \sin \alpha}$	$\beta\sigma_s$
2-3	$\frac{\mu}{R_\rho \sin \alpha} - \frac{\mu}{R_\theta \sin \alpha}$	$\frac{\mu\beta\sigma_s}{R_\theta \sin \alpha}$	
3-4	$\frac{\mu}{R_\rho \sin \alpha} + \frac{\mu}{R_\theta \sin \alpha}$	$-\frac{\mu\beta\sigma_s}{R_\theta \sin \alpha}$	
4-5	$-\frac{\mu}{R_\rho \sin \alpha} + \frac{\mu}{R_\theta \sin \alpha}$	$-\frac{\mu\beta\sigma_s}{R_\theta \sin \alpha}$	

Его решение нам дает:

$$\sigma_{\rho_{j-k}} = -\frac{b_{j-k}}{a_{j-k}} - c_{j-k}e^{-a_{j-k}\rho} \ln \rho - c_{j-k}e^{-a_{j-k}\rho} \sum_{i=1}^{\infty} \frac{(a_{j-k}\rho)^i}{i \cdot i!} + c_I e^{-a_{j-k}\rho}.$$

Постоянную интегрирования найдем из условия, что при $\rho = R_3$,

$$\sigma_\rho = \beta\sigma_s \left(\ln \frac{R}{\rho} \right) + \frac{\mu_I Q_I}{\pi R S} = \sigma_{\rho 0-1};$$

$$c_I = \frac{b_{j-k}}{a_{j-k}} e^{-a_{j-k}R_3} + c_{j-k} \ln R_3 + c_{j-k} \sum_{i=1}^{\infty} \frac{(a_{j-k}R_3)^i}{i \cdot i!} + \sigma_{\rho 0-1} e^{a_{j-k}(R_3-\rho)}.$$

Трение между волоочильной вставкой и поворотным диском учтем множителем $e^{\mu\alpha}$. Тогда:

$$\sigma_{\rho_{1-2}} = \left\{ \frac{b_{1-2}}{a_{1-2}} \left(e^{a_{1-2}(R_3-\rho)} - 1 \right) + \sigma_{\rho_{0-1}} e^{a_{j-k}(R_3-\rho)} + \right. \\ \left. + c_{1-2} e^{-a_{1-2}\rho} \left(\ln \frac{R_3}{\rho} + \sum_{i=1}^{\infty} \frac{a_{1-2}^i}{i \cdot i!} (R_3^i - \rho^i) \right) + c_{1-2} \frac{S}{2(2r_n + S)} \right\} e^{\mu\alpha}. \quad (7)$$

Значение функции σ_ρ определено в первом приближении без учета изменения толщины заготовки (S) в процессе деформирования.

В формуле (7) учтено, что на участке 1-2, аналогично с участком 4-5, действуют изгибающие моменты. В общем виде эта прибавка на изгиб составит:

$$\Delta\sigma_\rho = c_{j-k} \frac{S}{2(2r_n + S)}. \quad (8)$$

С учетом изложенного можем записать, чему будут равны радиальные напряжения на других участках заготовки:

$$\sigma_{\rho_{2-3}} = \left\{ \frac{b_{2-3}}{a_{2-3}} \left(e^{a_{2-3}(R_2+r_n+0.5S-\rho)} - 1 \right) + \sigma_{\rho_{1-2}} e^{a_{2-3}(R_2+r_n+0.5S-\rho)} + \right. \\ \left. + c_{2-3} e^{-a_{2-3}\rho} \left(\ln \frac{R_2+r_n+0.5S}{\rho} + \sum_{i=1}^{\infty} \frac{a_{2-3}^i}{i \cdot i!} \left((R_2+r_n+0.5S)^i - \rho^i \right) \right) \right\} e^{\mu\alpha}; \quad (9)$$

$$\sigma_{\rho_{3-4}} = \left\{ \frac{b_{3-4}}{a_{3-4}} \left(e^{a_{3-4}(R_2-\rho)} - 1 \right) + \sigma_{\rho_{2-3}} e^{a_{3-4}(R_2-\rho)} + \right. \\ \left. + c_{3-4} e^{-a_{3-4}\rho} \left(\ln \frac{R_2}{\rho} + \sum_{i=1}^{\infty} \frac{a_{3-4}^i}{i \cdot i!} (R_2^i - \rho^i) \right) \right\} e^{\mu\alpha} \quad (10)$$

$$\sigma_{\rho_{4-5}} = \left\{ \frac{b_{4-5}}{a_{4-5}} \left(e^{a_{4-5}(R_1-r_n+0.5S-\rho)} - 1 \right) + \sigma_{\rho_{3-4}} e^{a_{4-5}(R_1-r_n+0.5S-\rho)} + \right. \\ \left. + c_{4-5} e^{-a_{4-5}\rho} \left(\ln \frac{R_1+r_n+0.5S}{\rho} + \sum_{i=1}^{\infty} \frac{a_{4-5}^i}{i \cdot i!} \left((R_1+r_n+0.5S)^i - \rho^i \right) \right) + \right. \\ \left. + c_{4-5} \frac{S}{2(2r_n + S)} \right\} e^{\mu\alpha} \quad (11)$$

Принимаем, что деформации по толщине постоянны, так как толщина заготовки прямо пропорциональна радиусу ρ на участке гофрирования. Таким образом, приращения деформаций могут быть найдены из выражений [3]:

$$d\varepsilon_{\theta} = \frac{d\rho}{\rho}, \quad d\varepsilon_z = \frac{dS}{S}.$$

Тогда, с целью упрощения, произведя замену показателя степени через

$$\frac{\sigma_{\rho} + \sigma_{\theta}}{\sigma_{\rho} - 2\sigma_{\theta}} = \chi,$$

толщина заготовки на каждом из участков ее гофрирования будет определяться по формуле:

$$S_{j-k} = S_0 \left(\frac{R^*}{\rho} \right)^{\chi}, \quad (12)$$

где R^* , ρ - начальный и текущий радиус каждого участка.

Анализ показал, что при получении кольцеобразного гофра на заготовке под вытяжку снижает контактные силы трения на перетяжных радиусах инструмента. Получены распределения напряжений и деформаций в гофрируемом фланце и разработан способ глубокой вытяжки с использованием гофрирования в штампе с поворотными дисками.

Приведены результаты теоретических исследований, получены зависимости, описывающие радиальные и тангенциальные напряжения на разных участках заготовки и исследован способ вытяжки с использованием гофрирования в штампе с поворотными дисками.

The results of theoretical investigations are presented. There were received the dependencies, describing the radial and tangential stress on different sectors of billets and draw-forming method with using channeling in the stamp with rotary discs was studied.

Библиографический список.

1. Романовский В.П. Справочник по холодной штамповке: Л.: Машиностроение, 1979. – 520 с.

2. Євстратов В.А., Левченко В.М., Кутецький Я.В. Експериментальне дослідження особливостей формозмінення та силового режиму витягування осесиметричних деталей// Вестник Обработка металлов давлением – Харьков: изд-во Харьковск. гос. политех. ун-та. – 2000.- № 76. – С. 40-43.

3. Мошин Е.Н. Технология штамповки крупногабаритных деталей. – М.: Машиностроение. - 1973.- 240 с.

4. Попов Е.А. Основы теории листовой штамповки. – М.: Машиностроение. - 1977. – 278 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*к.т.н., доц. Иванов А.П.,
инженер Командиров А.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСТАТОЧНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В СВАРНЫХ СОСТАВНЫХ ДВУТАВРАХ ПРИ ПРОДОЛЬНОЙ И ПОПЕРЕЧНОЙ РАЗРЕЗКЕ

Наведені результати теоретичних досліджень, отримані результати щодо методичних заходів з виявлення та прогнозування дії внутрішніх залишкових напружень у зварних складених двутаврах.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В процессе изготовления в профилях и деталях конструкций возникают остаточные напряжения, которые существенно влияют на механический ресурс элемента конструкции.

Очевидно, что наряду с дальнейшим развитием экспериментальных исследований следует интенсивно развивать и методы теоретического анализа распределения остаточных напряжений, поскольку именно такие методы имеют большую общность, что очень важно при проектировании управляемых технологических процессов.

Изучив характер остаточных напряжений, появляется возможность искать наиболее рациональные формы сопряжений конструкций, где эти напряжения использовались бы в запас несущей способности, то есть прийти к конструкциям, более экономичным, по расходу металла но не менее надежным.

Анализ исследований и публикаций. Развитию методов определения остаточного состояния, возникающего в элементах металлоконструкций, посвящены многочисленные исследования, проводимые как в странах бывшего СССР, так и за рубежом. О важности решения этой проблемы свидетельствуют регулярно проводимые конференции и симпозиумы различного уровня, посвященные развитию теории остаточных напряжений и их влиянию на работу конструкций [1 – 8 и др.]. В материалах этих конференций дан анализ состояния вопроса, приведены результаты выполненных работ по определению остаточных напряжений, как в стальных конструкциях, так и в других материалах (пластмассах, стекле, дереве и т.п.).

Исследования формирования состояния остаточных напряжений при сварке этого направления начались в довоенный период. Этому способствовало развитие сварки, как наиболее прогрессивного способа соединения элементов металлических конструкций.

В работе [9] исследованы пути определения продольных деформаций в процессе сварки плит и тавровых балок. Проанализированы механизмы трансформации температурных напряжений и деформаций на различных стадиях изучаемого процесса. В результате проведенных исследований показано, что продольная деформация определяется величиной деформации температурной, которая, в свою очередь, является функцией максимальной температуры. Отмечено существенное влияние величины пластической деформации материала на качество сварки и получены достаточно простые феноменологические выражения для практической оценки качества сварочных работ.

Несколько иной подход к расчету остаточных напряжений носит метод "фиктивных температур", предложенный В.С. Игнатьевой [10]. Сущность метода заключается в приложении в местах расположения сварных швов температурных полей, вызывающих появление аналогичного остаточного состояния. Простота реализации этого метода в условиях существующих вычислительных комплексов позволяет его эффективно использовать при проведении теоретических исследований сварных двутавровых балок.

Теоретические исследования остаточных напряжений, возникающих в процессе сварки, сопровождались проведением экспериментальных работ, которые позволили оценить точность предлагаемых решений. Интерес представляют способы определения остаточных напряжений, которые можно условно разделить на 2 группы [11, 12 и др.]. Первая основана на измерении перемещений, вызванных разрезкой элементов конструкций с остаточными напряжениями. Вторая группа использует связь между остаточными напряжениями и некоторыми физическими свойствами материалов (магнитная проницаемость, скорость распространения ультразвука, деформация кристаллической решетки и т.п.). Эта группа методов, по сравнению с первой, дает существенную погрешность за счет того, что на указанные физические величины влияют также и другие характеристики материала, такие как прокатка, термообработка, фазовый состав и др. Поэтому для повышения точности измерений применяют различные приемы, снижающие влияние перечисленных факторов. Для измерения этих перемещений применяют доступные тензоизмерители – проволочные и полупроводниковые тензодатчики перемещений, механические деформометры, оптически активные покрытия,

различного рода делительные сетки, наносимые на поверхность деталей.

Экспериментальные исследования двух сварных балок двутаврового профиля из низколегированных сталей описаны в работе [13]. Целью этих исследований являлось установление влияния расстояния между ребрами на несущую способность балок. В ходе испытаний измерялись деформации и перемещения. Предельная нагрузка определялась условием потери устойчивости пластины панели. Потерявшие устойчивость панели ремонтировались и испытания продолжались до потери устойчивости пластины следующей панели. Были сделаны попытки учета влияния сварочных напряжений.

В работе Е.В. Горохова и В.Н. Васылева [14] изложены предложения по бездефектному способу роспуска широкополочных двутавров на тавры. Способ заключается в создании зон пластических деформаций укорочения, компенсирующих кривизну тавра после полного охлаждения. Зона пластических деформаций формируется опережающим подогревом.

В работе [15] предложена схема расчета остаточного состояния, которая выглядит следующим образом. Двутавровая балка условно расчленяется на составляющие ее полосы. Напряжения и деформации определяются как в полосе, сваренной встык (пояса балки), и в полосе с наплавленными валиками на кромки (стенка). Полосы нагреваются той долей тепла, которая отводится при сварке балки в пояса и стенку. Не одновременно выполнения швов пренебрегают.

Постановка задачи. Разработать методику выявления распределение остаточных напряжений в сварных составных двутаврах методом продольной и поперечной разрезки.

Изложение материала и его результаты. Есть сварной двутавр, в котором существуют остаточные напряжения по форме и количеству.

В соответствии с принципами механики сплошной среды можно отбросить часть тела и приложить к поверхности сечения заменить связи отсеченной части тела на действующие в теле напряжения. Тогда часть тела, которая осталась, окажется в прежних условиях, поскольку величина усилий, которые были на поверхности, не изменилась.

При разрезании балки нами проводится действительное перерезание поверхности, которое образует сечение полностью освободившееся от напряжения. Тогда можно считать, что в перерезанном сечении прикладывается внешнее напряжение, равные по величине, но противоположные по знаку тем (остаточным) напряжениям, которые существовали на этой поверхности до разрезания. В этом заключается суть основного принципа определения остаточных напряжений в механических методах, в нашем случае – разрезании.

При срезе некоторых частей тела в части, которая осталась, возникают деформации (и перемещение). В соответствии с основным принципом эти деформации происходят от приложения по поверхностям среза обратных остаточных напряжений.

Суть заключается в следующем: за определенной совокупностью значений перемещений (или деформаций) определить напряжения, которые их вызывали.

После получения совокупных перемещений, методом математического моделирования, мы получаем довольно точную картину (в условиях линейности задачи) существующих внутренних остаточных напряжений, как поперечных, так и продольных.

Выводы и направление дальнейших исследований. Предложенная методика определения остаточных напряжений в сварных широкополочных двутаврах методом продольной и поперечной разрезки опытных образцов с измерением тензодатчиками совокупных перемещений достаточно точно отражает качественное и количественное распределение остаточных напряжений, как в полках двутавра, так и в стенке по продольным и поперечным направлениям.

В связи со ступенчатостью производимых резов, допускается погрешность в отрезках изополей напряжений на локальных участках между контрольными точками, однако для линейной постановки исследований, данная погрешность существенно не искажает общего внутреннего напряженного состояния испытуемого образца.

В дальнейшем требуется провести аналогичные исследования методом постановки нелинейности задачи для уточнения локального распределения внутренних остаточных напряжений в зависимости от приложения термической нагрузки свариваемых элементов согласно удалению от точек приложения термонагрузок.

Приведены результаты теоретических и экспериментальных исследований, получены результаты по методическим способам определения и прогнозирования действия внутренних остаточных напряжений в сварных составных двутаврах.

The results of theoretical and experimental researches are resulted, results are got on methodical methods of determinations and prognostications of action of internal remaining tensions in welding component two-tauries beam.

Библиографический список.

1. *Остаточные напряжения в металлах и металлических конструкциях: Сб. статей / Под ред. В.Р. Осгуда. – М.: Изд-во иностр. литературы, 1957. – 395 с.2.*

Всесоюзная научно-техническая конференция «Остаточные напряжения и несущая способность деталей машин»: Тез. докладов, Харьков, 7-10 сентября 1969 года. – Харьков: Б.и., 1969. – 105 с.

3. *Остаточные напряжения и прочность сварных соединений и конструкций. – М.: Машиностроение (МВТУ), 1969. – 243 с.*

4. *Труды Всесоюзного симпозиума по остаточным напряжениям и методам регулирования. – Щербинка: НИИМАШ, 1982. - 412 с.*

5. *Труды II Всесоюзного симпозиума «Остаточные технологические напряжения». – Щербинка: НИИМАШ, 1985. – 390 с.*

6. *Международная конференция «Сварные конструкции»: Тез. докл. / АН УССР. ИЭС им. Е.О.Патона, Киев, 24-28 сентября 1990 года / Ред. кол.: Лобанов Л.М. (отв. ред.) и др. – Киев: ИЭС им. Е.О. Патона, 1990. – 295 с.*

7. *Автоматическая сварка. – 2000. - № 9-10. – 250 с.*

8. *Махненко В.И. Развитие теории сварочных напряжений и деформаций // Труды Всесоюзного симпозиума по остаточным напряжениям и методам регулирования. – Щербинка: НИИМАШ, 1982. – С. 271-294.*

9. . *Pritykin I.A., Romero M. de J. De formaciones longitudinales de soldadura cuando se sueldan planchas y perfiles // Construction Mag.-1987.-V. 12, N3. - P. 48-54.*

10. *Игнатьева В.С. Метод "фиктивных" температур как основа исследований в области напряженно-деформированного состояния сварных соединений: Сб. трудов / МИСИ. - М., 1979. – Вып. 152 - С.71-88.*

11. *Луи Х., Массоне Ч. Влияние остаточных напряжений на явления неустойчивости металлоконструкций // XIII Конгресс Международного института сварки (13-19 июня 1960 года в г. Льеже). – М.: Гос. Из-во машиностр. лит-ры, 1962. – С.223-232.*

12. *Хвортова М.Ю. Влияние начального напряженного состояния на несущую способность стальных двутавровых стержней: Дис... канд. техн. наук: 05.23.01. – Днепропетровск, 1999. – 170 с.*

13. *Estuar F.R., Tall L. Experimental investigation of welded built-up columns//Welding journal.- 1963. – V. 42, N 4. - P. 164-176.*

14. *Горохов Е.В., Васылев В.Н. Снижение деформаций при роспуске широкополочных двутавров на тавры // Сварочное производство. - 1985. - N 3. - С. 28.*

15. Исследования распределения остаточных сварочных напряжений в сварной двутавровой балке / В.С. Игнатьева, В.Э. Абсиметов, В.С. Парлашкевич, И.Б. Гримберг // Конструкции и технологии строительного производства. – Караганда: Б.и., 1979. – С. 116-122.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*к.т.н., ассистент Корчак Е.С.
(ДГМА, г. Краматорск, Украина)
helen_korchak@ukr.net*

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗВРАТНОГО ХОДА КОВОЧНЫХ ПРЕССОВ С НАСОСНО-АККУМУЛЯТОРНЫМ ПРИВОДОМ

Наведено результати математичного моделювання та рекомендації з раціонального зі швидкодії здійснення зворотного ходу ковальських пресів з насосно-акумуляторним приводом.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Ковочные прессы с насосно-аккумуляторным приводом (НАП) относятся к машинам статического действия, использующими для деформирования поковки потенциальную энергию сжатой жидкости. Их основным недостатком по сравнению с кривошипными машинами является тихоходность. Фактором, препятствующим повышению быстроходности гидравлических прессов с водоэмульсионным НАП, является необходимость реверсирования в трубопроводах больших масс жидкости, перемещающихся со скоростями 20...25 м/с, что сопровождается гидроударными явлениями, кавитацией, нарушением герметичности уплотнений цилиндров и трубных соединений [1]. Избежать или снизить уровень гидроударов и кавитационных явлений, сохраняя при этом высокий темпковки (штамповки) можно, подбирая рациональные конструктивные и расходные характеристики регулирующих клапанов и режимы их работы. Важным этапом машинного цикла ковочного гидравлического пресса является возвратный ход подвижной поперечины [2]. Увеличивая скорость возвратного хода, обеспечивая безударные разгон и торможение подвижных масс, можно существенно повысить число ходов пресса.

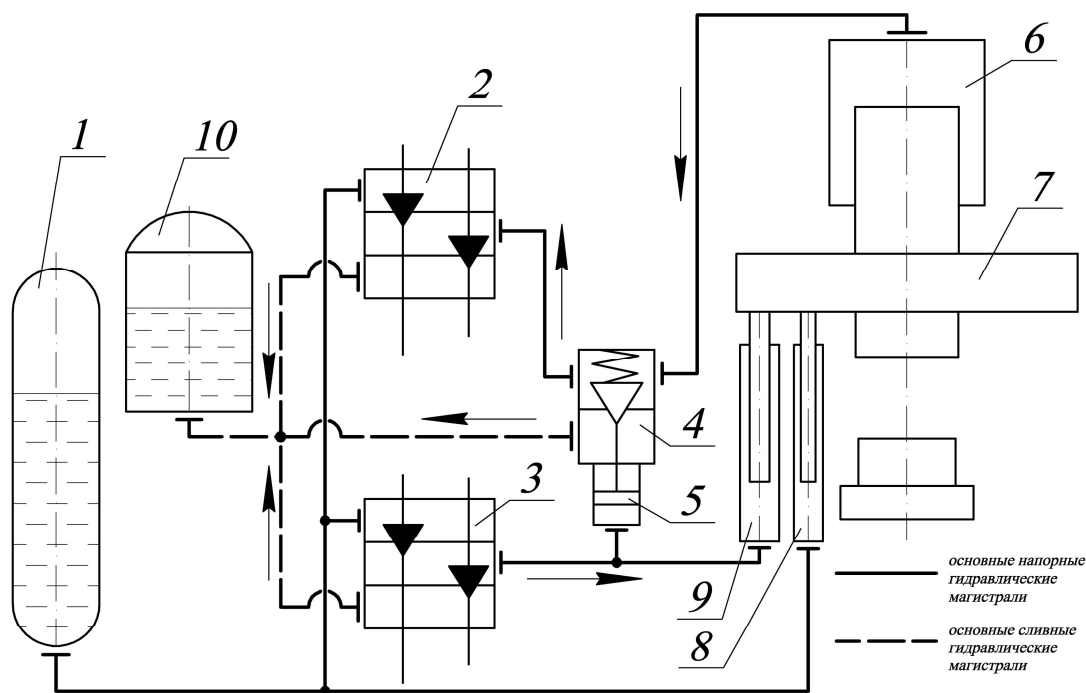
Анализ исследований и публикаций. Динамика движения подвижных частей ковочных прессов с НАП описывается нелинейным дифференциальным уравнением типа Рикатти [3]. Это уравнение описывает динамику ковочного пресса при условии, что рабочая жидкость в трубопроводах несжимаема, а конструкция пресса недеформируема, т.е. представляет собой «жесткую» модель пресса. Анализ такой модели дает полную информацию о некоторых факторах, влияющих на протекание процессов разгона (торможения), однако он не позволяет оптимизировать эти процессы по критерию гидроударности [4]. В перечислен-

ных работах нет подробного анализа разгона и установившегося движения поперечины вверх, ее торможения в верхнем положении с учетом параметров и конструктивных особенностей органов управления и гидросистем прессов в целом.

Цель статьи. Для успешного проектирования гидравлических прессов и объективной оценки закладываемых в проект параметров необходимо иметь математические модели основных этапов машинного цикла прессы. Целью построения математической модели возвратного хода является определение оптимальных режимов разгона и торможения поперечины в верхнем положении, что даст возможность уже на стадии проектирования правильно выбрать параметры и режимы работы регулирующих устройств.

Изложение основного материала и его результаты.

На рисунке 1 представлена гидравлическая схема ковочного прессы с НАП применительно к возвратному ходу. Возвратный ход включает в себя два этапа:



1 – аккумулятор, 2, 3 – распределители рабочего и возвратных цилиндров, 4 – НСК, 5 – сервоцилиндр управления НСК, 6 – рабочий цилиндр, 7 – подвижная поперечина, 8 – уравнивающий цилиндр, 9 – возвратный цилиндр, 10 – бак

Рисунок 1 – Гидравлическая схема ковочного прессы с НАП (возвратный ход)

- разгон и установившееся движение поперечины вверх;
- торможение и остановка поперечины в верхнем положении.

Первый этап возвратного хода начинается с открытия наполнительно-сливного клапана (НСК) 4, благодаря чему основной объем жидкости идет на слив в бак 10. Под действием усилия со стороны возвратных 9 и уравнивающих 8 цилиндров поперечина 7 разгоняется и движется вверх с установившейся скоростью. Второй этап осуществляется путем закрытия впускного клапана возвратных цилиндров распределителя 3, чем достигается снижение активной силы подъема, и поперечина 7 замедляет свое движение.

Движение поперечины на первом этапе возвратного хода описывается уравнением, соответствующим “жесткой” модели привода:

$$a \frac{d^2 S}{dt} + (b + \Delta b) \left(\frac{dS}{dt} \right)^2 - c = 0, \quad (1)$$

где a – приведенные к поперечине массы подвижных металлических частей и жидкости;

b – приведенный коэффициент гидравлического сопротивления магистралей;

Δb – изменение коэффициента b по мере закрытия и открытия регулирующего клапана;

c – активная сила прессы;

S, t – путь и время движения поперечины.

Величина Δb учитывает воздействие переменного гидравлического сопротивления клапана на движущиеся в гидроприводе массы жидкости и определяется следующим образом [5]:

$$\Delta b = \alpha \cdot \left[\frac{1}{\left(1 - \frac{t}{t_3} \right)^{2 \cdot n}} - 1 \right] \text{ при закрытии,} \quad (2)$$

$$\Delta b = \alpha \cdot \left[\frac{1}{\left(\frac{t}{t_{\text{omk}}} \right)^{2 \cdot n}} - 1 \right] \text{ при открытии,} \quad (3)$$

где α – коэффициент качества гидросистемы;

t_3, t_{omk} – соответственно время закрытия и открытия клапана;

n – показатель вида конструктивной характеристики клапана.

По мере изменения Δb , т.е. гидравлического сопротивления регулирующего клапана, скорость жидкости в трубопроводах также изменяется, а подвижные части тормозятся или разгоняются.

Анализ математической модели первого этапа возвратного хода показывает, что динамика процесса разгона поперечины мало зависит от времени открытия и характеристики впускного клапана возвратных цилиндров, а определяется величинами площадей рабочих, возвратных и уравнивающих цилиндров, уровнем давления в соответствующих магистралях и их гидравлическим сопротивлением.

Для построения математической модели второго этапа возвратного хода – торможения – движение поперечины целесообразно разбить на два этапа, существенно отличающихся динамикой [6]:

- в процессе закрытия клапана (скоростной выбег);
- после закрытия регулирующего клапана (инерционный выбег).

Первый этап торможения.

За основу математической модели первого этапа торможения взяли упомянутое выше уравнение (1), разделив его на два уравнения, соответствующие первому ("аккумулятор – клапан") и второму ("клапан – возвратный цилиндр") участкам гидропривода и связанные между собой упругой составляющей:

$$\left\{ \begin{array}{l} a_1 \cdot \frac{d^2 S_1}{dt^2} + b \cdot \left[1 + \alpha \cdot \left(\frac{1}{\left(1 - \frac{t}{t_3} \right)^{2 \cdot n}} - 1 \right) \right] \cdot \left(\frac{dS_1}{dt} \right)^2 - c_1 - k_T \cdot (S_2 - S_1) = 0; \\ a_2 \cdot \frac{d^2 S_2}{dt^2} - c_2 + k_T \cdot (S_2 - S_1) = 0, \end{array} \right. \quad (4)$$

где a_1, a_2 – приведенные к поперечине движущиеся массы на первом и втором участках гидропривода;

c_1, c_2 – активные силы, воздействующие на приведенные массы;

S_1, S_2 – пути первой и второй приведенных масс;

α – коэффициент качества гидросистемы;

t_3 – время закрытия регулирующего клапана при торможении поперечины;

n – показатель вида конструктивной характеристики регулирующего клапана;

k_T – приведенная к поперечине линейная жесткость упругих элементов на втором участке гидропривода.

На рисунке 2 представлены результаты математического моделирования первого этапа торможения на базе системы (4). Впускной клапан возвратных цилиндров с релейной (а), линейной (б) и квадратичной (в) конструктивными характеристиками закрывали за 0.2 с. Коэффициент α приняли равным 0.6.

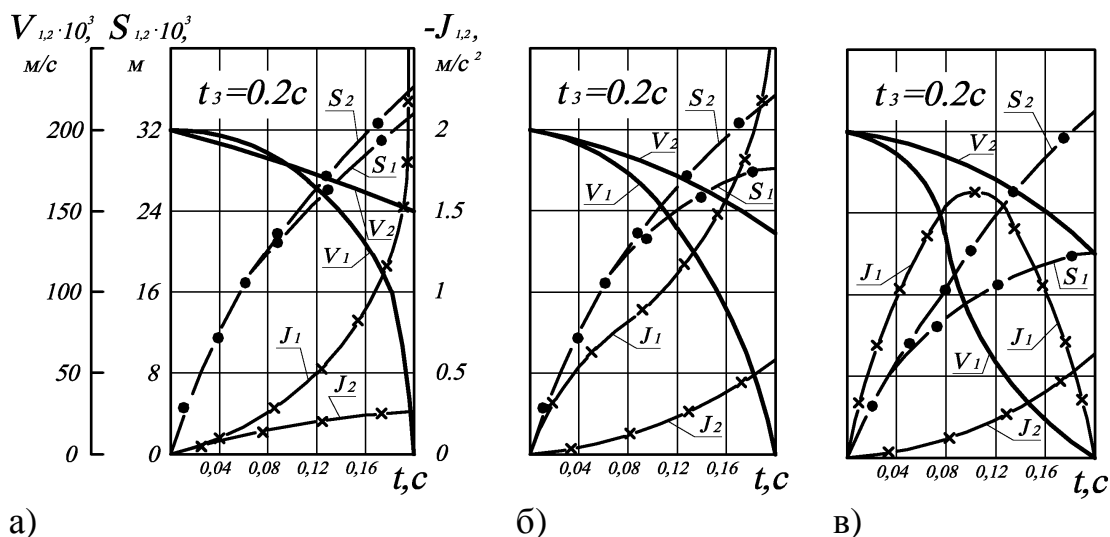


Рисунок 2 – Влияние регулирующего клапана с релейной (а), линейной (б) и квадратичной (в) конструктивными характеристиками на динамику торможения подвижных частей в верхнем положении при значении времени закрытия $t_3 = 0.2$ с

Проанализируем полученные результаты.

При торможении релейным клапаном (рисунок, 2а) резкое снижение скорости V_1 – скорости движения столба жидкости в магистрали "аккумулятор – клапан" – наблюдается только в конце закрытия клапана, при этом ускорение j_1 достигает пикового значения 9 м/с^2 , что свидетельствует о наличии интенсивного гидроудара в магистрали. Скорость V_2 – скорость движения столба жидкости в магистрали "клапан – возвратный цилиндр", соответствующая скорости движения поперечины – успевает снизиться с 200 мм/с до 148 мм/с .

При торможении линейным клапаном (рисунок, 2б) снижение скорости V_1 начинается гораздо раньше, чем в случае релейного клапана, а пиковое значение ускорения j_1 составляет 3 м/с^2 . Скорость поперечины V_2 в момент закрытия клапана равна 140 мм/с .

Торможение квадратичным клапаном (рисунок, 2в) характеризуется снижением скорости V_1 с самого начала закрытия клапана, причем

кривая V_1 приходит к своему нулевому значению с минимальной крутизной. Пиковое значение ускорения j_1 наблюдается на середине хода клапана и составляет $1,6 \text{ м/с}^2$. Поперечина замедляет свой ход до скорости V_2 , равной 125 мм/с .

Даже при самых благоприятных режимах торможения выбег поперечины вверх неизбежен. При этом процесс торможения сопровождается гидроударными явлениями различной интенсивности. Увеличение времени торможения свыше $0,2 \text{ с}$ позволяет избежать ударов, но добиться падения скорости V_2 до нуля за время закрытия клапана все равно невозможно. С другой стороны затяжное торможение при улучшении общей картины динамики приводит к резкому снижению производительности прессы, что является недопустимым.

Следовательно, какой бы характеристикой клапана ни обеспечивалось торможение, выбег поперечины вверх неизбежен. При этом наиболее благоприятную динамическую картину дают линейный и квадратичный клапана.

Второй этап торможения.

На втором этапе торможения в результате закрытия регулирующего клапана происходит полное разделение двух участков гидропривода, в результате чего взаимодействие приведенных масс a_1 и a_2 прекращается. Первая масса полностью затормаживается клапаном, а вторая продолжает свое движение. В связи с отключением от аккумулятора энергетический запас возвратных цилиндров уже ничем не пополняется. Однако поперечина не останавливается, а продолжает свое движение по инерции до полной остановки.

За основу математического описания второго этапа торможения приняли второе уравнение системы (4), описывающее движение приведенной массы a_2 ,

$$a_2 \cdot \frac{d^2 S_2}{dt^2} - c_2 + k_T \cdot (S_2 - S_{1\max}) = 0, \quad (5)$$

где $S_{1\max}$ – путь, пройденный массой a_1 к моменту закрытия клапана.

Анализ уравнения (5) показал, что выбег поперечины после закрытия клапана является результатом сложного взаимодействия ряда сил: инерционных, гидростатических, трения. В зависимости от того, какие силы преобладают в конкретном случае, поперечина совершает выбег той или иной величины.

Выбег поперечины включает две составляющие: чисто инерционную, обусловленную уровнем накопленной подвижными частями кине-

тической энергии, и гидростатическую, обусловленную упругостью рабочей жидкости в наполнительно-сливном трубопроводе.

Величина выбега после закрытия клапана в значительной степени определяется квадратом скорости поперечины в момент его закрытия. При этом этот выбег является недопустимым, т.к. ведет к вакуумированию системы возвратных цилиндров.

Выводы и рекомендации по совершенствованию возвратного хода.

По результатам проведенного теоретического исследования на базе разработанных математических моделей можно сделать выводы:

1. Динамика процесса разгона поперечины мало зависит от времени открытия и характеристики впускного клапана возвратных цилиндров, а определяется параметрами системы управления.

2. При торможении поперечины в верхнем положении закрытием впускного клапана возвратных цилиндров происходит большой ее выбег вверх после закрытия клапана независимо от его конструктивной характеристики.

В качестве основных рекомендаций по совершенствованию возвратного хода можно отметить следующее.

Наиболее эффективным торможение является тогда, когда тормозное устройство включено в сливную магистраль. В этом случае величина модуля ускорения ограничена из-за сжимаемости жидкости и достигим практически любой необходимый закон торможения [7]. Исключение гидроудара и вакуумирования, уменьшение машинного времени, повышение продуктивности прессовой установки, ее надежности и долговечности может быть достигнуто путем усовершенствования привода ковочного гидравлического пресса следующим образом [8]. Необходимо снабдить наполнительно-сливной клапан индивидуальным следящим сервоприводом и дополнительным дросселирующим элементом, которые вместе образуют наполнительно-сливной блок наполнения – слива рабочей жидкости и торможения поперечины в верхнем положении. Этим обеспечивается четкое без выбегов торможение подвижной поперечины в крайнем верхнем или в любом промежуточном положении без колебательных явлений, вакуумирования и гидроударов.

Приведены результаты математического моделирования и рекомендации рационального по быстрдействию осуществления возвратного хода ковочных прессов с насосно-аккумуляторным приводом.

The results of mathematical modeling and efficient fast operation recommendations of the return stroke of forging presses with pump-accumulator drive are given.

Библиографический список.

1. Белов А.Ф. Объемная штамповка на гидравлических прессах/ А.Ф. Белов, Б.В. Розанов, В.П. Линц/. – М.: Машиностроение, 1986. – с.113-120.
2. Шинкаренко О.М. Экспериментальное исследование возвратного хода гидравлического пресса с приводом от НАС/ О.М. Шинкаренко, Е.С. Корчак// Удосконалення процесів та обладнання обробки тиском в металургії і машинобудуванні: тематичний збірник наукових праць. – ДДМА, Краматорськ, 2004. – С. 84-86.
3. Синицкий В.М. Исследование динамики быстроходных гидравлических прессов// Кузнечно-штамповочное производство. – 1995. – №8. – С.22-25.
4. Попов Н.И. Метод оценки влияния сжимаемости жидкости на динамику переходных процессов в гидросистемах прессов// Кузнечно-штамповочное производство. – 1981. – №10. – С.25-26.
5. Ковка слитков на прессах/ Л.Н. Соколов, В.Н. Золотухин, В.Н. Ефимов и др. – К.: Техніка, 1984. – с.108-124.
6. Шинкаренко О.М. Торможение подвижных частей ковочных прессов с насосно-аккумуляторным приводом/ О.М. Шинкаренко, Е.С. Корчак// Известия ТулГУ. Серия: Механика деформируемого твердого тела и обработка металлов давлением. – Тула: ТулГУ, Вып.1, 2006. – С.346-355.
7. Левитский Н.И., Цуханова Е.А. Расчет управляющих устройств для торможения гидроприводов/ Н.И. Левитский, Е.А. Цуханова – М: Машиностроение, 1970. – 232с.
8. Патент України: 17617, МПК В21 J9/12. Привод гідравлічного ковальського пресу/ О.М. Шинкаренко, О.С. Корчак. №и200601082; Заявл. 06.02.2006, Опубл. 15.10.2006, Бюл.№10. – 3с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

к.т.н. Кузьмина О.М.,
н.с. Фирсова Т.И.
(НМетАУ, Днепропетровск, Украина)

ЗАДАЧА РЕОЛОГИЧЕСКОГО ПОДОБИЯ В ОБРАБОТКЕ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

Вирішена задача реологічної подоби для процесів обробки металів тиском, яка базується на характерних особливостях сімейств пластометричних кривих.

Постановка задачи. Одной из проблем физического моделирования является определение критериев соответствия натуре и модели, т.е. решение задач подобия. Для процессов обработки металлов давлением подобие устанавливается по группам характерных параметров, а именно: геометрическим, микрогеометрическим, кинематическим, реологическим и т.д. [1]. При построении систем критериев исследуемого процесса решаются задачи подобия практически для каждой группы параметров. Так как теория подобия носит общеметодологический характер, то выбор методов и приемов решения должен обуславливаться прежде всего закономерностями, связывающими параметры в выделенной группе.

Как показывает анализ научно-технической литературы, определение критериев реологического подобия вызывает наибольшие затруднения. Такие критерии получают, как правило, из параметров, входящих в реологические уравнения [1]. Известные на сегодняшний день реологические уравнения описывают с различной степенью точности либо монотонно упрочняющиеся материалы (II реологический класс [2]), либо материалы, имеющие один максимум на кривых $\sigma - \bar{\epsilon}$ (III реологический класс). Для материалов с более сложным характером указанных кривых аналитических зависимостей нет. Поэтому желательно строить критерии реологического подобия непосредственно на опытных данных, без их аналитического описания. В настоящее время основными, а зачастую и единственными, опытными данными по реологии металлов являются пластометрические кривые, которые в общем виде можно представить:

$$\sigma = \sigma(\bar{\epsilon}, \dot{\epsilon}, T), \quad (1)$$

где σ – сопротивление деформации; $\bar{\varepsilon}$ – степень деформации;
 $\dot{\varepsilon}$ – скорость деформации; T – температура деформируемого
металла.

Цель работы состоит в решении задачи реологического подобия на основе характерных особенностей семейств пластометрических кривых без их аналитического описания. Задача решается на примере металлов III реологического класса.

Характерные особенности семейства пластометрических кривых. Анализ научно-технической литературы [3] позволяет представить зависимость $\sigma(\bar{\varepsilon}, \dot{\varepsilon}, T)$ для изотермических процессов в следующем виде:

$$\sigma_S = f_{\varepsilon}(\sigma_0, \varepsilon) \cdot f_{\dot{\varepsilon}}(\dot{\varepsilon}). \quad (2)$$

На рисунке 1 схематически показаны пластометрические кривые III реологического класса в координатах $\sigma, \bar{\varepsilon}$. Функция $f_{\varepsilon}(\sigma_0, \varepsilon)$ определяет характер кривой в координатах $(\sigma, \bar{\varepsilon})$; а функция $f_{\dot{\varepsilon}}(\dot{\varepsilon})$ – закономерности распределения пластометрических кривых в координатах $(\sigma, \dot{\varepsilon})$. Согласно (2), характер и взаимное расположение кривых должны определяться критериями деформационного и скоростного подобия, при равенстве которых и устанавливается соответствие двух или нескольких семейств пластометрических кривых.

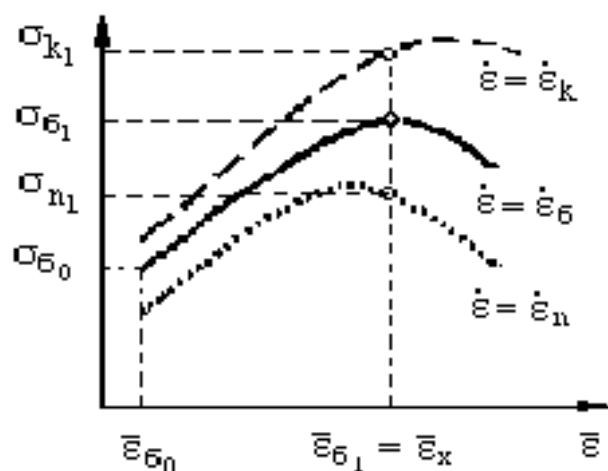


Рисунок 1 – Семейство пластометрических кривых в координатах $\sigma, \bar{\varepsilon}$

Поиск подобных семейств пластометрических кривых металлов существенно облегчается, если предварительно выделить базовые кривые $\sigma - \bar{\varepsilon}$ этих семейств. В процессах ОМД базовые кривые определяются после анализа скоростных параметров натурального технологического процесса и его модели. На рисунке 1 базовая кривая, отображающая характерные особенности всего семейства кривых $\sigma - \bar{\varepsilon}$ в диапазоне ско-

ростей деформации $[\dot{\varepsilon}_n, \dot{\varepsilon}_k]$, нанесена сплошной линией. Все параметры, относящиеся к этой кривой, помечены индексом «б»; к кривой $\sigma - \bar{\varepsilon}$ при $\dot{\varepsilon} = \dot{\varepsilon}_n$ – индексом «n»; к кривой $\sigma - \bar{\varepsilon}$ при $\dot{\varepsilon} = \dot{\varepsilon}_k$ – индексом «к».

Решение любой задачи подобия должно начинаться с составления списка основных параметров. Общий список характерных параметров семейства пластометрических кривых (металл III –го реологического класса) в диапазоне скоростей деформаций $[\dot{\varepsilon}_n, \dot{\varepsilon}_k]$ имеет вид:

$$\begin{array}{ll} \text{для базовой кривой} & \bar{\varepsilon}_{b0}; \bar{\varepsilon}_{b1}; \sigma_{b0}; \sigma_{b1}; \dot{\varepsilon}_b; \\ \text{для кривой с индексом «n»} & \sigma_{n0}; \sigma_{n1}; \dot{\varepsilon}_n; \\ \text{для кривой с индексом «к»} & \sigma_{k0}; \sigma_{k1}; \dot{\varepsilon}_k, \end{array} \quad (3)$$

где σ_{b0} – сопротивление деформации при малых значениях деформации, например, при $\bar{\varepsilon}_{b0} = 0,05$; $\sigma_{b1}(\sigma_{\max})$ – значение сопротивления деформации при характеристической степени деформации – $\bar{\varepsilon}_{b1} = \bar{\varepsilon}_x$; $\dot{\varepsilon}_b$ – скорость деформации, соответствующая базовой кривой.

Метод решения задачи. Список (3) состоит в основном из одноименных первичных параметров, и задача подобия на первый взгляд достаточно проста. Метод решения – метод анализа размерностей – определен ее постановкой. Если к списку параметров (3) применить π -теорему в ее классической формулировке, то из 11 параметров (кол-во независимых размерностей – две: сек^{-1} и МПа) можно образовать 9 безразмерных комплексов:

$$\bar{\varepsilon}_{b0}; \bar{\varepsilon}_{b1}; \frac{\sigma_{b1}}{\sigma_{b0}}; \frac{\sigma_{n0}}{\sigma_{b0}}; \frac{\sigma_{n1}}{\sigma_{b0}}; \frac{\dot{\varepsilon}_n}{\dot{\varepsilon}_b}; \frac{\sigma_{k0}}{\sigma_{b0}}; \frac{\sigma_{k1}}{\sigma_{b0}}; \frac{\dot{\varepsilon}_k}{\dot{\varepsilon}_b}. \quad (4)$$

Сходственными точками в координатах $\sigma, \bar{\varepsilon}$ для металлов любого класса реологической сложности будут точки, для которых $\bar{\varepsilon}_{\text{нат}} = \bar{\varepsilon}_{\text{мод}}$. Параметр $\bar{\varepsilon}_{b1}$ – безразмерный и является критерием подобия, устанавливающим соответствие сходственных точек двух сравниваемых базовых кривых. Так как в дальнейших выкладках параметр $\bar{\varepsilon}_{b0}$ принимается равным 0,05, то его можно (как постоянную величину) исключить из списка (4).

Однако π -теорема формулируется для любой физической задачи с одним зависимым и остальными независимыми параметрами [4]. Сложность же данной задачи заключается в том, что приведенные параметры могут быть связаны определенной зависимостью. В этом случае и между безразмерными комплексами также существует взаимосвязь и воз-

можно алгебраические операции над ними (как вторичными величинами), совершать которые можно либо исходя из физической природы этой взаимосвязи, либо руководствуясь здравым смыслом производимых преобразований.

Свойства аффинных преобразований. Для поиска взаимосвязей между безразмерными комплексами рассмотрим свойства аффинных преобразований, которые можно сформулировать следующим образом [5]: множество точек прямой **a** отображается на множество точек прямой **f(a)**; каждая прямая **переходит** в прямую; если прямые **a** и **b** параллельны, то при аффинном преобразовании **f(a)** параллельны **f(b)**. Для аффинно подобных преобразований характерна пропорциональность линейных размеров по соответствующим осям

$$x_{A_i} / x_{B_i} = k_x; y_{A_i} / y_{B_i} = k_y, \quad (5)$$

где x_{A_i} и x_{B_i} ; y_{A_i} и y_{B_i} - координаты сходственных точек; k_x, k_y - масштабы аффинных преобразований (являются константами, в общем случае $k_x \neq k_y$).

На рисунке 2 представлены примеры графических фигур, полученных при помощи аффинных преобразований из кривой 1 с разными масштабами преобразований. Если фигуры подобны, то для любых сходственных точек фигур, полученных аффинным преобразованием, можно записать, например: $y_{A_1} / y_{B_1} = y_{A_2} / y_{B_2} = k_y$ и т.д.

Применение аффинных преобразований при решении задач подобия для конкретных систем требует взвешенного анализа взаимосвязей между параметрами системы. Например, при моделировании процессов обработки металлов давлением аффинное или любое другое подобие геометрических параметров процесса недопустимо.

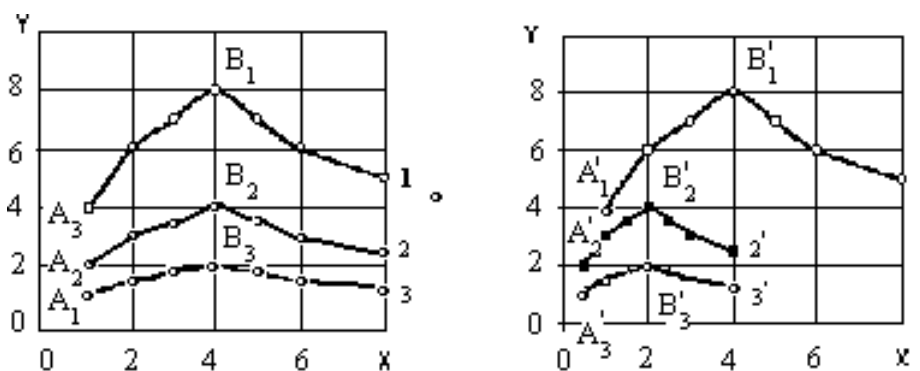


Рисунок 2 – Примеры графических фигур, полученные в результате аффинных преобразований

Как показано выше, чтобы два объекта были аффинно подобны, необходимо соблюдение следующего равенства для любых сходственных точек этих объектов, например

$$\left[\frac{\sigma_i}{\sigma_k} \right]_{\text{нат}} = \left[\frac{\sigma_i}{\sigma_k} \right]_{\text{мод}} = k_{\sigma}, \quad (6)$$

где $\sigma_{i,k}$ – значения сопротивления деформации в сходственных точках соответственно для семейств пластометрических кривых природы и модели; k_{σ} – масштаб подобия по оси σ . Масштаб подобия по оси $\bar{\varepsilon}$ равен 1, т.е.:

$$k_{\bar{\varepsilon}} = 1. \quad (7)$$

Критерии реологического подобия. На практике подобие может быть только приближенным, поэтому для подобия двух базовых кривых достаточно принимать в расчет только по две точки на каждой: $\sigma_{\bar{\varepsilon}_0}$ при $\bar{\varepsilon} = \varepsilon_{\bar{\varepsilon}_0}$ и $\sigma_{\bar{\varepsilon}_1}$ при $\bar{\varepsilon} = \varepsilon_{\bar{\varepsilon}_1}$. Для построения определяющего критерия деформационного упрочнения в соответствии с (2) необходимо установить в том или ином виде связь масштабов подобия k_{σ} и $k_{\bar{\varepsilon}}$. Согласно (6-7) безразмерный симплекс $\sigma_{\bar{\varepsilon}_1} / \sigma_{\bar{\varepsilon}_0}$ является не только масштабом подобия по оси σ , но и определяющим критерием реологического подобия, учитывающим деформационное упрочнение материала:

$$\left[\frac{\sigma_{\bar{\varepsilon}_1}}{\sigma_{\bar{\varepsilon}_0}} \right]_{\text{нат}} = \left[\frac{\sigma_{\bar{\varepsilon}_1}}{\sigma_{\bar{\varepsilon}_0}} \right]_{\text{мод}} = m_{\varepsilon}. \quad (8)$$

Таким образом, деформационное подобие металлов III реологического класса определяется двумя критериями: $\varepsilon_{\bar{\varepsilon}_1}$, m_{ε} .

После несложных алгебраических преобразований списка (4), вместо:

$$\frac{\sigma_{n0}}{\sigma_{\bar{\varepsilon}_0}}; \frac{\sigma_{n1}}{\sigma_{\bar{\varepsilon}_0}}; \frac{\sigma_{k0}}{\sigma_{\bar{\varepsilon}_0}}; \frac{\sigma_{k1}}{\sigma_{\bar{\varepsilon}_0}}; \frac{\dot{\varepsilon}_n}{\dot{\varepsilon}_{\bar{\varepsilon}_0}}; \frac{\dot{\varepsilon}_k}{\dot{\varepsilon}_{\bar{\varepsilon}_0}} \quad (9)$$

получается список безразмерных параметров для граничных пластометрических кривых:

$$\frac{\sigma_{k0}}{\sigma_{n0}}; \frac{\sigma_{k1}}{\sigma_{n1}}; \frac{\dot{\varepsilon}_n}{\dot{\varepsilon}_k}. \quad (10)$$

Безразмерные соотношения $k_{\sigma_0} = \sigma_{k0} / \sigma_{n0}$; $k_{\sigma_1} = \sigma_{k1} / \sigma_{n1}$ являются масштабами подобия семейства пластометрических кривых в координатах $(\sigma, \dot{\varepsilon})$ по оси σ , а $k_{\dot{\varepsilon}} = \dot{\varepsilon}_n / \dot{\varepsilon}_k$ – масштаб по оси $\dot{\varepsilon}$. При по-

строении определяющего критерия скоростного подобия необходимо ограничиться одним безразмерным комплексом, соответствующим оси σ , например, наиболее надежным соотношением величин сопротивления в области первого максимума кривой $\sigma - \bar{\varepsilon} - k_{\sigma_1} = \sigma_{n_1} / \sigma_{k_1}$.

Как показывает анализ параметров, входящих в реологические уравнения и характеризующих связь сопротивления деформации и скорости деформации, определяющий критерий, отвечающий полученным ранее [6,7] взаимосвязям, будет иметь вид:

$$m_{\dot{\varepsilon}} = Ln(k_{\sigma}) / Ln(k_{\dot{\varepsilon}}) = Ln\left(\frac{\sigma_{n_1}}{\sigma_{k_1}}\right) / Ln\left(\frac{\dot{\varepsilon}_n}{\dot{\varepsilon}_k}\right). \quad (11)$$

Выражение (11) соответствует зависимости $\sigma = f_{\dot{\varepsilon}}(\dot{\varepsilon})$. Или

$$\frac{d\sigma}{d\dot{\varepsilon}} = \frac{df_{\dot{\varepsilon}}}{d\dot{\varepsilon}} = m_{\dot{\varepsilon}}(\dot{\varepsilon}) \cdot \frac{\sigma}{\dot{\varepsilon}} \quad \text{или} \quad \frac{d\sigma}{\sigma} = m_{\dot{\varepsilon}}(\dot{\varepsilon}) \cdot \frac{d\dot{\varepsilon}}{\dot{\varepsilon}}, \quad (12)$$

где $m_{\dot{\varepsilon}}(\dot{\varepsilon})$ – функция скоростного упрочнения.

Соотношения вида (12) можно записать для любой непрерывной функции. В общем случае функция $m_{\dot{\varepsilon}}(\dot{\varepsilon})$ может быть довольно сложной. Анализ справочных данных [6] позволяет ввести некоторый средний постоянный коэффициент $m_{\dot{\varepsilon}}$ по интервалу скоростей деформации $[\dot{\varepsilon}_n, \dot{\varepsilon}_k]$. После интегрирования выражения (12) получим выражение вида (11).

Таким образом, общий список определяющих критериев для металлов III реологического класса без учета ветви разупрочнения имеет вид:

$$\bar{\varepsilon}_{\sigma_1}, m_{\varepsilon}, m_{\dot{\varepsilon}}. \quad (13)$$

На рисунке 3 представлено семейство кривых свинца С1 и базовая кривая стали 10ХН. Интервалы скоростей деформаций и базовые скорости деформаций соответствуют реальному натурному и модельному процессам и равны:

для свинца:	для стали:
[0,01; 1,07]	[0,3; 10]
$\dot{\varepsilon}_{\sigma} = 0,12 \text{ с}^{-1}$	$\dot{\varepsilon}_{\sigma} = 0,3 \text{ с}^{-1}$
$\varepsilon_x = 0,26$	$\varepsilon_x \approx 0,3$
$m_{\varepsilon} = 1,1$	$m_{\varepsilon} = 1,2$
$m_{\dot{\varepsilon}} = 0,15$	$m_{\dot{\varepsilon}} = 0,12$

Реологическое подобие этих материалов в указанных интервалах с достаточной точностью выполняется.

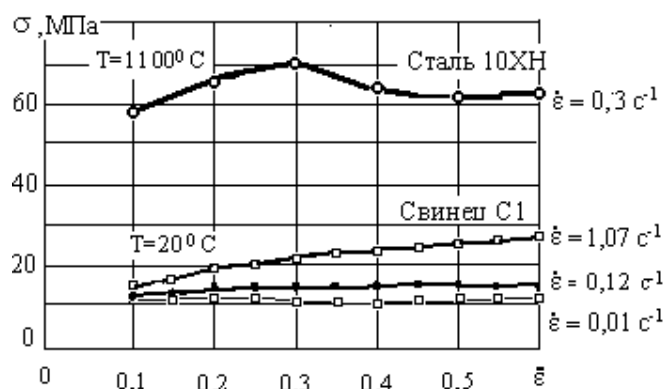


Рисунок 3 – Пластометрические кривые свинца С1 и базовая кривая стали 10ХН

Выводы. На основании анализа характерных особенностей семейств пластометрических кривых и изучения свойств аффинного подобия получены системы критериев реологического подобия, при соблюдении которых возможен выбор материалов, реологически подобных в определенных интервалах изменения параметров ϵ , $\dot{\epsilon}$. Приведенная методика может быть использована для определения критериев реологического подобия материалов любой реологической сложности. Кроме того, сам подход к решению задачи подобия может быть полезен при решении аналогичных задач подобия.

Решена задача реологического подобия для процессов обработки металлов давлением, основанная на характерных особенностях семейств пластометрических кривых.

The technique of definition of criteria rheological of similarity for metals anyone rheological of complexity based on properties affinous of transformations is given.

Библиографический список.

1. Shlomchack G.G., Mamuzic I., Vodopivec F. Rheological similarity of metals and alloys// J. of Materials Processing Technology, Elsevier, Amsterdam- New-York, 1994.- Vol.40.- P. 315-325.
2. Шломчак Г.Г. Реологические классы металлов// Матер. 2-й МК «Материалы для строительства»(IСМВ'93).- Днепронетровск, 1993.- С.69-70.

3. Фирсова Т.И. Некоторые особенности реологических математических моделей.// Удосконалення процесів та обладнання обробки тиском в металургії та машинобудуванні. Тем.зб. наукових праць.- Краматорськ.- 2001.- С.209-212.

4. Клайн С.Дж. Подобие и приближенные методы.— М.: Мир, 1968.- 302 с.

5. Мацуо Комаду. Многообразие геометрий. - М.: Знание, 1981. – 208 с.

6. Полухин П.И., Гун Г.Я., Галкин А.И. Сопротивление пластической деформации металлов и сплавов: Справочник. – М.: Металлургия, 1983.- 352 с.

7. Зюзин В.И., Бровман М.Я., Мельников А.Ф. Сопротивление деформации сталей при горячей прокатке. – М.: Металлургия, 1964. – 270 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

ассистент Эссельбах В.С.,
к.т.н., доц. Эссельбах С.Б.,
к.т.н., доц. Куберский С.В.,
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ РАСЧЕТА ЭЛЕКТРОМАГНИТОВ, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ПРИ ОБРАБОТКЕ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНЫХ РАСПЛАВОВ

Розроблена математична модель розрахунку основних конструктивних параметрів електромагнітів, які використовуються для обробки високотемпературних розплавів у схрещених магнітному та електричному полях.

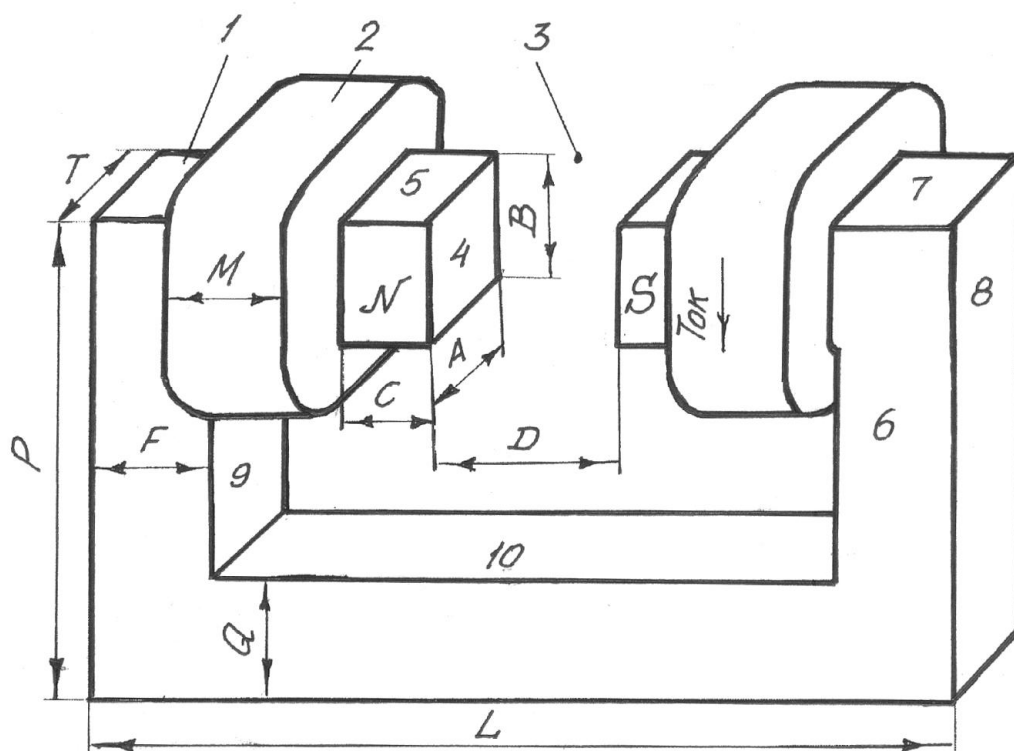
Электромагниты постоянного тока широко распространены в устройствах приборов и автоматики. Магниты постоянного тока бывают уникальными сооружениями, как, например, в Дубне, где магнит содержит 7 тысяч тонн железа, 400 т меди и создает в зазоре шириной 0,6 м индукцию величиной 1,2 тесла. В металлургии магниты постоянного тока применяются в технологических установках, действующих по принципу кондукционного электромагнитного насоса. Электромагнитным способом транспортируют, перемешивают, дозируют, сепарируют жидкие металлы и другие электропроводные жидкости. Есть сведения о разработках движителей кораблей на принципе кондукционного электромагнитного насоса.

В черной металлургии применение электромагнитов постоянного тока имеет некоторые особенности [1, 2].

Высокотемпературные расплавы черной металлургии должны обрабатываться в футерованной емкости. В пространстве между полюсными наконечниками магнита, кроме обрабатываемого расплава, необходимо разместить неферромагнитный металлический корпус емкости, его футеровку и предусмотреть постановочный зазор. С этой точки зрения, размеры полюсных наконечников и расстояние между ними для металлурга желательно иметь по возможности больше. С другой стороны, промышленный магнит должен иметь приемлемые габариты, материалоемкость и потреблять по возможности меньшую мощность.

Методики расчета электромагнитов с Ш-образными и С-образными железными сердечниками основаны на модели тороида с равномерно распределенной обмоткой возбуждения. Для электромагни-

та, изображенного на рисунке 1, который применен для лабораторной, а затем и промышленной установки, модель тороида с узким зазором оказалась недостаточной, и была выбрана модель расчета индукции в рабочем зазоре по магнитным проводимостям [3].



1 – магнитопровод; 2 – обмотки возбуждения;
3 – рабочий зазор; 4-10 – поверхности электромагнита

Рисунок 1 – Схема электромагнита использованного для обработки высокотемпературных расплавов

Модель рассматривает магнитный поток Φ , проходящий по магнитопроводу 1, созданный соленоидом 2, и образующий магнитную индукцию в рабочем зазоре 3. Магнитный поток выходит из “северного” торца соленоида 2 и входит в “южный” торец соленоида, расположенного на противоположном полюсе магнитопровода 1. Часть магнитного потока проходит по рабочему зазору 3 между поверхностями 4 и образует его “рабочую” часть. Эта часть создает силовое воздействие на находящийся внутри зазора 3 расплав, если по расплаву проходит ток. Остальной магнитный поток проходит между поверхностями 5, ребрами магнитопровода и по воздуху вокруг зазора. Конфигурация магнитного потока в рабочем зазоре и вокруг него эллипсоидальная (рис. 2).

В связи с тем, что создать однородное магнитное поле в электромагните невозможно, дополнительно было проведено исследование бочкообразности магнитного поля в рабочем зазоре. Выполнялись измерения индукции магнитного поля B в рабочем зазоре и вокруг зазора электромагнита. Размер зазора и результаты измерений представлены на рисунке 2.

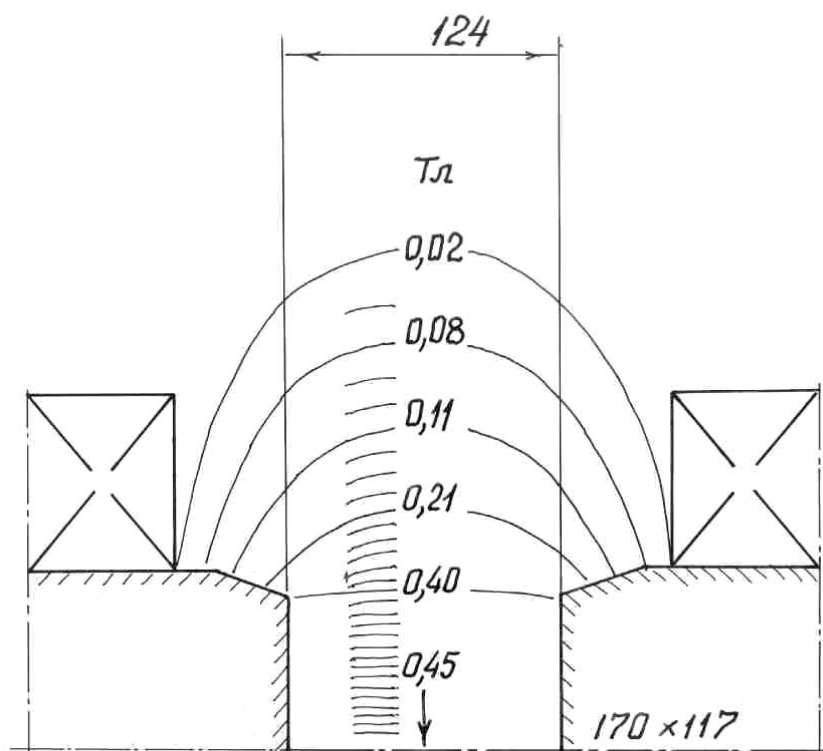


Рисунок 2 – Топография магнитного поля

Общий магнитный поток, созданный обмотками возбуждения 2 (рис.1), составляет, А·Гн (ампер-генри):

$$\Phi = I \cdot \omega \cdot G,$$

где I – сила тока в обмотке возбуждения, А; ω – число витков обмотки;

G – магнитная проводимость пространства между “северным” и “южным” торцами соленоидов, Гн.

Магнитный поток состоит из потока, проходящего по зазору и долей общего потока, проходящего по воздуху вне рабочего зазора:

$$\Phi = \Phi_{\text{зaz}} + \sum \Phi_{\text{с}} + \Phi_{\text{д}},$$

где $\Phi_{\text{д}}$ – диссипативная доля в окружающем магнит пространстве;

$\sum \Phi_{\text{с}}$ – доля магнитных потоков между боковыми поверхностями 5 и ребрами полюсов.

Магнитная проводимость G пространства между торцами обмоток возбуждения является свойством данного конкретного электромагнита и зависит от его конструкции, размеров и силы тока I , причем проводимость зазора и вокруг него постоянна, а рассеяние зависит от силы тока, поэтому переменна вся величина G .

Согласно способу расчета по магнитным проводимостям [3], магнитный поток Φ распределяется по отдельным воображаемым путям пропорционально их проводимостям. Линии магнитной проводимости в рабочем зазоре близки к нормальям к плоскости 4 (рис. 1). Между параллельными плоскостями линии проводимости представлены полуокружностями, центр которых расположен на оси рабочего зазора 3, а интенсивность определяется расстоянием до зазора, отсчитываемым от торца соленоида. Проводимость между пересекающимися плоскостями также рассматривается по дугам окружностей, центры которых находятся в точке пересечения плоскостей. Расчеты магнитных проводимостей выполняли по формулам из [3].

Проводимость между торцами полюсов в рабочем зазоре, Гн:

$$G_1 = \mu_0 \cdot \left[\frac{A \cdot B}{D} + 0,58 \cdot \sqrt{A \cdot B} + \frac{0,14 \cdot \sqrt{A \cdot B}}{\ln(1,05 + D/\sqrt{A \cdot B})} \right], \quad (1)$$

где $\mu_0 = 1,256 \cdot 10^{-6}$ Гн/м (магнитная постоянная).

Между боковыми поверхностями наконечников:

$$G_2 = \mu_0 \cdot \frac{0,14 \cdot C \cdot (A + B) \cdot 2}{0,17 \cdot D + 0,4 \cdot C}. \quad (2)$$

Между ребрами:

$$G_3 = \mu_0 \cdot \frac{A_p \cdot B_p}{D}, \quad (3)$$

причем: $A_p = A + D \cdot (2g_{p.T} + g'_A + g''_A)$, $B_p = B + D \cdot (2g_{p.T} + g'_B + g''_B)$.

Величины $g_{p.T}$, g' и g'' представляют собой удельные проводимости с ребер торца и боковых поверхностей, ($g_{p.T}=0,4$; g' , $g''=0,2$).

Если кромки полюсных наконечников выполнены на скос, то проводимость между скосами:

$$G_4 = \mu_0 \cdot \frac{b}{\varphi} \cdot \ln \frac{R_2}{R_1}, \quad (4)$$

где b – ширина скоса;

φ – угол между плоскостями скосов;

и R_2 – радиусы дуг с центром в точке пересечения проекций плоскостей скосов.

Все величины G_i находят из конструктивных данных.

Напряженность магнитного поля H , созданная обмотками возбуждения, образует в участке магнитопровода внутри соленоида поток магнитной индукции $B = J + \mu_0 \cdot H = \mu_0 \cdot \mu \cdot H = I \cdot \omega / l$. Здесь μ – магнитная проницаемость материала магнитопровода; l – длина средней линии магнитопровода. Намагниченность материала магнитопровода J составляет около 1,8 Тл при $H \approx 10^4$ А/м.

Магнитный поток, созданный обмотками возбуждения в сердечнике с площадью сечения S , равен $\Phi = B \cdot S$.

Вся проводимость электромагнита $G = B \cdot S / (I \cdot \omega)$ оказывается больше, чем сумма отдельных проводимостей $\sum G_i$, потому что существуют еще потери магнитной энергии в виде потоков рассеяния “на фон”. Эту долю проводимости можно найти по разности:

$$G_5 = \frac{B \cdot S}{I \cdot \omega} - (G_1 + G_2 + G_3 + G_4). \quad (5)$$

Составляющая проводимости G_5 зависит от силы тока в обмотке возбуждения, в отличие от величин G_1 , G_2 , G_3 и G_4 , которые от силы тока не зависят.

“Полезная” доля проводимости, или КПД электромагнита составляет:

$$\eta = \frac{G_1}{G_1 + G_2 + G_3 + G_4 + G_5} = \frac{G_1 \cdot I \cdot \omega}{B \cdot S}. \quad (6)$$

Доля магнитного потока, проходящая по рабочему зазору, А·Гн:

$$\Phi_{\text{зз}} = \Phi \cdot \eta, \quad (7)$$

Индукция магнитного поля в рабочем зазоре, Тл:

$$B_{\text{зз}} = \frac{\Phi \cdot \eta}{A \cdot B}. \quad (8)$$

Используя данный расчет, моделированием на ЭВМ определяют оптимальные конструктивные параметры электромагнита для конкретных условий электромагнитной обработки высокотемпературных расплавов.

Разработана математическая модель расчета основных конструктивных параметров электромагнитов используемых для обработки высокотемпературных расплавов в скрещенных магнитном и электрическом полях.

The mathematical model of calculation of basic structural is developed parameters of electromagnets in-use for treatment high temperature fusions in the crossed magnetic and electric fields.

Библиографический список.

1. Верте Л.А. Электромагнитная разливка и обработка жидкого металла / Л.А. Верте. – М.: Металлургия, – 1967. – 208с.
2. Повх И.Л. и др. Магнитная гидродинамика в металлургии. / И.Л. Повх., А.Б. Капуста, Б.В. Чекин. – М.: Мет., 1974. – 240с.
3. Любчик М.А. Силовые электромагниты аппаратов и устройств автоматики постоянного тока. / М.А. Любчик. – М. Энергия. – 1968. – 214с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*к.т.н., доц. Майоров Г.И.,
студент Бут А.Ю.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ КОМБИНИРОВАННОЙ ВЫТЯЖКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ШТАМПОВ С ПОВОРОТНЫМИ ДИСКАМИ

Розглянуті класичні види інструменту, сформульовані цілі та задачі дослідження, наведена принципова схема досліджуваного процесу.

Комбинированная вытяжка является одним из наиболее эффективных способов изготовления полых изделий большой относительной глубины из листовых заготовок, позволяющим получать детали с повышенной точностью диаметральных размеров, более упрочнённой стенкой, достигать больших степеней деформации по сравнению с другими способами вытяжки, что приводит к значительному сокращению числа операций и более эффективной организации технологического процесса. Поэтому большой интерес представляют дальнейшие более глубокие исследования данного процесса, включающие поиск различных вариантов и новых способов его интенсификации, одним из которых может быть совершенствование конструкции вытяжного инструмента.

С конца 90-х годов прошлого века исследования в области комбинированной вытяжки значительно активизировались. В частности, масштабные исследования данного направления листовой штамповки проводились в Тульском государственном университете под руководством профессора С.П. Яковлева. Их результатом стали опубликованные работы [1 – 4]. Также следует отметить работу по изучению процессов вытяжки с утонением, проделанную сотрудниками Восточноукраинского Национального Университета имени Владимира Даля под руководством доктора технических наук, профессора В.И. Дорошко [5 – 10].

За годы исследований на основании накопленного опыта прочно устоялись и получили наиболее широкое распространение в различных вариациях процесса вытяжки, в том числе и комбинированной, два основных вида матриц: тороидальные и конусно-тороидальные. Принципиальными отличительными особенностями этих матриц являются раз-

личные схемы напряжённого состояния металла заготовки в них в момент деформации [11].

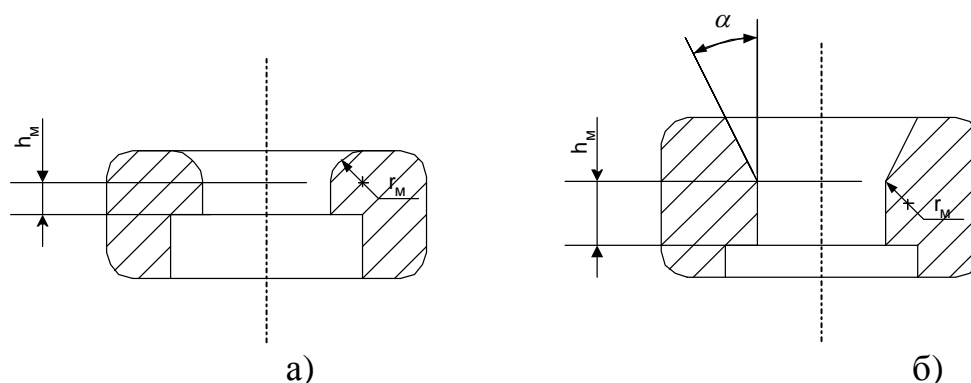


Рисунок 1 – Принципиальные схемы вытяжных матриц:
а – тороидальная, б – конусно-тороидальная

Практически внедрен способ вытяжки в штампе с конической матрицей и таким же прижимом. В этом случае сначала прижим формирует фланец заготовки, а затем вытяжной пуансон производит полную или частичную вытяжку. При этом способе снижаются усилие вытяжки и напряжения в опасном сечении, благодаря чему за одну операцию возможно произвести вытяжку с коэффициентом $m_l = 0,42 - 0,46$ (вместо обычных $0,52 - 0,56$). Угол конусности α , при этом, зависит от относительной толщины заготовки и коэффициента вытяжки. Для повышения устойчивости относительно тонких материалов и уменьшения угла α рекомендуется применять кроме конического дополнительный кольцевой плоский прижим, предохраняющий от образования гофров по краю заготовки [12].

В течение последних лет в Донбасском государственном техническом университете сотрудниками кафедры ОМД и М изучается процесс вытяжки полых образцов из листовых заготовок в штампах с поворотными дисками. Впервые штампы подобной конструкции были созданы, подробно изучены и описаны руководителем данных исследований - доцентом кафедры ОМД и М Донбасского государственного технического университета Г.И. Майоровым. В ходе многочисленных проведенных экспериментов им был доказан ряд преимуществ таких штампов по сравнению с традиционно используемыми, а также изучены возможности их применения для различных процессов ОМД [13 – 18]. Однако применение штампов с поворотными дисками для осуществления комбинированной вытяжки ранее изучено не было.

Таким образом, основной целью данной работы является разработка схемы осуществления процесса комбинированной вытяжки в штампе с поворотными дисками.

В рамках исследований была разработана схема процесса, который предполагается осуществить. Она представлена на рисунке 2.

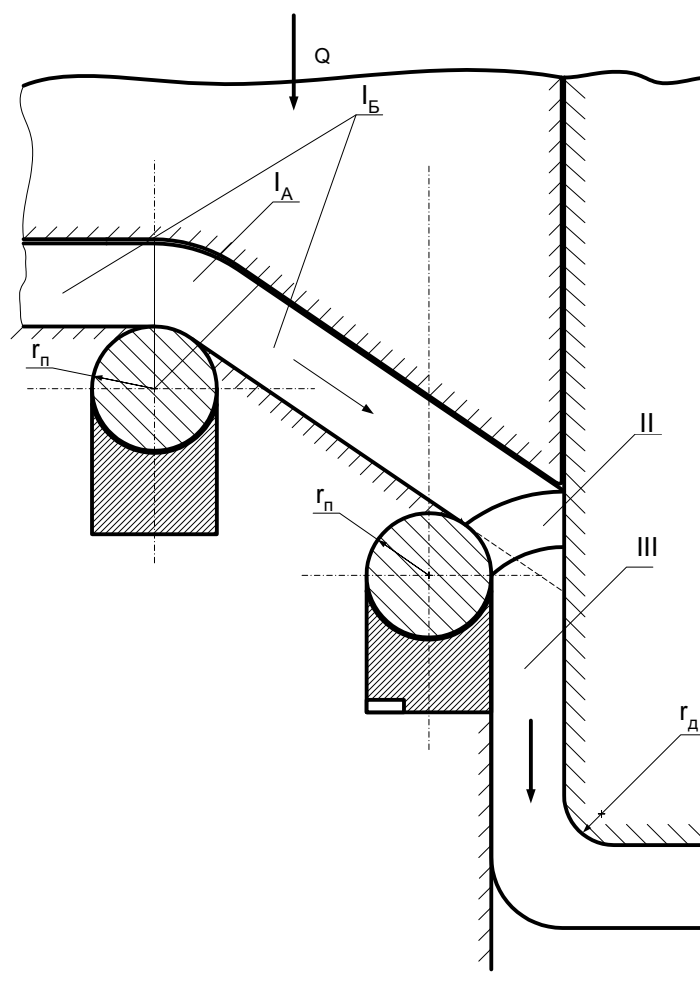


Рисунок 2 - Принципиальная схема процесса комбинированной вытяжки в штампе с поворотными дисками

Здесь показана заготовка в процессе деформирования, разделённая на три основных участка, отличающиеся схемами напряжённо-деформированного состояния её элементов.

Участок I соответствует условиям обычной вытяжки плоской заготовки цилиндрическим пуансоном с использованием конического прижима. Описание этого способа вытяжки встречается у различных авторов ([12], [19] и др.). Такой способ характеризуется снижением усилия вытяжки и напряжений в опасном сечении, что приводит к полезному увеличению степени вытяжки за одну операцию.

Участок I в свою очередь может быть условно разделён на две зоны с различными условиями трения в них на поверхности соприкосновения металла заготовки с матрицей: I^A – зона контакта заготовки с перетяжным радиусом матрицы – рядом поворотных дисков; I^B – зона контакта заготовки с неподвижной поверхностью матрицы.

Участок II является зоной принудительного утонения заготовки. Здесь формируются толщина стенок и диаметр будущего изделия. Он характеризуется наиболее сложной схемой распределения напряжений и различным характером деформирования элементов заготовки.

На последнем III-м участке металл пластически не деформируется и его давление на рабочие элементы штампа – матрицу и пуансон – определяется лишь упругим последствием.

Отличительной особенностью штампа данной конструкции является то, что в нём часть трущихся поверхностей матрицы в процессе формоизменения заготовки имеет возможность вращаться вокруг своей оси в виде поворотных дисков и, тем самым, уменьшить трение между отдельными частями штампа и заготовкой. Исследования вытяжки без утонения стенок, проведенные ранее, показали, что применение штампов с поворотными дисками позволяет значительно интенсифицировать процесс и получать такие значения степеней деформации заготовки за один переход, которых невозможно достичь с использованием традиционных способов вытяжки.

Разработанная схема сочетает в себе ряд принципиальных особенностей, характерных для таких известных ранее процессов, как вытяжка в конической матрице с коническим прижимом, вытяжка с утонением, вытяжка в штампе с поворотными дисками, что даёт основание считать этот новый процесс возможным и, предположительно, высокоэффективным.

Таким образом, в дальнейшем, на основе предложенной схемы, необходимыми являются теоретическое изучение и всестороннее рассмотрение особенностей и возможных вариантов протекания данного процесса, а также проведение подробных экспериментальных исследований с целью получения практических результатов и формирования общих выводов по данной теме.

Рассмотрены классические виды инструмента, сформулированы цели и задачи исследования, приведена принципиальная схема исследуемого процесса.

Classical types of the tool are examined, the aims and the tasks of investigation are stated, basic diagram of the investigative process is pointed.

Библиографический список.

1. Нечепуренко Ю.Г., Козырев Н.В., Яковлев С.П. Вытяжка с утонением стенки цилиндрических изделий из ортотропного анизотропно упрочняющегося материала // Теория, технология, оборудование и автоматизация обработки давлением и резанием. – Тула: ТулГУ, 1999. – Вып. 1. С. 181 – 190.

2. Глубокая вытяжка цилиндрических изделий из анизотропного упрочняющегося материала / С.С. Яковлев, Ю.Г. Нечепуренко, Н.В. Козырев, А.В. Черняев // Теория, технология, оборудование и автоматизация обработки давлением и резанием. – Тула: ТулГУ, 1999. – Вып. 2. С. 220 – 228.

3. Теоретические и экспериментальные исследования первой операции комбинированной вытяжки цилиндрических изделий из анизотропного упрочняющегося материала / Ю.Г. Нечепуренко, А.Ю. Мишкин, С.С. Яковлев, Н.Н. Проскуракова // Теория, технология, оборудование и автоматизация обработки давлением и резанием. – Тула: ТулГУ, 1999. – Вып. 2. С. 209 – 219.

4. Нечепуренко Ю.Г., Яковлев С.П., Черняев А.В. Влияние технологических параметров на ожидаемые механические свойства цилиндрических изделий при комбинированной вытяжке // Сб. науч. труд. Ведущих учёных технологического факультета. – Тула: ТулГУ, 2000. С. 24 – 29.

5. Дорошко В.И., Каравельский А.П., Сергиенко О.В. Установка для экспериментального исследования процессов вытяжки // Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Луганськ: Видавництво СДУ, 2000. С. 70 – 73.

6. Дорошко В.И., Сергиенко О.В. Моделирование процесса вытяжки с утонением заготовок с переменной толщиной стенки // Удосконалення процесів та обладнання обробки тиском у металургії і машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Краматорськ, 2000. С. 102 – 106.

7. Дорошко В.И., Сергиенко О.В. Математические модели операций вытяжки с утонением стенки через несколько матриц // Вісник Східноукраїнського національного університету імені Володимира Даля. – 2002. - № 3 (49). С. 73 – 78.

8. Дорошко В.И., Сергиенко О.В. Математическое моделирование процессов комбинированной вытяжки полых цилиндров из листовых материалов // Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Луганськ: Видавництво СДУ, 2001. С. 3 – 11.

9. Дорошко В.И., Сергиенко О.В. Моделирование процесса комбинированной вытяжки полых цилиндров через две матрицы // Удоскона-

лення процесів та обладнання обробки тиском у металургії і машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Краматорськ: ДДМА, 2001. С. 183 – 187.

10. Дорошко В.И., Сергиенко О.В. Моделирование процесса комбинированной вытяжки на последующих переходах // Удосконалення процесів та обладнання обробки тиском у металургії і машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Краматорськ: ДДМА, 2002. С. 377 – 380.

11. Ковка и штамповка: Справочник: В 4 т. Т. 4 Листовая штамповка / Под ред. А.Д. Матвеева; Ред. совет: Е.И. Семёнов (пред.) и др. – М.: Машиностроение, 1985 – 1987. – 544 с.: ил.

12. Романовский В.П. Справочник по холодной штамповке. 6-е изд., перераб. и доп. Л.: Машиностроение, 1979. – 520 с.

13. Коробко Т.Б., Майоров Г.И. Петрушов С.Н. Анализ начальной стадии процесса глубокой вытяжки в штампе с подвижными дисками // Сб. науч. трудов. – Алчевск, вып. 16, 2002. – С.164 – 168.

14. Майоров Г.И., Коробко Т.Б., Майоров Д.Г. Исследование влияний условий трения на качество вытягиваемых изделий в матрице с поворотными дисками // Сб. науч. трудов. – Алчевск, вып. 17, 2003. – С.309 – 314.

15. Майоров Г.И., Коробко Т.Б. Учёт коэффициента трения при расчёте технологии вытяжки в матрицах с поворотными дисками // Сб. науч. трудов. – Алчевск, вып. 17, 2003. – С.315 – 319.

16. Математическая модель глубокой вытяжки в штампах с поворотными дисками из предварительно гофрированных заготовок / Г.И. Майоров, Т.Б. Коробко, Д.Г. Майоров, Н.Г. Митичкина // Удосконалення процесів та обладнання обробки тиском у металургії і машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Краматорськ, 2004. – С. 251 – 256.

17. Особенности построения математической модели для гофрирования осесимметричных заготовок в штампе с поворотными дисками / Г.И. Майоров, Т.Б. Коробко, Д.Г. Майоров, В.А. Луценко // Удосконалення процесів та обладнання обробки тиском у металургії і машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Краматорськ, 2004. – С. 377 – 380.

18. Оценка целесообразности штамповки осесимметричных деталей двойной кривизны в штампе с поворотными дисками / Г.И. Майоров, Т.Б. Коробко, Н.Г. Митичкина, Д.Г. Майоров // Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні: Зб. наук. пр. – Луганськ: Видавництво СНУ ім. В. Даля. - 2004. – С. 166 – 172.

19. Зубцов М.Е. Листовая штамповка. - Л.: Машиностроение, Ленингр. отд., 1980. – 430 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*аспирант Горяинова Т.В.
(ОАО АМК, г. Алчевск, Украина),
проф. Рябичева Л. А.
(ВНУ им. В. Даля, зав. кафедрой «Прикладное материаловедение»
г. Луганск, Украина E-mail: material@snu.edu.ua*

ХАРАКТЕР ИЗМЕНЕНИЯ МИКРОСТРУКТУРЫ В ЗОНЕ ДЕФЕКТА «ПОЯС» ПРИ ОСТАНОВКЕ МНЛЗ НА СЛЯБАХ ИЗ ДОПЕРИТЕКТИЧЕСКИХ МАРОК СТАЛЕЙ

Наведені результати практичних досліджень для збільшення економії метала без зниження якості продукції під час зупинок машини безперервного лиття від 5 до 10 секунд на слябах з перитектичних марок сталей.

В последнее время все большая часть металлопродукции экспортируется, жесткие условия мирового рынка требуют от украинских производителей конкурировать не только по ценам на продукцию, но и по качественным показателям [1]. Одним из поверхностных дефектов, влияющим на качество непрерывнолитого сляба, является «пояс». На поверхности сляба он проявляется как углубление, расположенное перпендикулярно ребрам заготовки по всему периметру, глубина и ширина углубления зависит от времени перерыва подачи металла в кристаллизатор [2]. «Пояс» является одним из серьезных дефектов сляба, и видимая часть на поверхности в виде углубления не отражает действительных размеров дефекта, так как существует зона влияния до и после «пояса», где наблюдаются изменение макро- и микроструктуры металла. При удалении участка с дефектом протяженность зоны дефекта не учитывается, а задается технологической инструкцией без достаточного обоснования, что приводит к увеличению обрезки годного металла или к попаданию в товарную продукцию участков обогащенных ликватами, неметаллическими включениями, раковинами. Таким образом, необходимы практические исследования для обоснования достаточного количества удаляемого металла.

В настоящее время накоплен большой объем данных об условиях образования дефектов, систематизации их видов, способов предотвращения. Классификации дефектов металла по происхождению на произ-

водственные, металлургические, технологические, эксплуатационные, разделению их по степени тяжести на явные, скрытые, исправимые и неисправимые посвящена работа [3,1]. Приазовским Государственным техническим университетом в сотрудничестве с комбинатом «Азов-сталь» был составлен классификатор поверхностных и внутренних дефектов с анализом вероятных причин их возникновения [4]. Австрийская фирма Voest-Alpine Industrieanlagenbau - разработчик машин непрерывной разливки и поставщик программного обеспечения процесса на основании опыта предприятия Stalwork разработала рекомендации по установке причин возникновения тех или иных дефектов. По классификации VAI дефекты разделяют на металлургические, механические, наружные и внутренние [5].

Для контроля дефектов на поверхности непрерывнолитого слитка в процессе разливки на предприятиях отрасли применяются различные системы. Так, например, для распознавания места расположения дефекта типа «пояс» на Череповецком металлургическом комбинате в сотрудничестве с Вологодским политехническим институтом был разработан алгоритм распознавания местоположения и протяженность дефектных участков слябов в процессе разливки, основанный на анализе сигналов с датчиков, фиксирующих величину усилий, между оболочкой слитка и роликами поддерживающих элементов. В стационарных режимах разливки значения усилий находятся в определенных для данного режима пределах, при обкатывании роликами макронеровностей, связанных с дефектом, резко возрастает значения усилий, и система выделяет это место для оптимизации раскроя сляба [6].

На Алчевском металлургическом комбинате существует система слежения за ручьем с целью оптимизации реза, так называемая, визуализация ручья. Во всех случаях системой засекается координата события и отслеживается по ручью до зоны порезки [7].

Практически на каждом металлургическом предприятии, имеющем установки непрерывной разливки, составлен или составляется свой классификатор дефектов, учитывающий местный сортамент, температурно-скоростные режимы, индивидуальные особенности конструкции МНЛЗ. Поэтому классификатор дефектов одного предприятия не может приниматься другим предприятием как руководство к действию без дополнительных корректировок.

Целью данной работы является изучение характера изменения микроструктуры в зоне дефекта «пояс» при остановке МНЛЗ от 5 до 10 секунд на слябах из доперитектических марок сталей для увеличения экономии металла без снижения качества продукции. Исследования проводились на примере стали марки 1006, размер сечения кристалли-

затра 200х950мм - наименьший размер сляба, разливаемый на МНЛЗ, фрагмент сляба с «поясом» показан на рисунке 1.



Рисунок 1 – Внешний вид дефекта «пояс» на участке сляба

В зависимости от содержания углерода изменяется характер и скорость протекания переходных процессов во время кристаллизации, поэтому каждая марка стали по-разному ведет себя в кристаллизаторе во время разливки. Например, во время разливки доперитектических низкокремнистых марок сталей с содержанием углерода 0,02-0,08%, $Si \leq 0,03\%$, раскисленных только алюминием с небольшим количеством марганца 0,25-0,45%, нарастание корочки происходит равномерно, поэтому колебания уровня металла в кристаллизаторе при работе системы автоматического контроля уровня металла (LevCon) минимальны и составляют всего 2-5 мм. Металл предназначен для производства холоднокатанных рулонов глубокой вытяжки и чистота стали по неметаллическим включениям является не только показателем качества но и гарантом стабильности процесса вытяжки.

Для исследования темплеты отбирались соответственно схемы, указанной на рисунке 2:

750 мм	500 мм	250 мм	Место спая	250 мм	500 мм	750 мм
--------	--------	--------	---------------	--------	--------	--------

Рисунок 2 – Схема отбора темплетов

Исследования макро- и микроструктуры проводились несколькими методами: путем снятия серного отпечатка по Бауману, глубоким травлением в 5% растворе HCl [8], изучением характера изломов с последующим фотографированием макроструктуры, а также оценкой микроструктуры на наличие неметаллических включений.

При изучении серных отпечатков было отмечено усиление интенсивности сегрегации и точечных включений на срезе 250 мм до и после места спая до 1-го балла, на срезах 750, 500 мм до и после спая сегрегация составляет 0.5 балла.

Макротравление выявило поперечно-радиальные трещины в межденритных пространствах с шагом 10-15 мм и длиной 5-15 мм на срезах 250 мм до и после места спая.

На срезах 750 и 500 мм до и после места спая увеличение трещинообразования не замечено.

Исследование микроструктуры на наличие неметаллических включений в центральной зоне показало, что на срезах 750 и 500 мм до и после места спая количество точечных оксидов соответствует 0-0.5 баллу. На расстоянии 250 мм до места спая количество точечных оксидов соответствует 2-му баллу, на расстоянии 250 мм после места спая обнаружены сложные оксисульфиды локального характера, соответствующие 2.5 баллу (рисунок 3) [9].

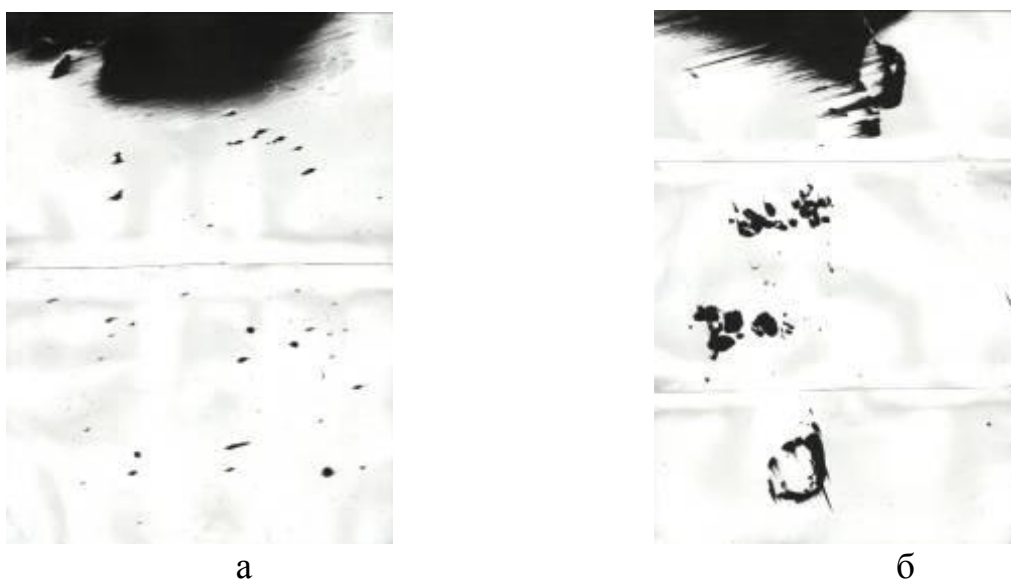


Рисунок 3 – Распределение неметаллических включений непосредственно в зоне дефекта: а – малый радиус, б – большой радиус; $\times 100$

Визуально распределение неметаллических включений в районе дефекта «пояс» можно представить в виде диаграммы (рис. 4), из которой хорошо видно, что наиболее крупные металлические включения сосредоточены в месте спая.

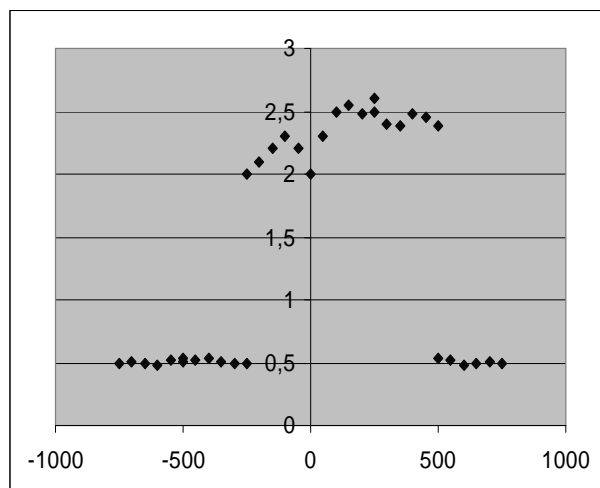


Рисунок 4 – Распределение неметаллических включений в районе пояса; по оси x- расстояние до и после спая, по оси y- балл включений

При замере слэбов в местах планируемой порезки и сравнением полученных размеров с заданными было отмечено, что отклонения по ширине превышают минимальные допуски. Так, фактическое отклонение размера на срезах 750 и 500 мм до места спая составляет -20 мм (-10 мм допуск + -10 мм усадка = -20 мм суммарное отклонение) на срезах 250 мм до спая, 250, 500, 750 мм после спая отклонения от размера больше и суммарное отклонение составляет -30 мм. На участках расположенных, на расстоянии 1000 мм до и после спая отклонения по ширине отсутствуют. Прилегающая к дефекту зона проявляется как участок металла с отклонениями по геометрическим размерам. Это объясняется переохлаждением металла в кристаллизаторе, что приводит к уплотнению, измельчению макроструктуры. В условиях затвердевания большое влияние на переохлаждение или величину температурного градиента оказывают конвективное движение расплава вдоль вертикального фронта кристаллизации. В итоге такого движения тепло из перегретых внутренних объемов передается к границе затвердевания и увеличивает температурный градиент. При остановке машины даже на несколько секунд конвективное движение металла отсутствует. Степень переохлаждения влияет на расстояние между ветвями дендритов первого и второго порядков, протяженность двухфазного состояния и другие параметры затвердевания расплавов. В зависимости от отношения градиента температуры к скорости кристаллизации формируется столбчатая дендритная структура (при средних значениях этого отношения), которая стремится к равноостной (при более низких значениях) [10]. Градиент температур по существу характеризует скорость охлаждения расплава, которая

влияет на величину кристаллов и их свойства при увеличении скорости охлаждения от 10 до 10^4 °C/с размер кристаллов изменяется от крупных до мелких. Возникновение мелких кристаллов наблюдается в тонких сечениях, когда скорость охлаждения превышает 10^4 °C/с [11]. На рисунке 5 представлены виды изломов: дендритный излом характерный для нормального не переохлажденного литого металла центральной зоны (а), и измельчение структуры, вследствие увеличения переохлаждения (б), чем и объясняется увеличение усадки.

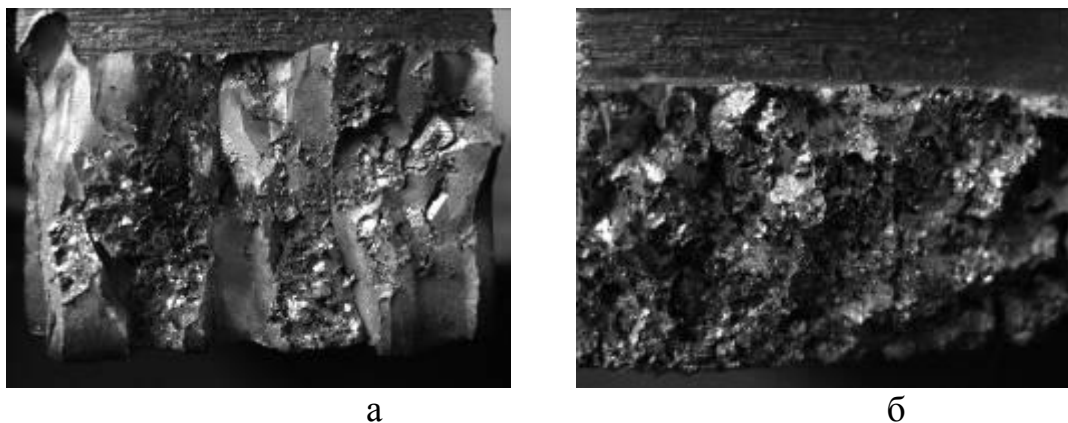


Рисунок 5 – Изломы металла, масштаб 1:2

Изменение размеров кристаллов в зависимости от степени переохлаждения можно представить в виде следующей диаграммы (рис. 6), из которой видно, что измельчение структуры наблюдается до спая и после спая.

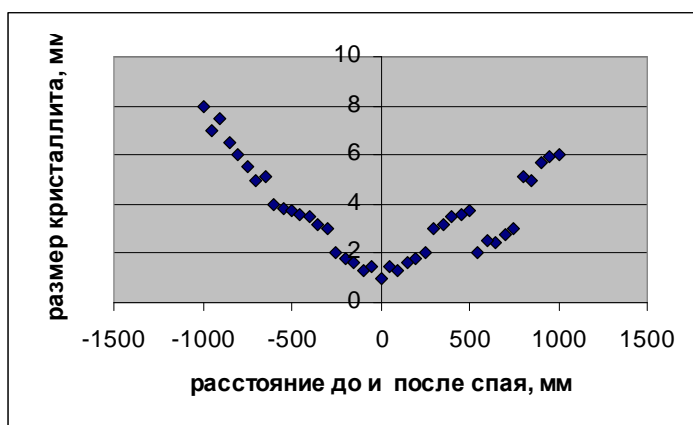


Рисунок 6 – Изменение размеров кристаллитов по обе стороны от спая

Вывод

Проведенные исследования показали, что на срезах 750, 500, 250 мм до и после места спая происходит чрезмерное уплотнение макроструктуры, приводящее к охрупчиванию металла и отклонениям по геометрическим размерам. Срезы на расстоянии 250 мм до и после места спая насыщены неметаллическими включениями 2 -2.5 балла.

Учитывая вышеперечисленное на слябах сечением 200х950 мм из доперитектических марок сталей целесообразно делать припуск 1000 мм до и после «пояса» для оптимизации размеров сляба после удаления дефектного участка.

Приведены результаты практических исследований для увеличения экономии металла без снижения качества продукции во время остановок машины непрерывного литья заготовок от 5 до 10 секунд на слябах из перитектических марок сталей.

There are practical tests results just to decrease steel quantity and keep the same quality during CCM breaks within 5 - 10 seconds with the peritectic grade of steel slabs.

Библиографический список.

1. Е.Н. Смирнов Свойства и структура заготовок непрерывнолитого металла для производства проката ответственного назначения // Металл и литье Украины.- 2001.- №3-4.- С.17-19.
2. А.Н.Смирнов, В.А. Пилюшенко, А.А. Минаев. И др., Процессы непрерывной разливки // Д.: Изд-во Донецк, 2002.-400 С.
3. Н.Ф.Хорло, А.А.Дейнеко Дефекты металла //-Х.:Издательство Харьков, 1998.-60 С.
4. И.И. Троцан, Д.А. Дюдкин, В.Ф.Бочек и др., // Материалы Конференции Приазовского технического Университета.-2001.- 60с.
5. Руководство по эксплуатации - Контроль дефектов VAI-explorer//VOEST-ALPINE industrialagenbau 2006.
6. Тихановский В.А., Кузьминов А.Л. Автоматизированный контроль положения дефектных участков на поверхности слитка в процессе разливки стали // Сталь. - 1992. - №1. - С. 27-29.
7. Руководство по эксплуатации МНЛЗ VAI-explorer//VOEST-ALPINE industrialagenbau 2006.
8. ГОСТ10243-81. Методы испытаний и оценки макроструктуры // М.- Изд-во стандартов. 1989.- 27с.
9. ГОСТ 1778-70. Металлографические методы определения неметаллических включений // М.:Изд-во стандартов, 1970.- 24с.

10. Арзамасов Б.Н., Крашенинников А.И., Пастухов Ж.П. и др. Научные основы материаловедения. - М.: Изд-во МГТУ, 1994. – 366 с.

11. В.А.Ефимов, А.С.Эдътарханов, и др Влияние градиента температуры на кристаллическую структуру литья // Сталь.- 2001.- №5.- С.25-27.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луценко В.А.

*аспирант Кузнецов Д.Ю.,
аспирант Васильев Д.Б.,
к.т.н, доц. Лащев В. Я.
(ДонГТУ, Алчевск, Украина),
Пащенко А.В.*

*(ЦЛК ОАО «АМК», начальник группы непрерывной разливки
и внепечной обработки стали, Алчевск, Украина)*

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛИ, ВЫПЛАВЛЕННОЙ В ДВУХВАННОМ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМ АГРЕГАТЕ

Наведені результати дослідження результатів позапічної обробки сталі, що виплавлена у двованному сталеплавильному агрегаті, зі застосуванням карбіду кальцію в умовах ВАТ «Алчевський металургійний комбінат».

В ходе масштабной реконструкции производства в мартеновском цехе ОАО «АМК» создан комплекс, направленный на обеспечение машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) сталью высокого качества.

Выплавленный в двухванном сталеплавильном агрегате (ДСА) и слитый в ковш мартеновского цеха металл направляется на участок перелива, где через два шиберных затвора его переливают в ковш с основной футеровкой цеха непрерывной разливки стали с целью отделения печного шлака. Затем сталь поступает на установку «ковш-печь» (УКП), где производится ее нагрев и обработка, позволяющая получить продукт с нужными технологическими параметрами, обеспечивающими бесперебойную разливку стали на МНЛЗ методом «плавка на плавку» и получение заготовок высокого качества. При этом технология внепечной обработки должна обеспечивать также минимальные затраты материалов и времени на выполнение операций.

В описанной технологической цепи во время проведения перелива одновременно выполняются такие операции внепечной обработки, как наведение высокоосновного шлака, десульфурация, раскисление, продувка инертным газом, утепление зеркала металла в ковше после перелива.

Данная статья посвящена исследованию эффективности внепечной обработки стали, выплавляемой в ДСА, с применением карбида кальция в условиях сталеплавильного производства ОАО «АМК».

По ранее принятой технологии с учетом того, что металл, полученный в ДСА, имеет большую окисленность – от 800 до 1300 ppm – затраты на раскисление металла были значительными. Во время перелива на удаление избытка кислорода из металла в ковш вводили до 400 кг чушкового алюминия, стоимость которого составляет около 10 тыс. грн/т.

Второй недостаток в существовавшей технологии заключался в том, что она не обеспечивала максимально возможное снижение содержания неметаллических включений (НВ) перед разливкой для обеспечения удовлетворительной жидкотекучести при непрерывной разливке стали и, следовательно, высокого качества стали. Так как в процессе внепечной обработки полного удаления НВ не происходит, то целесообразно максимально снижать окисленность металла всевозможными способами перед легированием для того, чтобы уменьшить количество образующихся при раскислении НВ. Было предложено использовать для снижения расхода алюминия, угара раскислителей и количества НВ карбид кальция (CaC_2). При его разложении образуется CaO , который повышает основность шлака, увеличивает скорость и степень десульфурации стали на этапах ее внепечной обработки [1].

Карбид кальция поставляется в цех в жестяных бочках развесом по 23 кг каждая. После установки сталеразливочного ковша на стенд перелива и засыпки канала шиберного затвора в ковш, в зависимости от марки стали, вводили от 5 до 9 бочек с CaC_2 , то есть 115–207 кг на плавку массой 300 т.

После начала перелива в ковш вводили чушковый алюминий в количестве 130–210 кг (в зависимости от марки) стали и твердую шлакообразующую смесь (ТШС) в количестве 2,6–2,8 т. Опробование CaC_2 при внепечной обработке на У КП положительных результатов не дало, так как в этом случае устраняется фактор мощного перемешивания металла за счет кинетической энергии струи при выпуске стали через шиберные затворы на участке перелива. Энергии же перемешивания металла при продувке аргоном оказалось явно не достаточно, поскольку бочки с CaC_2 сразу ошлаковывались и не успевали расплавиться за время обработки стали на У КП.

При использовании CaC_2 содержание CaO в шлаке увеличивается на 3–6 %, а его основность (B) возрастает на 1–1,5 единицы и достигает значений 5–6. Шлаки, образующиеся в ковше при применении CaC_2 , становятся очень вязкими. Поэтому необходимо было увеличивать в шлаке количество Al_2O_3 , определяемого из условия:

$$\frac{B}{\text{Al}_2\text{O}_3} = 0,25 \div 0,35.$$

Содержание Al_2O_3 в шлаке должно быть:

$$Al_2O_3 = \frac{B}{0,25 \div 0,35} = \frac{5,5}{0,3} \approx 18\% .$$

В связи с тем, что часть чушкового алюминия была заменена на CaC_2 , содержание Al_2O_3 составляло в шлаке 6–10 %. Поэтому дополнительно в ковш вводили отходы производства вторичного алюминия – так называемый алюмофлюс.

В таблице приведены технологические параметры плавов с применением карбида кальция и без его применения, позволяющие произвести расчет экономической эффективности.

Таблица 1 – Технологические параметры плавов с применением и без применения карбида кальция (по данным за декабрь 2006 г)

Наименование	Единица измерения	Плавки с применением CaC_2			Плавки без применения CaC_2		
		Расход	Цена, грн/т	Сумма, грн	Расход	Цена, грн/т	Сумма, грн
Объем производства	т	74045	248	–	162679	543	–
Расходы на переливе							
CaC_2	кг/т	0,469	5900	2,767	–	–	–
Алюминий чушковый	кг/т	0,6	9932,6	5,96	1,0	9992,6	9,932
Итого	–	–	–	8,727	–	–	9,932
Расходы на УКП							
Al проволока	кг/т	0,744	14821,07	11,027	0,873	14821,07	12,939
Al гранулы	кг/т	0,25	11765,02	2,941	0,30	11765,02	3,53
Al чушковый	кг/т	0,29	9932,6	2,88	0,229	9932,6	2,275
Известь	кг/т	3,03	180,63	0,547	3,604	180,63	0,651
Итого	–	–	–	18,056	–	–	19,714
Всего	–	–	–	26,783	–	–	29,646

Исходя из приведенных в таблице данных снижение затрат за счет применения карбида кальция и замены им алюминия составляет (с учетом экономии материала при обработке стали на УКП):

$$\Delta C = 29,646 - 26,783 = 2,863 \text{ грн/т.}$$

Снижение затрат при обработке стали на УКП связаны с тем, что при использовании CaC_2 образуется шлак повышенной основности. Это способствует снижению длительности обработки на УКП: 79,56 минут на плавках с применением CaC_2 и 98,18 минут – на обычных плавках. Увеличение производительности УКП составляет:

$$\frac{98,18 - 79,56}{98,18} \cdot 100 = 18,97\% .$$

Снижение себестоимости стали составляет:

$$\frac{18,97 \cdot 118,09}{100 + 18,97} \cdot 0,1 = 1,883 \text{ грн/т},$$

где 118,09 – условно-постоянные расходы по цеху непрерывной разливки стали, грн/т;

0,1 – доля влияния на снижение длительности обработки стали на УКП за счет улучшения подготовки шлака с применением карбида кальция.

Общее снижение затрат составляет:

$$\Delta \text{Э} = 2,863 + 1,883 = 4,746 \text{ грн/т}.$$

Следует отметить, что раскисляющая способность карбида кальция определяется кинетикой протекания реакции разложения карбида кальция при контакте с жидким металлом на составляющие. Процесс обработки стали CaC_2 включают в себя нагрев бочек с карбидом кальция, их расплавление, протекание реакции разложения CaC_2 на составляющие и реакции раскисления металла кальцием и углеродом.

Обработке карбидом кальция подвергаются стали низкокремнистых марок (1008, 1010, 1L20, 1W23, HSLA-0655), спокойные углеродистые (Зсп, А283D, St 37-2, ВВА) и низколегированные (09Г2, 17ТГ, 3275УР и другие). Стали, содержащие 0,02–0,06 % углерода (например, 1006, 06ВТЕР и другие) обработке на переливе карбидом кальция не подвергаются.

Таким образом, разработанная и внедренная в мартеновском цехе ОАО «АМК» технология обработки карбидом кальция при переливе позволяет снизить:

- расход алюминия;
- расходы при обработке стали на УКП;
- содержание в стали неметаллических включений;
- продолжительность обработки стали на УКП.

Общее снижение себестоимости заготовок составляет 4,746 грн/т.

Ранее, при проведении исследований, было установлено, что между расходом извести и алюминийсодержащих материалов на переливе и УКП и содержанием водорода в стали существует прямо пропорциональная зависимость, описываемая уравнениями:

$$[H] = 3,6153 + 0,0009 \times (CaO);$$
$$[H] = 4,005 + 0,0012 \times [Al_{общ}] \quad [2].$$

Кроме того, при высоком расходе алюминия для раскисления стали и шлака активизируются процессы алюмотермического восстановления кремния из кремнезема шлака и перехода кремния в сталь [3]. При производстве низкокремнистых марок сталей по этой причине содержание кремния в маркировочной пробе часто превышает допустимые пределы.

Исходя из этого, можно предположить, что снижение расхода алюминия и извести при применении карбида кальция также позволит уменьшить содержание водорода (для всех марок сталей) и прирост содержания кремния (для низкокремнистых марок) в металле при ее обработке на УКП. Это несомненно увеличивает технологический и экономический эффект применяемой технологии.

Приведены результаты исследования данных по внепечной обработке стали, выплавленной в двухванном сталеплавильном агрегате, с применением карбида кальция в условиях сталеплавильного производства ОАО «АМК».

The results of research of a steel treatment by LF-process information, smelted in a tandem furnace, with the use of calcium carbide in the conditions of OJSC «Alchevsk iron and steel works» steel-smelting production are resulted.

Библиографический список.

1. Применение карбида кальция при выплавке низкоуглеродистой стали. А.А. Свяжин, Э. Кружке, завод «ЭКО–Шталь», «Арселор–Групп». Московский институт стали и сплавов (технологический университет). – 2006 г. – 120 с.
2. Васильев Д.Б., Кузнецов Д.Ю., Куберский С.В., Серегин М.Г., Пащенко А.В. Исследование влияния содержания водорода в металле на технологические параметры непрерывной разливки // Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. Вып. 23. – Алчевск: ДонГТУ, 2007. – С. 263 – 268.

3. Кузнецов Д.Ю., Куберский С.В., Васильев Д.Б., Переяслов Д.В., Сергухин А.С., Пащенко А.В. Исследование поведения кремния при производстве малоуглеродистой стали // Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. Вып. 23. – Алчевск: ДонГТУ, 2007. – С. 269 – 274.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*Научный сотрудник Бревнов А.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТОСПОСОБНОСТИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО НЕПОЛНОПОТОЧНОГО ФИЛЬТРА С ЗАКРУТКОЙ ПОТОКА

Проведено експериментальне дослідження основних параметрів закрученого потоку рідини в робочій порожнині гідродинамічного фільтра з закрученням потоку.

На современном этапе развития металлургической промышленности очистка больших объемов технической воды от механических загрязнений является одним из важнейших вопросов, определяющих эффективность работы большинства предприятий. Этот вопрос тем более актуален с точки зрения требований к экологической чистоте водных источников, которые задействованы в замкнутом цикле водооборота.

Разнообразие известных устройств очистки отработанных жидкостей от механических примесей дает возможность выбора схемы очистки, но каждый вариант имеет определенную сферу применения. Это заставляет ученых искать новые пути повышения эффективности очистки в широком диапазоне технических характеристик. Перспективным направлением такого поиска является использование закрутки потока очищаемой жидкости в гидродинамических фильтрах.

Сочетание закрутки потока с гидродинамической схемой фильтрования имеет перспективу улучшения гидродинамических характеристик в смысле ограждения фильтровальной сетки от частиц, соизмеримых с размером ячейки фильтровальной сетки за счет центробежных сил, а также обеспечение гидродинамического эффекта за счет тангенциальной скорости очищаемого потока [1].

В работе [2] приведен численный расчет параметров закрученного потока в кольцевой области с внутренним проницаемым цилиндром. Моделирование движения твердых частиц под действием сил со стороны потока рассмотрено в работе [3]. В работе [4] предложен способ определения рациональных параметров гидродинамического фильтра, использующего закрутку потока. Для подтверждения соответствия результатов, полученных в вышеназванных работах действительной картине

течения, необходимо проведение соответствующего экспериментального исследования.

Целью экспериментального исследования является подтверждение достоверности полученных результатов по определению гидродинамических характеристик закрученного потока жидкости в рабочей полости гидродинамического фильтра, а именно:

- наличие устойчивого ламинарного закрученного течения в кольцевой области фильтрования;
- отсутствие подсосов жидкости из области очищенной жидкости в область фильтрования;
- отсутствие обратных течений жидкости в области фильтрования;
- возможность уменьшения расхода жидкости на сброс до 5 % от общего расхода.

Для реализации этой цели был спроектирован макет гидродинамического фильтра с закруткой потока (рис.1). С целью визуализации процессов, происходящих внутри фильтра, корпус выполнен прозрачным, а на поверхности фильтроэлемента прикреплены нитки (рис. 2). На рисунке 3 показан общий вид экспериментального стенда.

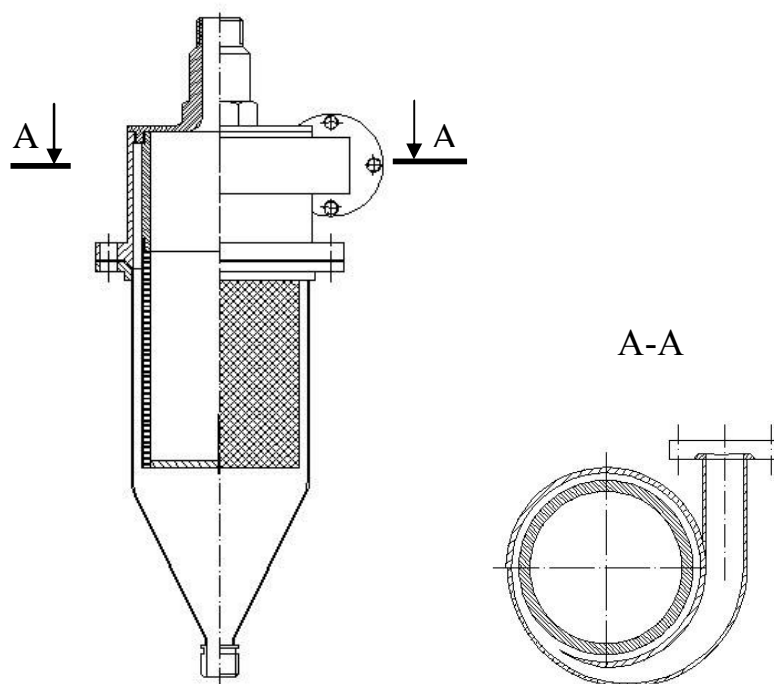


Рисунок 1 – Гидродинамический фильтр с закруткой потока

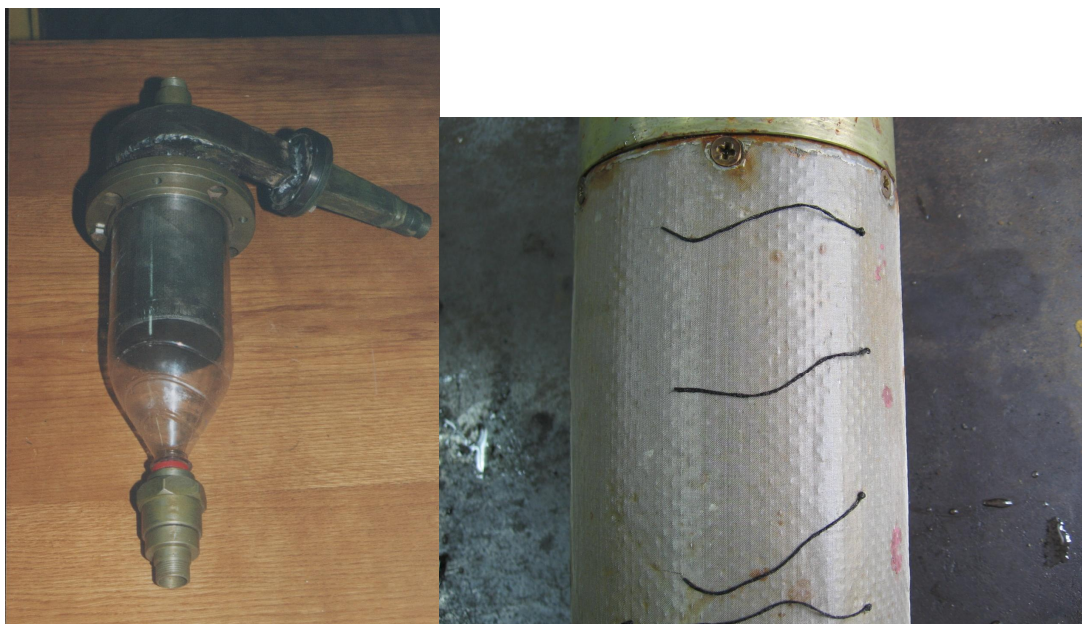


Рисунок 2 – Прозрачный корпус и фильтроэлемент с укрепленными нитками



Рисунок 3 – Общий вид экспериментального стенда

Стенд работает следующим образом. Вода, содержащая твердые примеси с плотностью $\rho_p = 2100 \text{ кг/м}^3$ с концентрацией $c=2 \text{ г/л}$ из емкости 8 с помощью насоса 2 подается через входной патрубок, установленный тангенциально, на вход фильтра 1. Основная часть жидкости отфильтровывается и по линии очищенной жидкости 9 подается в емкость 8. Часть неочищенной жидкости по линии 10 сбрасывается в ту же емкость, где перемешивается с чистой жидкостью и опять подается на вход фильтра. Тем самым поддерживается постоянная концентрация примесей в исходной среде. Расход, измеряемый расходомером 3, регулируется с помощью крана 6. Перепад давления на фильтре измеряется с помощью манометров 4 и 5. Сброс неочищенной жидкости регулируется с помощью крана 7.

Фильтроэлемент, состоящий из каркаса и намотанной на него подложки и фильтровальной сетки № 0071 с размером ячейки 71 мкм, имеет первоначальный диаметр $D_\phi=92 \text{ мм}$. Увеличение диаметра фильтроэлемента достигается путем наматывания проволоки на каркас, после чего сверху наматывается подложка и фильтровальная сетка. В этом случае диаметр фильтроэлемента будет равен $D_\phi=96 \text{ мм}$. В результате анализа закручивающих устройств [5], был принят улиточный завихритель с одним подводным каналом. Завихритель выполнен прямоугольного поперечного сечения, с размером на входе $20 \text{ мм} \times 40 \text{ мм}$, плавно сужающийся до размера на входе в область фильтрации $5 \text{ мм} \times 40 \text{ мм}$. Диаметр выходного патрубка $d_{\text{вых}}=20 \text{ мм}$, диаметр сливного патрубка $d_{\text{сл}}=20 \text{ мм}$. Для уменьшения степени неравномерности потока при выходе из завихрителя принимаем расстояние от закручивающего устройства до начала фильтровальной сетки равным $l_1=0,26 \cdot D_\phi=25 \text{ мм}$ [5]. Внутренняя поверхность прозрачного корпуса фильтра имеет диаметр $D_{\text{корп}}=102 \text{ мм}$. Таким образом, для экспериментального исследования представлены два варианта ширины кольцевого зазора области фильтрации: $h=5 \text{ мм}$ и $h=3 \text{ мм}$. Согласно численным исследованиям [1] при ширине $h=5 \text{ мм}$ вероятны явления отрыва потока и появление зон обратных течений. При зазоре $h=3 \text{ мм}$ таких явлений не должно быть, что дает возможность реализации эффективной очистки жидкости от твердых частиц примесей.

В результате анализа работы макета гидродинамического фильтра, использующего закрутку потока, подтвердилось предположение об устойчивости течения в области фильтрации. Это было заметно по общему виду течения без явных признаков завихренности.

О сохранении интенсивной закрутки в конечных сечениях фильтроэлемента можно судить по поведению ниток, укрепленных на по-

верхности фильтроэлемента (рис. 4), которые после достаточно быстрого установления режима вели себя стабильно, без колебаний, а также по наличию воздушного столба (рис. 5) за фильтроэлементом в конусной части фильтра.



Рисунок 4 – Фильтроэлемент с укрепленными на нем нитками



Рисунок 5 – Воздушный столб в нижней части фильтра

Кроме того, при нерасчетных режимах работы разрабатываемого гидродинамического фильтра с закруткой потока, которые возникают, например, при увеличении закрутки потока свыше предельного расчетного значения, можно было наблюдать картину течения, далекую от ламинарного и безотрывного потока. На рисунке 5 явно наблюдаются обширные зоны турбулентности, о которых можно судить по наличию воздушных пузырей, а также неравномерность течения, о чем свидетельствует разнонаправленность ниток, укрепленных на поверхности фильтроэлемента.



Рисунок 6 – Нерасчетный режим работы фильтра

Одной из потенциальных опасностей ухудшения работы фильтра является неполная работа фильтровальной сетки, когда могут возникать подсосы из зоны очищенной жидкости. Для проверки этого предположения внутрь фильтроэлемента вблизи крайних участков сетки подавалась краска под давлением (рис. 7). При потенциально интересных режимах работы фильтра явление подсоса в зону фильтрования не наблюдалось, что подтверждает правомерность предположения о безотрывном обтекании фильтроэлемента.

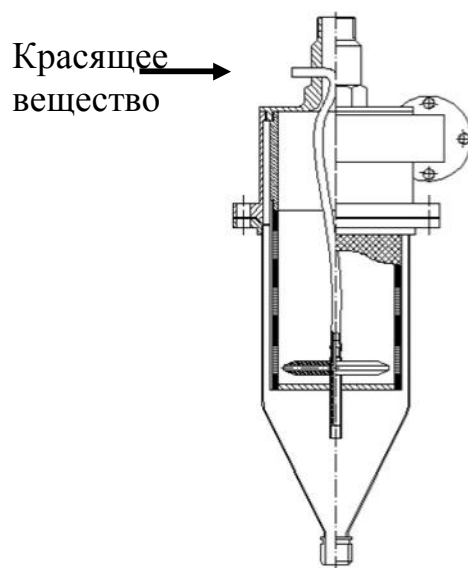


Рисунок 7 – Схема ввода краски к внутренним стенкам фильтроэлемента

Далее было исследовано изменение параметра закрутки потока в зависимости от продольной координаты.

На основании решения дифференциальных уравнений движения жидкости в кольцевом зазоре с пронизываемым цилиндром, описанных в работе [2] можно определить изменение параметра закрутки $tg\varphi$ по длине области фильтрования.

Экспериментальные значения параметра закрутки $tg\varphi$ определялись по направлению ниток, укрепленных на поверхности фильтроэлемента.

В таблице 1 приведены значения углов наклона ниток в пяти сечениях фильтроэлемента. Для каждого сечения измерения проводились в пяти равноотстоящих точках по окружности фильтроэлемента.

Таблица 1 - Значения углов наклона ниток, укрепленных на поверхности фильтроэлемента

Номер сечения	Угол наклона в точке 1, град	Угол наклона в точке 2, град	Угол наклона в точке 3, град	Угол наклона в точке 4, град	Угол наклона в точке 5, град	Среднее значение угла наклона φ , град
1.	61	62	64	63	64	62,8
2.	64	67	64	65	65	65
3.	66	67	68	70	68	67,8
4.	67	68	71	72	71	69,8
5.	74	75	74	76	76	75

На рисунке 8 показана функция изменения параметра закрутки, который определяется по результатам расчетов [1] как отношение тангенциальной скорости к радиальной на расстоянии порядка десятков микрометров от проницаемой поверхности (кривая 1) при величине кольцевого зазора $h=3$ мм. На этом же рисунке кривая 2 обозначает экспериментальные значения угла закрутки $tg\varphi$, подсчитанные по значениям углов наклона ниток φ из таблицы 1 и интерполированная с помощью интерполяционной формулы Лагранжа [6].

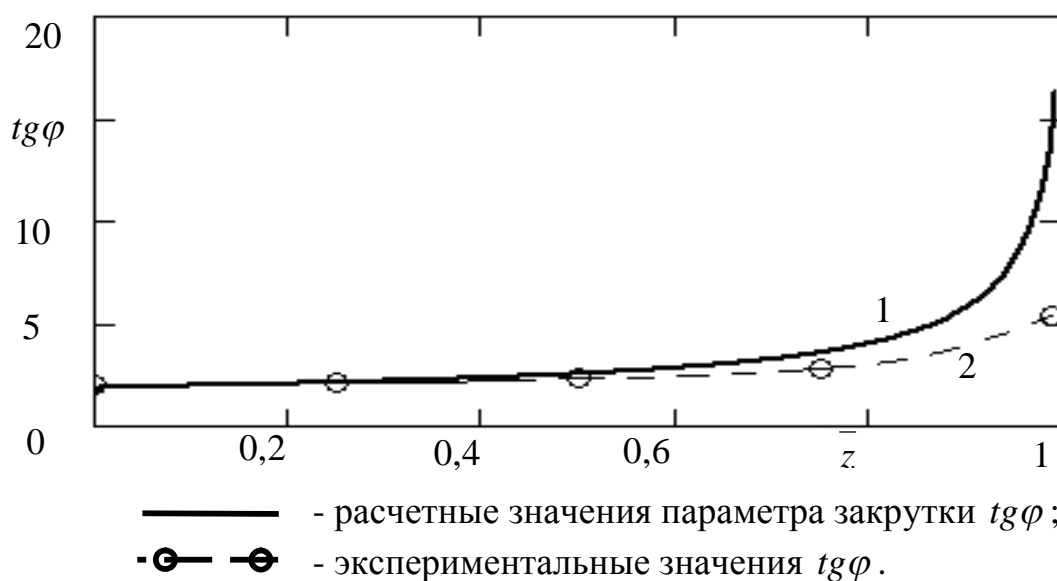


Рисунок 8 – Изменение параметра закрутки $tg\varphi$ по длине области фильтрования при $h=3$ мм

Как видно на графике две кривые в большей части совпадают. Различия функций в конечных сечениях может быть вызвано упрощением математической модели течения, т.е. пренебрежением вторыми производными от осевой и тангенциальной скорости по продольной координате.

Характеристикой точности совпадения экспериментальной кривой с расчетной может выступать норма относительной невязки в области $z \in [0, l]$, определяемая по формуле:

$$\|\varepsilon\| = \left(\int_0^L \left| \frac{tg\varphi_{\text{э}} - tg\varphi_{\text{р}}}{tg\varphi_{\text{р}}} \right|^2 dz \right)^{\frac{1}{2}}, \quad (1)$$

где $tg\varphi_p$ – расчетные значения параметра закрутки,
 $tg\varphi_э$ – экспериментальные значения параметра закрутки,
 L – длина области фильтрования.

В процентном отношении эта величина составила $\|\varepsilon\|=8,3\%$.

Таким образом, на основании проведенного исследования можно сделать вывод о том, что численное исследование течения в области фильтрования не противоречит реальному процессу движения закрученного потока в кольцевом зазоре с проницаемой поверхностью внутреннего цилиндра. Это дает возможность перейти к следующему этапу экспериментального исследования – определению тонкости очистки фильтром разрабатываемой конструкции.

Проведено экспериментальное исследование основных параметров закрученного потока жидкости в рабочей полости гидродинамического фильтра с закруткой потока.

The experimental research of key parameters of the swirled fluid stream in a working cavity of the hydrodynamic filter with a swirl stream is spent.

Библиографический список.

1. Бревнов А.А. Обоснование конструкции гидродинамического неполнопоточного фильтра с закруткой потока. Сборник научных трудов ДонГТУ. Алчевск, Вып. 25. – 2007, С.
2. Бревнов А.А., Мочалин Е.В. "Расчет поля скоростей закрученного потока в кольцевой области с проницаемой стенкой". Вісник Сумського державного університету, 2003.- №12(58).- С.65-69.
3. Мочалин Е.В., Бревнов А.А. К постановке задачи о движении взвешенной частицы в закрученном потоке несущей жидкости между двумя соосными цилиндрами с учетом отсоса жидкости через внутренний цилиндр. – Сборник научных трудов (Вып. 13). Алчевск: ДГМИ, 2001. - с.210-218.
4. Бревнов А.А. Исследование влияния закрутки потока на работу гидродинамического фильтра с неподвижным фильтроэлементом. Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут» «Технологія і техніка друкарства». Зб.наук. праць Вип. 4(14), Киев 2006, стр.64-72.

5. Халатов А.А. Теория и практика закрученных потоков. – Киев: Наук. думка, 1989. - 192с.

6. Г. Корн, Т. Корн. Справочник по математике (для научных работников и инженеров). М., 1978 г., 832 с., ил.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Финкельштейном З.Л.

СТРОИТЕЛЬСТВО

*к.т.н, доц. Симонова И.Н.,
к.т.н, доц. Долголаптев В.М.,
к.т.н, доц. Николаева Е.К.,
аспирант Симонов С.И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ТЕПЛОВИЗИОННЫЕ ОБСЛЕДОВАНИЯ СОСТОЯНИЯ ОГРАЖДАЮЩИХ КОНСТРУКЦИЙ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ

Проведений аналіз тепловізійних досліджень теплоізоляції будівель. Намічені шляхи енергозбереження при експлуатації житлових будівель в умовах посилювання нормативних вимог до мікроклімату приміщень.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Наиболее эффективный путь экономии топливно-энергетических ресурсов – повышение теплозащиты зданий и сооружений, так как на теплоснабжение гражданских зданий расходуется значительная часть дорогостоящего твердого и газообразного топлива.

Предъявляемые к современным зданиям и сооружениям теплотехнические требования для обеспечения энергоэффективности зданий и строительных сооружений направлены на поиск технических решений утепления наружных ограждений, повышению эффективности инженерного оборудования, снижению потерь энергии при ее выработке и особенно транспортировке, а также по сокращению расхода тепловой энергии путем автоматического управления оборудования и инженерных систем в целом. Все эти меры позволяют повысить уровень тепловой защиты зданий и уменьшить расходы на их отопление, горячее водоснабжение и освещение.

Следует отметить, что основная доля потерь в жилищно-коммунальном секторе приходится на здания, поэтому в настоящее время вышел целый комплекс нормативных документов по проектированию современных зданий и сооружений, направленных на экономию тепловой энергии, согласно которым должны проектироваться современные здания и сооружения. Эти нормы не только в несколько раз увеличили требуемые сопротивления теплопередачи современных ограждающих конструкций, закрепили правила проектирования ограждений, но и предусматривают введение новых показателей энергетической

эффективности зданий – удельного расхода тепловой энергии на отопление за отопительный период с учетом инфильтрации, теплопоступлений и ориентации здания по сторонам света, устанавливают их классификацию по показателям энергетической эффективности [1].

Однако для решения проблемы нерационального расходования тепла явно недостаточно разработки и усовершенствования строительной нормативной базы, необходимо также проведение тщательных обследований зданий на предмет выполнения этих норм.

Создание современных зданий и проведение реконструкции эксплуатируемого фонда с учетом нормативных требований к их энергопотреблению возможно только при высоком качестве проектирования и производства, использовании современных материалов и технологий, а также своевременной и обязательной диагностике реального состояния вновь возводимых, эксплуатируемых и реконструируемых объектов. Это особенно актуально, так как исследования показывают, что сверхнормативно теряется до 40% энергии, расходуемой на отопление зданий.

Одним из необходимых этапов работ на этом пути является проведение теплового контроля и определение фактических теплотехнических характеристик строительных конструкций в условиях их эксплуатации

Анализ исследований и публикаций. В недавно вышедшей нормативной литературе [1] предусмотрено заполнение энергетического паспорта здания во время разработки проекта, принятия его в эксплуатацию, а также в процессе эксплуатации ранее возведенных зданий.

Энергетический паспорт должен включать в себя нормативные, расчетные (проектные) и фактические теплоэнергетические показатели. Эти характеристики должны быть получены на стадиях разработки проекта конкретного строительного объекта, сдачи его в эксплуатацию и дальнейшей эксплуатации.

Для определения фактического значения термического сопротивления ограждающих конструкций согласно нормативным документам можно использовать два метода: натурные испытания и тепловизионные обследования здания. Конечно, хорошо бы эти два метода использовать комплексно, так как натурные испытания дадут полную картину распределения температуры в толще ограждения, а тепловизионный контроль позволит обследовать всё здание, а не отдельные его элементы, и выявить области аномальных температур.

При натурных исследованиях ограждающих конструкций возникает очень сложный вопрос об учете их влажности в зависимости от периода времени и ориентации по сторонам света. Правильная оценка влияния этих факторов и принятие оптимального решения при реконструкции здания представляет собой очень сложную задачу.

Следует отметить, что при проведении обследования на этапе сдачи объекта в эксплуатацию получают фактические показатели сопротивления теплопередаче ограждающих конструкций (за исключением окон) с учетом накопленной строительной и атмосферной влаги, поэтому они могут быть несколько ниже нормативных. Следовательно, говорить о выполнении нормативных требований возможно только после высыхания материалов, которое происходит постепенно в режиме эксплуатации здания. По разным оценкам требуется от 2 до 5 - 6 лет для стабилизации влажностного режима ограждающих конструкций. Все это необходимо учитывать при заполнении энергетического паспорта при новом строительстве.

Проведение обследований зданий с помощью тепловизионной съемки требует от организации наличия необходимого специального оборудования и группы высококвалифицированных в тепловизионной съемке и строительном деле специалистов. Современная конструкция тепловизора представляет собой цифровой прибор, принцип работы которого основан на способности улавливать ИК-излучения от обследуемых объектов и определять температуру либо преобразовывать его в визуальную картинку распределения тепловых полей по поверхности объекта. Тепловизионные исследования позволяют определить насколько эффективно «работает» в период эксплуатации та или иная система утепления. Инфракрасная строительная термография представляет собой систему тепловых диаграмм, составленных при неконтактном измерении температур конструктивных элементов здания.

Температурные поля поверхностей ограждающих конструкций получаются на экране тепловизора в виде цветного изображения, градации цвета которого соответствуют различным температурам. Причем можно проводить **тепловизионную диагностику** (обследование) – это осмотр объектов в инфракрасном диапазоне спектра («тепловая картинка»), измерение температуры в любой их точке, наблюдение динамики тепловых процессов, а также создание банка данных теплового состояния по каждому из наблюдаемых объектов.

Инфракрасное термографическое обследование строительного объекта производится в ситуациях, когда требуется установить какие-либо строительные дефекты без разрушения объекта, а также при необходимости определения утечек тепла и локализации «мостиков холода», выявления мест увлажнения конструкций. Подобные обследования существующего фонда недвижимости помогают определить объем мероприятий при осуществлении работ по его восстановлению. Используемые применительно ко вновь возводимым, отремонтированным или модернизированным объектам, они могут служить для оценки качества выполненных работ.

Опыт проведения тепловизионных исследований в Украине имеется. Так первое знакомство энергетиков Луганского региона с инфракрас-

ной (ИК) термографией произошло еще в 80-х годах, когда электрические сети Луганской области входили в состав Производственного энергетического объединения «Донбассэнерго». ПЭО «Донбассэнерго» одним из первых в бывшем Советском Союзе стало использовать инфракрасную диагностику для контроля состояния энергетического оборудования. В 1986 году именно специалистам тепловизионной лаборатории предприятия «Донбассэнерготехнология» (одного из подразделений ПЭО «Донбассэнерго») удалось измерить температуру в кратере взорвавшегося реактора 4-го блока Чернобыльской АЭС. Впоследствии тепловизионным контролем в Донбассе занималось уже два предприятия.

Инфракрасная диагностика оборудования крупных подстанций 110 - 500 кВ Луганской области в основном производилась предприятием «Донбассэнергоналадка» на основании соответствующих договоров. Имея желание охватить тепловизионным контролем как можно больше оборудования и сопоставив суммы договоров на тепловизионное обследование всех подстанций со стоимостью самого тепловизора, руководство энергоснабжающей компании «Луганскоблэнерго» приняло решение организовать собственное подразделение ТВК с оснащением его современной инфракрасной техникой. Таким образом, тепловизионный контроль оборудования в ОАО «Луганскоблэнерго» с 1999 года приобрел плановый характер.

На Алчевском металлургическом комбинате также осуществляют тепловизионный контроль температуры поверхности брони доменных печей и конвертора. Однако опыта обследования зданий и строительных сооружений, а также базы данных результатов испытаний в г. Алчевске до сих пор не имеется.

Очень интересен опыт проведения тепловизионного обследования зданий в России. Так технологическим институтом "ВЕМО" г. Москва разработана и внедрена в практику система комплексного теплового (тепловизионного) обследования зданий и строительных сооружений в реальных условиях их эксплуатации (в летний и зимний периоды) с определением их количественных характеристик [2].

Методика позволяет произвести тепловой контроль строительных конструкций в натурных условиях их эксплуатации (с определением приведенного сопротивления теплопередаче по стенам и окнам), кроме того, в случае необходимости, возможно:

- определение точки росы и координаты плоскости промерзания в ограждающих конструкциях;
- определение остаточного теплового ресурса здания при аварийном отключении теплоснабжения;
- выдача рекомендаций по необходимым мероприятиям для устранения сверхнормативных теплопотерь на участках их обнаружения.

Постановка задачи. Основная задача, решаемая при энергосбережении зданий в настоящее время – это обследование жилого фонда г.

Алчевска различных конструктивных схем зданий, накопление опыта обследования, создание базы энергетических паспортов, определение потерь тепла наружными ограждениями и разработка рекомендаций по фактическому сбережению тепловой энергии.

Изложение материала и его результаты. До настоящего времени оценка теплозащитных характеристик зданий осуществляется расчетным путем по проектно-информационным показателям ограждающих конструкций. Фактические результаты строительства не учитываются. При резко возросшей стоимости энергоносителей такой подход не устраивает потребителей, поскольку не учитывает случайные (но очень частые) изменения характеристик строительных материалов и конструкций.

Как показывает опыт, оценивать тепловые характеристики наружных ограждающих конструкций, через которые идут основные теплопотери (стеновых панелей, стыковых соединений, оконных проемов, элементов кровли и др.), целесообразно на основе фактического контроля конкретной строительной конструкции как минимум на двух этапах: в процессе сдачи в эксплуатацию и через определенный срок эксплуатации.

Однако независимо от того, насколько современна та или иная выбранная конструкция, насколько выбранное техническое решение соответствует необходимой теплозащите здания, здание не будет энергоэффективным в случае, если качество строительных работ не будет соответствовать высоким требованиям. Обеспечение высокого качества строительства влечет за собой проведение ряда дополнительных работ.

Главная цель этих работ заключается в проведении проверки реального состояния всех элементов и конструкций сооружаемого здания.

Для определения энергосберегающих характеристик и тепловых потерь конструкций зданий и сооружений, согласно с новыми нормативными документами, разрабатывается энергетический паспорт здания и проводится тепловизионная съемка объекта.

Энергетический паспорт регистрирует и устанавливает расчетным способом реально полученные теплофизические характеристики строительных конструкций, а с помощью тепловизионной съемки производится качественная проверка теплозащиты здания.

Насколько качественно выбрана конструкция теплозащиты здания, правильно и корректно проведен подбор строительных материалов и конструкций, присутствуют ли отклонения и отступления от проектной документации, и наконец, насколько грамотно выполнены строительномонтажные работы – на все эти вопросы можно ответить с помощью тепловизионной съемки.

Натурные обследования проводились при отрицательных температурах наружного воздуха, при отсутствии солнечного облучения, ат-

мосферных осадков, тумана и других подобных явлений. Последнее условие продиктовано тем, что датчики коротковолновых инфракрасных систем очень чувствительны к воздействию перечисленных неблагоприятных факторов и потом могут исказить показания приборов. Разность между показаниями комнатных температур и температуры наружного воздуха в течение 12 час. (min) составляла не менее 10 К.

Термографирование поверхности стены производилось в перпендикулярном направлении к стене либо при отклонении от этого направления влево, вправо, вверх и вниз не превышающем 30° . Измерения производились с фиксированного расстояния. При перемещении оператора вдоль объекта в целях корректности последующих расчетов фиксированное расстояние максимально сохранялось.

Термографирование проводилось последовательно по намеченным участкам с покадровой записью термограмм в компьютер и одновременным измерением и фиксацией температур реперных участков.

Термографирование наружной поверхности стен проводилось общим панорамным снимком, охватывающим всю стену с вертикальными и горизонтальными стыками.

Проверка качества проведения строительных работ была осуществлена на Алчевском металлургическом комбинате на примере недавно построенного по новым технологиям здания АБК цеха непрерывной разливки стали и других объектов, рис. 1,2.



Рисунок 1 – Тепловизионные исследования здания АБК цеха непрерывной разливки стали

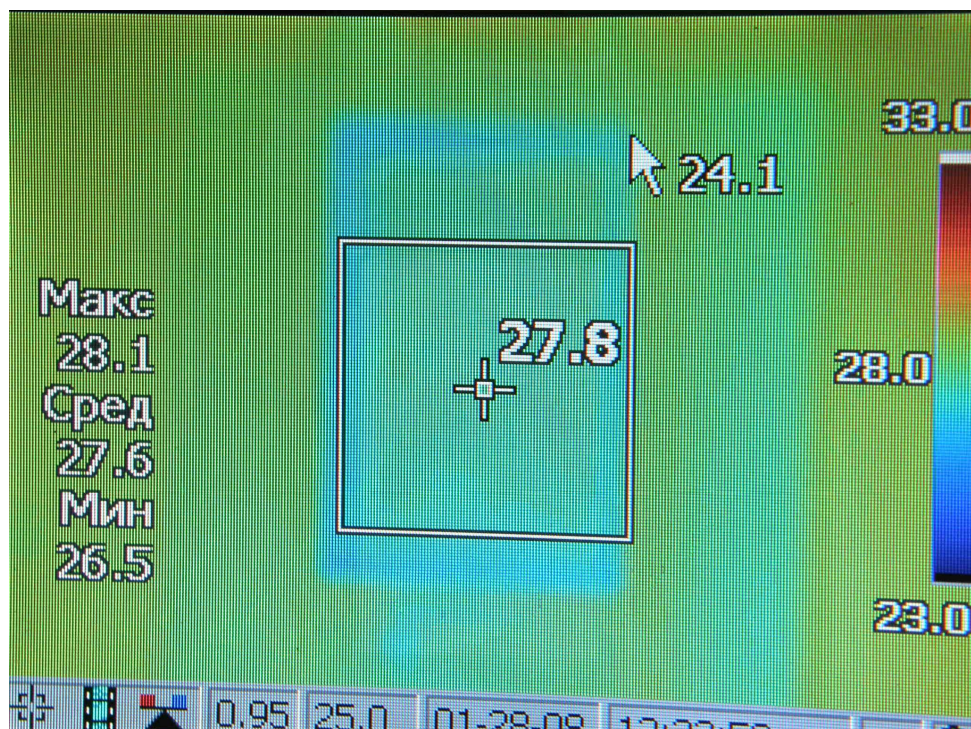


Рисунок 2 – Результаты тепловизионных исследований здания АБК цеха непрерывной разливки стали

Результаты исследования показали хорошую теплоизоляцию данного здания, фактическое отсутствие теплопотерь, что говорит о равномерности распределения температуры по всей поверхности ограждений. По данному объекту можно сказать, что это энергоэффективное здание, так как термограмма является наглядным официальным документом, подтверждающим состояние ограждающей конструкции здания, характер и масштаб дефектов. Дефектов при проведении исследований в данном здании с наружной стороны фасада не обнаружено, что не скажешь о других объектах АМК. Результаты исследований объектов АМК будут опубликованы в дальнейших изданиях с подробным описанием методики и методов исследования. В здании АБК цеха непрерывной разливки стали была применена современная система теплоизоляции наружных стен с наружной поверхности и произведена установка пластиковых окон, что значительным образом сократило количество теплопотерь наружными ограждениями. Однако с внутренней поверхности наружного ограждения термограмма наружной стены и перекрытия не выглядит равномерной, рис 3.

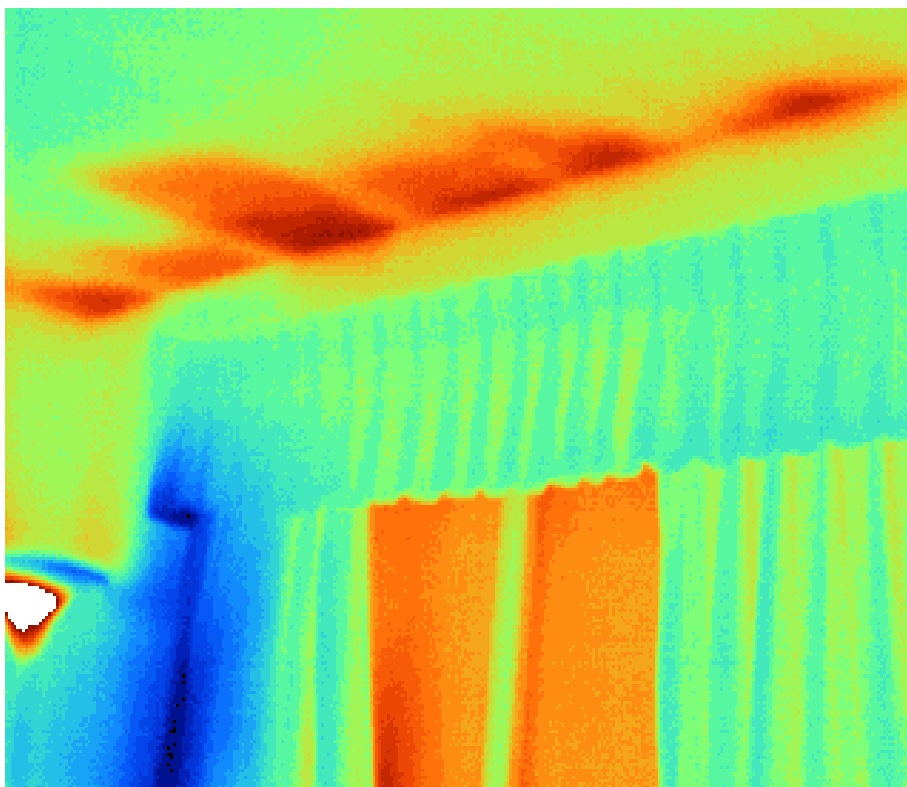


Рисунок 3 – Результаты тепловизионных исследований кабинета с внутренней стороны

Выводы и направление дальнейших исследований. За рубежом, за два десятилетия интенсивного развития сформировалась система стандартов и методик по применению тепловидения в строительстве. В Украине, к сожалению, нет значительных успехов в области инфракрасной термографии строительства. Но, законы рыночной экономики, удорожание энергоносителей обусловили прямой интерес к их экономике. Это вызвало появление на строительном рынке новых конструкций и теплоизоляционных материалов, соответственно встал вопрос оперативной инструментальной диагностики показателей теплозащиты. Начиная с 1 января 2008 года вступает в действие ДБН В2.6-31-2006 "Теплова ізоляція будівель". Этот документ обуславливает новые, повышенные требования к энергоэффективности всех строящихся и реконструируемых зданий. И хотя понятие «энергосберегающий дом» в украинских нормативах пока отсутствует, дальнейшие исследования должны ввести такое понятие, как норму. Проведенные тепловизионные испытания и полученные по их результатам данные дадут значительный экономический эффект, позволят сэкономить средства и материалы на ремонт, так как позволяют выявить дефекты конструкций еще на стадии возведения здания. Дальнейшие исследования будут направлены

на проведение тепловизионных испытаний на объектах города Алчевска.

Проведен анализ тепловизионных обследований теплоизоляции зданий. Намечены пути энергосбережения при эксплуатации жилых зданий в условиях ужесточения нормативных требований к микроклимату помещений.

The Organized analysis heat visions examination heat to insulation of the buildings. The Intended ways energo savings at usages vein buildings in condition of the tightening the normative requirements to micro climate premises.

Библиографический список.

1. ДБН В.2.6-31:2006. Теплова ізоляція будівель. – На заміну СНиП II-3-79. – Київ.: Міністерство будівництва, архітектури та житлово-комунального господарства України, 2006. – 70 с.
2. Будадин О.Н., Потапов А.И., Колганов В.И и др. Тепловой неразрушающий контроль изделий.- М., Наука, 2002, 476с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Давиденко А.И.

к.т.н., доц.Каличава Т.Б.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ЗАЩИТНЫХ МЕРОПРИЯТИЙ В СЛОЖНЫХ ГРУНТОВЫХ УСЛОВИЯХ

Розглянуті імовірнісні методи визначення впливу на стан будівель деформацій підстав, з урахуванням їх розсіювання, методами для визначення впливу на стан будівель протікаючих в складних ґрунтових умовах регулярних деформаційних процесів (осідань над гірськими виробленнями і ін.), яким властива та ж невизначеність результатів першого роду, що і регламентованим будівельними нормами процесам.

Протекающие грунтовой среде процессы отличает большой разброс характеризующих конечные результаты действия этих процессов показателей, в нашем случае - обобщенных показателей влияния на состояние зданий деформационных процессов сложных грунтовых условий (оседаний, горизонтальных перемещений, коэффициентов жесткости оснований зданий и т. п.). Их изменения по законам случайных событий, создают первого рода неопределенность влияния рассматриваемых процессов на состояние зданий.

Эта неопределенность, касающаяся величин упомянутых показателей, присуща и регулярно протекающим, и стохастическим деформационным процессам. Но последние характеризует еще и иная неопределенность, которую будем именовать неопределенностью второго рода. Ее суть в том, что стохастические процессы инициируют факторы влияния (замачивание лессовых грунтов, сейсмические волны и т.п.) возникновение и действие на грунт которых протекает также по законам случайных событий. Поэтому за срок службы зданий эти процессы могут и не возникнуть.

В строительных нормах рекомендованы вероятностные методы расчетов несущей способности и деформаций оснований зданий, где протекание процессов выпора грунта и осадок зданий определяют с учетом разброса конечных результатов. Расчеты производят по задаваемому уровню надежности здания, оцениваемому допустимой вероятностью отказа. Их применение локализует влияние неопределенностей

первого рода, не допуская снижения надежности здания ниже упомянутого уровня.

Однако эти методы расчетов разработаны и применяются лишь для двух упомянутых деформационных процессов, протекающих в обычных и сложных грунтовых условиях. Для других протекающих в сложных условиях регулярных и стохастических процессов просадки, оседания при подработке и др., методы локализации неопределенностей первого рода не разработаны. Расчеты влияния этих процессов на здания ведут без учета их разброса, т.е. без определения вероятности отказов, определяемых случайным превышением расчетных показателей влияния.

Локализовать влияние на состояние зданий неопределенностей протекания этих процессов можно таким же образом, как это сделано в нормах для двух процессов. Для этого нужно иметь для них методы расчетов, аналогичные изложенным в упомянутых нормах для двух упомянутых процессов, и эти методы использовать для вероятностных расчетов величин принятых обобщенных показателей влияния на здания грунтовых деформационных процессов в сложных грунтовых условиях. В этом случае требуемый уровень надежности зданий также будет выдержан. Полученные в результате таких расчетов величины упомянутых обобщенных показателей, по аналогии с рекомендованными нормами [5] следует именовать расчетными.

В качестве примера приведем разработанный нами на такой основе метод определения влияния на состояние здания процесса оседаний грунта над горной выработкой, с заданной вероятностью не превышения величин этих оседаний. Исходные для такого расчета величины нормативных (по терминологии) оседаний s_n над горными выработками должны быть определены по обычно применяемым для этого маркшейдерским формулам. Расчетные величины s_p с заданной вероятностью не превышения уровня вероятности P определяют, вводя коэффициент безопасности по грунту k_r :

$$s_p = s_n/k. \quad (1)$$

Последний связан показателем точности нормативного значения π_t :

$$k_r = 1/(1 - \pi_t). \quad (2)$$

В свою очередь показатель π_t равен произведению коэффициента вариации v на коэффициент t_a , зависящего от заданной вероятности P :

$$\pi_t = v t_a. \quad (3)$$

Коэффициент вариации v в данном случае равен 0,15 при надежном определении основного исходного показателя для определения оседания - мощности разрабатываемого угольного пласта выработками действующей шахты и 0,25 при определении его разведочными скважинами. Величины t_a принимаются равными 1,16, 1,48, 2,01 и 3,36 при величинах заданной вероятности P соответственно 0,85, 0,9, 0,95 и 0,99. Аналогичным образом могут быть определены расчетные величины других обобщенных показателей влияния на здания грунтовых деформационных процессов в сложных грунтовых условиях.

При оценках вероятных отказов зданий, определяемых протеканием в сложных грунтовых условиях деформационных процессов, следует учитывать не только неопределенности их протекания первого рода, но и другие виды неопределенностей. Соответственно, если существует опасность возникновения грунтовых деформационных процессов при определении надежности зданий на ненадежных основаниях, должны быть разработаны инженерные методы учета влияния всех неопределенностей.

Вероятность возникновения в основаниях зданий за срок их службы, стохастических процессов сложных грунтовых условий: просадочных, оползневых, карстово-суффозионных и других, которое определяют техногенные и природные случайные события (замачивание, подрезка склона, вибрация и др.) изменяется в широких пределах, от 0,05 - 0,1 и до 0,5 и редко бывает большей. Поэтому размеры экономического ущерба от таких процессов могут быть очень разными, и вероятность их может быть невелика. С учетом этого для перечисленных процессов вероятность совпадения реального ущерба с максимальным, рассчитанным по детерминистской методике, не превышает 0,25 – 0,3, а вероятность того, что или его не будет вообще, или он будет много меньше, достигает 0,7 - 0,75, т. е. рассчитанный по такой методике ущерб значительно завышен.

Поэтому коэффициент, учитывающий при выполнении технико-экономических расчетов влияние неопределенностей второго рода, должен быть не повышающим, как для неопределенностей первого рода, а понижающим. Его величина может быть принята равной от 0,5 до 0,9.

При влиянии грунтовых процессов в основаниях отказы зданий происходят в форме разных разрушения и повреждения. Наиболее опасен полный отказ с внезапным обрушением несущих конструкций, с угрозой гибели и травм людей. Менее опасен полный отказ, протекающий не внезапно, т.е. без такой угрозы, но завершающийся полным разрушением здания. Частичные отказы приводят к разным повреждениям, устраняемым проведением капитальных ремонтов с прекращением экс-

плуатации или текущих ремонтов, без ее прекращения. Соответственно, можно выделить такие типы отказов разных зданий:

Полные отказы в форме внезапных обрушений конструкций ($\zeta_{зд}=1$), приводящих к гибели или травмам людей в разрушающихся зданиях; наиболее опасны такие отказы зданий с большим скоплением людей (зрительные и торговые залы и т.п.).

Полные отказы зданий, не внезапные (без опасности для людей), но в форме полного разрушения ($\zeta_{зд}=1$) или больших повреждений ($\zeta_{зд} \rightarrow 1$), не устранимых ремонтами, а требующих их разборки, что приводит к экономическому ущербу, равному или большему полной стоимости этих зданий; наиболее нежелательны такие отказы уникальных зданий - памятников истории или архитектуры и важнейших промышленных объектов, поскольку в первом случае это ведет к безвозвратной потере представляющих большую ценность памятников, во втором - к народнохозяйственным потерям.

Частичные отказы зданий с большой степенью ($1 > \zeta_{зд} > 0,5$), устранение последствий которых требует капитальных ремонтов с временным прекращением эксплуатации, экономический ущерб в этом случае определяет стоимость ремонта и потерь от прекращения эксплуатации.

Частичные отказы зданий с небольшой степенью ($\zeta_{зд} < 0,5$), последствия которых устраняются текущими ремонтами без прекращения эксплуатации с экономическим ущербом, равным стоимости ремонта.

Отказы в форме внезапных обрушений опасных для жизни людей следует рассматривать в соответствии с основными положениями теории риска и обоснованными в ней подходами к допустимости разрушительных процессов, приводящих к гибели людей [7]. Может быть допущена лишь очень небольшая вероятность полного отказа системы здание-основание, соизмеримая с допустимой вероятностью стихийных бедствий, приводящих к не предотвращаемым человеческим жертвам. Таким образом, если возникает опасность для жизни людей, то защитные меры должны предусматривать ее наиболее полное, технически осуществимое предотвращение, независимо от стоимости этих мер.

Исходя из опыта строительства, отраженного в строительных нормах [5], в подобных случаях, когда речь идет о возможном внезапном разрушении здания, в частности в расчетах оснований на несущую способность, достаточной считается доверительная вероятность P_α , равная 0,99 для наиболее ответственных объектов, в данном случае - зданий с большим скоплением людей, 0,95 - для иных зданий.

Для рядовых объектов, полные и частичные отказы которых описаны в остальных пунктах приведенного выше перечня, стоимость применяемых мер защиты определяется технико-экономическими расчетами. Поскольку в таком аспекте их принятие носит предварительный оценочный характер, для таких расчетов могут быть приняты уровни доверительной вероятности, равные 0,85 - 0,95, что соответствует уров-

ням доверительной вероятности, заложенным действующими нормами [5,6] в свойства грунтов, принимаемые при расчетах таких же зданий.

Вероятностные технико-экономические расчеты оптимальных затрат на защитные мероприятий от воздействий деформационных процессов в сложных грунтовых условиях сводятся к определению:

1. Вероятности опасных для людей отказов зданий, протекающих в формах внезапных обрушений конструкций.

2. Вероятного экономического ущерба от полных или частичных отказов, протекающих в не опасных для людей формах, при применении защитных конструктивных мероприятий разных уровней.

С учетом изложенного следует считать, что в современных условиях рыночной экономики, когда значение экономических показателей возросло, возведение и эксплуатация различного типа зданий и сооружений в сложных грунтовых условиях без защитных мероприятий, может иметь достаточно большую область применения, в пределах которой экономичность такого подхода неоспорима. Эта область охватывает легкие грунтовые условия, где параметры деформационных процессов невелики, а вероятность возникновения деформационных процессов в основаниях зданий за срок их службы не превышает 0,5.

Применение в таких условиях мер защиты, призванных локализовать возможные негативное воздействие сложных условий строительства, не вполне оправдано, так как в ряде случаев влияние сложных грунтовых условий за срок службы возводимого сооружения может не проявиться. Вследствие этого, при экономическом ресурсно-хозяйственном подходе возникает необходимость оценивать вероятность их безаварийной эксплуатации и рассчитывать промежутки времени, в течение которых инженерно-геологические условия не претерпят существенных изменений и не смогут ухудшить техническое состояние конструкций здания.

Эти оценки и расчеты могут быть осуществлены вероятностными методами, так как время опасного изменения состояния основания здания и степень этого изменения, определяет в большинстве случаев в сложных грунтовых условиях случайное по пространственным координатам, масштабу проявления и времени возникновения сочетание техногенных и природных факторов влияния на здания.

Сочетание вероятностных и детерминированных расчетов дает возможность обосновано определять экономическую целесообразность защитных мер по усилению конструкций и оснований в сложных грунтовых условиях.

При выполнении сравнительных расчетов вариантов защиты зданий в сложных грунтовых условиях было принято, что альтернативой полному комплексу конструктивной защиты является и значительно более дешевая упрощенная защита, и строительство без защитных мер, но с обязательным страхованием объекта от разрушения.

Выполненные исследования подтвердили целесообразность применения высоконадежного, с избыточным запасом надежности метода защиты зданий от повреждений грунтовыми деформационными процессами в наиболее тяжелых грунтовых условиях, с высоким уровнем деформаций и большой (более 0,5) вероятностью развития грунтовых деформационных процессов за срок службы зданий. В этих условиях конструктивные меры защиты должны быть рассчитаны на предотвращение полных отказов и сведение к минимуму частичных отказов зданий.

Условно надежный метод защиты зданий от повреждений грунтовыми деформационными процессами экономически выгодно использовать в легких грунтовых условиях.

Обоснование потребности в страховании зданий в сложных грунтовых условиях показали, что возведение и эксплуатация различного типа зданий и сооружений в сложных грунтовых условиях без защитных мероприятий, может иметь достаточно большую область применения. Но непереносимым условием возведения зданий в сложных грунтовых условиях без защитных мероприятий является их страхование от повреждений. Оно необходимо, чтобы собственники поврежденных объектов не имели противоречащих цивилизованным нормам больших убытков в случае мало вероятных, но возможных больших повреждений зданий.

Ставки страхования должны сбалансировать риск потерь в экономическом эквиваленте собственников и страховых компаний. При этом основой для их расчетов должны быть ожидаемые убытки, оцененные по вероятности повреждений зданий в данных условиях, с учетом статистики аварий в процессе эксплуатации зданий по геотехническим причинам. Они могут быть определены специалистами в достаточно короткое время. Их наличие позволит каждому реальному и потенциальному собственнику приблизительно оценить размер средних и максимально возможных потерь на протяжении времени эксплуатации, проектируемого в сложных грунтовых условиях здания. В последующем на основе этих ставок должен быть составлен вероятностный геотехнического кадастр территорий со сложными грунтовыми условиями, с определением вероятности во времени возникновения в различных условиях грунтовых деформационных процессов.

Поскольку строительство и эксплуатация в сложных инженерно-геологических условиях связанная из риском повреждения зданий и сооружений, обусловленные геотехническими грунтовыми процессами, причем, с одной стороны, разброс возможных непредвиденных вариантов убытков на каждом объекте массового строительства довольно значителен, с другой, большие повреждения на протяжении срока службы зданий выведут из строя их меньшую часть, причем не в одно и то же время, как правило, не по вине строительной и эксплуатационной организации, а благодаря просадочности грунтовых оснований.

При страховании зданий в сложных грунтовых условиях возникнут объективные и субъективные трудности. Первые определяют геотехнические и юридические причины - недостаточная степень изученности и отсутствие законодательной базы. Вторые более разнообразны, в основе их лежит неосведомленность общества о причинах и распространённости повреждений зданий в сложных грунтовых условиях и о преимуществах страхования их последствий.

Вероятностные методы определения влияния на состояние зданий деформаций оснований, с учетом их рассеяния, в строительных нормах регламентированы лишь для протекающих во всех грунтовых условиях процессов выпора и осадки, в статье разработаны по аналогии такие же методы для определения влияния на состояние зданий протекающих в сложных грунтовых условиях регулярных деформационных процессов (оседаний над горными выработками и др.), которым присуща та же неопределенность результатов первого рода, что и регламентированным строительными нормами процессам.

Нерегулярные стохастические деформационные процессы сложных грунтовых условий (просадочные, карстово-суффозионные, оползневые), кроме неопределенности первого рода, отличается еще неопределенностью второго рода, обусловленная тем, что их инициируют случайные события (замачивание грунта, обрушение карстовой полости и т.п.), вследствие чего в основании здания за срок его службы такой процесс может и не начаться; поэтому рассчитанный по максимально возможному уровню повреждений ущерб от этих процессов в большинстве случаев много больше реального, и при вероятностных методах его определения вводится понижающий коэффициент.

Технико-экономические расчеты оптимальных затрат на защитные мероприятия от воздействий деформационных процессов в сложных грунтовых условиях производятся по критериям:

- предельно малой вероятности опасных для людей отказов зданий, в форме внезапных обрушений конструкций;
- минимума суммы затрат на защитные мероприятия и вероятного экономического ущерба от полных или частичных отказов.

При проведении таких расчетов сравнивают методы защиты:

- высоконадежный, рассчитанный на сохранение здания без заметного ухудшения условий эксплуатации и больших затрат на ремонты, наиболее эффективный в тяжелых грунтовых условиях при больших деформациях;
- обычной надежности, рассчитанной на предотвращение разрушения здания, с временным ухудшением условий эксплуатации в период протекания деформаций основания и потребностью ремонта после этого, эффективный в более легких грунтовых условиях;
- без защитных мероприятий, со страхованием здания от повреждений, который может быть применен в легких грунтовых условиях.

Рассмотрены вероятностные методы определения влияния на состояние зданий деформаций оснований, с учетом их рассеяния, методами для определения влияния на состояние зданий протекающих в сложных грунтовых условиях регулярных деформационных процессов (оседаний над горными выработками и др.), которым присуща та же неопределенность результатов первого рода, что и регламентированным строительными нормами процессам.

There were considered stochastic methods for determining the influence of base deformations taking into account their diffusion onto the conditions of buildings being occurred in complex ground conditions of regular deformation processes (settling over the mine excavations etc), which have the same uncertainty of the first sort results as the processes regulated by building specifications.

Библиографический список.

1. Черный Г.И. Изменение физико-механических свойств грунтов при динамических нагрузках. К. "Наукова думка", 1979, 130 с.
2. Черный Г.И. Устойчивость подрабатываемых бортов карьеров. М. "Недра", 1980.
3. Швец В.Б. и др. Выбор рациональных размеров свай заданной несущей способности с помощью метода машинного моделирования. – Основания и фундаменты в геологических условиях Урала. Межвузовский сборник научных трудов. Пермский политехнический институт. 1984. С.18-22.
4. СНиП 1.03.07-87. Инженерные изыскания для строительства. - М.: 1988. – 104 с.
5. СНиП 11-02-96. Инженерные изыскания для строительства. - М.: 1997. – 50 с.
6. СНиП 11-105-97. Инженерно-геологические изыскания для строительства - М.: 1997. – 48 с.
7. Тейлор Д. Основы механики грунтов. Госстройиздат, М, 1960.
8. Sogge R.L. Laterally loaded pile design."J. Geotechn.Eng. Div. Proc. Amer. Soc. Civ. Eng.", 1981, 107, №9, pp.1179-1199.
9. Диссертационная работа Каличава Т.Б. «Критерії оцінок інженерного захисту фундаментів будівель у складних ґрунтових умовах», Київ, НІІІСК, 2006.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Давиденко А.И.

*к.т.н., доц. Жданова И.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПРИМЕНЕНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ ОПИСАНИЯ ГРУНТОВЫХ ПРОЦЕССОВ, ПРОТЕКАЮЩИХ ПРИ СТАТИЧЕСКОМ ЗОНДИРОВАНИИ

Приведені результати теоретичних досліджень умови застосування математичних моделей для опису ґрунтових деформаційних процесів, що протікають при статичному зондуванні. На основі цього розроблені розрахункові інженерні формули для визначення загасання з віддаленням від зонда напруг, об'ємних деформацій, переміщення і деформацій формозмін (розплющення) елементарних об'ємів в ґрунтах різної пористості, з різними показниками механічних властивостей.

Инженерные расчетные формулы для описания деформационных процессов в грунтах, в том числе при зондировании, можно получить лишь применяя простые уравнения состояния одноэлементных модельных тел с идеальными механическими свойствами. Усложнения моделей для приближения описываемых их уравнений механических свойств к сложным свойствам реальных неоднородных грунтов приводят к непреодолимым математическим трудностям. Замена детерминистских расчетных формул компьютерными численными расчетами не устраняет эти математические трудности, а только несколько их ослабляет. Поэтому в компьютерные программы закладывают те же простые уравнения состояния идеальных модельных тел, а не характеристики механических свойств реальных грунтов.

При инженерных расчетах грунтовых деформационных процессов строительной геотехники грунты обычно моделируют линейно деформируемой (на стадии нагружения – упругой) и жестко-пластичной (сыпучей) средами и очень редко - вязкопластичной и ползучей (упруговязкой) [1]. Хотя в этих математических моделях сложные изменчивые механические свойства грунтов упрощены, но разработанные на их основе расчетные формулы пригодны для инженерных расчетов, если описываемое ими протекание деформационных процессов близко к натурному при нагружениях, не выходящих за пределы обычных условий для строительной практики. Это имеет место, если реакция на внешнее

силовое воздействие модели и грунта при применяемых на практике нагрузениях одинакова. Все иные свойства грунтов для таких инженерных расчетов значения не имеют и в моделях могут быть проигнорированы. Сейчас в строительной практике инженерные расчеты по теоретическим формулам производят лишь в том случае, если они были разработаны в соответствии с этим принципом. Попытки использовать для разработки расчетных формул модели, описывающие очевидные, но не существенные для изучаемых процессов механические свойства грунтов, оказывались бесплодными [1].

В соответствие с этим, определение областей применения известных математических моделей для описания деформационных процессов, протекающих при зондировании, включает два этапа. На первом, составляющем содержание этого подраздела, будут уточнены диапазоны касательных и нормальных напряжений, в которых применимы одноэлементные модели упругого тела, сыпучей среды и вязкопластического тела, без учета способа нагружения. Средством для этого будет служить тело Бингама, составными элементами которого являются упомянутые модели, и график Г.И.Черного [2], именуемый обобщенным паспортом прочности грунта, где на поле напряжений определены области применения этих моделей. Далее, на втором этапе, будут определены параметры напряжений и деформаций при статическом зондировании на разных расстояниях от вдавливаемого в грунт зонда.

Наиболее полно отражает свойства грунта тело Бингама, состоящая из трех разных элементов. В силу сложности оно не пригодно для описания грунтовых деформационных процессов разработки инженерных расчетных формул, но может быть использовано для анализа применимости для этого его составных элементов. В нашем случае с помощью многоэлементного тела Бингама может быть определено, какие деформации, описываемые составными элементами, определяют протекание рассматриваемых нами грунтовых процессов, в которых нагрузки и условия нагружения задаются вдавливанием стандартного зонда с определенной скоростью. Этот анализ даст возможность обосновано произвести выбор математических моделей для разработки описывающих эти процессы инженерных формул.

В трехэлементной реологической модели тела Бингама [3] составные элементы: упругий, пластический (сухого трения) и вязкий соединены последовательно, но при нагружении, до включения в работу элемента сухого трения, вязкий элемент в работу не включается. Поэтому полная деформация в этой модели, как и в связных грунтах, включает две составляющие: упругую и вязкопластическую. Первая протекает в соответствие с законом Гука на протяжении всего времени нагружения, соотношения нагрузки и деформации определяет модуль деформации.

Вторая начинается, когда нагрузка достигнет порога подвижности, равного сопротивлению элемента сухого трения, скорость ее протекания определяет коэффициент вязкости вязкого элемента.

На рисунке 1 приведена структурная схема тела Бингама [3].

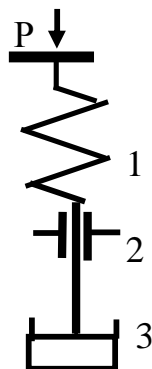


Рисунок 1 – Структурная схема тела Бингама. 1 – упругий элемент; 2 – пластический(сухого трения); 3 – вязкий

В грунте, эквивалентом модулю деформации тела Бингама, является тот же модуль деформации, но в сочетании с коэффициентом бокового давления или коэффициентом Пуассона, эквивалентом порога подвижности, условие предельного напряженного состояния Кулона определено углом внутреннего трения и сцеплением, а коэффициент вязкости эквивалента не имеет.

Сочетание двух составных частей деформирования делает модель Бингама пригодной для определения границ области, в которой применение простой и удобной модели упругого тела становится некорректным и возникает необходимость для адекватного описания, рассматриваемого деформационного процесса использовать сложную и менее удобную модель вязкопластичного грунта. То, что влияние временных вязких факторов модель Бингама учитывает на стадии пластического деформирования, не рассматривая его на упругой стадии, ведет к заметным погрешностям лишь для объемного деформирования, когда упруго-вязкие деформации соизмеримы с вязкопластическими [4].

В нашем случае они не существенны в процессах деформирования грунта в непосредственной близости от зонда, когда после уплотнения продолжается интенсивное деформирование формоизменения, с несущественными упругими и упруго-вязкими составляющими. Определение степени нелинейности этих вязкопластических процессов на качественном уровне может быть предметом намеченного анализа с помощью модели Бингама. В технической литературе имеются единичные описания протекания подобных процессов в среде со свойствами тела

Бингама, которые могут быть использованы в качестве аналогов грунтовых процессов, протекающих при зондировании. Схемы двух из них, описанные в [3] и [5], приведены на рисунке 2.

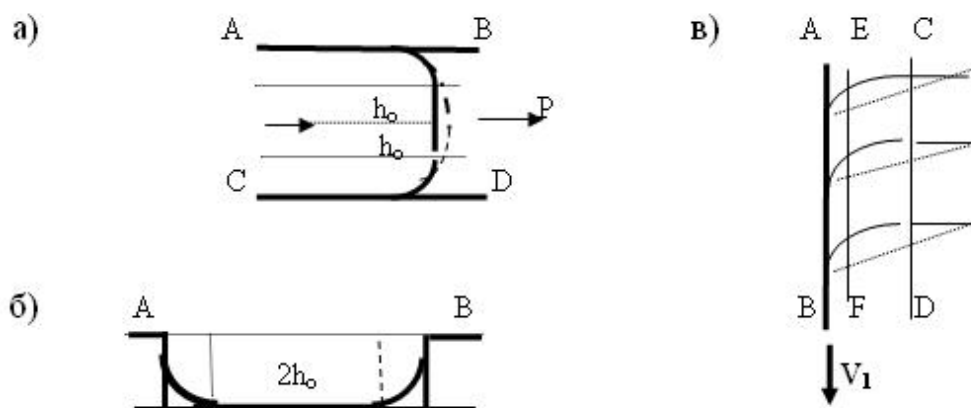


Рисунок 2 – Деформирование среды Бингама (сплошные линии) и упругой (штрихи): а) между жесткими пластинами; б) при оседании кровли подземной выработки; в) у боковой поверхности штанги (муфты) погружаемого в грунтовый массив зонда

Схема 2а иллюстрирует деформирование при нагрузке P среды Бингама, заключенной между пластинами с шероховатыми поверхностями, на которых коэффициент трения ϕ больше коэффициента внутреннего трения среды φ :

$$\operatorname{tg} \phi \geq \operatorname{tg} \varphi . \quad (1)$$

При этом условии скорость движения среды у пластин равна нулю. Интенсивность ее возрастания с удалением от них определяет коэффициент вязкости. Но, в отличие от течения вязкой жидкости, когда возрастание идет до средней оси, при вязкопластическом деформировании тела Бингама оно локализуется в пограничном пристеночном слое, а средняя часть области деформирования образует упругое твердое ядро, шириной $2h_0$. Так как упругие деформации пренебрежимо малы в сравнении с вязкопластическими, передний фронт движения ядра имеет плоскую форму (на схеме - сплошная линия), а у вязкой жидкости он криволинеен (на схеме – штрихи). Максимальная скорость такого вязкопластического деформирования V равна скорости движения плоского фронта твердого ядра. Она составит[3]:

$$V = |\tau_{\max}| L Bi / 2\xi , \quad (2)$$

где ξ – динамический коэффициент вязкости,

L – расстояние между пластинами,

τ_{\max} – предельные касательные напряжения на пороге подвижности, после которого начинается вязкопластическое деформирование,

B_i – число Бингама, характеризующее соотношения показателей свойств тела Бингама.

На рисунке 2б приведена схема вязкопластического деформирования кровли подземной выработки, сложенной вязкопластической средой Бингама. Контур оседающей кровли здесь также в центральной части плоский, а скорость оседания описывается той же формулой (2) [5].

Эти же аналоги использованы при определении закономерности деформирования среды со свойствами тела Бингама, примыкающей к поверхности штанги или муфты при погружении зонда. На рисунке 3в приведена схема плоской задача о деформировании такой среды, при условии (1), при движении пластины АВ вниз, имитирующей в такой задаче боковую поверхность штанги зонда. Эти характеризующие нелинейность деформаций отклонения наиболее значительны до линии CD, на которой соотношения касательных и нормальных напряжений отвечают порогу подвижности для грунта, определяемого условием предельного напряженного состояния:

$$|\tau_{\max}| = C + \operatorname{tg} \varphi \sigma, \quad (3)$$

где C – сцепление,

σ – компонента нормальных напряжений на площадке, на которой касательные напряжения достигают максимума.

Произведенный анализ позволил уточнить условия определения показателей прочностных свойств грунта C и φ по результатам зондирования. В соответствии с результатами рассмотрения процесса деформирования они определяют его протекание не только под коническим зондом, но и у боковых поверхностей муфты или штанги зонда, где объемное деформирование грунта не происходит. Поэтому измеряемая при зондировании соответствующая величина сопротивления f зависит от этих показателей, что в применяемых методах их определения по результатам зондирования не учитывают. Их величины определяют только по лобовому сопротивлению грунта q . Известный эффект образования грунтовой «рубашки» у боковой поверхности погружаемой сваи в близких к водонасыщению грунтах описывает модель вязкопластичного тела. При условии (1) ее граница проходит по линии EF на рисунке 3в, отделяющей от массива интенсивно деформирующийся слой.

Преимуществом модели упругого тела является единый математический аппарат описания объемных деформаций и деформаций формоизменения. Это делает ее применение безальтернативным при исследовании деформационных процессов, где существенны оба вида деформаций. Для этого не пригодны другие модели грунта, которые не имеют такого математического аппарата, и поэтому могут быть использованы только для изучения процессов деформирования формоизменения в случаях, когда их сопровождает незначительная объемная деформация, которой можно пренебречь.

Однако применение теории упругости для грунта при строгом подходе не корректно, поскольку деформирование грунта протекает не так как у упругих тел. Существенно грунт отличается от этих тел тем, что они на растяжение не работают, и условие прочности у них не симметрично. На разгрузочной ветви графика напряжение–деформации ($\sigma \sim \varepsilon$) падение напряжений адекватное снижению деформаций не сопровождается, она идет почти вертикально, отклоняясь лишь у оси абсцисс, и модуль деформации разгрузки связных и сыпучих грунтов больше модуля нагрузки. Графики « $\sigma - \varepsilon$ » связного грунта приведены на рисунке 3.

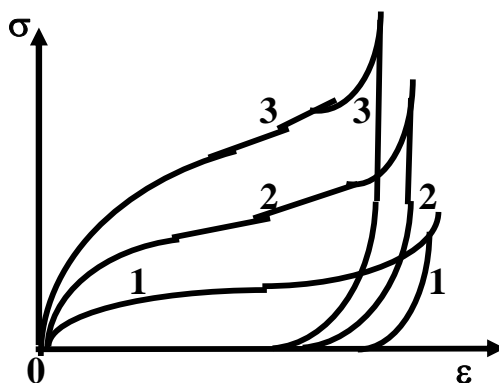


Рисунок 3 – Напряжения σ и деформации ε в грунтах на нагрузочной и разгрузочной ветвях при разных нагружениях: 1 – длительных статических ($t \rightarrow \infty$), 2 – кратковременных квазистатических, в т. ч. при зондировании ($0 < t < \infty$), 3 – динамических ($t \rightarrow 0$)

В строительной практике разгрузка обычно отсутствует, а нагружения редко бывают выше 0,5-0,6 МПа. При таких условиях соотношение напряжений и деформаций близко к линейному, и описанное отклонение игнорируют при применении в строительной геотехнике для грунта модели упругого тела и математического аппарата теории упругости. Но в линейном диапазоне соотношений σ - ε , кроме неупругой разгрузки при нагружении от веса зданий, объемная деформация грунта не отвечает теории упругости еще по одной причине.

Для зондирования и других быстрых нагружений это не существенно. При таких процессах в неводонасыщенных грунтах объемное деформирование протекает без консолидации за счет закрытия свободных пор, со сжатием в них газов. А в водонасыщенных оно протекает как у упругих тел. Происходит упругое сжатие скелета и воды и в неводонасыщенных грунтах, но его удельный вес пренебрежимо мал. Последующая релаксация напряжений в обоих случаях идет по консолидационной схеме за счет вытеснения воды.

В грунтовых процессах, протекающих при зондировании на первом этапе, происходит сочетание обоих деформационных процессов, как и при осадке зданий. На втором этапе в такой форме процесс протекает в слоях, отдаленных от зонда. В непосредственно примыкающем к зонду грунту, до расстояния, равного его радиусу, к этому времени уже предельно уплотненном, процесс продолжает протекать как деформирование формоизменения (расплющивание) без изменения плотности. Этот процесс протекает с большим отклонением соотношений напряжений и деформаций от линейной зависимости. Процесс деформирования после предельного уплотнения определяют иные свойства.

Объемная деформация более удаленных от зонда слоев ограничивает перемещение и, соответственно, боковое расширение грунта. Благодаря этому и отсутствию разгрузки, несимметричность условия прочности также значения не имеет. Поэтому для протекающих при зондировании грунтовых процессов применение модели упругого тела корректно с некоторого расстояния от зонда, где касательные напряжения равны пределу подвижности. Для процессов, протекающих при забивке свай и динамических волновых нагрузках, наличие разгрузочной ветви делает применение модели упругого тела не корректным. Но к зондированию это прямого отношения не имеет.

Исходя из изложенного, могут быть определены условия применения математической модели упругого тела для грунтовых процессов, протекающих при зондировании. В большей части немногих теоретических работ, посвященных изучению грунтовых процессов, протекающих под зондом, моделирование грунта производилось упругим телом, без учета описанных отличий свойств грунтов от свойств упругих тел. При деформировании грунта, обусловленном вдавливанием зонда, объемное деформирование превалирует на некотором удалении от конуса зонда. Близкое к линейному протекание объемного деформирования в грунтах происходит при квазистатических кратковременных сжимающих нагрузках до 1 – 1,2 МПа. Если принять во внимание бытовое давление, то такие нагрузки возникают в грунтовом массиве непосредственно у зонда до глубин 25 – 35 м лишь в сжимаемых слабых грунтах,

но на некотором расстоянии от него - в остальных. Это определило приемлемость использования упругой модели для рассматриваемых задач, связанных с определением по результатам зондирования показателей деформационных свойств [1].

Если областью применения математической модели упругого тела являются строительные задачи, в которых преобладает объемная деформация грунтового массива, то модель сыпучей среды используют для решения задач устойчивости откосов, выпора грунта и других процессов деформирования формоизменения при незначительной объемной деформации. Модель рассматривает процессы формоизменения, которые до определенного уровня касательных напряжений не происходят, а по его достижению предельного напряженного состояния начинают протекать неограниченно и при отсутствии роста напряжений.

Поэтому статика сыпучей среды, хотя и является разделом теории пластичности, но определяет только уровень касательных напряжений, при которых происходит переход среды из жесткого в подвижное состояние и начинается неограниченное деформирование формоизменения [6, 1]. Уравнения статики сыпучей среды, коэффициентами которых являются прочностные показатели грунтов, содержат лишь компоненты напряжений, и не позволяют определять параметры деформационных грунтовых процессов и границы их распространения. Поэтому они не пригодны для определения закономерностей протекания грунтовых деформационных процессов при зондировании и для решения поставленных в диссертации задач определения по результатам зондирования прочностных показателей грунтов.

Сопротивление грунта внедрению зонда в существенной мере зависит от закономерностей процесса деформирования формоизменения, определяемых прочностными показателями грунта, что подтверждено эмпирическими зависимостями между прочностными показателями грунта и сопротивлением вдавливанию зонда. Эти зависимости не могут быть описаны моделью упругого тела, так как она не использует прочностные показатели. Не пригодна для такого описания и модель сыпучей среды, так как уравнения статики этой среды деформаций не рассматривают. Это вынуждает искать возможность его определения с помощью иных моделей.

Процесс деформирования формоизменения грунта протекает либо в форме вязкопластического деформирования грунта при напряженном состоянии, превышающем порог текучести, либо в линейной форме или в форме затухающей ползучести, при несколько более низком напряженном состоянии. Поэтому для описания протекающих при зондировании процессов деформирования формоизменения в непосредст-

венной близости от зонда, в принципе, могли бы быть использованы модели вязкопластичного или ползучего тел [4, 1].

Обе эти модели при определении деформаций учитывают не только напряженное состояние, но и фактор времени нагружения. Согласно описанным в технической литературе результатам, несущая способность грунта при длительных статических нагрузках свай намного меньше, чем его сопротивление при кратковременных нагрузках. Это свидетельствует о зависимости соотношения напряжений и деформаций от фактора времени при нагружениях грунта сваями, сходных с нагружением зондом и, таким образом, подтверждает необходимость применять при моделировании протекающих при зондировании грунтовых процессов модели, учитывающие этот фактор.

Разница между этими моделями состоит в том, что процесс ползучести затухает с возрастанием сопротивления грунта вследствие деформационного упрочнения, т.е. в зависимости от свойств грунта, а вязкопластическое деформирование протекает без затухания, и если достигает предела, то он обусловлен не свойствами грунта, а иными факторами. При зондировании, в грунтовом слое, примыкающем к конусу зона, деформирование протекает в вязкопластической, а не упруго-вязкой форме. Его завершение определяет размер зонда, а не свойства грунта. После вытеснения грунта из контура, занятого зондом, нагружение прекращается, а так как деформирование протекает при сопротивлении окружающего массива, оно также прекращается.

Поэтому из упомянутых двух моделей, учитывающих временные параметры, для описания протекания у конуса зонда грунтового деформационного процесса применима модель вязкопластического тела. Поскольку она описывает деформирование грунта после достижения предельного напряженного состояния, ее применение совместно с моделью сыпучей среды позволит решить поставленную задачу теоретического определения функциональной связи прочностных показателей грунтов с его сопротивлением внедрению зонда.

Но применение этой модели связано с более значительными сложностями, чем применение двух ранее упомянутых традиционных моделей грунта. Учет фактора времени делает связь напряжений и деформаций неоднозначной, что усложняет расчеты и требует определения дополнительных исходных параметров. Не менее существенные осложнения определены неразработанностью методов определения показателей свойств грунтов, которые могут быть использованы в качестве численных коэффициентов при расчетах вязкопластического течения. Коэффициенты уравнений двух более употребляемых математических моделей определяют при изысканиях и геотехнических расчетах, так как они служат показателями механических свойств грунтов. Для урав-

нений упругости это модуль деформации грунта при отсутствии бокового расширения E и коэффициент Пуассона ν , для уравнений статики сыпучей среды – угол внутреннего трения φ и сцепление C .

Коэффициенты уравнений, описывающих вязкое течение в грунтовых расчетах не используют. В технической литературе имеются лишь отрывочные сведения о коэффициенте вязкости некоторых грунтов, но доступные методы их определения не разработаны. Известно лишь, что число Бингама у плотных глин составляет от $1 \cdot 10^{-11}$ до $1,5 \cdot 10^{-9}$ м/сек, у влажных оно намного выше, а у сухих неограниченно возрастает, определяя близкую к нулю вязкость. Косвенно вязкопластические свойства грунтов связаны с влажностью и такими качественными характеристиками, как консистенция, которые не могут быть количественно отображены в математической модели [5,2].

Проведенные исследования показали, что при выборе математических моделей для исследования деформационных процессов, протекающих при зондировании, учтено, что известные модели не полностью отражают сложные механические грунтов свойства грунтов, но достаточно приближенно описывают их при невысоких уровнях нагрузок модели:

- упругого тела при протекании объемной деформации и ограниченной определенным пределом сопровождающей ее деформации формоизменения;

- сыпучей среды, а с учетом временных факторов, вязкопластической при неограниченной деформации формоизменения без протекания объемной деформации.

Области применения каждой модели для деформационных процессов, протекающих при зондировании, определялись на качественном уровне путем анализа протекания этих процессов в среде со свойствами тела Бингама и по уровням напряжений при их протекании на обобщенном паспорте прочности грунта. Перемещение грунта при зондировании за счет сжатия грунта описано в линейном (упругом) приближении; модель сыпучей среды использована при изучении внутреннего выпора и деформирования формоизменения предельно уплотненного слоя грунта у зонда за счет уплотнения удаленных от него слоев.

В результате выполненных теоретических исследований разработаны расчетные инженерные формулы для определения затухания с удалением от зонда напряжений, объемных деформаций, перемещения и деформаций формоизменения (расплющивания) элементарных объемов в грунтах разной пористости, с разными показателями механических свойств.

Полученные зависимости позволяют определять влияние неоднородностей и анизотропии грунтовых массивов на результаты статиче-

ского зондирования, в частности рассчитывать влияние внутреннего выпора при пересечении контакта слабого с более прочным грунтом, а также иных контактов грунтов разной прочности и с разными показателями деформационных свойств (модулями деформации).

Приведены результаты теоретических исследований условия применения математических моделей для описания грунтовых деформационных процессов, протекающих при статическом зондировании. На основе этого разработаны расчетные инженерные формулы для определения затухания с удалением от зонда напряжений, объемных деформаций, перемещения и деформаций формоизменения (расплющивания) элементарных объемов в грунтах разной пористости, с разными показателями механических свойств.

The results of theoretical investigations of the results of using mathematical models for describing the ground deformation processes taking place at static sensing are presented. On this base there were developed the calculating engineering formulas for determining the decay with moving away from the tension sonde, volume deformations, replacing and deformations of form-changing (flattering) of elementary volumes in the ground of different porosity, with various indexes of mechanical properties.

Библиографический список.

1. Вовк А.А., Черный Г.И., Кравец В.Г. Действие взрыва в грунтах. К. «Наукова думка», 1974, 207 с.
2. Черный Г.И., Титко О.В. Расчеты эффективности кустов свай // Будівельні конструкції. НІИСК. Вип. 57. К., 2002. С. 324-334.
3. Руководство по составлению региональных таблиц нормативных и расчетных показателей свойств грунтов. ПНИИС Госстроя СССР. – М.: Стройиздат, 1981. – 55 с.
4. Цытович Н.А. Механика грунтов. М. Госстройиздат, 1963, 636с.
5. Kezdi A. Bearing capacity of piles and pile groups. Proc. Of the 4-th ICSMFE. London. 1967.
6. Терцаги К., Пек Р. Механика грунтов в инженерной практике. Госстройиздат. М., 1958.
7. Диссертационная работа Ждановой И.В. «Совершенствование определения показателей механических свойств неоднородных грунтовых массивов по результатам статического зондирования», Киев, НІИСК, 2006.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Давиденко А.И.

*к.т.н., доц. Иванов А.П.,
аспирант Ляшенко Л.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ДИАГРАММЫ РАЗРУШЕНИЯ РАЗЛИЧНЫХ МЕТАЛЛОВ МЕТОДОМ «СРЕЗА РЕЗЬБЫ»

Отримані діаграми силових витрат різних матеріалів. Знайдені найбільш характерні відмінності цих діаграм з яких можливо судити о властивостях матеріалів.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

При исследовании механических характеристик металлических материалов оценка больших показателей производится через диаграмму разрушения в осях сила - перемещение [1,2]. Решаются задачи определения модуля упругости, положения перехода материала от предела упругости к пределу текучести, величины энергии разрушения при испытании стали на изгиб и других параметров.

Анализ исследований и публикаций. Для получения диаграмм различных материалов был использован метод «среза резьбы» [3]. Этот метод позволяет установить реальную прочность конструкции без ее ослабления и прекращения работы.

Цель и задача работы – выявить наиболее характерные отличия диаграмм различных материалов и найти наиболее выраженные силовые показатели работы материала.

Для непосредственного установления силовых затрат на разрушение материала может быть использована диаграмма усилие – время. Силовым затратам отвечает площадь под диаграммой.

Площадь под диаграммой делится на упругую, пластическую и разрушающую. По этим характеристикам можно судить о различных свойствах материалов.

Метод «среза резьбы» заключается в ведении анкера в металлическую конструкцию. Как анкер используется винт, введенный в тело испытанного материала [4,5]. К винту прикладывается нагрузка, и соединения приводится к разрушению. Следует отметить, что метод «среза резьбы» носит локальный характер, который разрушает, без нарушения целостности конструкции.

Впервые этот метод определения прочности металла был предложен Изосимовым И.В., в дальнейшем разработка этого метода велась вместе с автором этой статьи [3].

Процесс испытания металла методом «среза резьбы» происходит при постоянной скорости подачи усилия на испытательный винт; изменения усилия на испытываемом винте во времени зависит только от характера разрушения испытываемого материала. Параллельная запись происходящего процесса при разрушении испытываемого материала на бумагу в координатах «сила на испытательном винте – время», т.е. равномерное, с постоянной скоростью перемещения бумаги, позволяет записать диаграмму.

Постановка задачи. Выявить наиболее характерные отличия диаграмм различных материалов и найти наиболее выраженные силовые показатели работы материала.

Изложение материала и его результаты. Общий вид диаграмм испытания различных материалов методом «среза резьбы» приведен на рис. 1.

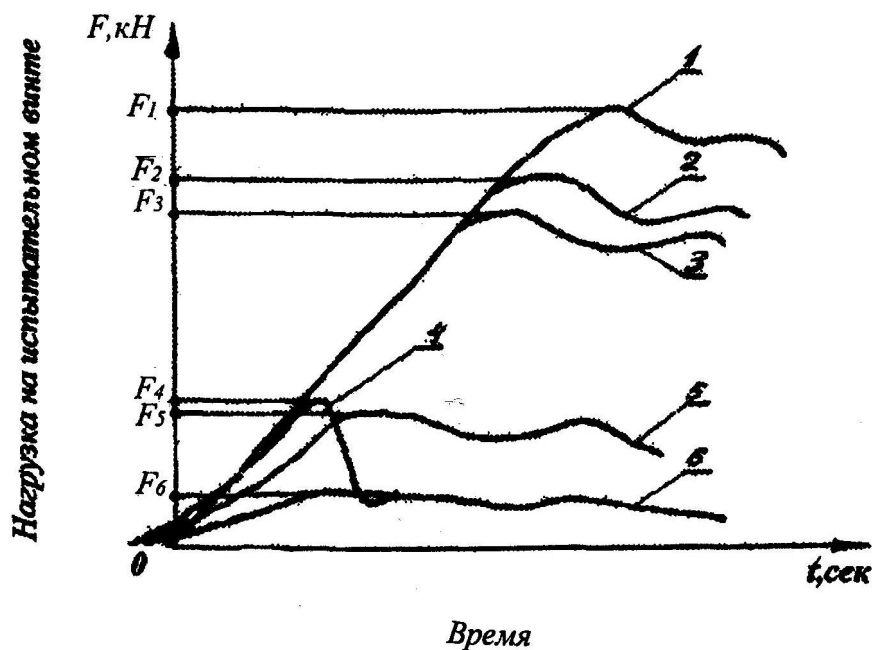


Рисунок 1 – Диаграммы разрушения различных материалов методом "среза резьбы": 1 – сталь 17Г1СУ; 2 – сталь 10Г2С; 3 – сталь ст3пс; 4 – чугун; 5 – медь; 6 – алюминий

Полученные на испытательной машине графики сканируются и распознаются с помощью программы FineReader и запоминаются в формате *.bmp. Этот формат читает программа Mathcad. Она воспринимает файлы с расширением *.bmp и строит графики в координатных осях. Далее стандартная программа Mathcad аппроксимирует графики и находит их площади. По графику определяется площадки упругости,

пластики и разрушения и с помощью изменения пределов формулы определяются их площади (рис.2-6).

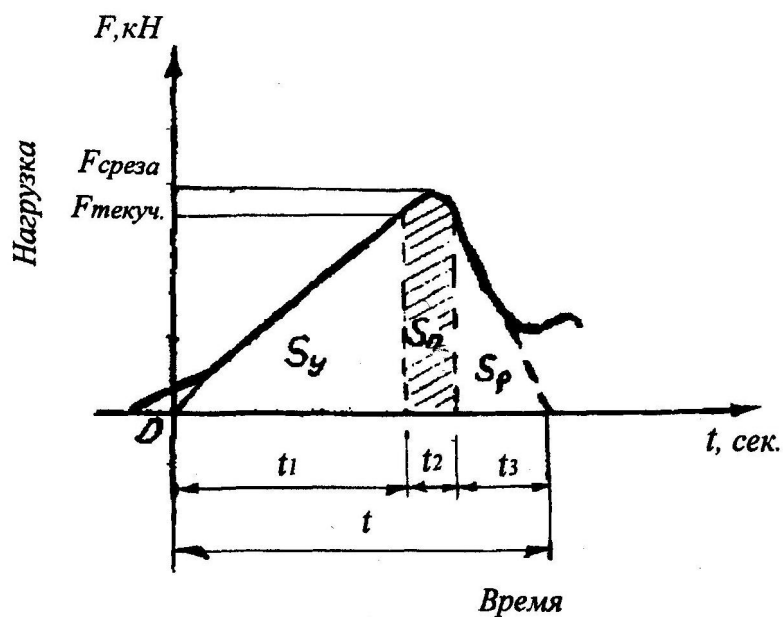


Рисунок 2 – Диаграмма испытания чугуна методом “среза резьбы”, разделенная по площадкам: S_y – площадь упругости; S_p – площадь пластичности; S_r – площадь разрушения

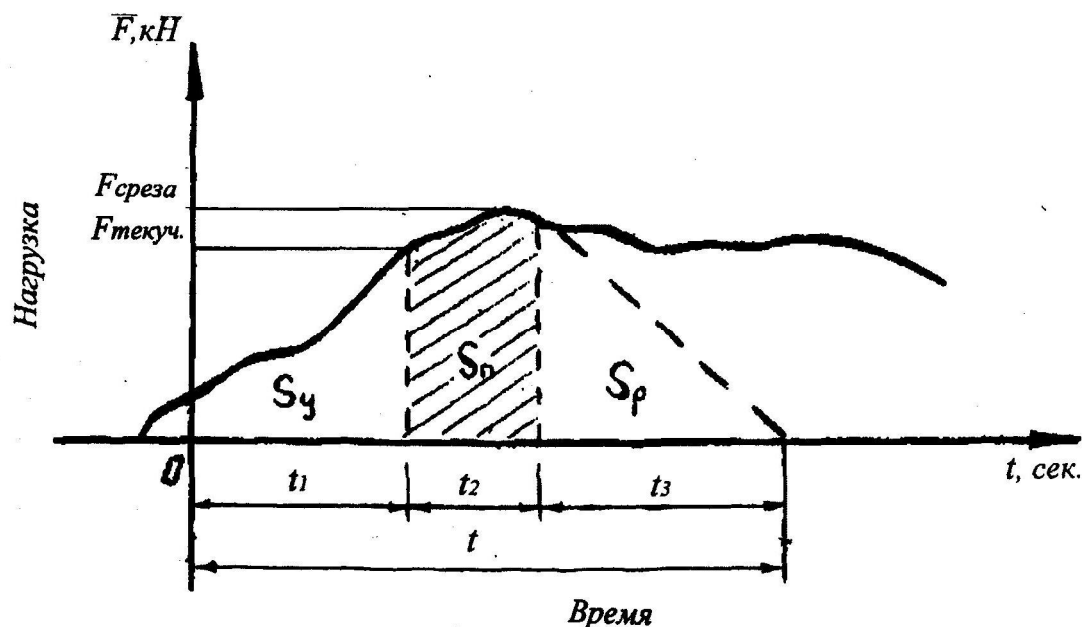


Рисунок 3 – Диаграмма испытания меди методом "среза резьбы", разделенная по площадкам: S_y – площадь упругости; S_p – площадь пластичности; S_r – площадь разрушения

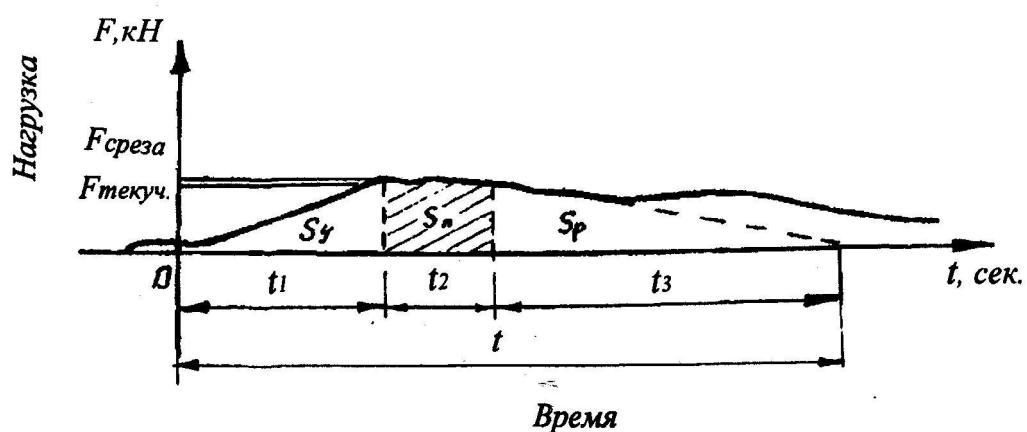


Рисунок 4 – Диаграмма испытания алюминия методом "среза резьбы", разделенная по площадкам: S_y – площадь упругости; S_n – площадь пластичности; S_p – площадь разрушения

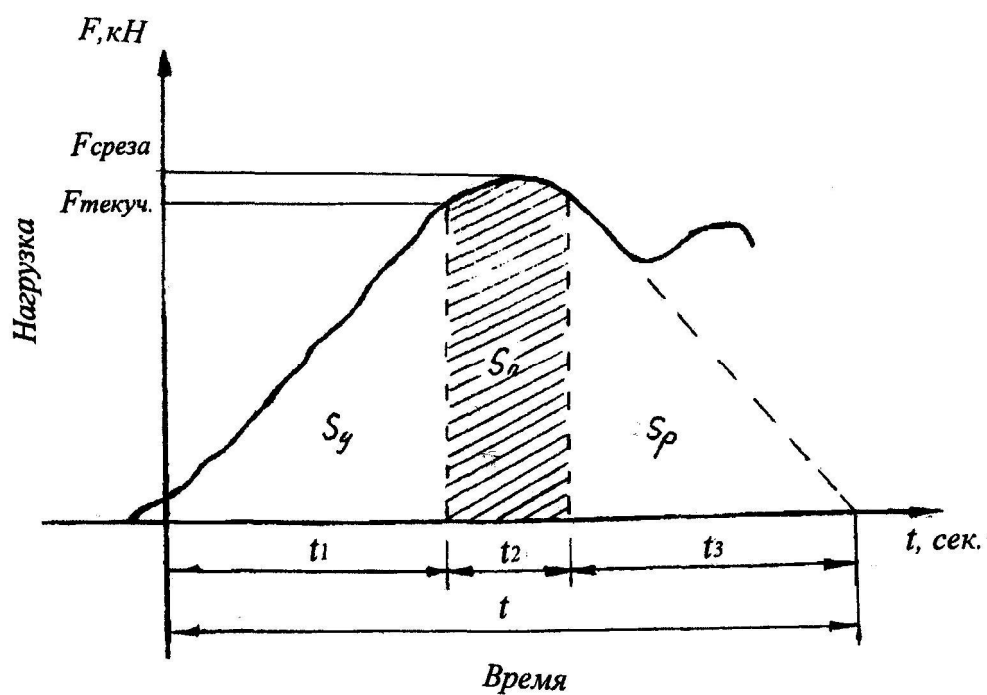


Рисунок 5 – Диаграмма испытания стали 10Г2С методом "среза резьбы", разделенная по площадкам: S_y – площадь упругости; S_n – площадь пластичности; S_p – площадь разрушения

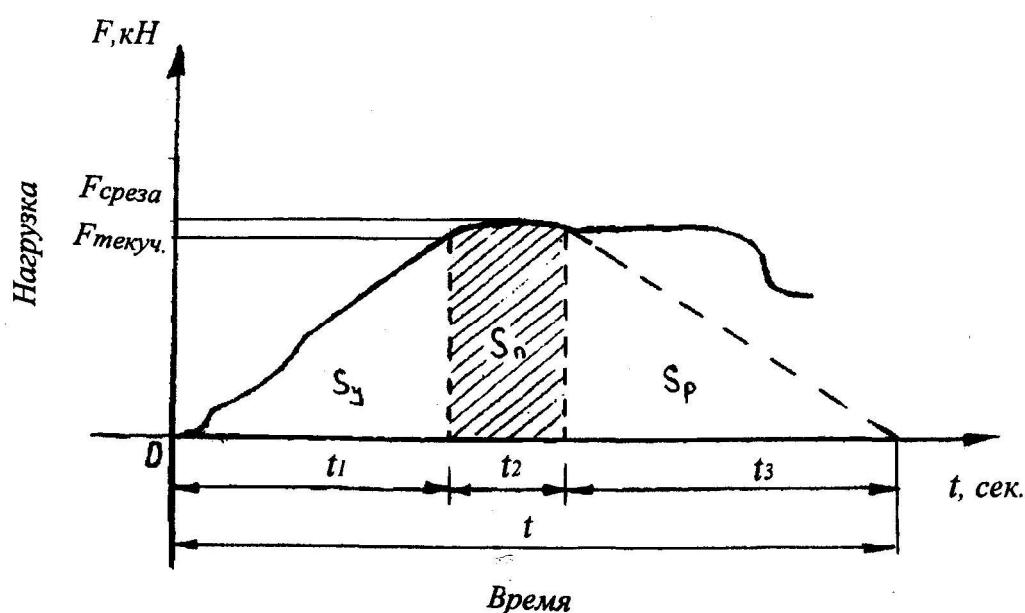


Рисунок 6 – Диаграмма испытания стали 3сп деформированной методом "среза резьбы", разделенная по площадкам: S_y – площадь упругости; S_n – площадь пластичности; S_p – площадь разрушения

Имея такие значения как S_y , S_n , S_p можно осуществить оценку различных свойств материала. Для проведения сравнительного анализа, составления более четкой картины работы различных материалов составляется таблица средних значений результатов испытаний (табл.1).

Таблица 1 – Средние значения результатов экспериментов по различным материалам

Материал	Площадь упругости S_y	Площадь пластичности S_n	Площадь разрушения S_p	Общая площадь S	Прочность $\tau_{ср}^2$, кн./см
Чугун	24,91	12,19	9,6	46,7	11,7
Медь	27,12	31,46	39,8	98,4	10,2
Алюми-	9,82	14,02	23,57	47,41	4,3
Сталь	102,18	78,47	87,39	268,04	23,5
Сталь 3пс	82,59	73,4	90,7	246,69	21,0

По полученным на самописце диаграммам и данным таблицы 1 можно сказать, что площади этих диаграмм различны для разных материалов и сопоставимы между собой:

- для чугуна характерны малые площади пластичности и разрушения, что свидетельствует о высокой хрупкости материала. Также чугун обладает малой общей площадью, следовательно, материал значительно менее прочный по сравнению со сталью и даже медью;

- у меди площади упругости и пластичности достаточно большие и почти равны по значению, а площадь разрушения значительно больше, чем у алюминия и чугуна – это свидетельствует о высокой пластичности металла;

- алюминий из всех взятых материалов оказался наименее прочным. У него очень маленькая площадка упругости, небольшая площадь пластичности и относительно длинная площадь разрушения. Это говорит о том, что материал при низкой прочности обладает хорошими пластическими свойствами;

- сталь 10Г2С наиболее прочный из испытываемых материалов. У него большая площадь упругости, пластичности и разрушения;

- сталь 3пс – деформированная вытяжкой заметно менее прочная, чем сталь 10Г2С и обладает соответственно более низкими показателями площади упругости, пластичности и разрушения.

Выводы и направление дальнейших исследований. Характерные участки диаграмм разрушения отдельных материалов позволяет разделить их по особенностям пластичности и прочности. Такой подход позволяет решать задачи по выявлению состояния материала в период эксплуатации при различных условиях нагружений. Необходимо продолжить эти исследования при фиксированных условиях нагружения. Здесь предполагается рассматривать условия растяжения, чистого сжатия при деформировании в пределах упругого и пластического деформирования.

Получены диаграммы силовых затрат различных материалов. Найдены более характерные отличия этих диаграмм по которым можно судить о свойствах материалов.

Diagrams of power expenses of various materials are received. More characteristic differences of these diagrams on which are found is possible to judge about properties of materials.

Библиографический список.

1. Фридман Я.Б. *Механические свойства металлов. Изд. 3-е, перераб. и доп. В двух частях. Часть вторая. Механические испытания. Конструкционная прочность.* М: «Машиностроение». 1974. - 368 с.

2. Методы испытания контроля и исследования машиностроительных материалов. Справочное пособие в 3-х томах. Под общей редакцией чл.-корр. АН СССР А.Т. Туманова..

Т.П. Методы исследования механических свойств металлов. Под редакцией докторов тех. наук С.Н. Кишкиной и Н.М. Скалярова. М: «Машиностроение», 1974.- 320 с.

3. А.С.563595 СССР. Способ определения прочности материала на срез/ М.: Московский инженерно - строительный институт: Авт. изобрет. И.В. Изосимов. Заявл.16.06.75. 2144329/28. Оpubл. в Б.И., 1979, N24.

4. Иванов А. П. Определение прочности металла в стальных конструкциях без отбора проб // Бюллетень строительной техники. -1990. - № 4. - С. 13 -14.

5. Иванов А.П. Механика разрушения материала при срезе резьбы // Новые методы расчета, материалы и технологии в строительстве: Материалы международной научно - технической конференции. Алчевск: ДГМИ -1993. - С. 136-138.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Давиденко А.И.

к.т.н., доц. Беляева С.Ю.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

**МЕТОДИКА ОЦЕНКИ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО
СОСТОЯНИЯ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ,
АРМИРОВАННЫХ СТАЛЬНЫМ ПРОФИЛИРОВАННЫМ
НАСТИЛОМ, НА ОСНОВЕ РЕАЛЬНЫХ ДИАГРАММ
ДЕФОРМИРОВАНИЯ МАТЕРИАЛОВ**

Наведено методику розрахунку міцності і деформативності нормальних перерізів елементів, що згинаються, армованих СПН, з використанням повної діаграми деформування бетону й пружно-пластичної діаграми Прандтля в сталевому профнастилі.

Результаты экспериментальных исследований, приведенные в [1], а также исследования [2, 3 и др.] показали, что разрушение нормальных сечений железобетонных плит, армированных стальным профнастилом (СПН) может происходить при достижении предела текучести в части или по всей высоте сечения профнастила либо при упругой его работе в зависимости от высоты сжатого бетона и завершается разрушением бетона сжатой зоны. Таким образом, в процессе деформирования плит СПН и сжатый бетон могут проявлять упругопластические свойства вплоть до разрушения. В связи с этим разработана методика расчета, которая основана на замене реальной диаграммы " $\sigma - \varepsilon$ " условной диаграммой Прандтля и учитывает развитие пластических деформаций в бетоне и стали [4]. Наряду с преимуществами в сравнении с методикой на основе прямоугольной эпюры распределения напряжений в стальном профилированном настиле и бетоне сжатой зоны [5], методика [4] вносит определенные погрешности в оценку прочности и жесткости железобетонного элемента, армированного СПН. С целью устранения погрешностей, вносимых трапециидальной эпюрой распределения напряжений в бетоне, и необходимостью точного определения значения жесткостей на всех этапах нагружения разработана методика расчета железобетонных элементов, армированных стальным профнастилом, с использованием реальной, криволинейной диаграммы деформирования бетона и диаграммы Прандтля для стального профнастила [6,7]. Из существующих предложений [8-11] для описания диаграммы сжатия бетона как наиболее удобный с точки зрения интегрирования уравнений

равновесия расчетного сечения в данной методике принят полином пятой степени $\sigma_b = R_b \sum_{r=1}^5 a_k \left(\frac{\varepsilon_{b1}}{\varepsilon_{bR}} \right)^k$ (предложение НИИСК) [12, 13].

Для элемента таврового сечения, армированного СПН, условия равенства нулю суммы проекций всех сил на продольную ось и суммы изгибающих моментов относительно нейтральной оси записываются в зависимости от положения нейтральной оси в полке или ребре расчетного таврового сечения. Расчетные предпосылки и разработанные формулы для двух расчетных случаев приведены в [6, 7].

Ниже приведен общий порядок расчета прочности нормальных к продольной оси элемента сечений для железобетонных конструкций, армированных стальным профилированным настилом.

Расчетные зависимости в развернутом виде для оценки напряженно-деформированного состояния расчетного сечения рассмотрим для случая расположения нейтральной оси в пределах толщины «полки» плиты $x \leq h_f$ при упругопластической работе СПН (рисунок 1).

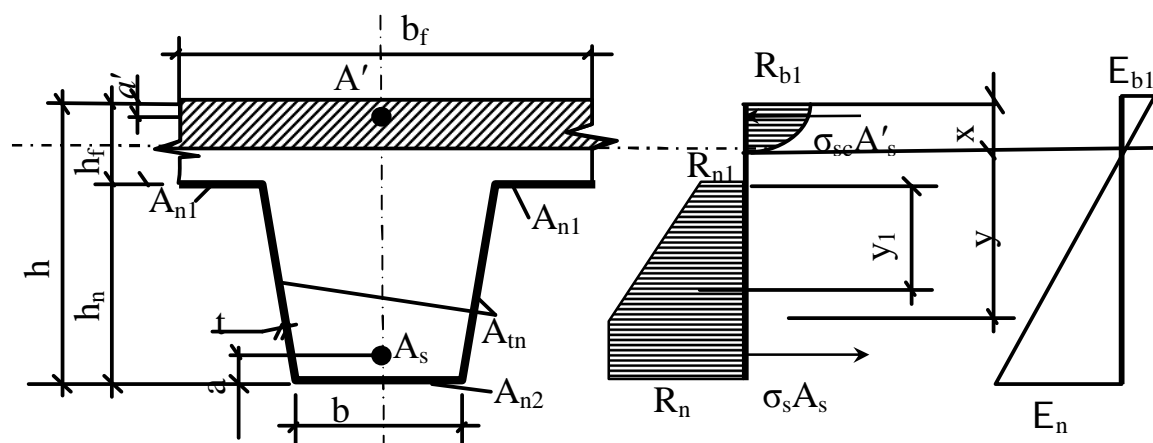


Рисунок 1 – Напряженно-деформированное состояние сечения при $x \leq h_f$

Усилия в элементе определяются по следующим формулам:

$$F(\chi, \varepsilon_{b1}) = \frac{R_b \cdot b_f \cdot x \cdot \varepsilon_{bR}}{\varepsilon_1} \sum_{k=1}^5 \frac{a_k}{k+1} \left(\frac{\varepsilon_1}{\varepsilon_{bR}} \right)^{k+1} + \sum \sigma_{si} A_{si} + \sum R_{ni} A_{ni}; \quad (1)$$

$$M(\chi, \varepsilon_{b1}) = \frac{R_b \cdot b_f \cdot x^2 \cdot \varepsilon_{bR}^2}{\varepsilon_1^2} \sum_{k=1}^5 \frac{a_k}{k+2} \left(\frac{\varepsilon_1}{\varepsilon_{bR}} \right)^{k+2} + \sum \sigma_{si} A_{si} z_{si} + \sum R_{ni} A_{ni} z_{ni}, \quad (2)$$

где R_b - призмочная прочность бетона;

a_k - коэффициенты полинома, принимаемые по таблицам [13];

ε_{b1} - деформации крайнего сжатого волокна сечения;

ε_{bR} - относительные деформации сжатия бетона, соответствующие напряжениям $\sigma_b = R_b$;

x - высота сжатой зоны расчетного сечения;

$\sum \sigma_{si} A_{si}$ и $\sum \sigma_{si} A_{si} z_{si}$ - суммы усилий в стержневой арматуре (при ее наличии):

$$\sum \sigma_{si} A_{si} = -\sigma_s A_s + \sigma_{sc} A'_s; \quad (3)$$

$$\sum \sigma_{si} A_{si} z_{si} = \sigma_{sc} A'_s (x - a') - \sigma_s A_s (h - a - x), \quad (4)$$

- деформации и напряжения в стержневой арматуре:

$$\varepsilon_s = \frac{\varepsilon_{b1}(h - x - a)}{x} \leq \varepsilon_{su}; \quad \varepsilon_{sc} = \varepsilon_{b1} \left(1 - \frac{a'}{x} \right) \leq \varepsilon_{scu}.$$

$$\sigma_s = E_s \varepsilon_s \leq R_s; \quad \sigma_{sc} = E_s \varepsilon_{sc} \leq R_{sc}; \quad (5)$$

$\sum R_{ni} A_{ni}$ и $\sum R_{ni} A_{ni} z_{ni}$ - суммы сил и моментов в стальном профилированном настиле соответственно:

$$\sum R_{ni} A_{ni} = -t_n [R_{vp} \cdot (b_f - b) + R_{np} \cdot b + 2 \cdot R_{stel} (x + y - h_f) + 2 \cdot R_{stpl} \cdot (h - x - y)]; \quad (6)$$

$$\sum R_{ni} A_{ni} z_{ni} = t_n [R_{vp} \cdot (b_f - b) \cdot (h_f - x) + R_{np} \cdot b \cdot (h - x) + 2 \cdot R_{stel} (x + y - h_f) \cdot (h_f - x + y_1) + R_{stpl} \cdot (h - x - y) \cdot (h - x + y)]. \quad (7)$$

При нахождении $\sum R_{ni} A_{ni}$ и $\sum R_{ni} A_{ni} z_{ni}$:

- деформации и напряжения в верхней полке СПН:

$$\varepsilon_{vp} = \frac{\varepsilon_{b1} \cdot (h_f - x)}{x} \leq \varepsilon_{nu}, \quad (8)$$

$$R_{vp} = E_n \cdot \varepsilon_{vp} \leq R_n; \quad (9)$$

- деформации и напряжения в нижней полке СПН:

$$\varepsilon_{np} = \frac{\varepsilon_{b1} \cdot (h - x)}{x} \leq \varepsilon_{nu}, \quad (10)$$

$$R_{np} = E_n \cdot \varepsilon_{np} \leq R_n; \quad (11)$$

- $\varepsilon_{su} = \varepsilon_{nu} = 200 \cdot 10^{-5}$ - предельные деформации растяжения стержневой арматуры и стали СПН;

y_1 - расстояние от верхней полки стального профилированного настила до центра тяжести эпюры напряжений в стенке, работающей в упругой стадии:

$$y_1 = \frac{(x + y - hf) \cdot (R_{vp} + 2 \cdot R_n)}{3 \cdot (R_{vp} + R_n)}; \quad (12)$$

y - расстояние от нейтральной оси до точки перелома эпюры напряжений в стальном профилированном настиле:

$$y = \frac{R_n \cdot x}{E_n \cdot \varepsilon_{b1}}. \quad (13)$$

Уравнения равновесия сечения представляют собой систему нелинейных алгебраических уравнений с двумя неизвестными: деформацией крайнего сжатого волокна ε_{b1} , высотой сжатой зоны x . которая решается подбором и справедлива до тех пор, пока выполняются условия:

$$\varepsilon_{b1} \leq \varepsilon_{bu}; \quad \varepsilon_{ni} \leq \varepsilon_{nu}; \quad \varepsilon_{si} \leq \varepsilon_{su}. \quad (14)$$

Несоблюдение хотя бы одного из этих неравенств определяет разрушение сечения.

При оценке напряженно-деформированного состояния сечения задача может решаться в двух постановках:

1) при заданных усилиях определить кривизну χ в сечении и деформации ε ;

2) при заданной величине кривизны χ в сечении определить величину изгибающего момента M .

Первая задача решается в следующей последовательности:

1) задаемся некоторым начальным значением кривизны: $\chi = \chi_0$;

2) задаемся начальным значением деформации крайнего сжатого волокна бетона $\varepsilon_{b1} = \varepsilon_0$ и находим $\overline{\varepsilon_{b1}} = \varepsilon_0 / \varepsilon_{bR}$;

3) вычисляем высоту сжатой зоны:

$$x = \frac{\varepsilon_{b1}}{\chi}, \quad (15)$$

и, в зависимости от положения нейтральной оси, устанавливаем случай расчета;

4) определяем расстояние от нейтральной оси до точки перелома эпюры напряжений в стальном профилированном настиле y , формула (13);

5) в стальном профилированном настиле деформации и напряжения, а также сумму усилий $\sum R_{ni} A_{ni}$ определяем в зависимости от расчетного случая, например, при $x \leq h_f$ - по формулам (6, 8-12);

В случаях, когда напряжения в отдельных элементах СПН, вычисленные по указанным формулам, превышают предел текучести $\sigma_{spni} \geq R_n$ принимаем $\sigma_{spni} = R_n$.

Необходимо учитывать, что формулы (6, 8-12) справедливы только при упругопластической работе настила (рисунок 1). При упругой работе настила, когда $(y + x) > h$, а также когда напряжения во всех частях стального профилированного настила достигают предела текучести $R_{vp} = R_{np} = R_{st\ el} = R_{st\ pl} = R_n$ формулы определения суммы усилий в СПН имеют другой вид;

б) в стержневой арматуре (при ее наличии) определяем:

- напряжения - по формулам (5):

при $\sigma_{sc} \geq R_{sc}$ принимать $\sigma_{sc} = R_{sc}$; при $\sigma_s \geq R_s$ принимать $\sigma_s = R_s$;

- сумму проекций сил $\sum \sigma_{si} A_{si}$ по формуле (3);

7) вычисляем значение функции $F(\chi, \varepsilon_{b1})$ в зависимости от случая расчета (при $x \leq h_f$ - по формуле (1)) и проверяем условие равенства нуля проекций всех сил на горизонтальную ось элемента:

$$F(\chi, \varepsilon_{b1}) = 0. \quad (16)$$

Если условие не выполняется, принимаем новое значение: $\varepsilon_0 = \varepsilon_0 + \Delta\varepsilon_0$ (при этом $\Delta\varepsilon_0 > 0$, если $F(\chi, \varepsilon_{b1}) < 0$ и наоборот). Расчет повторяем по пп. 3 – 7 до тех пор, пока условие (16) с заданной точностью не удовлетворяется;

8) вычисляем значение суммы моментов в стальном профнастиле $\sum R_{ni} A_{ni} z_{ni}$ в зависимости от расчетного случая, для $x \leq h_f$ - по формуле (7);

9) вычисляем значение суммы моментов $\sum \sigma_{si} A_{si} z_{si}$ в стержневой арматуре (при ее наличии) по формуле (4);

10) в зависимости от формы равновесия (расчетного случая) вычисляем значение функции $M(\chi, \varepsilon_{b1})$, для случая при $x \leq h_f$ - по формуле (2);

11) Проверяем условие:

$$M(\chi, \varepsilon_{b1}) - M = 0, \quad (17)$$

где $\chi = \frac{1}{\rho} = \frac{\varepsilon_1}{x}$ - кривизна изогнутой оси в сечении;

M - внешний изгибающий момент.

Если условие не выполняется, принимаем новое значение $\chi = \chi + \Delta\chi$; при этом $\Delta\chi > 0$, если $M(\chi, \varepsilon_{b1}) < M$, повторяем расчет по пп. 2...11 до тех пор, пока условие (17) с заданной точностью не удовлетворяется.

При решении второй из указанных задач расчет производится по пп. 2...10, после чего искомая величина изгибающего момента определяется из условия:

$$M(\chi, \varepsilon_{b1}) = M. \quad (18)$$

Прочность и жесткость сечения считается исчерпанной, если деформации бетона или арматуры достигают своих предельных значений:

$$\varepsilon_1 = \varepsilon_{bu} \text{ или } \varepsilon_n = \varepsilon_{nu}, \quad \varepsilon_s = \varepsilon_{su}.$$

Проверка прочности сечения производится из условия:

$$M \leq M_u(\chi, \varepsilon_0), \quad (19)$$

где $M_u(\chi, \varepsilon_0)$ - предельное (при исчерпании прочности), значение функции $M(\chi, \varepsilon_0)$.

Величина $M_u(\chi, \varepsilon_0)$ устанавливается в соответствии с пп. 2...10 приведенной последовательности расчета при:

$$\chi = \frac{\varepsilon_{bu}}{x}, \quad (20)$$

где ε_{bu} - предельные относительные деформации сжатия бетона.

При определении суммарных перемещений от внешней нагрузки жесткость сечения на изгиб принимается равной:

$$B_m = \frac{M}{\chi}. \quad (21)$$

После определения всех приведенных выше параметров напряженно-деформированного состояния сечения можно определить напря-

жения в любом по высоте сечения волокне бетона и в арматуре, а также кривизну изогнутой оси элемента в рассматриваемом сечении. Уравнения равновесия могут быть использованы для построения зависимости «момент- кривизна», т.е. установления связи между фибровой деформацией сжатого бетона, задаваемой с определенным шагом, кривизной и действующими в сечении усилиями.

Предложенные зависимости для оценки напряженно-деформированного состояния сечения изгибаемого железобетонного элемента, армированного СПН, таврового профиля отражают степень его деформирования на всех этапах работы, вплоть до исчерпания несущей способности. Приведенная методика на основе реальных диаграмм деформирования материалов позволяет четко сформулировать критерии исчерпания несущей способности плит, армированных СПН, проектировать статически определимые и неопределимые конструкции по стальному профнастилу с минимальным расходом материалов, рассчитывать теоретические прогибы с учетом точного значения жесткостей на всех этапах работы элемента. Результаты сопоставления разработанной и действующей [5] расчетных методик с экспериментом показали, что для оценки напряженно-деформированного состояния конструкции в стадии эксплуатации наиболее достоверной представляется методика с использованием параметров полной диаграммы сжатия бетона и диаграммы Прандтля для стального профнастила.

Приведена методика расчета прочности и деформативности нормальных сечений изгибаемых элементов, армированных СПН, с использованием полной диаграммы деформирования бетона и упруго-пластической диаграммы Прандтля в стальном профнастиле.

Design procedures for strength and deformation properties of standard cross-sections of the bent reinforced concrete elements additionally reinforced with the SSF on the basis of full diagram of deformation of concrete and Prandtl's elasto-plastic diagram in steel shaped flooring have been developed.

Библиографический список.

1. Беляева С.Ю. Экспериментальные исследования железобетонных плит, армированных стальным профилированным настилом // Зб. наук. праць Донбас. технічн. ун-ту. – Вып. 20. – Алчевск: «Лад» ДГМІ. – 2005. – С. 344–348.

2. Монолитные перекрытия зданий и сооружений / Санников И.В., Величко В.А., Соломонов С.В., Бимбад Г.Е., Томильцев М.Г. – К.: Будивельник, 1991. – 152 с.: ил.

3. Сергеев В.Б. Сталежелезобетонные перекрытия с использованием стального профилированного настила: Автореф. дис... канд. техн. наук: 05.23.01 / Белорус. политехн. ин-т. – Минск, 1986. – 20 с.

4. Давиденко А.И., Беяева С.Ю. Расчет железобетонной конструкции перекрытия, армированной стальным профилированным настилом, на основе упругопластической диаграммы работы материалов // Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури. – Дніпропетровськ, ПДАБтаА - 2003. - №8. – С.10-15.

5. Рекомендации по проектированию монолитных железобетонных перекрытий со стальным профилированным настилом / НИИЖБ, ЦНИИПромизданий. – М.: Стройиздат, 1987. – 40 с.

6. Давиденко А.И., Давиденко М.А., Беяева С.Ю., Присяжнюк Н.В. К расчету железобетонных плит, армированных стальным профилированным настилом, на выносливость и малоцикловую усталость // Міжвід. науково-техн. зб. наук. праць „Будівельні конструкції”. – Київ, НДІБК, 2005. – вип. 62 – С. 112 -117.

7. Беяева С.Ю. Міцність і деформативність залізобетонних плит, армованих сталевим профільованим настилом і поперечними анкерами: Автореф. дис... канд. техн. наук: 05.23.01 / Державний науково-дослідний інститут будівельних конструкцій Держбуду України.. – Київ, 2006. – 20 с.

8. Панарин Н.Я., Онуфриев Н.М., Воронков Р.В., Багатурия Ф.И. Монолитные перекрытия с профилированной листовой арматурой / Бетон и железобетон. – 1975. - № 1. – С. 8-12.

9. Байков В.Н., Горбатов С.В., Димитров З.А. Построение зависимости между напряжениями и деформациями сжатого бетона по системе нормируемых показателей // Изв. Вузов. Сер. строительство и архитектура. – 1977. - №6. – С.15-18.

10. Паньшин Л.А., Симонов В.Л. Напряженно-деформированное состояние нормальных сечений / Бетон и железобетон. - № 7. – 1987. – С. 29-30.

11. Пирадов А.Б., Аробелидзе В.И., Хуцишвили Т.Г. К расчету несущей способности внецентренно-сжатых элементов / Бетон и железобетон. – 1986. - № 1 – С. 43 - 44.

12. Бамбура А.М. До аналітичного описання діаграми механічного стану бетону при одноразовому короткочасному навантаженні //

Міжвід. науково-техн. зб. наук. праць „Будівельні конструкції”. – Київ: НДІБК, 2002. - Вип. 57. - С. 31 - 34.

13. Методические рекомендации по уточненному расчету железобетонных элементов с учетом полной диаграммы сжатия бетона // Бамбура А.Н., Бачинский В.Я., Журавлева Н.В., Пешкова И.Н. – Киев: НИИСК Госстроя СССР. - 1987. – 25 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Давиденко А.И.

*Ст. преподаватель Карапетян С.Х.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

РАЗВИТИЕ МЕТОДА ФЕРЕ ДЛЯ НАХОЖДЕНИЯ ЗАКОНА ДЕФОРМАЦИЙ БЕТОНА ИЗ ОПЫТА НА ВНЕЦЕНТРЕННОЕ СЖАТИЕ ПРИ ОДНОКРАТНЫХ И НЕМНОГОКРАТНО ПОВТОРНЫХ НАГРУЖЕНИЯХ

В статі наведено розвиток метода Фере для установлення зв'язку між напруженнями та деформаціями бетону з опиту на позацентрове стиснення бетонних та залізобетонних елементів при одnorазових та повторних навантаженнях.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В настоящее время все большее внимание уделяется методам расчета железобетонных конструкций, основанным на учете реальных законов деформирования бетона, как при однократном, так и повторном действии нагрузок. Такие методы позволяют с высокой точностью оценить не только напряженно-деформированное состояние конструкций, но и ее несущую способность в целом [1, 2, 3].

Правомерность использования диаграмм деформирования бетона “ $\sigma_b - \varepsilon_b$ ”, полученных при центральном сжатии к расчету изгибаемых и внецентренно сжатых железобетонных элементов при подобного рода воздействиях до сих пор поддается сомнению. Для решения данного вопроса необходимо одновременно с испытаниями на центральное сжатие получить диаграмму состояния бетона “ $\sigma_b - \varepsilon_b$ ” непосредственно по результатам испытания железобетонных внецентренно сжатых или изгибаемых элементов [1, 2].

Анализ исследований и публикаций. Для построения указанных диаграмм, как следует из работ [1, 2, 4, 8] наиболее приемлем дифференциальный метод Фере.

Однако, данный метод разработан только для случая однократного статического приложения нагрузки при изгибе бетонных и железобетонных элементов [5, 6, 7]. Справедливость и применимость указанного метода, модифицированного для случая многократно повторных нагрузжений (в частности при разгрузке и последующем нагружении) при изгибе экспериментально доказана в работе [4].

В качестве исходной информации в рамках метода Фере используются экспериментальные кривые “нагрузка - фибровые (на сжатой и растянутой гранях) деформации” и “нагрузка – средние деформации (напряжения)” в арматуре [7].

Постановка задачи. Таким образом, для экспериментального обоснования возможности использования диаграмм деформирования “ $\sigma_b - \varepsilon_b$ ”, полученных на бетонных призмах в расчетах железобетонных внецентренно сжатых элементов, как при однократных, так и многократно повторных нагружениях необходима разработка метода Фере, устанавливающего связи между напряжениями и деформациями бетона и в случае внецентренного сжатия.

Изложение материала и его результаты. Ниже приведено развитие метода Feret для установления закона деформаций бетона внецентренно сжатых железобетонных элементов.

Рассмотрим железобетонную стойку прямоугольного сечения, загруженную внецентренно сжатой нагрузкой (рис. 1), размеры поперечного сечения которой характеризуются следующими величинами:

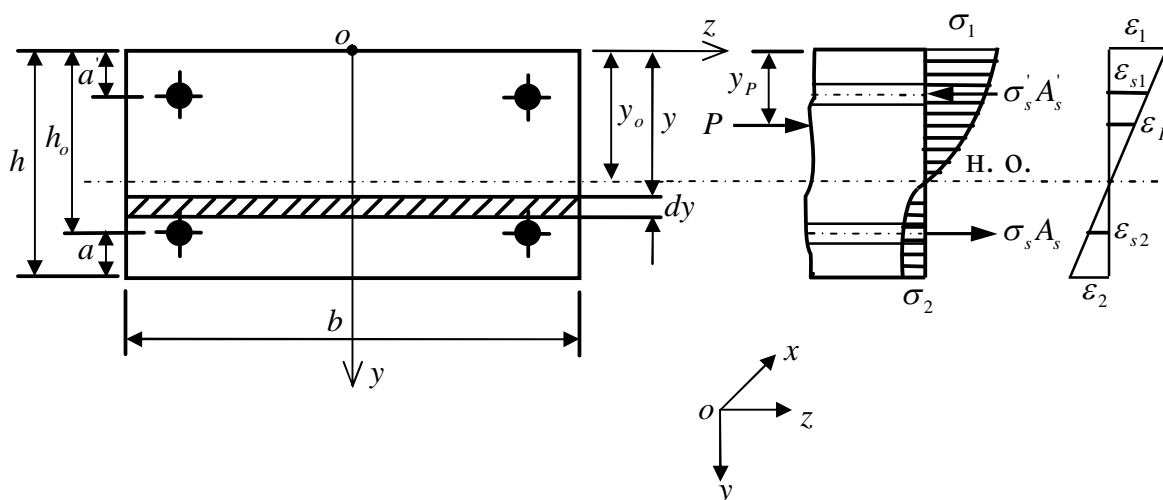


Рисунок 1 – Расчетная схема внецентренно сжатой стойки:

a, a' – защитные слои растянутой и сжатой арматуры; b – ширина поперечного сечения; h, h_0 – полная и рабочая высота поперечного сечения A_s, A'_s – площади сечения растянутой и сжатой арматуры; y_P – расстояние от внешней сжатой грани поперечного сечения стойки до точки приложения нагрузки P .

В условиях внецентренного сжатия стойки при постепенно увеличивающейся нагрузке P измеряем относительные деформации крайних

волокон сжатия ε_1 и растяжения ε_2 , соответствующих каждому значению P .

Для установления последующих аналитических зависимостей отнесем рассматриваемое сечение стойки к координатной системе указанной на рис. 1.

В каком либо волокне стойки, имеющем ординату y , относительная деформация может быть выражена следующей известной формулой:

$$\varepsilon = \frac{y - y_0}{\rho}, \quad (1)$$

где ρ - радиус кривизны нейтрального волокна стойки в рассматриваемом поперечном сечении;

y_0 - ордината нейтрального волокна стойки.

Из общей формулы (1) относительные деформации для волокон, имеющих ординаты $y = 0$, $y = h$, $y = a'$, $y = h_0$, $y = y_P$ соответственно:

$$\varepsilon_1 = -\frac{y_0}{\rho}, \quad \varepsilon_2 = \frac{h - y_0}{\rho}, \quad \varepsilon_s' = \frac{a' - y_0}{\rho}, \quad \varepsilon_s = \frac{h_0 - y_0}{\rho}, \quad \varepsilon_P = \frac{y_P - y_0}{\rho}. \quad (2)$$

Сумму абсолютных значений деформаций крайних волокон поперечного сечения стойки ε_1 и ε_2 обозначим буквой e :

$$e = |\varepsilon_1| + |\varepsilon_2| = \frac{y_0}{\rho} + \frac{h - y_0}{\rho} = \frac{h}{\rho}. \quad (3)$$

С учетом формулы (2) радиус кривизны нейтральной оси $\rho = \frac{h}{e}$ и общее выражение для деформации любого волокна может быть записано в следующем виде:

$$\varepsilon = \frac{(y - y_0)e}{h}. \quad (4)$$

Из этой формулы получим:

для крайнего сжатого волокна

$$\varepsilon_1 = -\frac{y_0 e}{h}; \quad (5)$$

для крайнего растянутого волокна

$$\varepsilon_2 = \frac{(h - y_0)e}{h} = e + \varepsilon_1; \quad (6)$$

для среднего волокна сжатой арматуры

$$\varepsilon'_s = \frac{(a' - y_0)e}{h} = \beta e + \varepsilon_1; \quad (7)$$

для среднего волокна растянутой арматуры

$$\varepsilon_s = \frac{(h_0 - y_0)e}{h} = \eta e + \varepsilon_1; \quad (8)$$

для волокна имеющего ординату y_p

$$\varepsilon_p = \frac{(y_p - y_0)e}{h} = ce + \varepsilon_1, \quad (9)$$

где $\eta = \frac{h_0}{h}$, $\beta = \frac{a'}{h}$; $c = \frac{y_p}{h}$.

Составим два условия равновесия внешних и внутренних сил, действующих в поперечном сечении стойки:

1. Равенство нулю суммы проекций всех нормальных усилий на продольную ось элемента X

$$\int_0^h \sigma_b b dy + \sigma_s A_s - \sigma'_s A'_s + P = 0. \quad (10)$$

2. Равенство нулю суммы моментов всех сил относительно нейтральной оси сечения

$$\int_0^h \sigma_b b (y - y_0) dy + \sigma_s A_s (h_0 - y_0) + \sigma'_s A'_s (a' - y_0) - P (y_p - y_0) = 0. \quad (11)$$

При составлении уравнений 10 и 11 сделаны упрощения, вполне допустимые ввиду незначительности вызываемых ими погрешностей, а именно:

- в интегралах все сечение стойки предполагается бетонным, то есть без вычета сечения арматуры;
- напряжение в сечении арматуры предполагается равномерно-распределенным и равным его средней величине (для центра тяжести арматуры).

Закон, связывающий напряжения и деформации в бетоне, задаем в общей форме:

$$\sigma_b = f(\varepsilon). \quad (12)$$

Что же касается арматуры, то здесь допускаем справедливость закона Гука:

$$\sigma_s = E_s \varepsilon_s; \sigma'_s = E_s \varepsilon'_s. \quad (13)$$

Выразим теперь в уравнениях равновесия переменные σ и y в функции ε , пользуясь равенством (4), а также имея в виду следующее соотношение:

$$y - y_0 = \frac{h\varepsilon}{e}; dy = \frac{hd\varepsilon}{e}. \quad (14)$$

После подстановки 12...14 в уравнения равновесия находим:

$$\frac{bh}{e} \int_{\varepsilon_1}^{\varepsilon_2} f(\varepsilon) d\varepsilon + E_s \varepsilon_s A_s - E_s \varepsilon'_s A'_s + P = 0, \quad (15)$$

$$\frac{bh^2}{e^2} \int_{\varepsilon_1}^{\varepsilon_2} f(\varepsilon) \varepsilon d\varepsilon + E_s \varepsilon_s A_s (h_0 - y_0) + E_s \varepsilon'_s A'_s (a' - y_0) - P(y_p - y_0) = 0. \quad (16)$$

Первое из уравнений делим на $\frac{bh}{e}$, а второе - $\frac{bh^2}{e^2}$ и вводим обозначения: $\mu = \frac{A_s}{bh}$, $\mu' = \frac{A'_s}{bh}$, $p = \frac{P}{bh}$.

$$\int_{\varepsilon_1}^{\varepsilon_2} f(\varepsilon) d\varepsilon + \frac{E_s \varepsilon_s A_s e}{bh} - \frac{E_s \varepsilon'_s A'_s e}{bh} + \frac{Pe}{bh} = 0, \quad (17)$$

$$\int_{\varepsilon_1}^{\varepsilon_2} f(\varepsilon) \varepsilon d\varepsilon + \frac{E_s \varepsilon_s A_s (h_0 - y_0) e^2}{bh^2} + \frac{E_s \varepsilon'_s A'_s (a' - y_0) e^2}{bh^2} - \frac{P(y_p - y_0) e^2}{bh^2} = 0. \quad (18)$$

Таким образом, получаем:

$$\int_{\varepsilon_1}^{\varepsilon_2} f(\varepsilon) d\varepsilon + E_s \varepsilon_s \mu e - E_s \varepsilon'_s \mu' e + pe = 0, \quad (19)$$

$$\int_{\varepsilon_1}^{\varepsilon_2} f(\varepsilon) \varepsilon d\varepsilon + E_s \varepsilon_s^2 \mu e + E_s \varepsilon_s'^2 \mu' e - p \varepsilon_p e = 0, \quad (20)$$

где p - величина, измеряющая интенсивность нагружения стойки или приведенная сжимающая сила; μ и μ' - коэффициенты армирования.

Допустим существование двух интегралов следующего типа

$$\int_0^{\varepsilon} f(\varepsilon) d\varepsilon = A; \int_0^{\varepsilon} f(\varepsilon) \varepsilon d\varepsilon = B \quad (21)$$

и подстрочными индексами 1 и 2 обозначим их величину, когда переменная ε принимает значения ε_1 или ε_2 . В таком случае предыдущие уравнения переписываются в следующем виде:

$$A_1 - A_2 = E_s \varepsilon_s \mu e - E_s \varepsilon_s' \mu' e + p e, \quad (22)$$

$$B_2 - B_1 = p \varepsilon_p e - E_s \varepsilon_s^2 \mu e - E_s \varepsilon_s'^2 \mu' e. \quad (23)$$

Вводим на основании формул (5 и 9) следующие обозначения:

$$\left. \begin{aligned} e \varepsilon_s &= e(\eta e + \varepsilon_1) = P2 \\ e \varepsilon_s' &= e(\beta e + \varepsilon_1) = P1 \\ e \varepsilon_s^2 &= e(\eta e + \varepsilon_1)^2 = Q2 \\ e \varepsilon_s'^2 &= e(\beta e + \varepsilon_1)^2 = Q1 \end{aligned} \right\}, \quad (24)$$

где $P1$, $P2$, $Q1$ и $Q2$ функции, зависящие от деформаций крайних волокон стойки ε_1 и ε_2 .

Тогда окончательно уравнения равновесия представим в форме:

$$A_1 - A_2 = E_s \mu P2 - E_s \mu' P1 + p e, \quad (25)$$

$$B_2 - B_1 = p \varepsilon_p e - E_s \mu Q2 - E_s \mu' Q1. \quad (26)$$

При изменении нагрузки, т.е. величины p , меняются и деформации крайних волокон сечения ε_1 и ε_2 , а вместе с ними функции

$A_1, A_2, B_1, B_2, P1, P2, Q1$ и $Q2$. Продифференцируем последние уравнения (25) и (26):

$$dA_1 - dA_2 = E_s \mu dP2 - E_s \mu' dP1 + dpe + pde, \quad (27)$$

$$dB_2 - dB_1 = dp\varepsilon_p e + d\varepsilon_p pe + dep\varepsilon_1 - E_s \mu dQ2 - E_s \mu' dQ1, \quad (28)$$

или имея в виду значения функций A и B

$$\sigma_1 d\varepsilon_1 - \sigma_2 d\varepsilon_2 = E_s \mu dP2 - E_s \mu' dP1 + dpe + pde, \quad (29)$$

$$\sigma_2 \varepsilon_2 d\varepsilon_2 - \sigma_1 \varepsilon_1 d\varepsilon_1 = dp\varepsilon_p e + d\varepsilon_p pe + dep\varepsilon_p - E_s \mu dQ2 - E_s \mu' dQ1. \quad (30)$$

Из полученных дифференциальных уравнений (29 и 30) определяем напряжения σ_1 и σ_2 :

При $\mu \neq \mu'$:

$$\sigma_1 = \frac{dp}{d\varepsilon_1} \left[\varepsilon_2 + \varepsilon_p + p \frac{de}{dp} \cdot \frac{\varepsilon_2 + \varepsilon_p}{e} + \frac{d\varepsilon_p}{dp} - \frac{E_s}{e} \left(\mu \frac{dQ2}{dp} - \mu \frac{dP2}{dp} \varepsilon_2 + \mu' \frac{dQ1}{dp} + \mu' \frac{dP1}{dp} \varepsilon_2 \right) \right], \quad (31)$$

$$\sigma_2 = \frac{dp}{d\varepsilon_2} \left[\varepsilon_1 + \varepsilon_p + p \frac{de}{dp} \cdot \frac{\varepsilon_1 + \varepsilon_p}{e} + \frac{d\varepsilon_p}{dp} - \frac{E_s}{e} \left(\mu \frac{dQ2}{dp} - \mu \frac{dP2}{dp} \varepsilon_1 + \mu' \frac{dQ1}{dp} + \mu' \frac{dP1}{dp} \varepsilon_1 \right) \right]. \quad (32)$$

При $\mu = \mu'$:

$$\sigma_1 = \frac{dp}{d\varepsilon_1} \left[\varepsilon_2 + \varepsilon_p + p \frac{de}{dp} \cdot \frac{\varepsilon_2 + \varepsilon_p}{e} + \frac{d\varepsilon_p}{dp} - \frac{E_s \mu}{e} \left(\frac{dQ2}{dp} - \frac{dP2}{dp} \varepsilon_2 + \frac{dQ1}{dp} + \frac{dP1}{dp} \varepsilon_2 \right) \right], \quad (33)$$

$$\sigma_2 = \frac{dp}{d\varepsilon_2} \left[\varepsilon_1 + \varepsilon_p + p \frac{de}{dp} \cdot \frac{\varepsilon_1 + \varepsilon_p}{e} + \frac{d\varepsilon_p}{dp} - \frac{E_s \mu}{e} \left(\frac{dQ2}{dp} - \frac{dP2}{dp} \varepsilon_1 + \frac{dQ1}{dp} + \frac{dP1}{dp} \varepsilon_1 \right) \right]. \quad (34)$$

Формулы метода для нахождения фибровых напряжений в бетоне на каждом этапе нагружения используются в виде, например, при $\mu = \mu'$:

$$\sigma_{1,i} = \left(\frac{dp}{d\varepsilon_1} \right) \left\{ \varepsilon_{2,i} + \varepsilon_{p,i} + p_i \left(\frac{de}{dp} \right)_i \frac{\varepsilon_{2,i} + \varepsilon_{p,i}}{e_i} + \left(\frac{d\varepsilon_p}{dp} \right)_i - \frac{E_s \mu}{e_i} \left[\left(\frac{dQ2}{dp} \right)_i - \left(\frac{dP2}{dp} \right)_i \varepsilon_{2,i} + \left(\frac{dQ1}{dp} \right)_i + \left(\frac{dP1}{dp} \right)_i \varepsilon_{2,i} \right] \right\}, \quad (35)$$

$$\sigma_{2,i} = \left(\frac{dp}{d\varepsilon_2} \right) \left\{ \varepsilon_{1,i} + \varepsilon_{p,i} + p_i \left(\frac{de}{dp} \right)_i \frac{\varepsilon_{1,i} + \varepsilon_{p,i}}{e_i} + \left(\frac{d\varepsilon_p}{dp} \right)_i - \frac{E_s \mu}{e_i} \left[\left(\frac{dQ2}{dp} \right)_i - \left(\frac{dP2}{dp} \right)_i \varepsilon_{1,i} + \right. \right. \\ \left. \left. + \left(\frac{dQ1}{dp} \right)_i + \left(\frac{dP1}{dp} \right)_i \varepsilon_{1,i} \right] \right\}, \quad (36)$$

где $\sigma_{1,i}$, $\sigma_{2,i}$, - фибровые напряжения в бетоне на i -ом этапе нагружения;

$\varepsilon_{1,i}$, $\varepsilon_{2,i}$ - полные фибровые деформации бетона с учетом начальных (до приложения нагрузки) [7]; $e_i = \varepsilon_{1,i} + \varepsilon_{2,i}$.

Значения производных в формулах (35-36) приближенно определяются по формулам конечных разностей (см. рис. 2):

$$\left(\frac{dy}{dx} \right)_i = \frac{y_{i+1} - y_{i-1}}{x_{i+1} - x_{i-1}}. \quad (37)$$

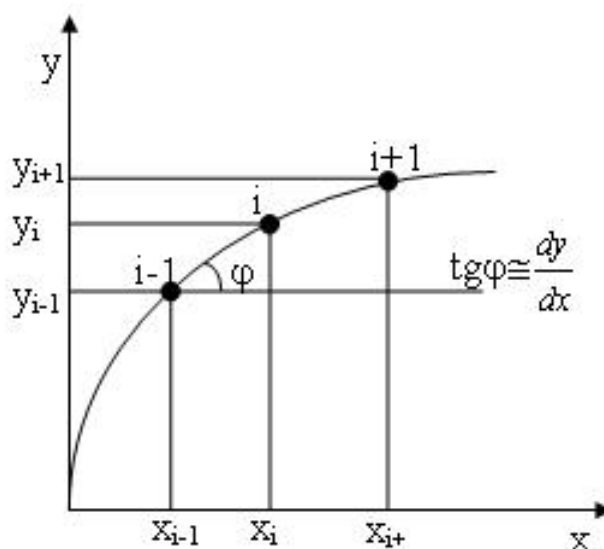


Рисунок 2 – К определению частных производных

Формулы для определения фибровых напряжений при действии повторных нагружений получаются из (31 – 36) в которых величины σ_1 , σ_2 , ε_1 , ε_2 , ε_p , e , p , $d\varepsilon_1$, $d\varepsilon_2$, $d\varepsilon_p$, de , dp , $P1$, $P2$, $Q1$, $Q2$, $dP1$, $dP2$, $dQ1$, $dQ2$ необходимо заменить соответственно на: $\sigma_1(n)$, $\sigma_2(n)$, $\varepsilon_1(n)$, $\varepsilon_2(n)$, $\varepsilon_p(n)$, $e(n)$, $p(n)$, $d\varepsilon_1(n)$, $d\varepsilon_2(n)$, $d\varepsilon_p(n)$, $de(n)$, $dp(n)$, $P1(n)$, $P2(n)$, $Q1(n)$, $Q2(n)$, $dP1(n)$, $dP2(n)$, $dQ1(n)$, $dQ2(n)$,

где n - номер цикла повторных нагружений.

Исходной информацией в данном случае, как и при однократных нагружениях, являются экспериментальные циклические кривые “нагрузка - фибровые (на сжатой $\varepsilon_1(n)$ и растянутой $\varepsilon_2(n)$ гранях) деформации” и “нагрузка – средние деформации (напряжения)” в арматуре. Полные фибровые деформации бетона определяются с учетом начальных (до приложения нагрузки) [7], а после первого цикла нагружений – с учетом остаточных деформаций.

Выводы и направление дальнейших исследований. Полученные зависимости связывают напряжения крайних волокон стойки с их деформациями, т.е. выражают закон деформаций для бетона и могут быть использованы для внецентренно сжатых бетонных и железобетонных элементов прямоугольного и квадратного сечений. В дальнейшем на основе, построенных по данному методу диаграмм деформирования сжатого бетона в условиях многократно повторных нагружений получить зависимости модуля упругости от количества циклов “ $E_b - n$ ”.

В статье изложено развитие метода Фере для установления связи между напряжениями и деформациями бетона из опыта на внецентренное сжатие бетонных и железобетонных элементов при однократных и повторных нагружениях.

The article present of the development the method Feret for establish dependence between stresses and deformations concrete from the experiment on the eccentrically stressed concrete and reinforced concrete elements at one repeated and repeated loadings.

Библиографический список.

1. Бачинский В.Я. Бамбура А.Н., Ватагин С.С. Связь между напряжениями и деформациями бетона при кратковременном неоднородном сжатии// Бетон и железобетон, 1984, № 10, С. 18-19.
2. Бамбура А.Н, Гурковський А.Б. К построению деформационной теории железобетона стержневых систем на экспериментальной основе// Будівельні конструкції: Зб. наук. праць.- Київ. НДІБК. 2003. - вип. 59.- книга 1.- С. 121-130.
3. Методические рекомендации по уточненному расчету железобетонных элементов с учетом полной диаграммы сжатия бетона // А.Н. Бамбура, В.Я. Бачинский и др. - Киев, 1987. - 24 с.
4. Подобенко Т.Н. Напряженно-деформированное состояние железобетонных изгибаемых элементов при кратковременных повторных

нагружениях: Автореф. дис. на соиск. уч. степени канд. тех. наук.- Киев.1991. - 17 с.

5. Столяров Я.В. Введение в теорию железобетона. - М.: Стройиздат Наркомстроя, 1941. - 446 с.

6. Столяров Я.В. Теория железобетона на экспериментальной основе. - Х.: ГНТИУ, 1934.

7. Методические рекомендации по определению параметров диаграммы “ $\sigma - \varepsilon$ ” бетона при кратковременном сжатии/ В.Я. Бачинский, А.Н. Бамбура и др. - Киев, - 1985. - 16 с.

8. Ватагин С.С. Связь между напряжениями и деформациями бетона в сжатой зоне ж/б элементов. Интегральная оценка работы растянутого бетона. Автореф. дис. на соиск. уч. степени канд. тех. наук.- Киев, 1987. 19 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Давиенко А.И.

**ЭЛЕКТРОТЕХНИКА.
РАДИОТЕХНИКА**

*д.т.н., проф. Дзюба В.Л.,
к.т.н., доц. Корсунов К.А.
(ВНУ им. В. Даля, г. Луганск, Украина),
к.т.н., доц. Сергиенко С.Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПЛАЗМЕННО-МЕХАНИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА ЖАРОПРОЧНЫХ СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ

Наведені результати досліджень щодо створення електродугового плазмотрона та керуючого обчислювального комплексу для плазмово-механічної обробки матеріалів.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Применение жаропрочных сталей и сплавов для изготовления различного рода машин и механизмов создает большие трудности при обработке их резанием. Решение проблемы обработки жаропрочных сталей и сплавов на металлорежущих станках может развиваться в двух направлениях:

- путем создания новых, более прочных и износоустойчивых режущих материалов, дающих возможность значительно повысить стойкость резцов при обычных методах резания;
- разработкой новых способов резания, позволяющих повысить производительность при использовании существующих инструментальных материалов.

Анализ исследований и публикаций. Анализ результатов существующих методов обработки резанием высоколегированных специальных сталей и сплавов (жаропрочных, магнитных, нержавеющей и др.) показал, что их целесообразно обрабатывать в нагретом до высоких температур состоянии. Из всех известных методов предварительного нагрева наиболее эффективным является плазменный нагрев, который позволяет чрезвычайно быстро не только нагревать заготовки на значительную глубину, но и удалять часть срезаемого металла без участия режущего инструмента. Преимущество плазменно-механической обработки (ПМО) в сравнении с обычными методами обработки приведены в табл. 1 [1], откуда видно, что удельный съем металла при ПМО в среднем возрастает в 3-6 раз. Целый ряд публикаций указывает, что ПМО не только решает проблему обработки труднообрабатываемых сталей и сплавов, но и позволяет снизить затраты на электроэнергию, инструмент и оборудование.

Таблица 1 – Режимы обработки различных материалов

Обраба- тываемый материал	ПМО						Без ПМО			
	I, А	U, В	V, м/мин	t, мм	S, мм/об	v, см ³ /мин	V, м/мин	t, мм	S, мм/об	v, см ³ /мин
22КВД	250	160	30	15	2,5	1125	8	15	1,6	193
10ГН2МФА	250	150	25	15	2,5	940	6	15	1,6	144
08Х18Н10Т	250	150	34,5	15	2,5	1300	11	15	1,6	264
ХН67МВТОЛ	300	170	9,63	10	1,5	145	2,38	10	0,5	12
40Х27НЛ	300	180	10,9	10	1,03	112	4,91	10	0,65	32
Наплавки (ЖСН-5)	250	190	28	2,5	1,12	77	Шлифование			18,99
3Х2В8	250	180	24	2,5	1,12	68	Шлифование			17,8

Однако, несмотря на высокую эффективность ПМО, существует ряд проблем, сдерживающих повсеместное применение данного метода:

- при точении жаропрочных сплавов на никелевой основе вследствие чрезмерной концентрации тепла (нагрев производили плазмотроном ПВР-402У4) срезаемый слой прогревается неравномерно, часть металла расплавляется; при этом стойкость инструмента низкая, так как часть режущей кромки контактирует с перегретым металлом, а часть с недогретым, появляются дефекты поверхностного слоя в виде трещин и микротрещин;

- плазменный источник тепла должен способствовать быстрому подъему температуры металла впереди режущего лезвия, легко ее контролировать и регулировать в широком диапазоне;

- отсутствие опыта использования плазменного подогрева при резании на получистовых и чистовых режимах, для которых характерны большие скорости резания и низкие значения подачи и глубины резания;

- в зависимости от назначения обработки (черновой, получистовой и чистовой) плазмотроны типа ПВР-402У4 требуют не только изменения расстояния до обрабатываемой поверхности, но и диаметра сопла. При уменьшении диаметра сопла до 2 мм увеличивается коэффициент сосредоточенности и возрастает локальность нагрева, что позволяет производить получистовую обработку с глубиной 2-3 мм. Увеличение диаметра сопла до 8 мм снижает коэффициент сосредоточенности и обеспечивает более равномерный нагрев широких сечений срезов, имеющих место при черновой обработке с глубиной резания 15-20 мм;

- для сохранения исходных характеристик и высоких эксплуатационных свойств обрабатываемого материала нагревать слои до температуры свыше 700°C недопустимо, так как при этом исходная структура сорбита, ориентированного по мартенситу, изменяется: появляются участки точечного сорбита и бейнита;

- при плазменном нагреве обрабатываемых деталей необходимо подбирать такие режимы, при которых большая часть тепла, поступающего в деталь, уносится со стружкой, что предотвращает изменение микроструктуры металла.

Частичное решение указанных проблем при ПМО нами было осуществлено за счет создания более эффективного плазменного источника нагрева (плазмотрона) и разработки информационно-управляющего вычислительного комплекса, который позволял управлять режимами работы плазмотрона (регулировать температуру нагрева поверхности заготовки) с учетом технологического процесса резания, автоматически стабилизируя заданные силы резания (рис. 1).

На схеме управляющий плазмотроном комплекс (УКП) изображен блоком 1. Выходным параметром его является тепловой поток (q), получаемый изделием в единицу времени в блоке 2 и связывающий его с температурой предварительного подогрева непосредственно перед режущим инструментом. Передаточная функция этих звеньев выражается формулой:

$$W = \frac{T(p)}{q(p)} = K \exp\{-\tau p\}, \quad (1)$$

$$\text{где } K = \frac{1}{2\pi\lambda V \sqrt{\frac{L}{V} \left(\frac{d^2}{16a} + \frac{L}{V} \right)}} \exp \left\{ -\frac{z^2 V}{4aL} - \frac{y^2}{\frac{d^2}{4} + \frac{4aL}{V}} \right\};$$

$\exp\{-\tau p\}$ – величина запаздывания системы автоматического регулирования на время $\tau = \frac{L}{V}$, т.е. время изменения температуры изделия, вызванное изменением теплового потока;

p – оператор Лапласа;

V – скорость обработки;

L – расстояние от сопла плазмотрона до детали;

a – коэффициент температуропроводности; d – диаметр сопла плазмотрона.

Сигнал с выхода блока 2 суммируется (алгебраически) с выходом блока 7, связывающим температуру предварительного подогрева со скоростью обработки. Предварительная функция этого звена выражается формулой:

$$W = \frac{T(p)}{\Delta V(p)} = -K_1 \exp\{-\tau p\}, \quad (2)$$

$$\text{где } K_1 = \frac{q}{V_H^2} K_2, \quad K_2 = \frac{1}{2\pi\lambda \sqrt{\frac{L}{V} \left(\frac{d^2}{16a} + \frac{L}{V} \right)}} \exp \left\{ -\frac{z^2 V}{4aL} - \frac{y^2}{\frac{d^2}{4} + \frac{4aL}{V}} \right\}.$$

Блок 3 связывает усилия резания с температурой предварительного подогрева:

$$W_T = \frac{\Delta F(p)}{\Delta T(p)} = K_T, \quad (3)$$

где $K_T = -zCS^x t^y T_H^{-z-1}$,

C, x, y - постоянные, определяемые опытным путем.

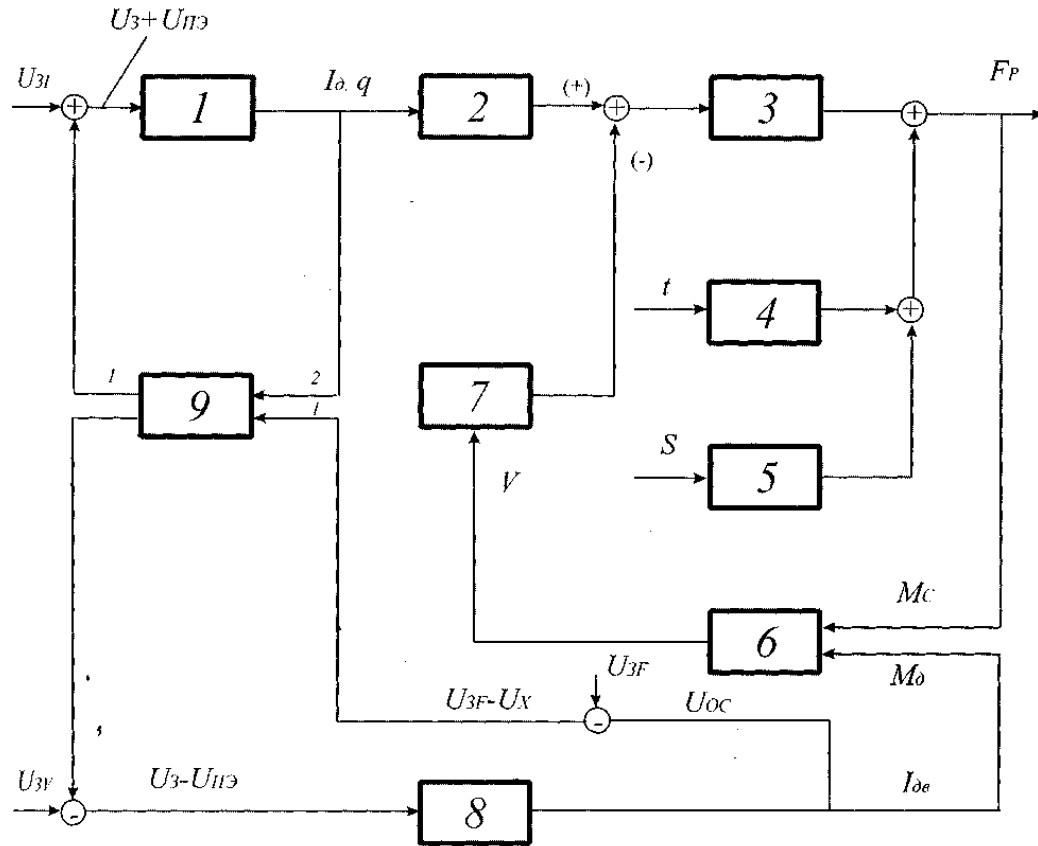


Рисунок 1 – Структурная схема автоматического управления процессом ПМО

Возмущающими параметрами системы являются глубина резания (блок 4) и подача (блок 5). Выражение для передаточных функций этих звеньев имеет вид:

$$W_T = \frac{\Delta F(p)}{\Delta t} = \frac{K_T}{T_i p_i + 1}, \quad (4)$$

где $K_T = yCS^x t^{y-1} T^t$, и

$$W_s = \frac{K_s}{T_s(p) + 1}, \quad (5)$$

где $K_T = xCS^{x-1} t^y T^{-z}$.

В (4) и (5) учтено, что сила резания отстает по фазе от изменения толщины срезаемого слоя и зависимость усилий резания выражается апериодическим звеном с постоянными времени T_i и T_s [2].

Усилия резания F_p создают на валу планшайбы станка момент сопротивления M_c , который через редуктор станка окажет влияние на силу тока главного привода. Блок 6 выражает связь между разностью момента сопротивления и момента на валу двигателя M_d и скоростью вращения планшайбы. Источник питания двигателя главного привода изображен блоком 8.

Перед началом обработки задается начальный ток плазменной дуги (плазмотрона) U_{3l} , глубина резания t , подача S , усилия резания U_{3F} , скорость обработки V_3 , максимально допустимый ток плазменной дуги $I_{d\max}$. Если в процессе обработки усилия резания равны заданным ($F_p = F_{pz}$), то сигнал задания F_{pz} будет равен сигналу датчика тока двигателя и на первый вход порогового элемента (ПЭ) блока 9 сигнал поступать не будет. В этом случае сигналы на обоих выходах блока 8 также будут отсутствовать. Ток плазменной дуги и скорость обработки будут равны заданным. При возрастании усилий резания возрастает ток двигателя главного привода I_{dv} и сигнал обратной связи (U_{oc}) превысит сигнал задания усилий резания и на первом выходе ПЭ появится напряжение, которое, складываясь с U_{3l} , увеличит ток плазмотрона с таким условием, чтобы усилия резания опять стали равными заданным. При этом может возникнуть такая ситуация, когда сила тока плазмотрона достигнет своего предельного значения, а усилия резания еще превышают заданные. Тогда сигнал с выхода 1 блока 9 перестанет возрастать, но зато появится сигнал на 2-ом выходе этого блока, который вычитается из сигнала задания скорости обработки, вследствие чего последняя уменьшается, что приведет к увеличению температуры подогрева и, как следствие, к снижению усилий резания. Следовательно, с помощью изменения тока плазменной дуги и скорости обработки система управления будет поддерживать усилия резания на заданном уровне.

Разработанный нами для ПМО линейный плазмотрон выполнен двухкамерным с газовихревой стабилизацией дуги (табл. 2). Он состоит из медных водоохлаждаемых внутреннего и выходного электродов, между которыми находится вихревое кольцо для подачи основного расхода рабочего газа. Особенность данного плазмотрона заключается в том, что внутренний полый электрод разделен вихревым кольцом на два самостоятельных участка. В зависимости от технологии обработки электроды плазмотрона подключаются к источнику питания в режиме прямой или обратной полярности (рис. 2). Известно, что при горении дуги в

режимах прямой и обратной полярностях длина дуги изменяется, причем в режиме обратной полярности она длиннее. Это объясняется особенностями процесса шунтирования дуги. В случае прямой полярности подключения выходного электрода положительный столб дуги относительно электрода имеет отрицательный потенциал и электрическое поле в зазоре «дуга-электрод» помогает движению электронов, вылетающих из дуги (являющейся эмиттером электронов) достичь поверхности электрода. В случае обратной полярности подключения, эмиттером служит холодный электрод, в силу этого пробой происходит в более удаленном вниз по потоку сечении, где температура газа выше и тем самым более благоприятны условия для пробоя. Можно также ожидать, что при прямой полярности и постоянном расходе газа с ростом силы тока амплитуда колебаний конца дуги должна уменьшаться, при обратной полярности эта зависимость будет выражена менее ярко. Изменение полярности подключения скажется и на среднем напряжении на дуге, причем при обратной полярности оно должно быть больше. Следовательно, напряжение и мощность дуги будут зависеть от полярности подключения электродов.

Таблица 2 – Основные технические данные плазмотрона для ПМО

Показатели		Параметры
Мощность, кВт		60
Ток дуги, А		400
Расход рабочего газа, г/с		4
Тепловой КПД		0,65-0,85
Температура струи, К		5000
Ресурс работы, ч		100
Геометрические размеры разрядного канала, 10^{-3} м	d	15
	d ₁	10-15
	d ₂	5-8
	l	10
	l ₁	15
	l ₂	60

плазмотрона в продольном направлении. Дальнейшее термическое воздействие плазменного потока приводило к незначительному повышению температуры образца (~ 20-50°C) и практически стабилизировалась. Температура резания, замеренная на передней грани режущего инструмента, контролировалась оптическими пирометрами ДПР-2 и ДПР-3 и интегрированными термометрами серии «Маратон». Режимы обработки образцов из стали 40, 5ХНМ и 12Х18Н10Т приведены в табл. 3.

Таблица 3 – Режимы обработки материалов

Обрабатываемый материал	Без нагрева			При ПМО				
	t, мм	S, мм/об	V, м/мин	t, мм	S, мм/об	V, м/мин	I, А	U, В
5ХНМ	2	0,21	15	3	0,52	15	220	180
12Х18Н10Т	2	0,21	20	3	0,52	20	220	180
40	2	0,21	20	3	0,52	30	220	180

Выводы. В процессе экспериментов было установлено, что увеличение мощности плазменного потока приводит к прогрессирующему росту температуры. Стойкость резцов с пластинами из твердого сплава Т15К6 увеличивается в 2-3 раза и достигает 60 минут, при этом оптимальные температуры нагрева находятся в диапазоне 620-710°C, дальнейшее ее увеличение приводит к значительному уменьшению стойкости режущего инструмента.

Приведены результаты исследований по созданию электродугового плазмотрона и управляющего вычислительного комплекса для плазменно-механической обработки материалов.

Results of researches on creation of the electric-arc plasma generator and the controlling computer system for plasma-mechanical processing of materials are presented.

Библиографический список.

1. Механическая обработка труднообрабатываемых материалов с нагревом срезаемого слоя плазменной дугой / Б.П. Баринов, Б.Н. Куревич, В.И. Кочкин и др.: Аналитический обзор. – М.: ЦНИИТЭИ, 1979. – 62 с.
2. Кудинов В.А. Динамика станков. – М.: Машиностроение, 1967. – 360 с.

Рекомендовано к печати к.т.н., доц. Заблудским Н.Н.

*д.т.н., проф. Синеглазов В.М.
(НАУ, г. Киев, Украина),
аспирант Ткачев Р.Ю.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

МЕТОД СИНТЕЗА АВТОНОМНЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ МНОГОМЕРНЫМ ОБЪЕКТОМ С ЗАПАЗДЫВАНИЯМИ ОБЩЕГО ВИДА

Предложен метод синтеза замкнутых многомерных систем управления объектом с запаздываниями общего вида. Приводятся выражения, которые обеспечивают реализуемость многомерного регулятора на базе интегрирующих фильтров и расчет его параметров, обеспечивающих заданные показатели качества.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Одним из важнейших классов систем с распределенными параметрами являются системы с запаздываниями, которые используются при описании разнообразных промышленных объектов управления, включая химические реакторы, бумагоделательные машины [1]. Задача управления такими объектами достаточно сложна. Наличие запаздывания в контуре управления ведет к возрастанию фазового сдвига, что может вызвать неустойчивость замкнутой системы даже при небольших коэффициентах усиления регулятора. Запаздывания в состоянии возникает при охвате объекта управления контуром рециркуляции вещества, по которому выходной сигнал объекта, спустя время θ , поступает на его вход. Наличие запаздывания в состоянии создает определенные трудности при построении высококачественной системы управления. В многомерных системах проблема усложняется тем, что к влиянию запаздывания добавляются взаимосвязи по входам и выходам.

Анализ исследований и публикаций. Синтезу систем управления одномерными объектами с запаздыванием посвящено множество работ, в которых рассматриваются вопросы устойчивости, качества и синтеза систем управления такими объектами, что свидетельствует об актуальности рассматриваемой проблемы [1-5]. Несмотря на значительное число работ, относящихся к указанной проблеме, задаче синтеза оптимальных многомерных замкнутых систем управления с запаздываниями общего вида, т.е. с запаздываниями, как в координатах управления, так и состояния, не уделено должного

внимания. Это объясняется сложностью решения подобной задачи, даже для критерия качества в виде интегральной квадратичной формы. Наиболее известное решение задачи синтеза регулятора для многомерного объекта с запаздываниями общего вида дано в [3].

Задача синтеза оптимальной системы управления многомерным объектом с несколькими различными запаздываниями заключается в нахождении уравнений регулятора, которые в совокупности с уравнениями объекта:

$$\begin{aligned}\dot{x}(t) &= \sum_i B_i x(t - \beta_i) + \sum_j M_j u(t - \mu_j), \\ y(t) &= \sum_i P_i x(t - \pi_i),\end{aligned}\tag{1}$$

где x – n -мерный вектор состояний;

y – l -мерный вектор выхода;

u – w -мерный вектор управления;

β_i, μ_i, π_i – постоянные запаздывания, образуют устойчивую систему и доставляют минимум функционалу:

$$J = \int_0^{\infty} [x^T(t) A x(t) + u^T(t) C u(t)] dt.\tag{2}$$

Предлагаемая в [3] процедура синтеза основывается на методе динамического программирования, полученное при этом решение задачи синтеза носит квазиоптимальный характер, поскольку при синтезе используется редукция запаздываний уравнения (1) в сходящиеся ряды. В результате чего процедура синтеза становится громоздкой за счет увеличения порядка системы. Кроме этого, заметно влияние изменения уставки по какому-либо одному из выходов объекта на динамику остальных выходов, возникают колебания, обусловленные многосвязностью объекта, т.е. не обеспечивается автономность системы. Также следует отметить дополнительные возникающие трудности решения подобного рода задач, когда вектор состояния объекта не совпадает с вектором выходных координат, связанные с необходимостью решения вспомогательной задачи относительно вектора состояния объекта и последующим переходом к интересующим нас выходным координатам объекта. С решением последней непосредственно связан вопрос реализуемости квазиоптимального регулятора.

Постановка задачи. Рассматривается случай, когда доступны измерению только выходные координаты объекта. Объект полагаем вполне управляемым.

Запишем уравнения динамики непосредственно относительно выходных координат объекта (1), что позволит упростить процедуру синтеза оптимальной замкнутой системы, и попытаемся решить оптимальную задачу, оперируя лишь этими координатами.

$$\left[p^n + l_1 e^{-p\theta_1} p^{n-1} + \dots + l_j e^{-p\theta_j} p^{n-j} + \dots + l_n e^{-p\theta_n} \right] y = GU, \quad (3)$$

где y – вектор координат выхода объекта;

U – вектор координат управления объекта;

$p = d/dt$ – оператор дифференцирования;

θ – время эффекта последствия;

l_j – постоянные коэффициенты, определяемые коэффициентами матрицы B_i

G – полиномиальная матрица, элементы которой являются многочленами с постоянными коэффициентами относительно оператора дифференцирования p и определяемая выражением:

$$G = \sum_i P_i e^{-\pi_i p} \cdot \Delta \cdot \sum_j M_j e^{-\mu_j p}; \quad (4)$$

Δ – присоединенная матрица по отношению к матрице $\left(pE - \sum_i B_i e^{-\beta_i p} \right)$.

По сути, многочлен в левой части выражения (3) является характеристическим уравнением объекта (1) и определяется как $\det \left[pE - \sum_i B_i e^{-\beta_i p} \right]$.

Предположим, что система замыкается через звено, которое описывается уравнением:

$$\left[p^r + \alpha_1 p^{r-1} + \dots + \alpha_l \right] z = Hy, \quad (5)$$

где z – вектор координат выхода звена обратной связи, размерность которого совпадает с размерностью вектора выхода объекта y ;

H – полиномиальная матрица, элементы которой являются многочленами с постоянными коэффициентами относительно оператора дифференцирования p

$$\begin{aligned} h_{ii} &= \left[d_q p^{q-1} + \dots + d_1 (p^s + \chi_s p^{s-1} + \dots + \chi_1) \right] e^{-\delta_{ii} p}, \\ h_{ij} &= 0, \quad \text{при } i \neq j, \quad i = 1, 2, \dots, l; \end{aligned} \quad (6)$$

δ_{ii} – время запаздывания в канале обратной связи.

Т.е. обратная связь в синтезируемой системе осуществляется через инерционно–форсирующее звено, выбор параметров которого позволяет смоделировать различные типы обратных связей.

Многочлен в левой части выражения (5) является характеристическим полиномом звена обратной связи.

Поскольку для простоты решения мы перешли к вектору координат выхода то вместо функционала (2) зададимся целью управления в виде функционала

$$J = \int_0^{\infty} (y_{\text{зад}} - z)^T \cdot (y_{\text{зад}} - z) dt. \quad (7)$$

Функционал (7) представляет собой интегральный критерий вектора среднеквадратичной ошибки, определяющей близость измеряемого вектора замкнутой системы к заданному.

Требуемые показатели качества замкнутой системы управления вполне определенно задаются желаемым уравнением следующего вида

$$\left[p^v + \gamma_1 p^{v-1} + \dots + \gamma_k p^{v-k} + \dots + \gamma_v \right] y = \Gamma y_{\text{зад}}, \quad (8)$$

где $y_{\text{зад}}$ – задающее воздействие системы;

Γ – полиномиальная матрица, элементы которой являются многочленами с постоянными коэффициентами относительно оператора дифференцирования p

$$\begin{aligned} \Gamma_{ij} &= \left[\gamma_{v-\lambda+1} p^{\lambda-1} + \dots + \gamma_{v-1} p + \gamma_v \right] e^{-p \tau_{ij}}, \\ i &= 1, 2, \dots, m, \quad j = 1, 2, \dots, l; \end{aligned} \quad (9)$$

v и λ – порядок и астатизм синтезируемой системы, по ij –каналу соответственно;

γ_k – коэффициенты, задающие распределение корней характеристического уравнения замкнутой системы;

τ_{ij} – время чистого запаздывания по ij –каналу, значение которого выбирается согласно (4) и (6).

Задача управления в этом случае будет сводиться к определению такого закона регулирования в форме

$$R^1(p, \tau, \theta)(y_{\text{зад}} - \mathcal{E}) - R^2(p, \tau, \theta)U, \quad (10)$$

который присоединенный к объекту управления (3) с учетом звена обратной связи (5) гарантировал бы минимальное значение функционалу (7).

В выражении (10) $R_1(p, \tau, \theta)$ и $R_2(p, \tau, \theta)$ – многочлены некоторых степеней оператора дифференцирования с коэффициентами, зависящими от фазовых координат объекта и времен запаздываний.

Для обеспечения автономности системы необходимо, чтобы обеспечивалась диагональность произведения полиномиальных матриц $R_1 \cdot G$. Матрица R_1 всегда будет диагональной, если полиномиальная матрица G желаемой замкнутой системы выбрана также диагональной. Диагональность матрицы G гарантирует частичную компенсацию взаимосвязей объекта. Полная компенсация возможна, лишь в случае диагональности матрицы G , при этом будет обеспечена автономность системы в целом. Диагональность матрицы G не всегда соблюдается в силу специфики объекта управления, т.е. взаимосвязей переменных состояния. Поэтому введем дополнительное корректирующее устройство с полиномиальной матрицей G_k , которое обеспечивало бы диагональность произведения полиномиальных матриц $R_1 \cdot G_k \cdot G$. Компенсатор будем искать в виде

$$G_k = \sum_i P_i e^{-\pi_i p} \cdot (\Delta)^{-1} \cdot \sum_j M_j e^{-\mu_j p}. \quad (11)$$

Данная работа является обобщением работ [4,5]

Изложение материала и его результаты. Замкнутая система (3), (4), (10) и (11) будет описываться соотношением

$$\begin{aligned} & \left\{ \left[p^n + l_1 e^{-p\theta_1} p^{n-1} + \dots + l_j e^{-p\theta_j} p^{n-j} + \dots + l_n e^{-p\theta_n} \right] \cdot \right. \\ & \cdot \left[p^r + \alpha_r p^{r-1} + \dots + \alpha_1 \right] \cdot R_2 + G \cdot G_k \cdot H \cdot R_1 \} \mathcal{E} \\ & = G \cdot G_k \cdot \left[p^r + \alpha_r p^{r-1} + \dots + \alpha_1 \right] \cdot R_1 y_{\text{зад}}. \end{aligned} \quad (12)$$

Путем ряда последовательных разложений полиномиальных матриц G , G_k , H и Γ по элементам различных строк и столбцов эти матрицы могут быть представлены в виде многочлена

$$\begin{aligned}
G &= p^m + G_1 p^{m-1} + \dots + G_i p^{m-i} + \dots + G_m; \\
G_k &= p^m + G_{k1} p^{m-1} + \dots + G_{ki} p^{m-i} + \dots + G_{km}; \\
H &= H_1 p^{q-1} + \dots + H_q p^s + H_q X_1 p^{s-1} + \dots + H_q X_s; \\
\Gamma &= \Gamma_1 p^{\lambda-1} + \dots + \Gamma_{v-1} p + \Gamma_v,
\end{aligned} \tag{13}$$

коэффициенты которых G_i , G_{ki} , H_i , X_i , Γ_i представляют собой уже числовые матрицы той же размерности что и исходные матрицы G , G_k , H , Γ соответственно. Кроме того, элементы этих числовых матриц на основании уравнений (4), (6), (9) и (11) могут содержать звенья чистого запаздывания.

Сравнивая (8) и (12) с учетом (13) и выполнив математические преобразования, получим

$$\begin{aligned}
R_1(p, \tau, \theta) &= [p^m + G_{k1} p^{m-1} + \dots + G_{ki} p^{m-i} + \dots + G_{km}] \cdot \\
&\cdot [E p^r + \alpha_r E p^{r-1} + \dots + \alpha_1 E] \cdot [\Gamma_1 p^{\lambda-1} + \dots + \Gamma_{v-1} p + \Gamma_v];
\end{aligned} \tag{14}$$

$$\begin{aligned}
R_2(p, \tau, \theta) &= \left\{ [E p^v + \gamma_1 E p^{v-1} + \dots + \gamma_k E p^{v-k} + \dots + \gamma_v E] \cdot \right. \\
&\cdot [E p^r + \alpha_r E p^{r-1} + \dots + \alpha_1 E] - [\Gamma_1 p^{\lambda-1} + \dots + \Gamma_{v-1} p + \Gamma_v] \cdot \\
&\cdot [H_1 p^{q-1} + \dots + H_q p^s + H_q X_1 p^{s-1} + \dots + H_q X_s] \Big\},
\end{aligned} \tag{15}$$

где E – единичная матрица n -го порядка.

В уравнения (14), (15) единичная матрица введена для упрощения процедуры вычисления матричных многочленов $R_1(p, \tau, \theta)$ и $R_2(p, \tau, \theta)$.

Анализируя (13) можно отметить, что регулятор (10) будет физически реализуем, если

$$v \geq n + \lambda - 1, \tag{16}$$

а также

$$\begin{aligned}
&[p^m + G_{k1} p^{m-1} + \dots + G_{ki} p^{m-i} + \dots + G_{km}] \cdot \\
&\cdot [E p^r + \alpha_r E p^{r-1} + \dots + \alpha_1 E] \geq [\Gamma_1 p^{\lambda-1} + \dots + \Gamma_{v-1} p + \Gamma_v] \cdot \\
&\cdot [H_1 p^{q-1} + \dots + H_q p^s + H_q X_1 p^{s-1} + \dots + H_q X_s].
\end{aligned} \tag{17}$$

По сути неравенства (16) и (17) накладывают ограничения на реализацию регулятора, который обеспечивал бы заданные показатели качества при требуемом астатизме системы управления объектом с запаздываниями, описываемый выражением (8).

Реализация регулятора. Раскрывая (15) с учетом, что $s < r$, $q < r$ и подставляя в (10) получим

$$\begin{aligned} & \left[W_0 p^{m+r+\lambda-1} + (W_1 + G_{k1}) p^{m+r+\lambda-2} + \dots + \right. \\ & \left. + (W_{m+r+\lambda-1} + G_{k_{m+r+\lambda-1}}) \right] \cdot (y_{\text{зад}} - z) = \\ & \left[p^{v+r} + Q_1 p^{v+r-1} + \dots + (Q_{\lambda+q-2} - K_{\lambda-2}) \cdot p^{\lambda-2} + \right. \\ & \left. + \dots + (Q_{v+r} - K_{v+r}) \right] U, \end{aligned} \quad (18)$$

где W_i, Q_i, K_i , числовые матрицы, коэффициенты которых зависят от коэффициентов выражений (15). Причем элементы матрицы $K_i = \|K_{ij}\|$ содержат звенья чистого запаздывания τ_{ij} .

Регулятор (10) возможно реализовать на базе интегрирующих фильтров

$$\begin{aligned} \dot{v}_i &= v_{i-1}, i = 1, 2, \dots, v+r-1; \\ \dot{v}_{v+r} &= U^*, \end{aligned} \quad (19)$$

где

$$\begin{aligned} U^* &= (y_{\text{зад}} - z) - (Q_{v+r} - K_{v+r}) v_1 - \dots \\ &- (Q_{v+r-2} - K_{m+v+r-2}) v_{\lambda+q-1} - \dots - Q_1 v_{v+r}. \end{aligned}$$

v – вектор координат выхода многомерного регулятора

В этом случае фазовые координаты фильтра (19) позволяют сформировать управление

$$\begin{aligned} U &= (W_{m+r+\lambda-1} + G_{k_{m+r+\lambda-1}}) v_1 + (W_{m+r+\lambda-2} + G_{k_{m+r+\lambda-2}}) v_2 + \\ &+ \dots + (W_1 + G_{k1}) v_{m+r+\lambda-1} + M_0 v_{m+r+\lambda}. \end{aligned} \quad (20)$$

Рассмотрим синтез многомерного регулятора на конкретном примере. Пусть уравнения объекта управления заданы в матричной форме

$$\begin{aligned} \dot{x} &= B_0 x + B_1 x(t - \beta_1) + M_1 u(t - \mu_1) + M_2 u(t - \mu_2); \\ y &= P x, \end{aligned} \quad (21)$$

где $B_0 = \begin{bmatrix} -2 & 1 \\ 0 & -2 \end{bmatrix}, B_1 = \begin{bmatrix} 0 & 0 \\ 0.5 & 0 \end{bmatrix}, M_1 = \begin{bmatrix} 0.4 & 0 \\ 0 & 0 \end{bmatrix}, M_2 = \begin{bmatrix} 0 & 0 \\ 0 & 0.5 \end{bmatrix}, P = \begin{bmatrix} 1 & 0 \\ 0 & 1 \end{bmatrix},$
 $\beta_1=1, \mu_1=5, \mu_2=3.$

Применяя преобразование Лапласа к (21), перейдем к частотному представлению в виде

$$\left((p+2)^2 - 0.5e^{-p}\right)y \left(\begin{bmatrix} 0.4e^{-5p} & 0 \\ 0 & 0.5e^{-3p} \end{bmatrix} p + \begin{bmatrix} 0.8e^{-5p} & 0.25e^{-p} \\ 0.4e^{-5p} & 1.0e^{-3p} \end{bmatrix} \right) u. \quad (22)$$

Предположим, что обратная связь объекта осуществляется через измерительное устройство вида

$$z = Hy, \quad (23)$$

где z – измеряемый выход, $H = \begin{bmatrix} e^{-\delta_{11}p} & 0 \\ 0 & e^{-\delta_{22}p} \end{bmatrix}$, а $\delta_{11}=3$, $\delta_{22}=2$.

Через δ_1 и δ_2 обозначены запаздывания сосредоточенные в датчиках первой и второй выходных (т.е. измеряемых) координат.

Для начала определим матричный полином компенсационного устройства, используя формулу (11). В результате имеем

$$G_k = \frac{1}{(p^2 + 4p + 4 - 0.5e^{-p})} \left(\begin{bmatrix} e^{-5p} & 0 \\ 0 & e^{-3p} \end{bmatrix} p + \begin{bmatrix} 2e^{-5p} & e^{-3p} \\ -0.5e^{-6p} & 2e^{-3p} \end{bmatrix} \right). \quad (24)$$

Задавшись требуемыми характеристиками замкнутой системы в виде (8) с учетом условия реализуемости (16) и (17), получим

$$\left[p^2 + \gamma_1 p + \gamma_2 \right] y = \begin{bmatrix} \gamma_2 e^{-\tau_{11}p} & 0 \\ 0 & \gamma_2 e^{-\tau_{22}p} \end{bmatrix} y_{\text{зад}}, \quad (25)$$

где через τ_{11} и τ_{22} обозначены запаздывания определяемые как $\tau_{ii} = \mu_{ii} + \delta_{ii}$, и равные соответственно $\tau_{11}=8$ и $\tau_{22}=7$;

$\gamma_1=4$, $\gamma_2=4$ – коэффициенты, гарантирующие апериодический переходный процесс по заданию длительностью 3с по каждому каналу без учета времени запаздывания по этим каналам.

Подставляя (22), (23), (24) и (25) в выражения (14) и (15) определения матричных полиномов регулятора получим с учетом (18) для первого и второго управлений, которые реализуем при помощи интегрирующих фильтров вида

$$\begin{aligned} \dot{v}_1^1 &= v_2^1; \\ \dot{v}_2^1 &= U_1^* - U_1^* \left(y_{\text{зад}1} - z_1 \right) - 4v_2^1 - 4(1 - e^{-8p})v_1^1, \end{aligned}$$

фазовые координаты фильтра позволяют сформировать компенсационное управление для первого выхода объекта

$$u_1 = 10(2v_1^1 + v_2^1) - 10v_1^2.$$

Управление второго регулятора для второго выхода

$$\begin{aligned}\dot{v}_1^2 &= v_2^2; \\ \dot{v}_2^2 &= U_1^* - U_2^* (y_{\text{зад}2} - z_2) - 4v_2^2 - 4(1 - e^{-7p})v_1^2, \\ u_2 &= 8(2v_1^2 + v_2^2)e^{-2p} - 16e^{-3p}v_1^1.\end{aligned}$$

Качество регулирования системы управления в случае автономности иллюстрирует рис.1, где показано поведение замкнутой системы при изменении задания от $y_{\text{зад}1}=0$, $y_{\text{зад}2}=0$ до $y_{\text{зад}1}=1$, $y_{\text{зад}2}=1$ при одновременном изменении уставок. Как видно из представленных графиков переходных процессов качество замкнутой системы отвечает заданному, а это в свою очередь подтверждает, что предложенная стратегия обеспечивает автономное управление.

Выводы и направления дальнейших исследований.

Рассмотренный метод синтеза позволяет компенсировать влияния запаздываний на устойчивость системы, обеспечивает автономность и требуемые показатели качества регулирования по каждому выходу объекта управления. Кроме того, изложенный метод синтеза многомерных систем управления с запаздываниями общего типа обладает: 1) упрощенной процедурой расчета структуры и параметров многомерного регулятора, по сравнению с другими известными методами; 2) возможностью синтеза регулятора даже в случае не совпадения вектора состояния объекта с вектором выходных координат; 3) однотипностью в смысле реализуемости на базе интегрирующих фильтров; 4) универсальностью, так как его, можно применять при построении многомерных систем управления линейными объектами, как с запаздываниями так и без запаздываний; 5) возможностью учитывать несколько различных некрратных запаздываний по каналам управления и состояния.

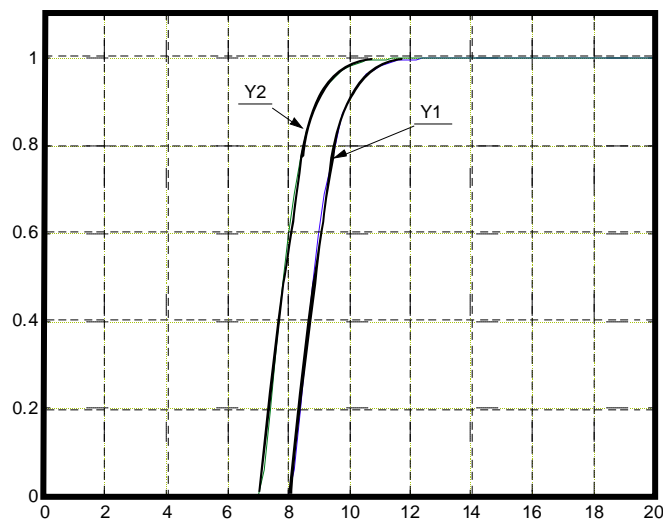


Рисунок 1 – Графики переходных процессов в системе управления с полной компенсацией взаимосвязей при ступенчатом изменении задающего воздействия $u_{\text{зад}1}=1$, $u_{\text{зад}2}=1$

Запропоновано метод синтезу замкнутих багатомірних систем керування об'єктом із запізнюваннями загального виду. Приводяться вираження, що забезпечують реалізацію багатомірного регулятора на базі інтегруючих фільтрів і розрахунок його параметрів, що забезпечують задані показники якості.

The method of synthesis closed to the large dimension of control systems of object with delays of a general view is offered. The expressions are resulted which provide a realization of the large dimension of a regulator on the basis of integrating filters and account of his parameters providing given parameters of quality.

Библиографический список.

1. Гурецкий Х. Анализ и синтез систем управления с запаздыванием. Пер. с польского. – М.: Машиностроение, 1974. -328с.
2. Кіку А.Г., Білоус Т.І. Квaziоптимальні регулятори для об'єктів з чистим запізнюванням. // Праці міжнародної конференції з управління "Автоматика 2000" – Львів: 2000. Том 2, С.115–120.
3. Янушевский Р.Т. Управление объектами с запаздыванием. М.: Наука, 1978.
4. Ткачев Р.Ю. Аналитическое конструирование регуляторов для объектов с чистым запаздыванием.// Наукові праці ДонНТУ – Донецьк: ДонНТУ. 2006. Вип.12(113), С.275-281.
5. Дрючин В.Г., Ткачев Р.Ю. Синтез регуляторов на базе интегрирующих фильтров систем управления объектами с запаздыванием в координатах состояния и управления. //Сборник научных трудов ДонГТУ–Алчевск:ДонГТУ, 2007. Вып.24, С.391-396.

Рекомендовано к печати к.т.н., проф. Паерандом Ю.Э.

*к.т.н., доц. Заблодский Н.Н.,
аспирант Лупанов А.А.,
аспирант Филатов М.А.,
аспирант Квасов В.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПРИНЦИП САМОРЕГУЛЯЦИИ ПРИ РАЗДЕЛЕНИИ НА СОСТАВЛЯЮЩИЕ ПОЛЕЗНОЙ МОЩНОСТИ ПОГРУЖНЫХ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ

Запропоновано принцип саморегуляції, що визначає механізм часткового розподілу електромеханічної потужності заглибного електромеханічного перетворювача на два корисних потоки вихідної потужності при зміні режиму його роботи.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. К современным тенденциям в сфере научных исследований и разработок XXI столетия, безусловно, первостепенное значение имеет тенденция использования электромеханических устройств как звена технологической цепи. В этом случае становится возможным сбережение ресурсов за счет объединения отдельных элементов оборудования в одном корпусе и, что очень важно, использование диссипативной составляющей энергии, которая по традиционной схеме преобразования и использования энергии бесполезно рассеивалась в окружающую среду. Поэтому научные исследования с целью создания научно-технических основ полифункциональных электромеханических преобразователей (ПЭМП), в том числе погружного исполнения, очень актуальны и ориентированы на решение важной научно-практической проблемы энергосбережения в Украине.

Анализ исследований и публикаций. Разработка научно-технических основ создания полифункциональных электромеханических преобразователей погружного типа посвящен ряд исследований, основными результатами которых являются математические модели термомеханического взаимодействия преобразователя с легкоплавкой средой, методика проектного синтеза, закономерности изменения параметров и величин, полученные моделированием по методу конечных элементов в широком диапазоне изменения скольжения и температуры [1-5]. Вместе с тем, классические принципы электромеханики, с пози-

ций которых ведется оценка энергетических преобразований в полифункциональном преобразователе, не дают возможности сформировать функционально-интегрированную структуру с высокой термодинамической эффективностью. Таким образом, возникает задача разработки комплекса дополнительных принципов, дающих возможность формировать методологию создания полифункциональных преобразователей, в том числе, погружного исполнения.

Постановка задачи. Разработать принцип саморегуляции по разделению на составляющие полезной мощности и распознаванию технологических интервалов полифункционального электромеханического преобразователя погружного типа.

Изложение материала и результаты исследований. Данный принцип определяет механизм долевого распределения электромагнитной мощности ПЭМП на два полезных потока выходной мощности: поток механической мощности и поток тепловой мощности.

Рассмотрим два характерных состояния ПЭМП погружного типа:

А – неподвижное состояние массивного ротора ($S = 1$), соответствующее случаю твердого состояния перерабатываемого материала (например, мазута), либо искусственный режим стоянки под током в соответствии с требованием технологического процесса;

Б – состояние ускорения вращения ротора $\frac{dn}{dt} > 0$, соответствующее переходу материала в жидкую фазу и последующего снижения вязкости.

Перерабатываемый материал выступает в двух качествах: механическая нагрузка для ротора ПЭМП, создаваемая силами вязкого трения материала; охлаждающая среда, омывающая массивный ротор и отбирающая от него тепловую энергию. При этом может осуществляться фазовый переход материала в жидкое, и даже газообразное состояние.

Состоянию А соответствует неподвижный ротор, когда электромагнитная энергия внешнего (двигательного) $P_{ЭД}$ и внутреннего (тормозного) $P_{ЭТ}$ модулей полностью диссипирует в тепло, выделяемое в роторе.

Кроме того, прохождение тока по статорным обмоткам сопровождается джоулевыми потерями $P_{М1Д}$ и $P_{М1Т}$. Эти процессы могут быть отражены следующими выражениями:

$$P_{ЭД} = m_1 \cdot E_{1Д} \cdot \cos \Psi_{2Д} \cdot \sqrt{\frac{1}{t_C} \int_0^{t_C} (I_{2Д}')^2 dt}, \quad (1)$$

$$P_{\Sigma T} = m_1 \cdot E_{1T} \cdot \cos \Psi_{2T} \cdot \sqrt{\frac{1}{t_c} \int_0^{t_c} (I_{2T}')^2 dt}, \quad (2)$$

$$P_{M1D} = m_1 \cdot \frac{1}{t_c} \int_0^{t_c} (I_{1D})^2 \cdot R_{1D}(t) dt, \quad (3)$$

$$P_{M1T} = m_1 \cdot \frac{1}{t_c} \int_0^{t_c} (I_{1T})^2 \cdot R_{1T}(t) dt, \quad (4)$$

где E_{1D} , E_{1T} , I_{1D} , I_{1T} , I_{2D}' , I_{2T}' , R_{1D} , R_{1T} – ЭДС взаимоиндукции, первичные и приведенные вторичные токи, активные сопротивления статорных обмоток соответственно двигательного (ДМ) и тормозного (ТМ) модулей;

t_c – время стоянки под током.

Нахождение токов и активных сопротивлений в подинтегральных выражениях указывает на температурный дрейф этих величин в течение времени t_c . Суммарная тепловая энергия $W_{mn} = t_c \cdot (P_{\Sigma D} + P_{\Sigma T} + P_{M1D} + P_{M1T})$ определяется из условия $t_c \leq t_{np}$, когда за период стоянки под током температура статорных обмоток не достигает предельного по классу нагревостойкости изоляции значения, но перерабатываемый материал в межлопаточной зоне, примыкающий к ротору, уже переходит в жидкую фазу. Озокеритовое заполнение лобовых частей статорных обмоток ПЭМП при этом также переходит в жидкое состояние и передает тепло концевым частям ротора. Естественно, что тепловое состояние обмоток должно контролироваться автоматической системой, при необходимости, снижающей величину или прерывающей подачу напряжения питания на время, достаточное для остывания обмотки до безопасной температуры за счет отдачи тепла материалу.

Состояние Б наступает в момент, когда вязкость перерабатываемого материала снижается настолько, что создаваемый им тормозной момент M_C становится меньше суммарного электромагнитного момента обоих модулей ПЭМП. При этом электромагнитная энергия $W_{\Sigma D}$ в зазоре ДМ преобразуется в два других вида энергии: механическую $W_{мех.Д}$ и тепловую $W_{тп.Д}$.

Введем параметры при $S = 1$, $I_2'' = I_{1H} = 1$, взятые из опыта короткого замыкания при номинальном токе статора [6]:

$$R_2'(1) = \frac{K_A^D \cdot K_L^D \cdot a_r}{Z_B^D} \sqrt{0,5 \cdot \mu_2(1) \cdot \rho_2 \cdot \omega_1}, \quad (5)$$

$$X_2'(1) = \frac{a_x}{a_r} \cdot R_2'(1),$$

где $Z_B^D = U_{1H} / I_{1H}$ – базисный импеданс статора ДМ;

$K_A^D = \frac{2 \cdot m_1 \cdot (W_{1D} \cdot K_{об1})^2 \cdot l_D}{p_D \cdot \tau_D}$ – коэффициент приведения удельных

параметров к системе полных сопротивлений статора;

$K_L^D = 1 + \frac{2 \cdot \tau_D}{\pi \cdot l_{2D}}$ – коэффициент конечной длины участка ротора,

соответствующего ДМ;

$a_r = 1,4 \div 1,6$; $a_x = 0,6a_r$ – коэффициенты, учитывающие изменение магнитной проницаемости и гистерезис;

$\mu_2(1)$ – магнитная проницаемость, определяемая по основной кривой намагничивания материала ротора при соотношении поверхностной тангенциальной напряженности магнитного поля на поверхности ротора и амплитуды номинальной линейной нагрузки статора $\frac{H_{2X0}}{A_{1H}} = 1$.

Значения параметров главной цепи, например, Г-образной схемы замещения, зависящие от скольжения, находим по формулам:

$$\frac{R_{2SD}}{S} = \frac{R_2'(1) \cdot C_1^2}{\sqrt{SI_{2D}''}}, \quad (6)$$

$$\frac{X_{2D}'}{S} = 0,6 \frac{R_{2SD}''}{S}, \quad (7)$$

где $C_1 \cong 1 + \frac{X_1}{X_m}$.

Тогда долевое распределение выходной энергии в состоянии Б характеризуется двумя составляющими:

$$W_{2Д}^B = W_{mn,Д} + W_{мех,Д} = \frac{m_1 \cdot R_2'(1) \cdot C_1^2}{\sqrt{(t_6 - t_c)}} \left\{ \int_{t_c}^{t_6} [I_2''(t)]^2 dt \right\}^{0.75} \times$$

$$\times \left[\sqrt{\frac{1}{H} \int_{t_c}^{t_6} [M_{эм,р}(t) - M_c] dt} + \frac{1 - \frac{1}{H} \int_{t_c}^{t_6} [M_{эм,р}(t) - M_c] dt}{\sqrt{\frac{1}{H} \int_{t_c}^{t_6} [M_{эм,р}(t) - M_c] dt}} \right], \quad (8)$$

где $(t_6 - t_c)$ – период времени от момента трогания ротора ПЭМП до установившегося значения скорости.

Закон изменения скольжения в период $(t_6 - t_c)$:

$$S_{Д} = \frac{1}{H} \int_{t_c}^{t_6} (M_{эм,р} - M_c) dt, \quad (9)$$

где H – инерционная постоянная ротора ПЭМП;

$M_{эм,р} = M_{эм,Д} \pm M_{эм,Т}$ – результирующий электромагнитный момент ДМ и ТМ.

Знак «+» – соответствует согласному вращению ДМ и ТМ. В выражении (5) для состояния Б должно быть взято среднее значение удельного сопротивления ротора:

$$\rho_2 = \frac{1}{t_6 - t_c} \int_{t_c}^{t_6} \rho_2(t) dt. \quad (10)$$

Аналогичные выражения могут быть получены и для ТМ с той лишь разницей, что значение скольжения необходимо определять в соответствии с выражением:

$$S_T = \frac{p_T}{p_D} (1 - S_{Д}) \pm 1, \quad (11)$$

где p_D , p_T – число пар полюсов соответственно ДМ и ТМ.

Знак «+» соответствует встречному, а «-» – согласному вращению магнитных полей ДМ и ТМ.

Кроме того, выходная энергия ТМ может формироваться по трем вариантам:

а) при встречном вращении магнитных полей ТМ получаем электрическую энергию из сети и механическую от ДМ. В результате вся полученная энергия полностью диссипирует в тепло;

б) при согласном вращении магнитных полей и $p_T = p_D$, $M_D = M_T$ электромагнитная энергия в зазоре ТМ преобразуется в тепловую и механическую энергию ротора;

в) при согласном вращении магнитных полей и $p_T > p_D$, $M_D \gg M_T + M_c$ ТМ работает в генераторном режиме с рекуперацией электрической энергии в сеть и частичным выделением тепла в роторе.

При неподвижном роторе (состояние А) отвод тепла и передача его в периферийные объемы материала осуществляется посредством теплопроводности в соответствии с законом Фурье.

$$q_\lambda = -\lambda \frac{\partial T}{\partial n}, \quad (12)$$

где q_λ – удельный тепловой поток;

λ – коэффициент теплопроводности.

Вращение ротора (состояние Б) создает преимущественные условия для вынужденного конвективного теплообмена не только между ротором и приграничной областью материала, но и в периферийных объемах материалах в соответствии с законом Ньютона

$$q_\alpha = \alpha \cdot \Delta T, \quad (13)$$

где $\alpha = \frac{1}{t_\theta - t_c} \int_{t_c}^{t_\theta} \alpha(+)dt$ – средний коэффициент теплоотдачи при кон-

вективном теплообмене в течение периода разгона ротора.

Параллельно идет процесс изменения агрегатного состояния слоев материала, и все новые слои вовлекаются в конвективный теплообмен.

В состоянии Б выделяется меньшее количество тепловой энергии, чем в состоянии А ($w_{mn}^A > w_{mn}^B$). Однако за счет увеличения скорости передачи тепловой энергии тепловые потоки обоих состояний для материалов типа озокерита, мазута и др. нефтепродуктов практически одинаковы.

Выводы и направление дальнейших исследований.

1. Теоретически обоснован принцип саморегуляции по разделению на составляющие полезной мощности и распознаванию технологических интервалов полифункционального электромеханического преобразователя погружного типа, в соответствии с которым долевое распре-

деление электромагнитной мощности на два потока полезной мощности осуществляется в соответствии с текущей величиной скольжения, которая исходя из соотношения электромагнитных моментов двигательного и тормозного модулей устанавливается на уровне, обеспечивающем для данного технологического режима необходимую полезную механическую и тепловую мощность.

2. Полученные аналитические выражения могут быть использованы в методиках инженерного проектирования полифункциональных преобразователей погружного типа.

Предложен принцип саморегуляции, который определяет механизм частичного распределения электромеханической мощности погружного электромеханического преобразователя на два полезных потока мощности при изменении режима его работы

Principle of self-regulation, which determines the mechanism of the partial distributing of electromechanics power of immerse electromechanics transformer on two useful streams of power at the change of his office hour is offered.

Библиографический список.

1. Заблодский Н.Н., Захарченко П.И., Плюгин В.Е. Математическое моделирование процессов теплообмена и гидродинамики вращающегося электромеханического нагревателя // Вісник національного технічного університету «ХПІ», тем. вип. «Проблеми удосконалення електричних машин і апаратів. Теорія і практика». – Харків, 2001 – №16. – С. 77 – 80.

2. Заблодский Н.Н., Плюгин В.Е., Чан Дай Шон. Математическая модель вращающегося электромеханического нагревателя в основных режимах работы // Технічна електродинаміка. Тем. вип. «Проблеми сучасної електротехніки». – Київ, 2002. – Ч. 5. – С. 71 – 76

3. Заблодский Н.Н. Интеграция тепловых процессов в энергоемких технологических процессах с применением электромеханических преобразователей // Інтегровані технології та енергозбереження. – Харків: Вид. НТУ «ХПІ», 2003. – №4. – с.41 – 45.

4. Заблодский Н.Н. Моделирование динамических режимов и теплообменных процессов электромеханических преобразователей // Технічна електродинаміка. Тем. вип. «Проблеми сучасної електротехніки». – К., 2004. – ч.6. – с. 34 – 37.

5. Заблодский Н.Н., Плюгин В.Е. Объектно-ориентированный подход к расчету и проектированию электромеханических преобразовате-

лей // Сб. научных трудов ДонГТУ. – Алчевск: ДонГТУ, 2005.–Вып 19.–с. 383–393.

6. Теория и методы расчета асинхронных турбогенераторов /Под. Ред. И.М. Постникова. – К.: Наук. Думка, 1977. – 175с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Зеленовым А.Б.

*к.т.н, доц. Заблодский Н.Н.,
аспирант Филатов М.А.,
аспирант Квасов В.А.,
аспирант Лунанов А.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

КОЭФФИЦИЕНТ ПОЛЕЗНОГО ДЕЙСТВИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИ ПОДОБНЫХ ПОЛИФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ

Запропоновано методика оцінки коефіцієнта корисної дії для геометрично подібних поліфункціональних електромеханічних перетворювачів, в яких корисна потужність містить теплову і механічну компоненти вихідної потужності.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. На предприятиях горно-металлургического и агропромышленного комплексов Украины существует проблема замены энергоемких электротехнических комплексов, выполняющих технологические операции сушки, нагрева и плавления, транспортирования, дробления, сухого обогащения сырья и включают отдельные для этих операций единицы оборудования. Проблема энерго- и ресурсосбережения в этих отраслях может решаться по двум основным направлениям: а) снижение потребления топлива и газа или переход на электропитание оборудования для получения тепловой энергии; б) снижение количества единиц оборудования за счет внедрения полифункционального оборудования. Полифункциональные электромеханические преобразователи объединяют эти два направления и, что очень важно, предусматривают использование диссипативной составляющей энергии в технологических процессах [1, 2]. Поскольку полифункциональные электромеханические преобразователи (ПЭМП) представляют новый класс электромеханических систем, весьма актуальным является поиск решений круга научно-практических задач, формирующих методологию их создания.

Анализ исследований и публикаций. В отличие от традиционных электрических машин КПД ПЭМП определяется произведением электрического и теплового КПД, соответствующих двум составляющим выходной энергии. Процессы, происходящие в ПЭМП, подчиняются законом электромеханики, но появление новых признаков, связан-

ных с структурной, функциональной и тепловой интеграцией, новым подходом к использованию всего гармонического состава магнитного поля для формирования механических характеристик и необходимой доли полезной тепловой энергии, требует глубоких теоретических и экспериментальных исследований, по части из которых получены определенные результаты [3,4,5]. Вместе с тем, итоговая оценка преобразования энергии в ПЭМП требует новой идеологии как в оценке энергоэффективности различных модификаций, так и определенных методов определения КПД геометрически подобных ПЭМП.

Постановка задачи. Определение КПД и степени использования геометрически подобных ПЭМП.

Изложение материала и его результаты. Полезная мощность ПЭМП содержит две компоненты: механическая выходная мощность и тепловая выходная мощность. Для электрических машин традиционного исполнения и назначения оптимальная механическая нагрузка, при которой достигается максимальное значение КПД, определяется по выражению $\beta_{opt} = \sqrt{P_o / P_{м.н}}$, где P_o - потери холостого хода, $P_{м.н}$ - потери в меди при номинальной нагрузке.

Для ПЭМП определение β_{opt} теряет смысл, поскольку все виды потерь активной мощности относятся к полезной тепловой мощности, а максимум общего КПД ПЭМП определяется максимумом теплового КПД, т.е. условиями, когда теплоотдача в окружающую среду, не относящуюся к рабочей нагрузочно – охлаждающей среде (РНОС), минимальна.

Для ПЭМП погружного типа потери тепла могут быть сведены к минимуму путем использования штанг крепления ПЭМП из материала с низкой теплопроводностью. Для шнековых ПЭМП основной канал потерь тепла связан с удалением паровоздушной смеси, температура которой достигает 110°C. Однако применение теплообменников для рекуперации энергии пара путем его конденсации позволяет вернуть в систему до 70% этой энергии.

Сравнение массогабаритных характеристик комплекса оборудования действующих технологий сушки и ПЭМП позволяет сделать следующие выводы:

- совмещение исполнительного механизма, нагревателя и электропривода в ПЭМП обеспечивает снижение массы и габаритов комплекса почти вдвое;
- применение режима противовключения модулей ПЭМП исключает необходимость применения механического редуктора.

В геометрически подобных ПЭМП (при неизменном числе полюсов) также как и в электрических машинах традиционной конструкции

[6] мощность пропорциональна четвертой степени линейных размеров: $P/2p = K \cdot L^4$. При этих условиях вес ПЭМП G , стоимость материалов C_m пропорциональны объемам, т.е. кубу линейных размеров:

$$G = K_2 \cdot L^3 = K_3 \cdot \left(\frac{P}{2p} \right)^{3/4} \cdot 2p, \quad (1)$$

$$C_m = K_4 \cdot L^3 = K_5 \cdot \left(\frac{P}{2p} \right)^{3/4} \cdot 2p. \quad (2)$$

Тепловая мощность, передаваемая продукту, при этом пропорциональна лишь квадрату линейных размеров:

$$P_T = K_6 \cdot L^2 = K_7 \cdot \left(\frac{P}{2p} \right)^{1/2} \cdot 2p. \quad (3)$$

Вес и стоимость на единицу мощности обратно пропорциональны линейным размерам или мощности на полюс в степени 1/4 [6]:

$$\frac{G}{P} = \frac{K_3 \cdot (2p)^{1/4}}{P^{1/4}}; \quad \frac{C_m}{P} = \frac{K_5 \cdot (2p)^{1/4}}{P^{1/4}}. \quad (4)$$

Тепловая мощность на единицу мощности (на полюс) обратно пропорциональна квадрату линейных размеров или мощности на полюс в степени 1/2:

$$\frac{P_T}{P} = \frac{K_7 \cdot (2p)^{1/2}}{P^{1/2}}. \quad (5)$$

Общий КПД ПЭМП определяется по выражению: $\eta_o = \eta_{эл} \cdot \eta_T$, где $\eta_{эл}$ - электрический КПД; η_T - тепловой КПД.

Значение электрического КПД ПЭМП с воздушным охлаждением с ничтожной погрешностью можно оценить по формуле:

$$\eta_{эл} = \frac{P}{P + P_{вент}}, \quad (6)$$

где P – потребляемая активная мощность ПЭМП;

$P_{вент}$ – потребляемая активная мощность вентилятора.

Тепловой КПД можно определить по формуле:

$$\eta_T = \frac{\alpha \cdot S_{TO} \cdot \Delta T}{P_{M1} + P_{M2} + P_{cm} + P_{mex} + P_{доб}} = \frac{P_T}{P - P_{2mex}}, \quad (7)$$

где α – коэффициент теплообмена на поверхности теплосъема S_{TO} ; ΔT – разница температур внешней поверхности ротора и продукта;

P_{M1} , P_{M2} , P_{cm} , P_{mex} , $P_{доб}$ – мощности тепловыделений соответственно в обмотке статора, роторе, стали статора, подшипниковых узлах и от высших гармоник;

P_T – тепловая мощность, переданная перерабатываемому продукту;

P_{2mex} – полезная механическая мощность ПЭМП.

Таким образом, КПД геометрически подобных ПЭМП при постоянстве удельных нагрузок $B_\delta \cdot A$ будет изменяться по закону:

$$\eta_o = \frac{P^{3/2} \cdot K_7 \cdot (2p)^{1/2}}{(P + P_{вент}) \cdot (P - P_{2mex})}. \quad (8)$$

Асинхронные машины удобно характеризовать так называемой добротностью (отношение развиваемого машиной вращающего момента M к приведенному вторичному току I_2') [7]. Указанная величина дает полное представление о возможной степени использования асинхронной машины по статору. ПЭМП с массивным ротором имеет большое преимущество перед асинхронной машиной традиционной конструкции при больших скольжениях вследствие более высокой добротности. Особенно это проявляется при скольжениях $S \geq 0,8$. Добротность ПЭМП по экспериментальным данным примерно в 2,3 раза выше добротности обычного асинхронного двигателя соответствующей мощности. Это позволяет при выборе удельных нагрузок для работы ПЭМП на низких частотах вращения величину линейной нагрузки брать на уровне тех значений, которые рекомендуются для обычных асинхронных двигателей для соответствующего числа полюсов $2p$. Например, выбор величины A ведем для частоты вращения $n = 750$ об/мин ($2p = 8$), т.е. примерно в 10 раз большем рекомендуемого значения A при данном объеме активной части и рабочей ($n = 75$ об/мин) скорости. При этом необходимо учитывать то обстоятельство, что шнековые ПЭМП фактически содержат две компоненты охлаждающей среды: внутренний съем тепла с активных частей за счет охлаждающего воздушного агента и внешний съем тепла с ротором с помощью РНОС. Это в целом позволяет приблизить удельные нагрузки к тем значениям, которые считают экономически целесообразными.

При росте мощности тепловыделений в «меди» P_{cu} , т.е. в статорной медной обмотке и ферромагнитном роторе, меняется соотношение $\varepsilon = P_{cu}/P_{Fe}$. В соответствии с экономически целесообразным распределением Видмара [6] соотношение стоимостей стали и меди также должно измениться $\gamma = C_{Fe}/C_{cu} > 1$.

Но для ПЭМП это означает увеличение габаритных размеров, т.е. увеличение характерного размера L и увеличение тепловой мощности, передаваемой продукту P_T . С этой точки зрения β_{opt} определяется уже из условий обеспечения устойчивой работы по механической характеристике и выходных характеристик материала, который перерабатывается.

Выводы.

1. Сравнение массогабаритных характеристик комплекса оборудования действующих технологий сушки и ПЭМП показывает, что совмещение исполнительного механизма, нагревателя и электропривода в ПЭМП обеспечивает снижение массы и габаритов комплекса почти вдвое, а применение режима противовключения модулей ПЭМП исключает необходимость применения механического редуктора.

2. Установлен закон изменения КПД геометрически подобных ПЭМП, в соответствии с которым КПД является степенной функцией потребляемой активной мощности и числа пар полюсов. При этом КПД более чувствителен к указанным аргументам в сравнении с традиционными электрическими машинами.

3. Добротность ПЭМП примерно в 2,3 раза выше добротности обычного асинхронного двигателя соответствующей мощности.

Предложена методика оценки коэффициента полезного действия для геометрически подобных полифункциональных электромеханических преобразователей, в которых полезная мощность содержит тепловую и механическую компоненты выходной мощности.

The method of estimation of output-input ratio is offered for geometrically similar polyfunctional electricomechanical transformers in which useful power contains thermal and mechanical components of launch power.

Библиографический список.

1. Пат. 5042 України, МКІ 7F26B17/18. Шнековий сушильний апарат/ М.М. Заблодський, В.М. Дорофєєв, В.Ф. Шинкаренко та інші.- №200112844; Заявлено 03.12.2001; Опубл. 17.01.2005, Бюл.№1. – 4с.

2. Пат. 39226 України, МКІ 7Н05В6/10. Заглибний електронагрівач /М.М. Заблодський, В.І. Верімієнко, В.М. Бондарев – №98031637; Заявл. 31.03.1998; Опубл. 15.06.2001, Бюл. № 5. – 6с.

3. Васьковский Ю.Н., Заблодский Н.Н. Моделирование полей и характеристик электротепломеханических преобразователей технологического назначения // Технічна електродинаміка. Тем. вип. «Проблеми сучасної електротехніки», – К.: Ін-т електродинаміки НАН України, 2006. - ч.7.- С. 41-44.

4. Заблодский Н.Н., Плюгин В.Е. Проектирование электротепломеханических преобразователей для переработки сыпучих материалов // Технічна електродинаміка. Тем. вип. «Проблеми сучасної електротехніки», – К.: Ін-т електродинаміки НАН України, 2006. - ч.1.- С. 106-111.

5. Заблодский Н.Н. Модифицированный метод эквивалентных тепловых схем для анализа процессов в электротепломеханических преобразователях // Вісник Кременчуцького державного технічного ун-ту ім. М.Остроградського: - Кременчук, 2007. – Вип. 3/2007(44), ч.1 – С.121 – 124.

6. Постников И.М. Проектирование электрических машин. – К.: Гос. изд-во техн. литературы, 1960. – 908с.

7. Куцевалов В.И. Вопросы теории и расчета асинхронных машин с массивными роторами. – М. – Л.: Энергия, 1966. – 302с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Зеленовым А.Б.

к.т.н., доц Мурга В.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

ВОЗБУЖДЕНИЕ КОЛЛЕКТИВНОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ В ЛАЗЕРНЫХ АКТИВНЫХ СРЕДАХ

Проведені теоретичні дослідження поведінки ансамбля тотожних часток в полі резонансного випромінювання. Розгляд проведений на підставі полукласичного опису взаємодії випромінювання з речовиною. Отримані рішення нестационарного рівняння Шредингера з врахуванням гамільтоніану збурення, обумовленого зовнішнім резонансним впливом.

Для более полного описания взаимодействия светового поля с веществом необходимо знать не только интенсивность, которая соответствует числу фотонов, но и его фазу, что дает возможность учета интерференционных эффектов. В данном случае возможно использование полуклассического метода описания состояния ансамбля тождественных частиц [1]. Данный метод основан на использовании классических уравнений Максвелла для электромагнитного поля и уравнения Шредингера (или уравнении для матрицы плотности), описывающем активные атомы.

Во всех опубликованных работах, использующих этот метод, предполагается дипольное взаимодействие двухуровневых атомов с электромагнитным полем. В случае использования полуклассической теории возбуждения лазера основные уравнения движения можно получить путем усреднения квантовоэлектродинамических уравнений. Переход от точных квантовоэлектродинамических уравнений и к приближенным справедлив в том случае, когда вынужденные процессы излучения и поглощения превалируют над спонтанными. При лазерной генерации эти требования почти всегда выполняются.

Поскольку работа лазера обусловлена взаимодействием между световым полем и атомами, необходимо адекватно рассмотреть движение электронов в атомах или ионах. Воспользуемся квантовомеханическим описанием движения электрона:

$$\hat{H} \Psi = j\hbar \frac{\partial \Psi}{\partial t}, \quad (1)$$

где ψ - волновая функция частицы, представляющая ее состояние в данный момент времени.

Гамильтониан H состоит из невозмущенного оператора Гамильтона H_0 и оператора возмущения H_{int}

$$H = H_0 + H_{\text{int}}. \quad (2)$$

Взаимодействие поля с системой частиц носит резонансный характер, т.е. вклад остальных уровней системы пренебрежимо мал по сравнению с резонансным переходом. Такое предположение может быть справедливым для возбужденной лазерной среды, когда рассматриваются только верхний и нижний лазерные уровни. Волновые функции частиц, соответствующие каждому из этих уровней $\varphi_1(q)$, $\varphi_2(q)$, зависят только от пространственных координат и удовлетворяют стационарному уравнению Шредингера:

$$\begin{aligned} \hat{H}_0 \varphi_1(q) &= E_1 \varphi_1(q) \\ \hat{H}_0 \varphi_2(q) &= E_2 \varphi_2(q) \end{aligned} \quad (3)$$

Волновая функция ψ , входящая в уравнение (1), характеризующая состояние электрона возбужденного атома может быть записана как линейная комбинация собственных функций, соответствующих стационарным состояниям с зависящими от времени коэффициентами C_1 и C_2 :

$$|\Psi\rangle = C_1(t)|\psi_1(q,t)\rangle + C_2(t)|\psi_2(q,t)\rangle, \quad (4)$$

$$|\psi_1(q,t)\rangle = |\varphi_1(q)\rangle \exp\{-jE_1 t/\hbar\}, \quad (5)$$

где $|\psi_2(q,t)\rangle = |\varphi_2(q)\rangle \exp\{-jE_2 t/\hbar\}$.

E_1 и E_2 соответствуют энергии частицы (электрона) в том или ином стационарном состоянии.

Подставляя (4) в (1) с учетом (5), получим:

$$\begin{aligned} j\hbar\dot{C}_1 \exp\{-jE_1 t/\hbar\} + j\hbar\dot{C}_2 \exp\{-jE_2 t/\hbar\} = \\ C_1 \hat{H}_{\text{int}} \varphi_1 \exp\{-jE_1 t/\hbar\} + C_2 \hat{H}_{\text{int}} \varphi_2 \exp\{-jE_2 t/\hbar\}. \end{aligned} \quad (6)$$

Умножая полученное уравнение на комплексно-сопряженные величины для φ_1 и φ_2 примем, что в стационарных состояниях атом не обладает дипольным моментом, т.е. $H_{\text{int}11} = H_{\text{int}22} = 0$. Тогда уравнения для коэффициентов C_1 и C_2 примут вид:

$$\begin{aligned} j\hbar\dot{C}_1 &= \exp(-j\omega_{12}t)C_2 \int_{-\infty}^{\infty} \varphi_1 \hat{H}_{\text{int}} \varphi_2^* dq, \\ j\hbar\dot{C}_2 &= \exp(-j\omega_{21}t)C_1 \int_{-\infty}^{\infty} \varphi_2 \hat{H}_{\text{int}} \varphi_1^* dq, \end{aligned} \quad (7)$$

где $\omega_{21} = \omega_{12} = (E_2 - E_1) / \hbar$.

Если предположить, что переход в атоме возникает при взаимодействии электрического дипольного момента атома \vec{d} с электрическим полем электромагнитной волны $E(t)$, то, в дипольном приближении, можно записать :

$$\hat{H}_{\text{int}} = \vec{d} \cdot \vec{E}(t). \quad (8)$$

В дальнейшем для простоты предполагаем, что векторы дипольного момента атома и напряженности поля параллельны. Пусть электрическая компонента поля $E(t)$ представлено как:

$$\vec{E}(t) = E_0 \cos \omega t = \frac{1}{2} E_0 (e^{j\omega t} + e^{-j\omega t}) \quad (9)$$

Из выражений (7) получим:

$$\begin{aligned} j\hbar\dot{C}_2 &= -\frac{1}{2} d_{21} E_0 C_1 \exp\{j(\omega_{21} - \omega)t\}, \\ j\hbar\dot{C}_1 &= -\frac{1}{2} d_{12} E_0 C_2 \exp\{-j(\omega_{21} - \omega)t\}, \end{aligned} \quad (10)$$

где

$$d_{12} = \int_{-\infty}^{\infty} \varphi_1 \hat{d} \varphi_2^* dq = \int_{-\infty}^{\infty} \varphi_2 \hat{d} \varphi_1^* dq = d_{21}^*, \quad (11)$$

d_{12} – есть матричный элемент оператора электрического дипольного момента. В (10) быстро осциллирующие члены вида $\exp\{\pm j(\omega_{21} + \omega)t\}$ опущены.

Предполагая равенство частоты внешнего поля (ω) и частоты перехода в атоме (ω_{21}) получим следующие уравнения для коэффициентов C :

$$\ddot{C}_2 + \frac{d_{21}^2 E_0^2}{4 \hbar^2} C_2 = 0, \quad \ddot{C}_1 + \frac{d_{21}^2 E_0^2}{4 \hbar^2} C_1 = 0. \quad (12)$$

Откуда находим:

$$C_1 = A \cos\left(\frac{\Omega}{2}t + \delta_1\right), \quad C_2 = B \cos\left(\frac{\Omega}{2}t + \delta_2\right), \quad (13)$$

где $\Omega = \frac{d_{21}}{\hbar} E_0$ - частота осцилляций макродиполя;

δ_1 и δ_2 - начальные фазы, которые могут быть найдены из начальных условий: $C_1(t=0)=0$ и $C_2(t=0)=1$.

В результате $\delta_1 = \pi/2$; $\delta_2 = 0$. Тогда

$$C_1 = A \sin \frac{\Omega}{2} t, \quad C_2 = B \cos \frac{\Omega}{2} t. \quad (14)$$

С учетом (11) имеем:

$$\langle d \rangle = d_{21} (C_1 C_2^* e^{j\omega_{21}t} + C_2 C_1^* e^{-j\omega_{21}t}). \quad (15)$$

Подставляя в полученное выражение значения коэффициентов C_1 и C_2 (14) приходим к следующему виду уравнения для поляризации:

$$\langle d \rangle = d_{21} \sin \omega_{21} t \sin \Omega t. \quad (16)$$

Таким образом, при возбуждении активной среды полем резонансной частоты ω_{21} атомы (или ионы) приобретают осциллирующий дипольный момент. Выражение для среднего значения дипольного момента в форме (16) указывает на существование биений с частотой Ω зависящей от величины внешнего поля, т.к. осциллирующий диполь излучает на частоте осцилляций [2]. Поэтому связь между активными центрами может осуществляться через электромагнитные поля диполей, осциллирующих с характерными частотами ω_{21} и Ω .

Поскольку работа лазера обусловлена взаимодействием между световым электромагнитным полем и атомами, необходимо рассмотреть факторы, влияющие на это взаимодействие.

Внешнее поле $E(t)$ частоты ω вводит электроны атомов (ионов) в суперпозиционные состояния, что сопровождается появлением у атома (иона) не скомпенсированного среднего дипольного момента (16). При выключении внешнего поля колебания сволочь диполей возбужденных активных центров с частотами Ω и ω_{21} сохраняются в течение времени, определяемого релаксационными характеристиками атома. В данном случае поляризация среды является источником взаимодействия между активными центрами.

Для описания взаимодействия электрона с заданным электромагнитным полем можно воспользоваться следующей формой записи для гамильтониана взаимодействия:

$$\hat{H}_{\text{int}} = -e\vec{\alpha}\hat{A}, \quad (17)$$

где $\vec{\alpha}$ - "магнитный вектор", играющий роль оператора скорости частицы;

$\hat{\vec{A}}$ – векторный потенциал поля

$$\hat{\vec{A}}(q, t) = \sum_n \left\{ \hat{a}_n \vec{A}_n(q, t) + \hat{a}_n^* \vec{A}_n^*(q, t) \right\}, \quad (18)$$

где \hat{a}_n и \hat{a}_n^* – операторы уничтожения и рождения n -й моды поля;
 $\vec{A}_n(q, t)$ – волновые функции n -х состояний.

Полный матричный элемент оператора (17) есть

$$\hat{H}_{\text{int}} = -e \int \left(\psi_i^* \alpha \psi f \right) A_n^* dq. \quad (19)$$

Для описания процесса испускания (или поглощения) фотона с определенным направлением волнового вектора \vec{k} и определенной поляризацией \vec{e} , в качестве $A_n(q)$ используют функции:

$$\vec{A}_n(q) = \vec{e} \sqrt{\frac{2\pi}{\omega V}} e^{ikr}. \quad (20)$$

Тогда для матричного элемента перехода с излучением имеем:

$$\hat{H}_{\text{int}_{if}} = -e \sqrt{\frac{2\pi}{\omega V}} \vec{e}^* \vec{J}_{if}(k), \quad (21)$$

где ток перехода \vec{J}_{if} можно представить:

$$\vec{J}_{if}(k) = \int \vec{J}_{if}(r) e^{-jkr} dV. \quad (22)$$

Когда длина волны фотона λ велика по сравнению с расстоянием между активными центрами a , в интеграле (22) можно заменить единицей множитель e^{-ikr} , мало меняющийся на протяжении размеров системы. Это приближение соответствует дипольному случаю в классической теории излучения. В этом приближении выражение для \vec{J}_{if} можно преобразовать к виду:

$$\vec{J}_{if} = V_{if} = j(E_f - E_i) r_{fi} = -j\omega r_{fi} = -\frac{j\omega}{e} d_{fi}, \quad (23)$$

где $d = er$ – дипольный момент электрона (в его орбитальном движении). Подставляя (23) в (21), находим

$$H_{\text{int}} = j \sqrt{\frac{2\pi\omega}{V}} \vec{e} d_{fi}. \quad (24)$$

Таким образом, в дипольном приближении мы можем воспользоваться классическими уравнениями движения для описания поведения системы взаимодействующих частиц.

В этом случае величину энергии взаимодействия между соседними активными центрами можно представить как функцию от $1/a^2$. Тогда для определения взаимного влияния активных частиц, осуществляющегося посредством электрического поля диполей возбужденных активных центров можно воспользоваться выражением [3]:

$$E_{вз(n\pm 1)} = \frac{e\sqrt{1-(ka)^2}}{2\pi\epsilon_0 a^3} \bar{q}(n\pm 1), \quad (25)$$

где $a \gg q_n$; $q_n = d_n/r$.

На основании приведенных данных можно утверждать, что взаимодействие между возбужденными активными центрами возможно не только на частоте электронных переходов, но и за счет безызлучательной передачи энергии посредством полей диполей, существующих только у возбужденных активных центров.

Проведены теоретические исследования поведения ансамбля тождественных частиц в поле резонансного излучения. Рассмотрение проведено на основании полуклассического описания взаимодействия излучения с веществом. Получены решения нестационарного уравнения Шредингера с учетом гамильтониана возмущения, обусловленного внешним резонансным воздействием.

Theoretical researches of conduct of identical particles ensemble in the field of resonance radiation are done. Consideration is conducted on the basis of semiclassical description of cooperation of radiation with the matter. The decisions of the unstationary Shredinger equation with the indignation Hamilton function conditioned by external resonance influence are obtained.

Библиографический список.

1. Хакен Г. Лазерная светодинамика. - М.: Мир, 1988. - 356 с.
2. Андреев А.В., Емельянов В.И., Ильинский Ю.А. Кооперативные явления в оптике. - М.: Наука, 1988. - 288 с.
3. Киттель Ч. Введение в физику твердого тела / Перевод с английского 4-го издания. - М.: Наука, 1978. - 792 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Денищиком Ю.С.

*к.т.н., доц. Захожай О.І.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)*

ЕФЕКТИВНІ СПОСОБИ ПЕРЕТВОРЕННЯ ГРАФІЧНИХ ЗОБРАЖЕНЬ ПРИ ЇХНЬОЇ СЕГМЕНТАЦІЇ ТА РОЗПІЗНАВАННІ ЗАСОБАМИ КОМП'ЮТЕРНОГО ЗОРУ

Розглянуті способи перетворення зображень, які дозволяють спростити процес сегментації та розпізнавання засобами технічного зору

Системи комп'ютерного зору використовуються достатньо широко як у відносно старих областях (наприклад, управління мобільними роботами, промислові засоби спостереження, військові системи), так і у відносно нових (системи взаємодії людина – комп'ютер, пошук зображень у цифрових бібліотеках, аналіз медичних зображень і реалістичне передання змодельованих сцен в комп'ютерній графіці) [1].

Взагалі, системи комп'ютерного зору націлені на отримання опису із зображень або послідовності зображень. Це достатньо корисна особливість. До того ж, на сьогодні, процес зняття зображень звичайно не деструктивний, крім цього він достатньо простий і недорогий [1].

Описи, що потрібні користувачам, в істотній мірі залежать від області їхнього застосування. Наприклад, такий аспект комп'ютерного зору, як визначення структури по руху, дозволяє з серії зображень отримати уяву про те, що зображено на рисунку і як рухається камера. В індустрії комп'ютерної графіки подібні методи використовуються для відслідковування руху і побудови тривимірних комп'ютерних моделей будівель зі зберіганням структури. Ці моделі використовуються там, де неможливе використання реальних споруд та їхніх фізичних моделей (при створенні візуальних ефектів підпалення, вибуху, руйнування). Інший приклад можна навести з області мобільних роботів. В цьому випадку, відомості про місце розміщення робота та оточуючі його предмети не мають значного інтересу, а важливе тільки просторове його розміщення. Таким чином, для управління роботом відслідковується інформація про структуру і відстежується тільки рух, що дозволяє визначити точне місцезнаходження робота.

При глобальному аналізі зображень, з метою зниження часової і обчислювальної складності процесу розпізнавання використовують ал-

горитми сегментації. Сегментація полягає у розбивці зображення на характерні області, для подальшої спрощеної обробки. Сегментація дозволяє отримати загальне представлення про зображення, яке задовольняє поставленій задачі розпізнавання. Відомі різні алгоритми сегментації, кожний з яких має свої переваги у тому або іншому випадку. Серед найбільш розповсюджених:

- сегментація засобами кластеризації;
- сегментація засобами вибору моделі;
- сегментація на основі вірогідних методів;
- супровід на основі динамічних моделей.

Спрощений принцип сегментації контуру проілюстрований на рисунку 1. Він базується на розбивці зображення на дискретні області однакової структури і розміру. Після цього здійснюється визначення однакових атрибутів для кожного сегменту з урахуванням атрибутів пікселів зображення, які відповідають кожному сегменту.

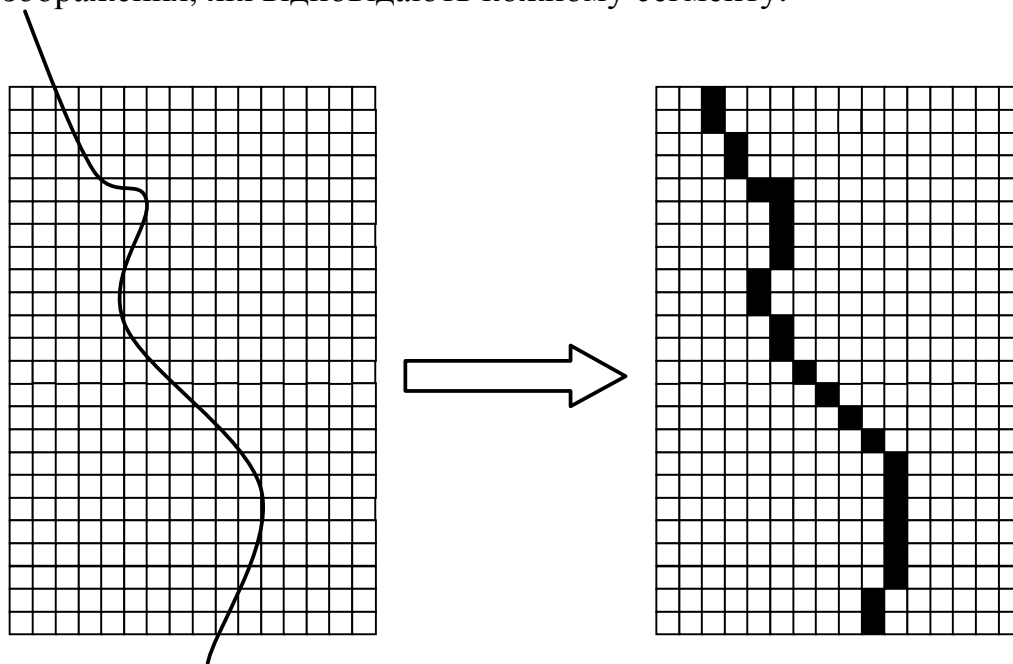


Рисунок 1 – Приклад сегментації контуру зображення

Точність ідентифікації контуру знаходиться у прямій залежності від обраного розміру і конфігурації сегментів. Однак з підвищенням точності ідентифікації (збільшення рівня сегментації) буде підвищуватись часова складність цього процесу.

На практиці існують випадки, коли точність ідентифікації контурів може бути підвищення завдяки найбільш ефективному просторовому розміщенню області сегментації та зображення, що ідентифікується.

На рисунку 2 наведений приклад підвищення точності ідентифікації завдяки оберту контуру, що розпізнається відносно області сегментації. Так при виборі прямокутної області сегментації деякі контури

розташовуються не рівно за сегментами і в цьому випадку ступінь спотворення зображення буде великим. В якості прикладу, на рисунку 2 наведений прямокутний сегментований контур без перетворення обертання і з обертанням на 45^0 .

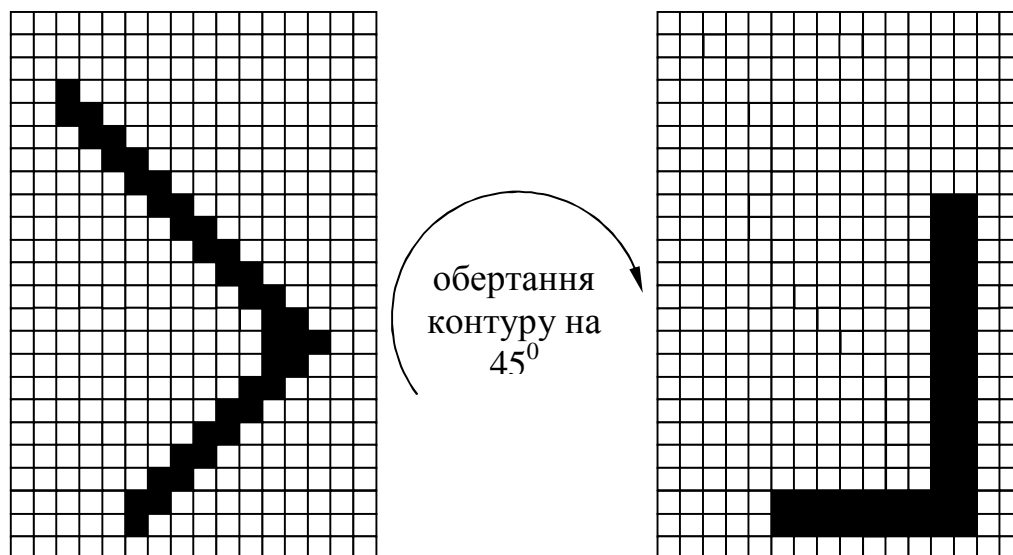


Рисунок 2 – Зменшення спотворень при сегментації через обертання контуру відносно області сегментації на 45^0

Схожі спотворення мають місце в комп'ютерній графіці і носять назву аліасінгу. Також відомо, що проявлення аліасінгу найбільше при кутах, які наближаються до 45^0 і зовсім несуттєве при кутах, що наближаються до 0^0 , 90^0 , 270^0 .

Таким чином, для підвищення точності сегментації пропонується проводити перетворення обертання контуру, що розпізнається.

Розглянемо обертання довільного вектору модулю r , який визначає деяку точку на площині $P(x,y)$. Цей вектор може бути обернений відносно точки начала координат на кут θ , при цьому точка $P(x,y)$ перетворюється у точку $P'(x',y')$. Схематично це проілюстровано на рисунку 3.

З рисунку 3 слідує, що

$$\begin{cases} x = r \cos \varphi, \\ y = r \sin \varphi, \end{cases} \quad (1)$$

$$\begin{cases} x' = r \cos(\theta + \varphi) = r \cos \varphi \cos \theta - r \sin \varphi \sin \theta, \\ y' = r \sin(\theta + \varphi) = r \cos \varphi \sin \theta + r \sin \varphi \cos \theta. \end{cases} \quad (2)$$

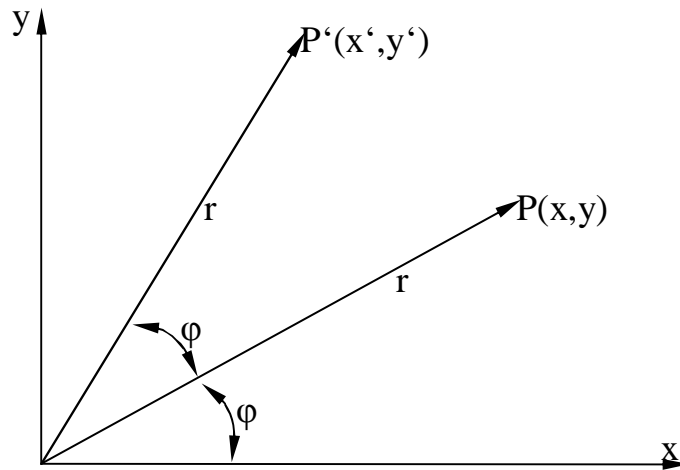


Рисунок 3 – Перетворення обертання

Таким чином отримуємо

$$\begin{cases} x' = x \cos \theta - y \sin \theta, \\ y' = x \sin \theta + y \cos \theta. \end{cases} \quad (3)$$

У матричному вигляді

$$\begin{bmatrix} x' & y' \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} x & y \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} \cos \theta & \sin \theta \\ -\sin \theta & \cos \theta \end{bmatrix} \quad (4)$$

або

$$P' = P \cdot R, \quad (5)$$

де R – матриця обертання.

Аналогічним способом при сегментації окремих елементів зображення доцільне використання масштабування, що як і обертання дозволяє підвищити якість розпізнавання.

Припустимо, що координати точок на площині можна масштабувати у S_x разів уздовж осі x і у S_y разів уздовж осі y помноженням початкових координат. В результаті чого отримуємо нові точки з координатами:

$$\begin{cases} x' = x \times S_x, \\ y' = y \times S_y. \end{cases} \quad (6)$$

Визначено матрицю масштабування:

$$S = \begin{bmatrix} S_x & 0 \\ 0 & S_y \end{bmatrix}. \quad (7)$$

Того можна записати у матричній формі:

$$\begin{bmatrix} x' & y' \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} x & y \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} S_x & 0 \\ 0 & S_y \end{bmatrix} \quad (8)$$

або

$$P' = P \cdot S. \quad (9)$$

Таким чином розглянуті способи перетворення графічних зображень дозволяють підвищити точність сегментації і покращити якість розпізнавання засобами комп'ютерного зору.

В статье рассмотрены способы преобразования изображений, которые позволяют упростить процесс сегментации и распознавания средствами технического зрения.

The article are considered the methods of transformation of images which allow to simplify the process of segmentation and recognition of technical sight tools.

Бібліографічний список.

1. Forsyth D., Ponce J. *Computer Vision. A Modern Approach.* // Pearson Education Inc. - 2003.

Рекомендовано до друку к.т.н., проф. Паєрандом Ю.Е.

*к.т.н., доц. Павленко Т.П.
Национальный технический университет "Харьковский
политехнический институт" (НТУ «ХПИ», г. Харьков, Украина)*

ПРИМЕНЕНИЕ АМОΡФНЫХ СПЛАВОВ В УСТРОЙСТВАХ ЗАЩИТНОГО ОТКЛЮЧЕНИЯ

У роботі показана можливість застосування аморфних сплавів у високочутливих пристроях захисного відключення, призначених для захисту людини від поразки електричним струмом. Як показали дослідження, дані сплави відповідають технічним параметрам по магнітній проникності і можуть бути застосовані замість пермалою.

Введение. Практическое значение магнитных материалов в современной технике постоянно возрастает. Увеличивается их производство, разрабатываются и находят все большее применение новые виды элементов конструкций на основе новых магнитных материалов.

Свойства магнитных материалов чрезвычайно структурно чувствительные. Так, магнитная проницаемость и коэрцитивная сила многих из них в зависимости от структурного состояния могут изменяться в тысячи раз.

Несмотря на большое техническое и научное значение, многие вопросы физики магнитных материалов изучены еще недостаточно.

Анализ свойств магнитных материалов, а именно по магнитной проницаемости при различных частотах, скорости смещающихся доменных границ, магнитного гистерезиса, коэрцитивной силы частных и предельных петель гистерезиса, потерь энергии при перемагничивании, максимальной магнитной энергии постоянных магнитов, изменение поляризации проходящих и отраженных электромагнитных волн, подвижности цилиндрических доменов и др. – произведен на основе единых физических представлений [1].

Одним из новых, но уже достаточно распространенным магнитным материалом в странах дальнего зарубежья и России являются аморфные сплавы или аморфные стекла.

Особенностью аморфных тел является отсутствие у них дальнего порядка в расположении атомов, присущий кристаллическим сплавам.

Стабильность свойств в аморфном состоянии определяется несколькими критериями наиболее общими из которых считаются термодинамические, кинетические и технологические [2].

Исходя из различных исследований свойств аморфных материалов было определено, что их можно использовать в высокочувствительных устройствах, например, в датчиках различного назначения или в устройствах защитного отключения.

Учитывая высокую магнитную проницаемость аморфных сплавов, целью работы является: определение возможности применения высокочувствительных марок аморфных сплавов в магнитных системах устройств защитного отключения.

Анализ результатов исследований. В настоящее время устройства защитного отключения (УЗО) широко применяются в низковольтных установках 380/220 В для защиты обслуживающего персонала от поражения электрическим током, а также в бытовых электроприборах. Для таких устройств необходим магнитомягкий материал, обладающий высокой магнитной проницаемостью. В качестве магнитопроводов таких устройств применяются сплавы с высокой начальной магнитной проницаемостью, например, пермаллой марки 79 НМ, у которого величина начальной магнитной проницаемости находится в пределах 10000-20000. Данные материалы обладают существенным недостатком, а именно они очень чувствительны к любым механическим нагрузкам, что может привести к потере магнитных свойств.

В соответствии с поставленной целью для исследований был выбран аморфный сплав марки 84 КХСР, магнитные характеристики и параметры срабатывания которого могут подойти для быстрого отключения устройств подобного типа.

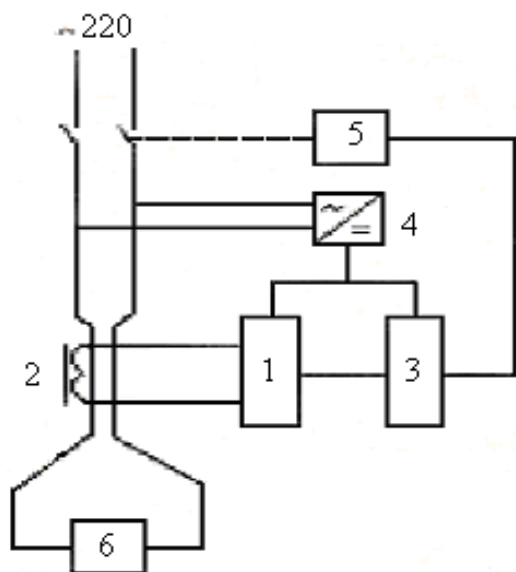


Рисунок 1 – Структурная схема УЗО.

Структурная схема типичного УЗО показана на рис.1, которая состоит из входного усилителя 1, датчика тока утечки 2, усилителя мощности 3, блока 4 преобразования переменного сетевого напряжения в постоянное напряжение для питания электронной нагрузки выключателя 5.

Магнитопровод датчика тока охватывает оба провода (фазный и нулевой), которые питают нагрузку 6. При этом на входной обмотке датчика тока сигнал отсутствует, поскольку токи в первичной цепи дат-

чика равны по величине и противоположны по направлению, в результате чего магнитное поле тока нагрузки не создает в магнитопроводе датчика магнитного поля. При наличии тока утечки на землю, появляющегося, например, при прикосновении человека к фазному проводу, нарушается баланс тока в первичной цепи датчика, в результате чего на выходе вторичной обмотки наводится ЭДС, которая через усилитель мощности воздействует на выключатель нагрузки, вызывая отключение цепи от сети ~ 220В.

Минимальная величина тока утечки на землю, на которую должно реагировать УЗО, находится в пределах 10 мА-30 мА.

Для обеспечения необходимой чувствительности УЗО магнитопроводы датчиков тока утечки должны обладать достаточной величиной магнитной проницаемости в зоне малых напряженностей магнитных полей.

Для определения возможности применения аморфного сплава марки 84 КХСР в УЗО были проведены испытания по схеме, показанной на рис. 2.

По первичной обмотке датчика тока с сердечником из аморфного сплава пропускался переменный ток частоты 50 Гц и измерялась величина ЭДС на выходной обмотке датчика измерительным прибором V , например, электронно-лучевым осциллографом.

ЭДС E на выходной обмотке датчика в соответствии со схемой замещения, приведенной на рис. 3 определяется по формуле:

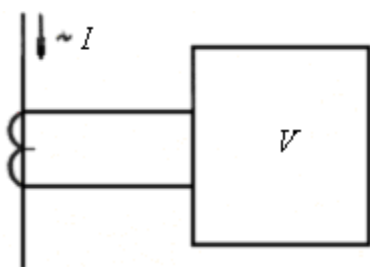


Рисунок 2 – Электрическая схема измерения

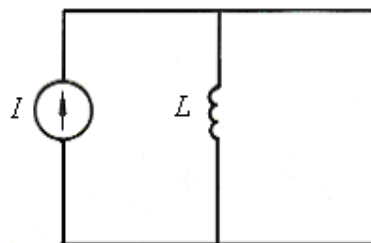


Рисунок 3 – Схема замещения датчика тока УЗО

$$E = \frac{L}{\omega_2} \cdot \frac{dI}{dt}, \quad (1)$$

где L – индуктивность ветви намагничивания датчика тока;

I – величина первичного тока;

ω_2 – количество витков вторичной обмотки.

Индуктивность ветви намагничивания L определяется по формуле:

$$L = \mu_n \frac{S \omega_2^2}{l_{cp}}, \quad (2)$$

где μ_n – начальная магнитная проницаемость;

S – сечение магнитопровода;

l_{cp} – средняя длина магнитной силовой линии.

При синусоидальном токе выражение (3) можно записать в виде:

$$E = \frac{\omega L}{\omega_2} I_m \cos \omega t. \quad (3)$$

Тогда с учетом (2) и (3) в предположении, что по осциллографу измеряется амплитудное значение E_m , при котором $\cos \omega t = 1$, получим выражение для начальной магнитной проницаемости:

$$\mu_n = \frac{E_m l_{cp}}{S \omega_2 I_m \omega}. \quad (4)$$

Исследовались образцы датчика тока с магнитопроводом из аморфного сплава марки 84 КХСР, имеющие следующие параметры: сечение магнитопровода $S = 0,18 \text{ см}^2$, число витков вторичной обмотки $\omega_2 = 300$, средняя длина магнитопровода $l_{cp} = 0,05 \text{ м}$.

При пропускании по первичной обмотке датчика переменного тока величиной 10 мА и частотой 50 Гц амплитудное значение $U_m = 5 \text{ мВ}$. Отсюда величина начальной магнитной проницаемости с учетом (4) равна 9000. Таким образом, по величине начальной магнитной проницаемости исследуемый материал 84 КХСР приближается к пермаллою марки 79 НМ. Для сравнения было проведено испытание датчика тока утечки с магнитопроводом из сплава 79 НМ, имеющего те же параметры. Окончательный вывод по этой работе может быть сделан после полного исследования данных сплавов при разных условиях и режимах работы.

Вывод. Таким образом, проведенные исследования показали, что аморфные сплавы типа 84 КХСР могут найти применение в датчиках тока утечки устройств защитного отключения. Применение аморфных сплавов вместо применяемых в настоящее время сплавов типа 79 НМ может дать экономический эффект за счет более простой технологии изготовления сердечников.

В работе показана возможность применения аморфных сплавов в высокочувствительных устройствах защитного отключения, предназначенных для защиты человека от поражения электрическим током. Как показали исследования, данные сплавы соответствуют техниче-

ским параметрам по магнитной проницаемости и могут быть применены вместо пермаллоя.

Библиографический список.

1. Аморфные металлические сплавы . Под ред. Люборского Ф.Е.: Пер с англ.-М: Металлургия, 1987, 584 с.

2. Д.Раскин, С.Х. Смит .Применение аморфных сплавов: настоящее и будущее. Allied Corporation Mettglas Products, 6 Eastmens Road. Parsifary, New Yersey, 07054, USA..325 p.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Луниковым В.С.

*к.т.н, доц. Сафронов П.С.,
бакалавр Конончук Є.Є.,
бакалавр Окаєлов О.Ю.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)*

МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ ЕЛЕКТРИЧНОГО КОЛА РОБОЧОЇ КАМЕРИ ОЗОНАТОРА

Запропонована математична модель електричного кола робочої камери озонатора. Представлена електрична схема заміщення робочої камери електроозонатора у вигляді лінії з розподіленими параметрами. Представлений математичний опис електричного кола робочої камери з високовольтним електродом та наведена температурна модель електроозонатора.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами.

Останніми роками електроозонатори знаходять все більш широке застосування в різних областях промисловості. Розробка математичних моделей для дослідження озонаторів, а також удосконалення напівпровідникових перетворювачів для живлення електроозонаторів у напрямі підвищення їх надійності і економічності стає все більш актуальним завданням. Вирішення цих завдань дозволяє мінімізувати можливий збиток від похибок при обробці продуктів і матеріалів, а підвищення енергетичних показників дозволяє отримати економію електроенергії.

Аналіз досліджень та публікацій.

Серед способів штучного виробництва озону найбільш широке застосування отримав метод електросинтезу озону, що використовує бар'єрний розряд і що дозволяє отримувати озон високих концентрацій при великій продуктивності і невисоких енерговитратах. Математичні моделі електричних кіл озонаторів та можливості вдосконалення напівпровідникових джерел живлення для них розглянуті в роботах [1 – 3], але на сьогоднішній час більшість моделей не адаптовано до автоматизованого проектування електричної частини озонатора.

Постановка задачі.

Задачею даної роботи є розробка математичної моделі електричного кола робочої камери електроозонатора та адаптація цієї моделі до проектування електричної частини електроозонатора.

Викладення матеріалу та отримані результати.

Важливою характеристикою, що визначає не тільки інтенсивність іонізаційних процесів в газовому проміжку, але і ефективність утворення озону, є активна потужність розряду P , із зростанням якої вихід озону збільшується. З іншого боку, стійкість озону визначається його температурою, яка залежить як від названої активної потужності P , так і від конструктивних особливостей робочої камери електроозонатора, що визначають теплообмінні процеси.

Із закону збереження заряду виходить, що струм в ланцюзі живлення складається з двох складових: аперіодичного струму провідності і струму зсуву [1].

$$I(t) = \frac{q_c}{RC_r} e^{-\frac{t}{RC_{\text{общ}}}} + U_0 C_{\text{общ}} \omega \cos \omega t. \quad (1)$$

З рівняння безперервності щільності об'ємного заряду ρ , законів електростатики і закону Ома для струму провідності j в розрядному проміжку:

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \frac{\partial j}{\partial x} = 0, \quad (2)$$

$$\frac{\partial E}{\partial x} = 4\pi\rho, \quad (3)$$

$$j = \sigma E \quad (4)$$

витікає, що сума струмів провідності j і зсуви $j_{\text{см}}$ в кожен момент часу для будь-якої точки розрядного проміжку постійна, тобто

$$j + \frac{1}{4\pi} \frac{\partial E}{\partial t} = j + j_{\text{см}} = \text{const}. \quad (5)$$

Рівняння (5) виражає закон збереження сумарного струму провідності і зсуву уздовж всього електричного ланцюга. Із зростанням прикладеної до електродів напруги зростає вихід озону. Проте майже пропорційне зростання виходу озону із збільшенням напруги триває до певної межі. Із збільшенням інтенсивності розряду збільшується температура розрядної зони, що викликає прискорення розкладання озону [1].

$$\Delta T(x) = \frac{1}{2b} \left(\frac{h_3}{\lambda_3} + \frac{d}{K\lambda_k} + \frac{h_1}{\lambda_1} + \frac{1}{K\alpha} \right) \times \\ \times \left(\frac{Q_0}{\ell} - \frac{c_p G_m \Delta T_0}{\nu T} e^{-\frac{x}{\nu T}} - \varepsilon c_0 \left[\left(\frac{T_g}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_c}{100} \right)^4 \right] \right), \quad (6)$$

де $\Delta T(x)$ – різниця температур між смугою dF електроду і повітряним потоком на виході з озонатора

b – ширина електроду;

λ_3 – коефіцієнт теплопровідності повітря;

λ_k – коефіцієнт теплопровідності матеріалу корпусу;

d – товщина стінок корпусу;

$K = \frac{F_k}{F}$ – коефіцієнт, рівний відношенню площі поверхні корпусу

озонатора до загальної площі електродів;

α – коефіцієнт тепловіддачі поверхні корпусу;

h_1 – товщина провідного електроду;

λ_1 – коефіцієнт теплопровідності провідного електроду;

Q_{Gm} – теплова потужність, що відводиться від пластини газовим потоком.

Струм, що підводиться до котушкового електроду від високовольтного джерела синусоїдальної напруги, змінюється уздовж провідника котушки за рахунок наявності розподіленого розряду між електродами, що дозволяє класифікувати електричний ланцюг як ланцюг з розподіленими параметрами. Порівняльні розрахунки показали, що без збитку для спрощення математичного опису струмом провідності між витками плоскої котушки можна нехтувати і розглядати електричний ланцюг котушки як послідовно сполучені подовжні активно-індуктивні опори, розподілені уздовж провідника котушки, і поперечну розподілену активно-ємнісну провідність з переважанням активної складової в робочому режимі озонатора і ємнісної складової при напрузі, меншій напруги виникнення стримерного розряду. Приймавши допущення, що подовжній електричний опір розподілений рівномірно, приходимо до висновку, що електричний ланцюг озонатора описується рівняннями однорідного ланцюга з розподіленими параметрами. В цьому випадку схему заміщення електричного ланцюга робочої камери озонатора можна представити у вигляді, представленому на рис. 1. Стосовно електричного ланцюга озонатора використання теорії однорідних ланцюгів з розподіленими параметрами має свої особливості.

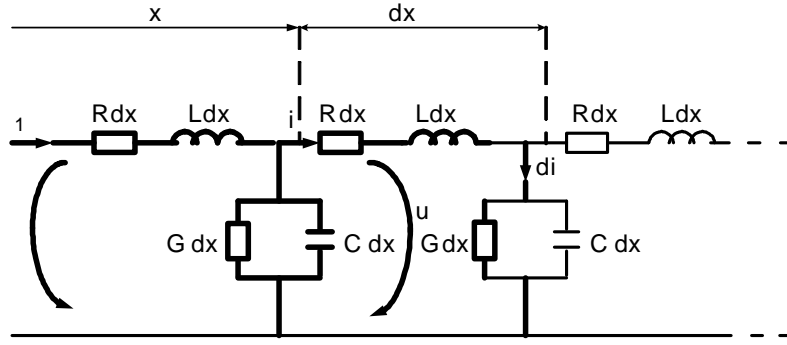


Рисунок 1 – Схема заміщення електричного ланцюга озонатора

На схемі заміщення dx – елемент довжини провідника котушкового електроду, що має подовжний активний опір Rdx , індуктивний опір самоіндукції ωLdx , поперечну ємність Cdx і активну провідність Gdx по відношенню до пластинчастого електроду.

Визначення напруги і струму в довільній точці провідника електроду, віддаленої на відстані x від початку, через напругу і струм на початку лінії з розподіленими параметрами проводиться по рівняннях:

$$U = U_1 ch(\gamma \cdot x) - I_1 Z_B sh(\gamma \cdot x), \quad (7)$$

$$I = I_1 ch(\gamma \cdot x) - \frac{U_1}{Z_B} sh(\gamma \cdot x). \quad (8)$$

Напруга і струм в довільній точці електроду можуть бути виражені через напругу в кінцевій крапці спіралі U_2 :

$$U = U_2 ch(\gamma \cdot y), \quad (9)$$

$$I = \frac{U_2}{Z_B} sh(\gamma \cdot y), \quad (10)$$

де $y = l - x$ – відстань до точки x від кінця спіралі;
 l – довжина спіралі.

У випадках, коли інтерес представляють тільки вхідна напруга і струм, для характеристики робочої камери доцільно використовувати так званий вхідний опір ланцюгу Z_{BX} . Для його визначення може використовуватися вираз:

$$Z_{BX} = \frac{Z_B}{th(\gamma \cdot l)}. \quad (11)$$

Наявність в електричному ланцюзі озонатора подовжньої індуктивності L змінює величину вхідного опору робочої камери, що відповідно знижує початкову напругу стримерного розряду.

Характер залежності питомої індуктивності провідника від координати x визначається зміною радіусу кривизни цього провідника. Індуктивність елементу dx провідника електроду залежить від радіусу його кривизни і змінюється уздовж провідника котушки.

Висновок.

Запропонована математична модель електричного кола озонатора дозволяє отримати залежності та значення струмів і напруг, що можуть бути використані в розрахунках складнішого ланцюга, до складу якого входять інші елементи конструкції озонатора, такі як трансформатор, фільтри, перетворювач та ін.

Предложена математическая модель электрической цепи рабочей камеры озонатора. Представлена электрическая схема замещения рабочей камеры озонатора в виде линии с распределенными параметрами. Представлено математическое описание электрической цепи рабочей камеры с высоковольтным электродом и приведена температурная модель электроозонатора.

The mathematical model of electric circuit of working chamber of ozonizer is offered. The electric substituting circuit for the working chamber of ozonizer is presented as a line with the distributed parameters. Mathematical description of electric circuit of working chamber with a high-voltage electrode is presented and the temperature model of electro-ozonizer is resulted.

Библиографический список.

1. Разнован О. Н. Применение тонкопленочных устройств в электроозонаторах. Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.09.03 / Кубанский гос. аграрный ун-т, – Краснодар, 2007. – 23 с.

2. Рахманова Ю.В. Резонансный трансформаторно-полупроводниковый комплекс для электротехнологии. Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.09.03 / Уфимский гос. техн. ун-т, – Уфа, 2006. – 19 с.

3. Белкин А.К., Гусев Ю.М., Рахманова Ю.В., Рогинская Л.Э., Шуляк А.А. Влияние выходных характеристик емкостных накопителей на параметры модулей, входящих в зарядное устройство // Технічна електродинаміка. – К., 2004. – Тем. вип. Проблеми сучасної електротехніки, ч. 2 – С. 30-34.

Рекомендовано до друку проф., к.т.н. Паерандом Ю.Е

аспирант Антропов И.И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ЛАЗЕРНОГО ИЗЛУЧЕНИЯ С ПОВЕРХНОСТЬЮ МЕТАЛЛОВ, ИМЕЮЩИХ ПОЛИКРИСТАЛЛИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ

Сконструйовано нестационарне рівняння Шредингера та обґрунтовано перехід до класичного рівняння теплопровідності у випадку складного фазового складу поверхневого шару металів, наведено результати розрахунку розподілення температур для випадку обробки імпульсним лазерним випромінюванням.

Среди большого разнообразия возможностей применения лазера в современном производстве лазерное упрочнение можно рассматривать как одно из наиболее перспективных направлений. На сегодняшний день уже накоплен большой объем экспериментальных данных по взаимодействию лазерного луча с различными материалами, особенно с поверхностью металлов и сплавов [1-3].

Для математического описания лазерной обработки металлов необходимо, в первую очередь, произвести микроскопическое описание взаимодействия ионов в узлах кристаллической решетки и электронного газа с падающим на металлический поликристалл электромагнитным излучением. Для этого построим уравнение Шредингера. Построение будем производить для одного монокристалла, считая, что все неоднородности и дефекты сконцентрированы на границах раздела зерен, после чего обобщим его и на случай поликристалла.

Уравнение Шредингера в общем случае имеет вид:

$$H\psi = E\psi, \quad (1)$$

где оператор полной энергии можно представить как:

$$H = -\frac{\hbar^2}{2m}\Delta + V(x). \quad (2)$$

Здесь слагаемое $V(x)$ должно соответствовать сумме операторов энергии, описывающих взаимодействие электронов и ионов металличе-

ской решетки между собой, с колебаниями решетки и внешним (лазерным) воздействием.

Для записи гамильтониана всей системы рассмотрим методы его построения для следующих частных случаев:

- взаимодействие свободных электронов с ионами в узлах кристаллической решетки и друг с другом;
- электрон-фононное взаимодействие;
- взаимодействие с электромагнитной волной.

Описание состояния электронного газа.

Для построения уравнения состояния электронного газа металлической решетки можно применять [4] приближение Хартри-Фока, которое будем использовать при следующих ограничениях:

- 1) электроны движутся в строго периодической решетке;
- 2) ионы кристаллической решетки бесконечно тяжелые и покоятся;
- 3) электроны внутренних атомных оболочек учтены тем, что они создают эффективный потенциал V_p с периодом решетки;
- 4) пока считаем, что энергия кулоновского взаимодействия между электронами делает наибольший вклад.

Тогда оператор Гамильтона будет состоять из трех слагаемых: кинетической энергии, потенциальных энергий в периодической решетке и кулоновского взаимодействия.

В терминах вторичного квантования для этого случая уравнение Шредингера будет иметь вид:

$$\left[\int \psi^+(\vec{x}) \left\{ -\frac{\hbar^2}{2m} \Delta + V_p(\vec{x}) \right\} \psi(\vec{x}) dV + \frac{1}{2} \iint \psi^+(\vec{x}) \psi^+(\vec{x}') \frac{e^2}{|\vec{x} - \vec{x}'|} \psi(\vec{x}') \psi(\vec{x}) dV dV' \right] \Phi = E \Phi. (3)$$

При этом функции $\psi^+(\vec{x})$ и $\psi(\vec{x})$ являются операторами, которые удовлетворяют ферми-перестановочным соотношениям. Их можно разложить по собственным функциям:

$$\psi(\vec{x}) = \sum_k a_k \varphi_k(\vec{x}), \quad (4)$$

$$\psi^+(\vec{x}) = \sum_k a_k^+ \varphi_k^*(\vec{x}), \quad (5)$$

где коэффициенты разложения a_k^+ и a_k имеют смысл операторов рождения и уничтожения, соответственно, а $\varphi_k(\vec{x})$ и $\varphi_k^*(\vec{x})$ образуют полный набор ортонормированных функций.

Функции $\varphi_k(\vec{x})$ и $\varphi_k^*(\vec{x})$ не являются решением уравнения (3). Метод Хартри-Фока подразумевает нахождение такого уравнения Шредингера, для которого бы эти функции были "оптимальными" собственными функциями.

В рамках теории вторичного квантования [5] для оператора полной энергии в этом случае получается выражение:

$$\begin{aligned} \langle \Phi | H | \Phi \rangle = & \sum_{k_j} \int \varphi_{k_j}^*(\vec{x}) \left\{ -\frac{\hbar^2}{2m} \Delta + V_p(\vec{x}) \right\} \varphi_{k_j}(\vec{x}) dV + \\ & + \frac{1}{2} \sum_{k_j, k_i} \iint \varphi_{k_j}^*(\vec{x}) \varphi_{k_i}^*(\vec{x}') \frac{e^2}{|\vec{x} - \vec{x}'|} \varphi_{k_i}(\vec{x}') \varphi_{k_j}(\vec{x}) dV dV' - \\ & - \frac{1}{2} \sum_{k_j, k_i} \iint \varphi_{k_j}^*(\vec{x}) \varphi_{k_i}^*(\vec{x}') \frac{e^2}{|\vec{x} - \vec{x}'|} \varphi_{k_j}(\vec{x}') \varphi_{k_i}(\vec{x}) dV dV'. \end{aligned} \quad (6)$$

Здесь суммы распространяются только на занятые состояния k_1, \dots, k_N .

Теперь определим волновые функции φ_k так, чтобы выражение (6) имело минимум. Используя условие нормировки волновой функции на единицу, после проведения варьирования по $\frac{\delta}{\delta \varphi_k^*(\vec{x})}$ выражения (6), приходим к уравнению:

$$\begin{aligned} & \left\{ -\frac{\hbar^2}{2m} \Delta + V_p(\vec{x}) \right\} \varphi_k(\vec{x}) + \sum_{k_j} \int \varphi_{k_j}^*(\vec{x}') \frac{e^2}{|\vec{x} - \vec{x}'|} \varphi_{k_j}(\vec{x}') dV' \varphi_k(\vec{x}) - \\ & - \sum_{k_j} \int \varphi_{k_j}^*(\vec{x}') \frac{e^2}{|\vec{x} - \vec{x}'|} \varphi_k(\vec{x}') dV' \varphi_{k_j}(\vec{x}) = E \varphi_k(\vec{x}). \end{aligned} \quad (7)$$

Рассмотрим последовательно слагаемые в уравнении (7). Оба члена в фигурных скобках представляют потенциальную и кинетическую энергию электрона в периодическом потенциале решетки кристалла. Следующее выражение представляет собой произведение:

$$\varphi_k(\vec{x}) \tilde{V}(\vec{x}),$$

причем

$$\tilde{V}(\vec{x}) = \sum_{k_j} \int \left| \varphi_{k_j}(\vec{x}') \right|^2 \frac{e^2}{|\vec{x} - \vec{x}'|} dV'. \quad (8)$$

Поскольку $|\varphi|^2 e$ имеет смысл плотности заряда, то сумма по k_j имеет смысл электростатического потенциала, вызванного распределением электронов по состояниям k_j .

Последнее выражение имеет вид:

$$-\sum_{k_j} \varphi_{k_j} A_{k_j,k}(\vec{x}), \quad A_{k_j,k}(\vec{x}) = \int \varphi_{k_j}^*(\vec{x}') \frac{e^2}{|\vec{x} - \vec{x}'|} \varphi_k(\vec{x}') dV', \quad (9)$$

и описывает обменное кулоновское взаимодействие.

Взаимодействие между электронами и фононами.

Энергия электрон-фононного взаимодействия может быть выражена посредством записи гамильтониана Фрелиха, для чего введем дополнительные ограничения:

1) функция Блоха для электронов имеет малый волновой вектор \vec{k} , тогда соответствующие длины волн велики по сравнению с постоянной решетки;

2) для взаимодействия с электронами важны только те колебания решетки, длины волн которых много больше постоянной решетки.

При описании процесса также необходимо учесть, что в металлах основной вклад дает взаимодействие с акустическими колебаниями, для которых справедлив закон дисперсии $\omega = vk$, где v – скорость звука.

Исходя из представлений классической электродинамики, энергию колебаний кристаллической решетки можно представить в виде:

$$E_p = \int \left\{ \frac{\gamma}{2} \dot{\vec{P}}^2(\vec{x}) + \frac{g}{2} \left[(\text{grad} P_x)^2 + (\text{grad} P_y)^2 + (\text{grad} P_z)^2 \right] \right\} dV, \quad (10)$$

где \vec{P} – вектор поляризации; коэффициенты γ и g могут быть определены при помощи экспериментальных данных.

Кроме того, вследствие высокой подвижности электронов в металлах классический закон Кулона необходимо переписать в новой форме, которая учитывает эффекты экранировки:

$$K(\vec{x} - \vec{x}') = C_0 \frac{e^{-\lambda|\vec{x} - \vec{x}'|}}{|\vec{x} - \vec{x}'|}, \quad (11)$$

где λ – постоянная экранирования.

Тогда полный оператор Гамильтона примет вид:

$$H = \int \psi^+(\vec{x}) \left(-\frac{\hbar^2}{2m^*} \Delta \right) \psi(\vec{x}) dV + \frac{1}{2} \int \left\{ \frac{\vec{P}^2(\vec{x})}{\gamma} + g \sum_{j=x,y,z} (\text{grad} P_j)^2 \right\} dV + \\ + C \int \psi^+(\vec{x}) \psi(\vec{x}) (-\text{div} \vec{P}(\vec{x})) dV. \quad (12)$$

Поскольку поляризация обязана своим происхождением продольным колебаниям [6], то для \vec{P} можно использовать подстановку:

$$\vec{P} = \frac{1}{\sqrt{V}} \sum_{\vec{w}} \sqrt{\frac{\hbar}{2\gamma\omega_w}} \frac{\omega(\vec{w})}{w} e^{i\vec{w}\vec{x}} (b_w - b_{-w}^+). \quad (13)$$

Если подставить разложенные в ряд волновые функции:

$$\psi(\vec{x}) = \sum_k a_k \frac{1}{\sqrt{V}} e^{i\vec{k}\vec{x}} \quad (14)$$

в (12) и (13), то окончательно получим гамильтониан:

$$H = \sum_k \frac{\hbar^2 k^2}{2m^*} a_k^+ a_k + \sum_w \hbar \omega b_w^+ b_w + \underbrace{\hbar \sum_{w,k} (g_w b_w a_{k+w}^+ a_k + g_w^* b_w^+ a_{k-w}^+ a_k)}_{H_{63}}, \quad (15)$$

где константы связи g_w в явном виде можно представить как

$$\hbar g_w = -\frac{ei}{\lambda^2} \sqrt{\frac{\hbar}{2\gamma V \omega_w}}. \quad (16)$$

Взаимодействие электронов с электромагнитным полем.

Полный гамильтониан можно получить путем добавления оператора Гамильтона для свободного светового поля к гамильтониану квантованного электронного поля.

Классическая функция Гамильтона для электрона, который движется в поле векторного потенциала $\vec{A}(\vec{x})$ и скалярного потенциала $V(\vec{x})$ имеет вид:

$$H_{кл} = \frac{1}{2m} (p - eA(\vec{x}))^2 + V(\vec{x}). \quad (17)$$

В рамках вторичного квантования (17) принимает вид:

$$H_{эл} = \int \psi^+(\vec{x}) \left\{ \frac{1}{2m} \left(\frac{\hbar}{i} \vec{\nabla} - e\vec{A} \right)^2 + V(\vec{x}) \right\} \psi(\vec{x}) dV + H_{вз}. \quad (18)$$

Слагаемое, содержащее векторный потенциал, можно упростить, возведя в квадрат. Соблюдая точную последовательность множителей

$$\left(\frac{\hbar}{i} \vec{\nabla} - e\vec{A} \right)^2 = -\hbar^2 \Delta - \frac{\hbar e}{i} \vec{A} \vec{\nabla} + e^2 A^2. \quad (19)$$

Тогда гамильтониан можно представить как

$$H_{эл} = H_{0,эл} + H_{св} + H_{вз}, \quad (20)$$

где $H_{0,эл}$ описывает движение электронов в потенциальном поле $V(x)$,

$$H_{0,эл} = \int \psi^+(\vec{x}) \left\{ -\frac{\hbar^2}{2m} \Delta + V(\vec{x}) \right\} \psi(\vec{x}) dV, \quad (20a)$$

$H_{св}$ – взаимодействие электронов со светом:

$$H_{св} = \int \psi^+(\vec{x}) \left\{ -\frac{\hbar e}{2mi} \vec{A} \vec{\nabla} + e^2 A^2 \right\} \psi(\vec{x}) dV, \quad (20б)$$

а $H_{вз}$ – кулоновское взаимодействие электронов.

Векторный потенциал можно разложить по плоским волнам:

$$\vec{A} = \sum_{\vec{k}, j} \sqrt{\frac{\hbar 2\pi c^2}{\omega_k}} \left(\vec{e}_{k,j} \frac{1}{\sqrt{V}} e^{i\vec{k}\vec{x}} b_{k,j} + \vec{e}_{k,j} e^{-i\vec{k}\vec{x}} b_{k,j}^+ \right), \quad (21)$$

где ω_k – частота парциальных волн излучения;

$\vec{e}_{k,j}$ – вектор поляризации волны \vec{k} ;

j – индекс, различающий направления поляризации;

V – объем нормировки;

$b_{k,j}$ и $b_{k,j}^+$ – операторы рождения и уничтожения, удовлетворяющие бозевским перестановкам.

Тогда для э/м волны оператор Гамильтона имеет вид:

$$H_{c\phi} = \sum_{k,j} \hbar \omega_{k,j} b_{k,j}^+ b_{k,j}. \quad (22)$$

Полный оператор Гамильтона для взаимодействия электронов с лазерным излучением будет суммой (20) и (22).

Окончательный вид уравнения Шредингера и уравнение теплопроводности.

Исходя из сделанных выше допущений, можно окончательно сформулировать уравнение Шредингера в следующем виде:

$$\left\{ -\frac{\hbar^2}{2m} \Delta + V_p(\vec{x}) + \tilde{V}(\vec{x}) + \sum_{\vec{w}} \hbar \omega_{\vec{w}} b_{\vec{w}}^+ b_{\vec{w}} + H_{\phi\phi} + H_{c\phi} + H_{c\phi,\phi} \right\} \varphi_k(\vec{x}) - \sum_{k_j} A_{k_j,k} \varphi_{k_j}(\vec{x}) = E \varphi_k(\vec{x}), \quad (23)$$

где первые два слагаемых описывают кинетическую и потенциальную энергию электронов в периодическом потенциале; $\tilde{V}(\vec{x})$ определяется (8) и имеет смысл электростатического потенциала; сумма $\sum_{\vec{w}} \hbar \omega_{\vec{w}} b_{\vec{w}}^+ b_{\vec{w}}$ –

полную энергию фононов с волновыми векторами \vec{w} ; $H_{\phi\phi}$ – энергия электрон-фононного взаимодействия согласно (15); $H_{c\phi}$ и $H_{c\phi,\phi}$ – характеризуют взаимодействие электронов с квантом света (20б) и энергию падающего излучения (22) соответственно; слагаемое $-\sum_{k_j} A_{k_j,k} \varphi_{k_j}(\vec{x})$

описывает обменные кулоновские взаимодействия между электронами, коэффициенты $A_{k_j,k}(\vec{x})$ определяется выражением (9).

Полученное уравнение (23) для случая монокристалла имеет квантованное решение, если же его обобщить для поликристаллической системы путем суммирования энергетических состояний для каждой фазовой составляющей, то в силу искажения волновых функций на границе отдельных кристаллитов, решение уравнения вида:

$$\sum_i \left[\left\{ -\frac{\hbar^2}{2m} \Delta + V_p(\vec{x}) + \tilde{V}(\vec{x}) + \sum_{\vec{w}} \hbar \omega_{\vec{w}} b_{\vec{w}}^+ b_{\vec{w}} + H_{\phi\phi} + H_{c\phi} + H_{c\phi,\phi} \right\} \varphi_k(\vec{x}) - \sum_{k_j} A_{k_j,k} \varphi_{k_j}(\vec{x}) \right] = \sum_i E \varphi_k(\vec{x}), \quad (24)$$

где индекс i пробегает все значения порядкового номера рассматриваемых кристаллитов, относительно собственных значений энергии кри-

сталла в целом, уже не будет дискретным, а может быть представлено в виде непрерывной функции координат и времени.

Если под волновой функцией φ в уравнениях (23) и (24) понимать функцию, описывающую поведение всего металлического поликристалла в целом, то с учетом того, что

$$E = -\frac{\hbar}{i} \frac{\partial}{\partial t}, \quad (25)$$

эти уравнения удобно представить в следующем виде:

$$[-\alpha\Delta + W(\vec{x})]\varphi = \beta \frac{\partial \varphi}{\partial t}, \quad (26)$$

где α и β – некоторые положительные постоянные множители, а слагаемое $W(\vec{x})$ представляет собой сумму операторов энергии, которые характеризуют взаимодействие электронов с фононами, фотонами и другими электронами, а также энергию падающего излучения.

Из вида уравнения (26) можно сделать вывод о том, что изменение функции состояния всего металлического поликристалла со временем может быть вызвано только изменением слагаемого $W(\vec{x})$, т.е. только за счет процессов, связанных с рождением и распространением фононов в кристалле согласно (15) и за счет получения энергии со стороны падающего излучения по механизмам (20) и (22).

С другой стороны, энергетическое состояние металлического поликристалла хорошо описывается классической молекулярно-кинетической теорией, в рамках которой значение энергии, запасенной в кристаллической решетке, при высоких температурах с точностью до константы, зависящей от рода вещества, однозначно определяется его термодинамической температурой в первой степени.

Поскольку в уравнении (26) и слева, и справа стоит операторное представление энергетического спектра, который, как уже говорилось, в случае поликристалла является непрерывным, то физически корректной будет замена микроскопического гамильтониана на макроскопическое значение энергии, выраженное через термодинамическую температуру. Тогда с точностью до константы (26) можно переписать в виде:

$$-\alpha\Delta T + Q = \beta \frac{\partial T}{\partial t}, \quad (27)$$

где Q уже имеет смысл источника энергии.

Таким образом, мы совершили переход от квантово-механического описания металлического поликристалла посредством уравнения Шредингера вида (24) к классическому уравнению теплопроводности (27), которое в общем виде удобно переписать в форме:

$$\frac{1}{a} \frac{\partial}{\partial t} T(x, y, z, t) - \Delta T = \frac{q(x, y, z)}{\lambda}, \quad (28)$$

где a , λ – коэффициенты температуро- и теплопроводности, q – пространственно распределенный тепловой источник.

Причем поскольку для фиксированных моментов времени энергетическое распределение электронов проводимости и фононный спектр фиксированы, а резонансный электрон-электронный и электрон-фононный энергетический обмен является установившимся, то в качестве слагаемого $q(x, y, z)$ может рассматриваться только значение энергии, которое подводится в кристаллическую решетку за счет теплового источника (лазерного луча).

Решение (28) для постоянного теплового потока $\langle q \rangle$, действующего в течении времени $0 \leq t \leq T$ с последующим его мгновенным выключением подробно рассмотрено в [7]. В случае нормального распределения плотности мощности в пучке оно имеет вид

$$\Delta T(r, z, t) = \begin{cases} \frac{2\langle q \rangle e^{-kr^2} \sqrt{at}}{\lambda} \int_{\frac{z}{2\sqrt{at}}}^{\infty} \Phi^*(\xi) d\xi & \text{при } 0 \leq t \leq T \\ \frac{2\langle q \rangle e^{-kr^2} \sqrt{a}}{\lambda} \left(\sqrt{t} \int_{\frac{z}{2\sqrt{at}}}^{\infty} \Phi^*(\xi) d\xi - \sqrt{t-T} \int_{\frac{z}{2\sqrt{a(t-T)}}}^{\infty} \Phi^*(\xi) d\xi \right) & \text{при } t > T \end{cases}, \quad (29)$$

где $\Phi^*(\xi)$ – дополнение к интегралу вероятности, равное $1 - \Phi(\xi)$, k – коэффициент пространственного сжатия лазерного луча.

Результаты расчета температурного поля в поверхностном слое металлического образца из ст45 показаны на рисунке 1. Условия расчета: время излучения 3 мс, вкладываемая энергия 1,5 мДж.

Таким образом, температура на поверхности образца достигает порога начала аустенитного превращения за десятые доли мс, а распад аустенита начинается примерно через 7 мс после начала облучения, т.е. время выдержки составляет порядка 5,5-7 мс при скоростях нагрева и охлаждения до 10^7 К/с, что должно быть достаточно для получения при последующем охлаждении мелкодисперсной структуры, например, мар-

тенсита. Из распределения температуры на глубине 250 мкм хорошо видно, что с увеличением глубины за счет инерционности процесса теплопроводности происходит запаздывание прогрева, а убывание температуры характеризуется более пологой кривой, т.е. ниже лежащие облас-

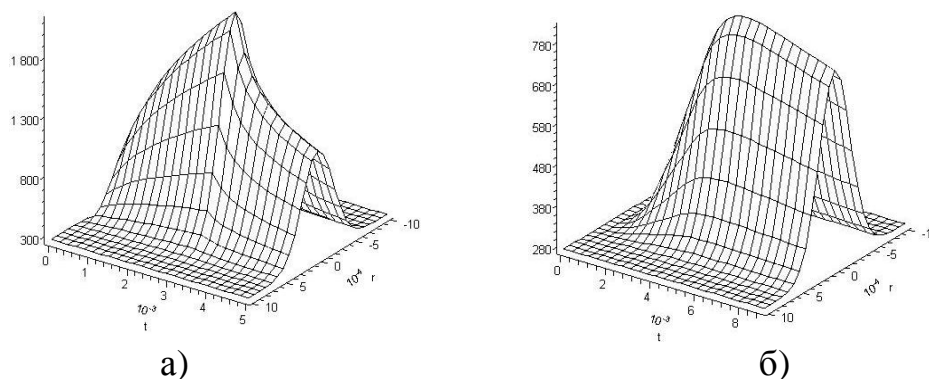


Рисунок 1 – Изменение температуры металла (сталь 45) с течением времени при воздействии импульсным лазерным излучением:

а) на поверхности металла, б) на глубине 250 мкм

ти выдерживаются при повышенных температурах значительно дольше, чем поверхность обрабатываемого металла. В дальнейшем необходимо провести аналогичные исследования для других марок углеродистых сталей и сравнить их результаты с экспериментальными.

Построено нестационарное уравнение Шредингера и обоснован переход к классическому уравнению теплопроводности в случае сложного фазового состава поверхностного слоя металлов, приведены результаты расчета распределения температур для случая обработки импульсным лазерным излучением.

The unstationary Shredinger equation is built and the transition to classic heat conductivity equation in the case of difficult phase composition of superficial layer of metals is grounded, the results of computation of temperature distribution for the pulse laser radiation treatment are defined.

Библиографический список.

1. Постников В.С., Белова С.А. Морфология упрочняющих фаз в слоях, полученных лазерным легированием / Физика и химия обработки материалов, 1998, №2, с. 33-36
2. Воздействие лазерного излучения на материалы / Арутюнян Р.В., Баранов В.Ю., Большов Л.А. и др. – М.: Наука. 1989. – 367 с.

3. *Промышленное применение лазеров* / Под ред. Г. Кёбнера; Пер. с англ. Смирнова А.Л.; Под ред. Зуева И.В.. – М.: Машиностроение, 1988. – 280 с.

4. *Шульце Г. Металлофизика* / Пер. с нем. А.К. Натансона; Под ред. Я.С. Уманского. – М.: Мир, 1971. – 504 с.

5. *Абрикосов А.А. Основы теории металлов: Учеб. руководство.* – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1987. – 520 с.

6. *Киттель Ч. Квантовая теория твердых тел* / Пер. с англ. А.А. Гусева. – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1967. – 492 с.

7. *Г. Карслоу, Д. Егер. Теплопроводность твердых тел.* – М.: Наука, 1964. – 488 с.

Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Денищиком Ю.С.

ТРЕБОВАНИЯ

к рукописям научных статей и порядок их рассмотрения при подготовке к выпуску сборника научных трудов ДонГТУ

Статьи должны представляться в соответствии с требованиями ВАК Украины (Перелік № 1 за 2003г). Сборник научных трудов издается два раза в год. Сборник формирует информационный отдел.

Сборник содержит следующие разделы: «Разработка полезных ископаемых», «Металлургия», «Строительство», «Электротехника. Радиотехника». Содержание статей должно содержать новые достижения науки и техники, их практическое значение, соответствовать технической направленности сборника и представлять интерес для широкого круга специалистов.

В статье должно быть кратко изложено то новое и оригинальное, что разработано авторами, показано преимущество перед аналогами предлагаемых разработок, описаны их особенности и практическая значимость. Результаты работы не должны представляться в виде тезисов.

Ответственность за нарушение авторских прав, за несоблюдение действующих стандартов и за недостоверность приведенных в статье данных полностью несут авторы статьи.

Присланные в редакционную коллегию статьи подвергаются обязательному рецензированию. Редакционная коллегия оставляет за собой право вносить в текст статьи изменения редакционного характера без согласования с авторами.

Языки предоставления рукописей: украинский, русский.

СОДЕРЖАНИЕ СТАТЕЙ

Представляемые статьи должны иметь следующую структуру:

УДК:

УДК на статью присваивает отдел библиографии научной библиотеки ДонГТУ, каб.206.

Аннотация:

В аннотации приводятся краткие сведения о всей статье в целом на трех языках, в начале на украинском языке, в конце статьи на русском и английском языках. Объем аннотации 5-10 строк.

Обязательные элементы статьи:

- постановка проблемы в общем виде и ее связь с важными научными и практическими заданиями;
- анализ последних достижений и публикаций, в которых начато решение данной проблемы и на которые опирается автор, выделение

нерешенных раньше частей общей проблемы, которым посвящается данная статья;

- формулирование целей статьи (постановка задач);
- представление основного материала исследования с полным обоснованием полученных научных результатов;
- выводы по данному исследованию и перспективы дальнейшего развития данного направления.
- библиографический список, список литературных источников должен быть составлен в порядке ссылок на них. Ссылки на литературу в тексте статьи заключаются в квадратные скобки.

За авторами статьи остаётся право выделения жирным шрифтом названия обязательных элементов статьи.

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ

1. Текст рукописи статьи от 5 до 10 страниц на белой бумаге формата А4 (210х297 мм) с полями: верхнее, левое, правое, нижнее – **28 мм**. Страницы не нумеруются. Рукопись статьи оформляется с применением редактора WinWord (не ниже версии 6.0) шрифтом Times New Roman, размером 14, одинарным интервалом, без переносов, выравниванием по ширине, абзацным отступом 1,27 см, с высоким качеством печати.

2. *Порядок оформления.* Материалы должны отвечать следующей структурной схеме: УДК, звание, должность, фамилии и инициалы авторов, название организации, города, страны, e-mail автора, название статьи, аннотация, основной текст, выводы, аннотация на двух языках, библиографический список.

УДК проставляется слева вверху, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал печатать звание, должность, фамилию, инициалы. В круглых скобках – название организации, название города, страны, e-mail автора, через запятую. Шрифт полужирный, курсив.

Через два интервала название заглавными буквами, выравнивание по центру, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал – краткая аннотация на украинском языке, курсивом и материалы статьи. Между аннотацией и текстом статьи один интервал. Образец оформления материалов прилагается.

3. Графический материал (рисунки, графики, схемы) следует располагать непосредственно после текста, в котором он упоминается впервые («...на рисунке...», не допускается «см.», «рис.»), или на следующей странице. Все позиции, обозначенные на рисунке, должны быть объяснены в тексте и нанесены слева направо, сверху вниз. Допускается размещение пояснительных данных под иллюстрацией (подрисуночный текст). Под каждым рисунком (подрисуночным текстом) располагается

подпись в формате «Рисунок № – Название» с выравниванием по центру без абзаца. После подписи и перед рисунком оставляется пустой интервал.

4. Абзац содержащий формулы должен иметь следующие параметры: выравнивание по левому краю, без абзаца, интервал перед и после абзаца 14 пт, позиции табуляции – 7,75 см по центру (для расположения формулы) и 15,4 см по правому краю (для расположения номера формулы). Формулы выполняются с помощью редактора формул Microsoft Equation 3 математическим стилем, со следующими размерами:

Full (обычный)	12 pt
Subscript/Superscript (крупный индекс)	10 pt
Sub-Subscript/Superscript (мелкий индекс)	8 pt
Symbol (крупный символ)	12 pt
Sub-Symbol (мелкий символ)	10 pt

5. Все таблицы должны иметь название и порядковый номер и располагаться после упоминания по тексту. Название располагается над таблицей.

Каждая таблица должна иметь один интервал перед названием и один после таблицы.

6. Библиографический список должен быть составлен в порядке упоминания в тексте. Ссылки на литературу заключаются в квадратные скобки.

7. Текст статьи предоставляется в электронном (дискета 3,5”) и печатном виде, сопроводительная документация только в печатном виде.

СОПРОВОДИТЕЛЬНАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

- Рецензия специалистов редакционной коллегии ДонГТУ
- Выписка из протокола заседания кафедры.

СОДЕРЖАНИЕ

Раздел «Разработка полезных ископаемых»

<i>Фінкельштейн З.Л.</i> ДОСЛІДЖЕННЯ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО ПИЛОВЛОВЛЮВАЧА	5
<i>Финкельштейн З.Л.</i> ТРЕБОВАНИЯ К ЭМУЛЬСИЯМ ШАХТНЫХ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ КРЕПЕЙ И ИХ РЕАЛИЗАЦИЯ	12
<i>Клишин Н.К., Склепович К.З., Касьян С.И., Кизияров О.Л.</i> ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ОЧИСТНЫХ РАБОТ В СЛОЖНЫХ УСЛОВИЯХ	16
<i>Ширин Л.Н., Корнеев С.В., Варченко Ю.Э., Тугай В.В.</i> СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ АНКЕРНОЙ КРЕПИ ДЛЯ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ	24
<i>Окалелов В.Н.</i> МЕТОДИКА ПРОГНОЗА ТЕХНИКО- ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ЛАВ И ШАХТ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К ОЦЕНКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	33
<i>Кузьменко В.И.</i> ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ КОНСТРУКЦИЙ МАШИН И УСТРОЙСТВ ДЛЯ ОБРАБОТКИ СТЫКУЕМЫХ КРОМОК КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ	50
<i>Буянов А.Д., Павленко А.Т., Мирошниченко В.Т., Чернов А.Т., Ноженко А.А.</i> АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ АЭРОГИДРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ.....	61
<i>Зотов В.А.</i> УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССАМИ СЖИГАНИЯ ТВЕРДОГО ТОПЛИВА	66
<i>Кривенко С.В.</i> ОПТИМИЗАЦИЯ ОКОМКОВАНИЯ АГЛОСИХТЫ НА ОАО «МК «АЗОВСТАЛЬ» НА ОСНОВЕ ВИДЕОИЗОБРАЖЕНИЯ СЛОЯ	74
<i>Рутковский А. Ю., Мулов Д. В.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ УПРУГО-ДЕМПФИРУЮЩИХ ЭЛЕМЕНТОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВИБРОЗАЩИТНОЙ СИСТЕМЫ РУЧНОЙ УДАРНОЙ МАШИНЫ	84

<i>Ларченко В.Г., Хоружая Н.В., Лиман С.А., Николаенко В.В., Моисеенко Е.В. МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВРАЩАЮЩИХСЯ ПЕЧЕЙ ОБЖИГА ИЗВЕСТИ</i>	<i>89</i>
<i>Денисенко В.П., Абакумова Е.В. ВЛИЯНИЕ СТРУКТУРЫ ПОДРАБАТЫВАЕМОГО УГЛЕНОСНОГО МАССИВА НА ФОРМИРОВАНИЕ АВАРИЙНЫХ ГАЗОВЫХ СИТУАЦИЙ НА ДОБЫЧНОМ УЧАСТКЕ</i>	<i>98</i>
<i>Аверин Г. А., Кирьязов П.Н., Доценко О. Г. МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ОБРУШЕННЫХ И УПЛОТНЯЮЩИХСЯ ВМЕЩАЮЩИХ ПЛАСТЫ АНТРАЦИТА ПОРОД</i>	<i>110</i>
<i>Денисенко В.П., Лепило Н.Н., Чепурной Д.С., Егоров И.Н. КРИТЕРИИ КАЧЕСТВА МЕТАНОВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ, ИЗВЛЕКАЕМЫХ ДЕГАЗАЦИОННЫМИ СИСТЕМАМИ ШАХТ</i>	<i>115</i>
<i>Сятковский С.Л., Шепелевич В.Д. О ВОЗМОЖНЫХ ИСТОЧНИКАХ И СПОСОБАХ ДОБЫЧИ ГАЗА ИЗ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ</i>	<i>127</i>
<i>Доценко О. Г., Меняйло А. Г. ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....</i>	<i>136</i>

Раздел «Металлургия»

<i>Кравченко В.М., Сидоров В.А., Поддубный С.В., Гичун Н.В. АНАЛИЗ МЕТОДОВ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГЕОМОДИФИКАТОРОВ В СМАЗКЕ</i>	<i>145</i>
<i>Новохатський О.М. КОНТРОЛЬ ЗАХАРАЩУВАННЯ І АКТИВІЗАЦІЯ РОБОТИ ГОРНА ДОМЕННОЇ ПЕЧІ</i>	<i>155</i>
<i>Данько В.М. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРИ ПЛАСТОМЕТРИРОВАНИИ ЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ОБРАЗЦОВ</i>	<i>160</i>
<i>Ершов В.М. ТЕРМИЧЕСКОЕ РАСШИРЕНИЕ КРИСТАЛЛИЧЕСКОЙ РЕШЕТКИ БОРИДОВ ЖЕЛЕЗА.....</i>	<i>163</i>

<i>Ершов В.М., Иванова И.В., Некрасова Л. С.</i> СТРУКТУРА БЕЗ- ВОЛЬФРАМОВОЙ БЫСТРОРЕЖУЩЕЙ СТАЛИ РОМ2Ф3	169
<i>Коробко Т.Б., Майоров Г.И.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБА ВЫТЯЖКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГОФРИРОВАНИЯ В ШТАМПАХ С МНОГОСЕКЦИОННЫМИ ПОВОРОТНЫМИ ДИСКАМИ	174
<i>Иванов А.П., Командиров А.В.</i> МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСТА- ТОЧНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В СВАРНЫХ СОСТАВНЫХ ДВУ- ТАВРАХ ПРИ ПРОДОЛЬНОЙ И ПОПЕРЕЧНОЙ РАЗРЕЗКЕ ...	183
<i>Корчак Е.С.</i> ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗВРАТНОГО ХОДА КОВОЧНЫХ ПРЕССОВ С НАСОСНО- АККУМУЛЯТОРНЫМ ПРИВОДОМ.....	189
<i>Кузьмина О.М., Фирсова Т.И.</i> ЗАДАЧА РЕОЛОГИЧЕСКОГО ПОДОБИЯ В ОБРАБОТКЕ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ	197
<i>Эссельбах В.С., Эссельбах С.Б., Куберский С.В.</i> МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ РАСЧЕТА ЭЛЕКТРОМАГНИТОВ, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ПРИ ОБРАБОТКЕ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНЫХ РАСПЛАВОВ	205
<i>Майоров Г.И., Бут А.Ю.</i> СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ КОМБИНИРОВАННОЙ ВЫТЯЖКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ШТАМПОВ С ПОВОРОТНЫМИ ДИСКАМИ	211
<i>Горяинова Т.В., Рябичева Л.А.</i> ХАРАКТЕР ИЗМЕНЕНИЯ МИКРОСТРУКТУРЫ В ЗОНЕ ДЕФЕКТА «ПОЯС» ПРИ ОСТАНОВКЕ МНЛЗ НА СЛЯБАХ ИЗ ДОПЕРИТЕКТИЧЕСКИХ МАРОК СТАЛЕЙ.....	217
<i>Кузнецов Д.Ю., Васильев Д.Б., Лащев В. Я., Пащенко А.В.</i> СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛИ, ВЫПЛАВЛЕННОЙ В ДВУХВАННОМ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМ АГРЕГАТЕ	225
<i>Бревнов А.А.</i> ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТОСПОСОБНОСТИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО НЕПОЛНОПОТОЧНОГО ФИЛЬТРА С ЗАКРУТКОЙ ПОТОКА	231

Раздел «Строительство»

<i>Симонова И.Н., Долголатев В.М., Николаева Е.К., Симонов С.И.</i> ТЕПЛОВИЗИОННЫЕ ОБСЛЕДОВАНИЯ СОСТОЯНИЯ ОГРАЖДАЮЩИХ КОНСТРУКЦИЙ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ.....	243
<i>Каличава Т.Б.</i> ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ЗАЩИТНЫХ МЕРОПРИЯТИЙ В СЛОЖНЫХ ГРУНТОВЫХ УСЛОВИЯХ	252
<i>Жданова И.В.</i> ПРИМЕНЕНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ ОПИСАНИЯ ГРУНТОВЫХ ПРОЦЕССОВ, ПРОТЕКАЮЩИХ ПРИ СТАТИЧЕСКОМ ЗОНДИРОВАНИИ	260
<i>Иванов А.П., Ляшенко Л.В.</i> ДИАГРАММЫ РАЗРУШЕНИЯ РАЗЛИЧНЫХ МЕТАЛЛОВ МЕТОДОМ «СРЕЗА РЕЗЬБЫ»	271
<i>Беляева С.Ю.</i> МЕТОДИКА ОЦЕНКИ НАПРЯЖЕННО- ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ, АРМИРОВАННЫХ СТАЛЬНЫМ ПРОФИЛИРОВАННЫМ НАСТИЛОМ, НА ОСНОВЕ РЕАЛЬНЫХ ДИАГРАММ ДЕФОРМИРОВАНИЯ МАТЕРИАЛОВ	278
<i>Карапетян С.Х.</i> РАЗВИТИЕ МЕТОДА ФЕРЕ ДЛЯ НАХОЖДЕНИЯ ЗАКОНА ДЕФОРМАЦИЙ БЕТОНА ИЗ ОПЫТА НА ВНЕЦЕНТРЕННОЕ СЖАТИЕ ПРИ ОДНОКРАТНЫХ И НЕМНОГОКРАТНО ПОВТОРНЫХ НАГРУЖЕНИЯХ	287

Раздел «Электротехника. Радиотехника»

<i>Дзюба В.Л., Корсунов К.А., Сергиенко С.Н.</i> ПЛАЗМЕННО- МЕХАНИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА ЖАРОПРОЧНЫХ СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ	299
<i>Синеглазов В.М., Ткачев Р.Ю.</i> МЕТОД СИНТЕЗА АВТОНОМНЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ МНОГОМЕРНЫМ ОБЪЕКТОМ С ЗАПАЗДЫВАНИЯМИ ОБЩЕГО ВИДА.....	308
<i>Заблодский Н.Н., Лупанов А.А., Филатов М.А., Квасов В.А.</i> ПРИНЦИП САМОРЕГУЛЯЦИИ ПРИ РАЗДЕЛЕНИИ НА СОСТАВЛЯЮЩИЕ ПОЛЕЗНОЙ МОЩНОСТИ ПОГРУЖНЫХ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ.....	318

<i>Заблодский Н.Н., Филатов М.А., Квасов В.А., Лупанов А.А.</i> КОЭФФИЦИЕНТ ПОЛЕЗНОГО ДЕЙСТВИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИ ПОДОБНЫХ ПОЛИФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ.....	326
<i>Мурга В.В.</i> ВОЗБУЖДЕНИЕ КОЛЛЕКТИВНОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ В ЛАЗЕРНЫХ АКТИВНЫХ СРЕДАХ	332
<i>Захожай О.І.</i> ЕФЕКТИВНІ СПОСОБИ ПЕРЕТВОРЕННЯ ГРАФІЧНИХ ЗОБРАЖЕНЬ ПРИ ЇХНЬОЇ СЕГМЕНТАЦІЇ ТА РОЗПІЗНАВАННІ ЗАСОБАМИ КОМП'ЮТЕРНОГО ЗОРУ	338
<i>Павленко Т.П.</i> ПРИМЕНЕНИЕ АМОРФНЫХ СПЛАВОВ В УСТРОЙСТВАХ ЗАЩИТНОГО ОТКЛЮЧЕНИЯ	343
<i>Сафронов П.С., Конончук Є.Є., Окаєлов О.Ю.</i> МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ ЕЛЕКТРИЧНОГО КОЛА РОБОЧОЇ КАМЕРИ ОЗОНАТОРА.....	348
<i>Антропов И.И.</i> ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ЛАЗЕРНОГО ИЗЛУЧЕНИЯ С ПОВЕРХНОСТЬЮ МЕТАЛЛОВ, ИМЕЮЩИХ ПОЛИКРИСТАЛЛИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ	353
Требования к рукописям научных статей	364

НАУКОВЕ ВИДАННЯ

ЗБІРНИК НАУКОВИХ ПРАЦЬ ДОНБАСЬКОГО ДЕРЖАВНОГО ТЕХНІЧНОГО УНІВЕРСИТЕТУ

Випуск 26

Головний редактор

Заблудський М.М – канд. техн. наук

Редакційна колегія:

А.І. Акмаєв – докт. екон. наук,
С.М. Петрушов – докт. техн. наук,
Г.Г. Литвинський – докт. техн. наук,
Р.А. Фрумкін – докт. техн. наук,
Г.В. Бабіюк – докт. техн. наук,
Г.І. Гайко – докт. техн. наук,
М.К. Клішин – докт. техн. наук,
З.Л. Фінкельштейн – докт. техн. наук,
А.Б. Зеленов – докт. техн. наук,
Ю.С. Денищик – докт. техн. наук,
В.О. Ульшин – докт. техн. наук,
О.І. Давиденко – докт. техн. наук,
В.О. Луценко – докт. техн. наук,
В.Н. Уляницький – канд. техн. наук,
Ю.Е. Паєранд – канд. техн. наук,
С.А. Скомська – начальник інформаційного відділу

Комп'ютерна верстка Н.Б. Трофімова

Підп. до друку 16.05.08. Формат 60×84¹/₁₆. Папір офс.
Друк RISO. Ум.друк.арк. 21,6 Зам. № 539 Наклад 100 пр.
Видавництво не несе відповідальність за зміст матеріалу, наданого автором до друку.

Видавець та виготівник:
Донбаський державний технічний університет
пр. Леніна, 16, м. Алчевськ, Луганська обл., 94204.
(Творче виробниче об'єднання «ЛАДО», каб. 113-а, II корпус, т./факс (06442)2-02-59)
Свідоцтво Держкомтелерадіо серія ДК, №2010 від 12.11.2004